

A. Die trockenen Verfahren.

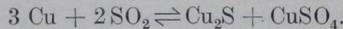
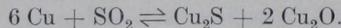
I. Die Herstellung von Roh- oder Schwarzkupfer.

CHEMISCHE GRUNDLAGEN.

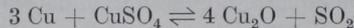
1. Kupfer, Cu.

Schmelzp. 1084° , sinkt beim Erhitzen an der Luft infolge Aufnahme von Cu_2O bis zum Schmelzpunkt des $\text{Cu-Cu}_2\text{O}$ -Eutektikums mit $3,4\%$ Cu_2O , 1062° . Dampfdruck beim Schmelzp. $0,012$ mm, erreicht bei 2305° 1 at (Siedepunkt). Spez. Gewicht: 8,933.

Fein verteiltes Cu absorbiert zwischen 500 und 600° begierig SO_2 unter Bildung von Cu_2S , CuSO_4 und Cu_2O :



Diese Gleichungen sind bei höherer Temperatur umkehrbar — vgl. Cu_2S — und verlaufen dann nur noch bei Anwesenheit von Reduktionsmitteln, z. B. Holzkohle, von links nach rechts. Neben CuSO_4 ist Cu bei den genannten Temperaturen nicht existenzfähig, da das nach der Gleichung



gebildete SO_2 mit überschüssigem Cu sofort nach obiger Gleichung reagiert.

Näheres über Kupferlegierungen und deren Verhalten vgl. S. 297 ff.

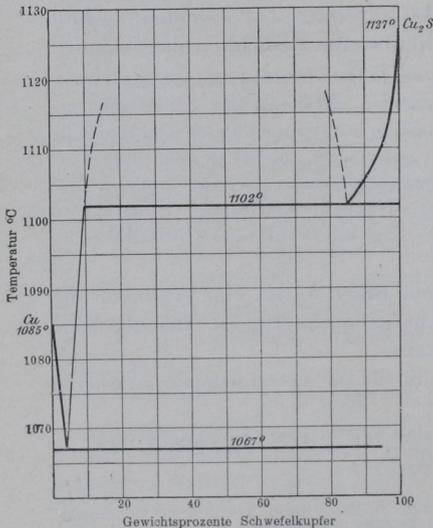
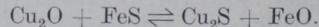


Fig. 74 a. Zustandsschaubild des Systems $\text{Cu-Cu}_2\text{S}$. (Nach Heyn und Bauer und Friedrich und Waehkert.)

mit geringerer Affinität zum S als Cu) stellt einen Gleichgewichtszustand dar, der um so vollkommener von links nach rechts verläuft, je höher die Temperatur ist und je rascher die Trennung von Me und Cu_2S erfolgt.

2. Verbindungen des Kupfers und Schwefels.

Kupfer besitzt unter allen hier in Betracht kommenden Metallen nächst dem Mangan die größte Verwandtschaft zum Schwefel. Neben solchem (in elementarer Form oder als Sulfid an ein anderes Metall gebunden) können daher Cu und dessen Verbindungen bei höherer Temperatur nicht oder nur in sehr untergeordnetem Maße existieren, d. h. es bildet sich beim Erhitzen Cu-haltiger Produkte in Gegenwart S-haltiger stets Cu_2S , z. B. nach der Gleichung:



Hierauf beruht die Möglichkeit, Cu in einem Stein zu konzentrieren (S. 180), sowie der Trennung des Cu von anderen Metallen durch Einführen von Schwefel in das geschmolzene Bad.

Die Reaktion $\text{MeS} + 2 \text{Cu} \rightleftharpoons \text{Me} + \text{Cu}_2\text{S}$ (Me: ein beliebiges zweiwertiges Metall

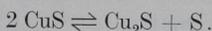
Mit S bildet Cu die Verbindungen CuS und Cu₂S, doch ist das System Cu—S nur bis zum Cu₂S untersucht (vgl. Fig. 74 a).

Demnach besteht bei 3,8% Cu₂S (0,8% S) ein Eutektikum mit einem Schmelzpt. von 1067°; ferner Schichtenbildung im flüssigen Zustand zwischen 9 und 85% Cu₂S (1,8 bis 17,1% S), deren obere Grenze allerdings noch nicht sicher feststeht und auch mit 96 bis 97% Cu₂S (19,3 bis 19,5% S) angegeben wird. Vollständige Mischbarkeit tritt wahrscheinlich erst oberhalb 1500° ein.

2a) Kupfersulfid, CuS.

In der Natur als Covellin oder Kupferindig auftretend, Farbe schwarz bis schwarzblau.

Beginn der Dissoziation bei 450° unter Abgabe von S zu Cu₂S:



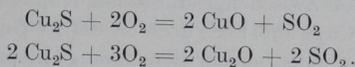
CuS ist daher in Hüttenprodukten, die höherer Temperatur ausgesetzt waren (z. B. im Stein), kaum vorhanden.

Feuchtes, fein verteiltes CuS geht an der Luft leicht in CuSO₄ über.

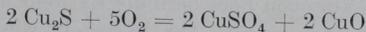
2b) Kupfersulfür, Cu₂S.

In der Natur als Chalkosin, Kupferglanz, auftretend. Infolge der Dissoziation von CuS beim Erhitzen ist es praktisch die einzige Cu-S-Verbindung in Produkten der trockenen Verhüttung. Farbe des natürlich vorkommenden schwärzlich bleigrau, des künstlich erzeugten blauschwarz.

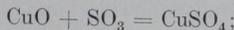
Schmelzpt. 1130 bis 1135°. Spez. Wärme: 0,121; latente Schmelzwärme je kg: ca. 30 Kal. Unter Luftabschluß erhitzt, dissoziiert es erst bei sehr hohen, hier kaum in Betracht kommenden Temperaturen zu Cu und S. An der Luft erhitzt, oxydiert es schon von 250° ab schwach, bei ca. 440° lebhaft, zu CuO (bei ungenügendem Luftzutritt oder oberhalb der Dissoziationstemperatur des CuO — s. d. — zu Cu₂O bzw. einem Gemenge von beiden). Die wichtigsten Oxydationsgleichungen sind demnach:



Neben CuO und Cu₂O entsteht beim Rösten auch CuSO₄, doch ist noch nicht genügend aufgeklärt, ob direkt nach der Gleichung



oder, was wahrscheinlicher ist, durch Einwirkung von intermediär gebildetem SO₃ auf CuO nach der Gleichung

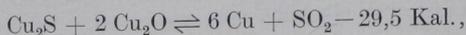


hierauf deutet wenigstens die Begünstigung der Sulfatbildung durch die Anwesenheit von Eisen bzw. des die Bildung von SO₃ stark fördernden Fe₂O₃. (Daneben soll auch durch direkte Einwirkung von SO₂ auf Cu₂S und CuS Sulfat entstehen:

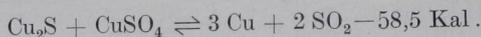


der ganze Röstchemismus ist, soviel auch schon darüber geschrieben wurde, wie man sieht, noch nicht vollkommen aufgeklärt, und es ist auch hier nicht der Ort, auf alle Theorien einzugehen.)

Über das Verhalten gegenüber Chlor und Chlorierungsmitteln vgl. S. 333 u. 360, „Chlorierende Röstung“. Gegenüber Cu-O-Verbindungen wirkt Cu_2S als Reduktionsmittel, z. B. nach der wichtigen „Reaktionsgleichung“



ferner:



Beide Reaktionen sind umkehrbar (vgl. S. 168 unter 1.) und verlaufen erst bei höheren Temperaturen (von ca. 900° ab) von links nach rechts, worauf auch die negative Wärmetönung hindeutet: Gewinnung von met. Kupfer nach der „Röst-Reaktionsmethode“ (S. 266 ff.).

2c) Kupfer-Eisen-Sulfür.

In der Natur hauptsächlich als Chalkopyrit, Kupferkies, CuFeS_2 , vorkommend; wichtigstes Kupfermineral. Früher als isomorphes Gemisch von Cu_2S und Fe_2S_3 oder von CuS und FeS aufgefaßt, neuerdings durch Röntgenuntersuchung als einheitlicher Körper erkannt. Farbe messinggelb, metallglänzend. Spez. Wärme 0,131.

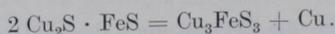
Beim Erhitzen an der Luft findet infolge der Anwesenheit von Eisen sehr leicht und weitgehend Sulfatisierung statt. Beginn der Oxydation: 300° , der Bildung von FeSO_4 : 300° (Maximum: 400°), der Bildung von CuSO_4 : 350° (Maximum: 550°). Durch vorsichtiges Erhitzen auf ca. 550° gelingt es, einen großen Teil des Cu in CuSO_4 überzuführen: „sulfatisierende Röstung“.

Ganz analog verhält sich eine andere natürlich vorkommende Cu-Fe-S-Verbindung, der Bornit oder Buntkupferkies, Cu_3FeS_3 oder Cu_3FeS_4 , der als eine feste Lösung von Cu_2S in CuFeS_2 aufgefaßt wird.

2d) Kupferstein¹⁾.

Eines der wichtigsten Zwischenprodukte der Kupferverhüttung, besteht in reinem Zustande aus Cu_2S und FeS, doch ist der Fe-Gehalt infolge der Dissoziation von FeS häufig höher, als der Berechnung entspricht.

Über das pseudobinäre System Cu_2S —FeS ist schon sehr viel gearbeitet worden, indessen besteht noch keine Übereinstimmung der Befunde. Während neuerdings von amerikanischen Forschern die Existenz einer Verbindung zwischen beiden Komponenten ganz in Abrede gestellt wird, scheint nach, auch neueren, deutschen Untersuchungen die Existenz einer Verbindung, $2 \text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{FeS}$ mit 62,7% Cu, 78,4% Cu_2S , sicher zu sein; diese zerfällt allerdings zwischen 548° und 180° in Cu_3FeS_3 (Buntkupferkies) und met. Cu:



¹⁾ Leider konnten die neuesten Ergebnisse der Untersuchungen von Guertler und Reuleaux (M. u. E. 24, 1927, S. 97 u. 129), weil erst nach erfolgter Drucklegung erschienen, nur noch kurz berücksichtigt werden. Fig. 75 ist dieser Arbeit entnommen.

Hierher gehören auch die Untersuchungen über das System Cu—Fe—S, die allerdings bisher noch ohne Berücksichtigung einer Cu₂S—FeS-Verbindung durchgeführt wurden¹⁾. Trägt man diese in das ternäre Diagramm noch ein, so erhält man die Zustandsfelder Cu—Fe—2 Cu₂S·FeS, Cu—Cu₂S—2 Cu₂S·FeS, Fe—2 Cu₂S·FeS—FeS und FeS—Cu₂S—S (Fig. 75). Während die Fe—FeS-Schmelzen vollständige Mischbarkeit im flüssigen Zustand besitzen (Fig. 76), wird diese bereits durch einen Cu-Zusatz von 3% verhindert: es bildet sich ein S-arter Regulus mit geringem Cu-Gehalt, in der Hauptsache aus Fe bestehend, und darüber eine Schicht geschmolzenen Steines, dessen Cu-Gehalt bei weiterem Cu-Zusatz bis zu 50% steigen kann. Wird dieser über die Linie Fe—2Cu₂S·FeS hinaus fortgesetzt, so reichert sich die Metallschicht an Cu an, bis sie davon 94 bis 95% enthält, d. h. es findet keine weitere Schwefelung des zugefügten Cu statt, solange der Cu-Gehalt des Regulus 94 bis 95% nicht übersteigt. Erst bei weiterem Kupferzusatz erfolgt nun Anreicherung des Steines an Cu unter gleichzeitiger Abscheidung von Fe in den Regulus.

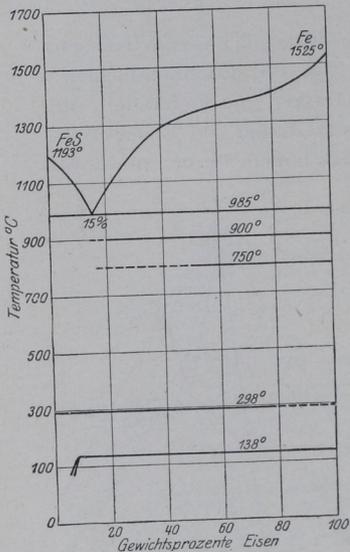


Fig. 76. Zustandsschaubild des Systems Fe—FeS. (Nach Loebe und Becker.)

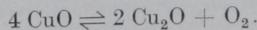
metal“ mit ca. 62% Cu von „withe metal“ mit 72 bis 78% Cu, während „pimpled metal“ bereits zum Teil aus met. Kupfer besteht.

3. Verbindungen des Kupfers mit Sauerstoff.

3a) Kupferoxyd, CuO.

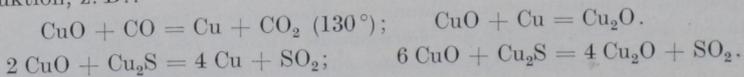
In der Natur als Tenorit vorkommend. Schwarz. Wichtigstes Oxydations- (bzw. Dissoziations-)Produkt der Kupferverbindungen, bildet daher (zusammen mit Cu₂O) das Endprodukt beim Totrösten der meisten Kupfererze. Schmelzpunkt des unzersetzten CuO: 1148° (?).

Beim Erhitzen beginnt CuO schon unterhalb 800°, wenn auch sehr schwach, zu dissoziieren; die Dissoziation ist bei 1050° lebhaft, ohne daß Schmelzung eintritt. Dissoziationsprodukt: Cu₂O:



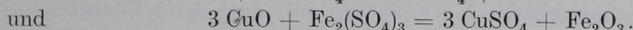
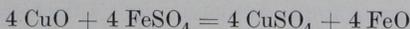
Bei 1105° beträgt der Sauerstoffdruck des CuO 1 at. Das erzeugte CuO—Cu₂O-Gemisch bildet ein Eutektikum mit einem Schmelzpt. von 1080°.

Mit Reduktionsmitteln erfolgt schon bei relativ niedrigen Temperaturen Reduktion, z. B.:



¹⁾ S. Anm. auf S. 170.

Mit SO_3 entsteht bei 600 bis 650° CuSO_4 , mit Chlor CuCl_2 bzw. Oxychlorid, z. B. $3 \text{CuO} \cdot \text{CuCl}_2$. Auch beim Erhitzen mit Eisensulfat entsteht CuSO_4 (von 300° ab, bei 600° lebhaft):

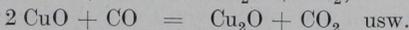


In der Hitze scheint CuO schwach sauren Charakter anzunehmen, wenigstens sind (außer dem in der Natur vorkommenden wasserhaltigen Chrysokoll, $\text{CuSiO}_3 \cdot 2 \text{H}_2\text{O}$) CuO -Silikate und -Ferrite kaum bekannt.

Ähnlich dem Fe_2O_3 , jedoch bedeutend schwächer, wirkt CuO auf SO_2 katalytisch als Sauerstoffüberträger unter Bildung von SO_3 .

3b) Kupferoxydul, Cu_2O .

In der Natur als Cuprit, Rotkupfererz, vorkommend. Farbe bräunlich koche-nillerot. Schmilzt unzersetzt bei 1235°. Entsteht beim unvollständigen Rösten von Cu-S -Verbindungen bei niedrigen Temperaturen oder beim Erhitzen von met. Cu an der Luft bzw. als Dissoziationsprodukt von CuO (s. d.) oder als dessen Reduktionsprodukt:



Cu_2O bildet mit SiO_2 schon von 600° ab Silicate von charakteristischer ziegel-roter Farbe, deren Sinterung bei ca. 900° beginnt ($2 \text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$; $\text{Cu}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ usw.); auch mit Fe_2O_3 entstehen relativ leicht schmelzende Ferrite. Der Ver-schlackung von CuO muß also eine Reduktion zu Cu_2O vorhergehen.

Die Reduktion von Cu_2O kann natür-lich nur zu met. Kupfer erfolgen. Über die Reaktion mit Cu_2S vgl. dieses.

4. Verbindungen des Kupfers mit Arsen.

In der Natur kommt Kupfer zusammen mit Arsen vor allem in den Fahlerzen ver-schiedener Zusammensetzung vor, doch sind dies wahrscheinlich keine chemi-schen Cu-As -Verbindungen, sondern isomorphe Gemenge von As_2S_3 mit Cu_2S (und anderen Metallsulfiden). Dagegen entstehen beim reduzierenden Verschmelzen arsenhaltiger Kupfer-materialien richtige Kupferarsenide, deren Träger die sog. Speisen sind.

Das binäre System Cu-As (Fig. 77) ist nur bis etwas über 40% As aufgestellt. Es zeigt vollständige Löslichkeit in flüssigem Zustande, während in festem Zu-stande nur enge Gebiete von Mischkristallen (0 bis 4% und 28,2 bis 29,6% As) festzustellen sind. Mit einiger Sicherheit kann man die Existenz wenigstens einer Verbindung behaupten (Cu_3As , Schmelz-p. 830°), die mit Cu ein

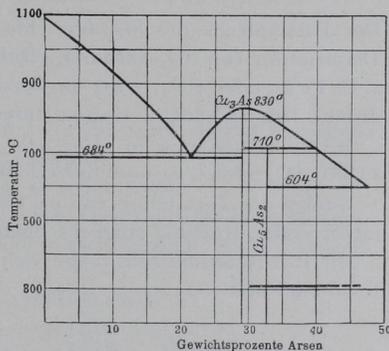


Fig. 77. Zustandsschaubild des Systems As-Cu . (Nach Friedrich.)

Eutektikum mit 21,5% As, Schmelzpt. 684°, bildet. Weniger sicher erscheint die Existenz einer anderen Verbindung, Cu_5As_2 , die beim Abkühlen aus As-reicherer Schmelze bei 710° entsteht.

Aus allen Cu—As-Legierungen mit Ausnahme der Cu-reichen Mischkristalle wird Arsen sehr leicht abgegeben und entweicht auch nach deren Erstarren bis herab zu einer Temperatur von ca. 300° als weißes As_2O_3 .

Mit As_2O_3 , also auch beim Abrösten von Speise, entsteht Kupferarsenat, das beim Behandeln mit Reduktionsmitteln, z. B. auch Schwefel, wieder in das Arsenid übergeht.

Ganz ähnlich wie die Arsenide verhalten sich die Antimonide des Kupfers. Das Zustandsschaubild Cu—Sb s. Fig. 123, S. 301.

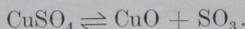
5. Kupfersalze.

5a) Kupfersulfat, CuSO_4 .

In der Natur als blaues, basisches, wasserhaltiges Salz, Brochantit, $\text{CuSO}_4 \cdot 3 \text{Cu}(\text{OH})_2$, vorkommend. Auch das normale kristallisierte Sulfat, $\text{CuSO}_4 \cdot 5 \text{H}_2\text{O}$, ist blau; Anhydrid (z. B. als Röstprodukt) weiß.

Infolge seiner starken Löslichkeit in Wasser ist CuSO_4 das wichtigste Zwischenprodukt für nasse Methoden der Kupfergewinnung und ist daher dort nochmals näher zu behandeln. Es entsteht durch „sulfatisierende“ Röstung (bei einer Temperatur von 550—600°) von Cu—S-Verbindungen (vgl. Cu_2S) oder durch Behandeln von Cu—O-Verbindungen mit Schwefelsäure.

Beim Erhitzen beginnt reines CuSO_4 zwischen 650 und 685° zu dissoziieren nach der Gleichung:

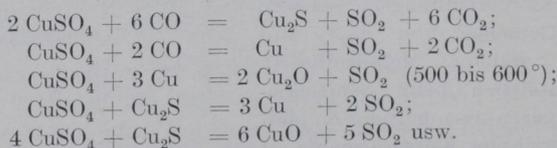


Der Partialdruck des SO_3 erreicht bei 825° 1 at. Daneben entsteht infolge Dissoziation von SO_3 auch SO_2 . Durch die Anwesenheit fremder Substanzen, z. B. Fe_2O_3 oder SiO_2 , wird die Zersetzungstemperatur anscheinend herabgedrückt, bzw. es findet Zerlegung unter Bildung von Ferriten und Silicaten statt.

Ob die Dissoziation in einer oder in zwei Stufen über das basische Sulfat $2 \text{CuO} \cdot \text{SO}_3$ erfolgt, ist noch nicht vollkommen sichergestellt.

Infolge der Zersetzung von ca. 650° ab soll diese Temperatur bei der sulfatisierenden Röstung möglichst nicht überschritten werden.

Mit Reduktionsmitteln bildet sich in der Hitze neben SO_2 teils Cu_2S , teils Cu_2O oder met. Cu:



5b) Kupfercarbonat, CuCO_3 .

In der Natur kommen zwei basische wasserhaltige Carbonate vor: grüner Malachit, $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, und blauer Azurit, Kupferlasur, $2 \text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$. Beide verlieren schon bei mäßigem Erhitzen (auf 220°) Kohlensäure und Wasser unter Bildung von CuO. Andere Carbonate spielen hüttentechnisch keine Rolle.

5c) Kupfersilicate, -ferrite.

Außer dem in der Natur vorkommenden grünen, wasserhaltigen Silicat des CuO (Chrysokoll, $\text{CuSiO}_3 \cdot 2 \text{H}_2\text{O}$) kennt man in Zwischenprodukten praktisch nur Cuprosilicate und -ferrite, deren Reduktion anscheinend keine Schwierigkeiten macht. (Dagegen ist ihre Bildung bei der sulfatisierenden Röstung zum Zwecke der nachfolgenden Laugung wegen ihrer Unlöslichkeit in verdünnten Lösungsmitteln sehr unangenehm.) Sie besitzen niedrige Bildungstemperatur (min. 600°) und verhältnismäßig niedrigen Schmelzpunkt (min. 900°).

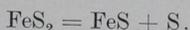
Farbe: ziegelrot (sehr charakteristisch).

Außer den angeführten Kupferverbindungen spielen noch einige Substanzen eine wichtige Rolle, die als Begleitminerale und Gangart in den Kupfererzen vorhanden sind. Soweit es sich um Verbindungen von Metallen handelt, die in diesem Buche behandelt werden, sei auf die diese Metalle behandelnden Kapitel verwiesen. Von besonderer Wichtigkeit, weil in Kupfererzen fast stets vorhanden, sind die

6. Verbindungen des Eisens.

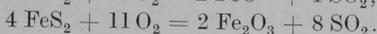
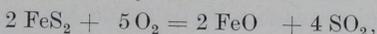
6a) Eisenbisulfid, FeS_2 .

In der Natur als Pyrit oder Markasit, Eisenkies, vorkommend. Farbe messinggelb, metallglänzend. Beginnt schon bei 300° zu dissoziieren:



In indifferenten Atmosphäre ist es so möglich, schon bei 700 bis 800° alles FeS_2 in FeS und elementaren Schwefel überzuführen.

An der Luft erhitzt beginnt Oxydation bei 250° zu FeO und Fe_2O_3 :



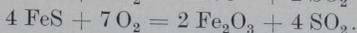
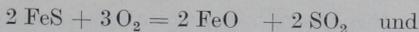
6b) Eisensulfid, Schwefeleisen, FeS.

In der Natur als Magnetkies, Pyrrhotin, vorkommend. Farbe natürlich: gelblich, metallglänzend; künstlich erzeugt: schwarz.

Neben Cu_2S wichtigster Bestandteil des Steines!

Schmelzp. 1170 bis 1171° . Spez. Wärme: $0,136$. Dissoziiert bei höheren Temperaturen (Beginn 1220 bis 1250°), das gebildete Fe löst sich in überschüssigem FeS (vgl. Fig. 76, S. 172).

An der Luft erhitzt findet von 250° an Oxydation statt:



FeO entsteht mehr bei niedrigen, Fe_2O_3 bei höheren Temperaturen. Gleichzeitig setzt Bildung von FeSO_4 ein, wohl in der Hauptsache infolge Einwirkung von SO_3 (aus SO_2 in Berührung mit Fe_2O_3 entstanden) auf FeO, aber auch durch Reaktion von SO_2 mit FeS nach der Gleichung:



Bei Anwesenheit von SiO_2 entstehen nur FeO bzw. FeO-Silicate, falls deren Bildungstemperatur erreicht wird.

6c) Eisensulfat, Eisenvitriol, FeSO_4 .

Wasserhaltig: grünes Salz, $\text{FeSO}_4 \cdot 7 \text{H}_2\text{O}$; wasserfrei: weiß. Entsteht ungefähr gleichzeitig mit dem Beginn der Abröstung von FeS . Beginn der Dissoziation zwischen 400 und 500°, SO_3 -Druck erreicht 1 at bei ca. 665°. Ähnlich wie bei der Zersetzung des CuSO_4 erscheint es noch zweifelhaft, ob dabei zunächst basisches Sulfat entsteht, das erst bei weiterer Erhitzung unter weiterer SO_3 -Abgabe in FeO bzw. Fe_2O_3 übergeht, oder ob dieser Vorgang in einer Stufe erfolgt. Neben SO_3 entsteht dabei SO_2 infolge Dissoziation von SO_3 oberhalb 500°, vielleicht auch nach der Gleichung:



Infolge der niedrigen Zersetzungstemperatur unter Abgabe von SO_3 ist FeSO_4 ein wichtiges Sulfatisierungsmittel für Cu und andere Metalle (z. B. Ag). Außerdem vermag es mit deren Oxyden direkt zu reagieren (vgl. 3a, S. 173).

Neben dem Sulfat des zweiwertigen Eisens entsteht, wenn auch in untergeordnetem Maße, bei der Röstung braunes Ferrisulfat, $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Es spielt bei den nassen Verfahren eine bedeutende Rolle infolge seines Lösungsvermögens für met. Cu und Cu_2S .

Beide Salze sind leicht in Wasser löslich, doch tritt, vor allem bei Ferrisulfat, bald Hydrolyse unter Abscheidung unlöslicher basischer Salze ein.

6d) Eisenoxyd, Fe_2O_3 .

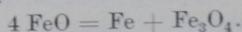
In der Natur als Hämatit, roter Glaskopf usw. vorkommend, auch wasserhaltig bzw. als Hydroxyd (Roteisenstein). Farbe braunrot. Schmelzp. 1565°. Verhalten in der Hitze ähnlich dem des CuO : Dissoziiert zum Teil in FeO und O_2 ; bildet mit FeO ein Ferroferrit, Fe_3O_4 (in der Natur als Magnetit vorkommend), mit dem Schmelzp. 1527°.

Fe_2O_3 ist das wichtigste Oxydationsprodukt eisenhaltiger Materialien; es wirkt besonders infolge seiner Fähigkeit, SO_2 als Kontaksubstanz zu SO_3 zu oxydieren, stark sulfatisierend und, da SO_3 selbst ein wichtiger Sauerstoffüberträger ist, auch stark oxydierend auf andere Sulfide; d. h. es befördert die Röstwirkung in außerordentlichem Maße und wirkt so günstig. Das Maximum der Wirksamkeit als Katalysator (ca. 70%) liegt bei 625°; eine Beimengung von CuO oder CuSO_4 vermindert diese Wirkung.

Wirkt in der Hitze als ziemlich starke Säure und bildet daher keine Silicate (wohl ist es in solchen zum Teil löslich!); dafür vermag es mit Basen Verbindungen einzugehen, die „Ferrite“. In den hier in Betracht kommenden Systemen kommen zum Teil recht niedrige Schmelzpunkte vor, so in dem mit PbO ein solcher von 950°, mit ZnO von 730 bis 750° usw.

6e) Eisenoxydul, FeO .

In der Natur wasserfrei als brauner Glaskopf, das Hydroxyd als Brauneisenstein, Raseneisenerz usw. vorkommend. Schmelzp. 1380°. Oxydiert, an der Luft erhitzt, zu Fe_2O_3 , bei Luftabschluß findet bei sehr hoher Temperatur Dissoziation zu Fe und Fe_3O_4 statt:

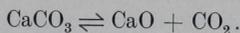


Infolge der leichten Oxydierbarkeit tritt FeO als Bestandteil der Röstprodukte stark in den Hintergrund. Dagegen ist es einer der wichtigsten Schlackenbildner, da es mit SiO₂ relativ leichtschmelzige Silicate (bzw. Eutektika) zu bilden vermag (FeO · SiO₂, Schmelzp. 1110°; 2 FeO · SiO₂, Schmelzp. 1270°), deren Bildungstemperaturen noch tiefer liegen. Findet die Erzeugung von FeO daher bei diesen Temperaturen statt, so oxydiert es nicht weiter, sondern geht sogleich mit SiO₂ eine Verbindung ein. Andernfalls muß man zum Zwecke der Verschlackung bereits gebildetes Fe₂O₃ (oder Fe₃O₄) reduzieren, was durch die gebräuchlichen Reduktionsmittel, CO, Sulfide, aber auch met. Fe, leicht erfolgt. Durch CaO wird FeO aus der Verbindung mit SiO₂ verdrängt (Bildung einer Eisensau aus kalkreicher Schlacke), andererseits vermag FeO ZnO aus der Schlacke zu verdrängen.

7. Andere wichtige Bestandteile der Gangart.

7a) Calciumcarbonat, CaCO₃.

In der Natur als Kalkspat vorkommend. Farbe weiß. Dissoziiert bei ca. 910°:



7b) Ätzkalk, CaO.

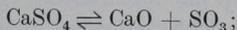
Dissoziationsprodukt des CaCO₃, Schmelzp. 2572°. Besitzt große Verwandtschaft zu SO₃, mit dem es CaSO₄ bildet, und verhindert daher die Bildung von Sulfaten anderer Metalle beim Rösten, vermag außerdem bereits gebildete Sulfate wieder zu zerlegen.

CaO ist einer der wichtigsten Schlackenbildner; die Silicate sind schwerer schmelzbar als solche von FeO, doch leichter als die des MgO oder ZnO. Mit Fe₂O₃ entstehen bereits von 600° ab Ferrite, doch scheint deren Bildung durch freie SiO₂ verhindert zu werden. Infolge des verhältnismäßig hohen Schmelzpunktes besonders der basischen CaO-Verbindungen dient CaO (bzw. CaCO₃) als häufiger Zusatz bei der Röstung zur Vermeidung des Zusammensinterns des Röstproduktes.

7c) Calciumsulfat, CaSO₄.

In der Natur als wasserhaltiger Gips, CaSO₄ · 2 H₂O, oder als wasserfreier Anhydrit vorkommend. Farbe weiß.

Schmelzp. 1450°. Dissoziiert von 800° ab schwach nach der Gleichung:



der SO₃-Druck erreicht bei 1375° 1 at. Wird durch SiO₂ bei über 1000°, durch Fe₂O₃ bei 1100° zerlegt unter Bildung von Silicat bzw. Ferrit und SO₃. Bei Anwesenheit von Metallsulfiden findet Zerlegung durch SiO₂ schon bei Temperaturen unterhalb 800° statt:



Hierdurch und zum Teil auch durch die oxydierende Wirkung des bei der Zersetzung durch SiO₂ allein frei werdenden SO₃ erklärt sich zur Genüge die die Röstung befördernde Wirkung eines Kalkzusatzes bei der Sinterröstung (s. S. 207).

In stark reduzierender Atmosphäre erfolgt von ca. 500° ab Reduktion von CaSO_4 zu dem hygroskopischen CaS , welches jedoch in der Hauptsache seinen Schwefelgehalt an Cu abgibt. CaS -haltige Produkte (Stein, Schlacke) zerfallen an der Luft sehr rasch zu feinem Pulver, kommen jedoch bei der Verhüttung des Kupfers aus dem angegebenen Grunde kaum vor. Oberhalb 900° bildet sich neben CaS CaO , und zwar um so mehr, je höher die Temperatur ist.

7d) Magnesiumverbindungen.

Sie sind ganz analog den Calciumverbindungen zusammengesetzt und kommen auch häufig (z. B. Dolomit) mit diesen zusammen vor. Auch ihre Eigenschaften unterscheiden sich nur wenig voneinander; doch sind die Mg -Verbindungen fast durchweg schwerer schmelzbar, so vor allem die Silicate, weshalb man sie als Schlackenbildner fürchtet.

Dissoziationstemperatur des MgCO_3 570 bis 600° (für natürliches MgCO_3 wird 481 bis 484° angegeben); des Dolomit ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$) 730° ; des MgSO_4 1150° ; Schmelzp. des MgO 2800° ; des MgSO_4 1155° .

7e) Tonerde, Al_2O_3

In der Natur meist als Feldspat, $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6 \text{SiO}_2$ (Ca , Mg , Fe , K_2 , Na_2) O oder in Form anderer Silicate, wie des Andalusit oder Sillimanit, $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$, und deren wasserhaltiger Zersetzungsprodukte, des Tones ($2 \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \cdot 2 \text{H}_2\text{O}$), vorkommend. Abgesehen von der Vertreibung des Wassers bleiben diese Verbindungen beim Rösten vollkommen unverändert.

Schmelzp. des Al_2O_3 2020° .

Beim Verschmelzen geht Tonerdesilicat wohl in der Hauptsache als Mullit ($3 \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2 \text{SiO}_2$) in die Schlacke; es wird dabei also meist SiO_2 frei. Freies Al_2O_3 kann entweder als schwache Säure oder als schwache Base auftreten; als Base wird es durch stärkere Basen (CaO , FeO usw.) verdrängt und wirkt dann einem Überschuß von diesen gegenüber als Säure unter Bildung eines Aluminates; als Säure wird es durch stärkere Säuren (SiO_2 , Fe_2O_3) verdrängt und wirkt einem Überschuß von diesen gegenüber dann als Base. Eine Regel hierfür konnte jedoch bis jetzt nicht aufgestellt werden. Infolge des hohen Schmelzpunktes der in Betracht kommenden Verbindungen kann es in größerer Menge, vor allem bei Anwesenheit von ZnO , gefährlich werden. In normal zusammengesetzten Kupferschlacken spielt es kaum eine Rolle und ist daher im allgemeinen zu vernachlässigen. Vielleicht wird die durch andere Basen und Säuren verdrängte Al_2O_3 von den so gebildeten Schlacken gelöst, verhält sich also chemisch indifferent.

7f) Kieselsäure, SiO_2 .

In der Natur als Quarz in freiem Zustande oder gebunden als Silicat vorkommend.

Schmelzp. 1710° . Bleibt beim Erhitzen chemisch vollkommen unverändert. In freiem Zustande weitaus wichtigster Schlackenbildner, in der Hitze die stärkste, uns zur Verfügung stehende Säure, vermag daher alle anderen hier in Betracht kommenden Säuren (SO_3 , Fe_2O_3) aus ihren Verbindungen zu verdrängen unter gleichzeitiger Bildung von Silicaten mit den freigemachten Basen.

Die Silicatschlacken sind im allgemeinen komplexe Lösungen und Gemenge von verschiedenen Silicaten, von Verbindungen solcher untereinander und von überschüssiger SiO_2 , Al_2O_3 usw. mit im allgemeinen um so niedrigerem Schmelzpunkt, je mehr Komponenten sie enthalten; daneben wird der Schmelzpunkt durch die Silizierungsstufe und die darin enthaltenen Basen bestimmt.

Bei rascher Abkühlung bilden sie sog. Gläser, d. h. sie zeigen infolge starker Unterkühlungserscheinungen keinen wohldefinierten Erstarrungspunkt und sind dann stets durchscheinend, in dünner Schicht auch wohl durchsichtig. Bei sehr langsamer Abkühlung „versteinen“ sie, d. h. es scheiden sich aus den instabilen unterkühlten Lösungen die einzelnen Komponenten in stabiler, kristalliner Form aus, das Glas geht in eine basaltartige Masse von bedeutender Zähigkeit und Bruchfestigkeit über.

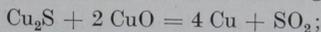
Die die Kupferschlacken bildenden Bestandteile sind in der Hauptsache FeO- und CaO-Silicate, und zwar je nach der bei ihrer Bildung herrschenden Temperatur und dem Verhältnis Basen zu SiO_2 als Singulo- oder Bisilicate. Daneben spielen auch noch andere Basen, wie ZnO, MgO, MnO, Al_2O_3 usw. eine unter Umständen nicht unerhebliche Rolle. Man nimmt heute an, daß die alkalischen Erden, CaO und MgO, bei den normalen Ofentemperaturen stets Bisilicate, die Schwermetallbasen, soweit überhaupt Silicate entstehen, in Schlacken von mittlerer Azidität Singulosilicate bilden. Infolge der Mannigfaltigkeit der schlackenbildenden Bestandteile und der Fähigkeit der Silicate, Doppel- und Mehrfachsilicate zu bilden, ist es sehr schwierig, wohldefinierte Verbindungen festzustellen; trotzdem sind wahrscheinlich nur solche¹⁾ vorhanden, und die vielen Silizierungsstufen, mit denen man früher rechnete, existieren nicht.

Näheres über die Rolle der einzelnen Schlackenbestandteile und deren Einfluß auf die Eigenschaften der Schlacke bei der Kupferverhüttung vgl. Abs. „Schachtofenbetrieb“.

Die spez. Wärme der Schlacken kann mit ungefähr 0,17, die latente Schmelzwärme mit ca. 50 Kal./kg angenommen werden.

Die Arbeitsmethoden.

Wie wir bereits oben (S. 166) hörten, ist der trockene Weg grundsätzlich auf Aufbereitungsprodukte und reiche Erze anzuwenden. Er bezweckt die Herstellung eines Schwarzkupfers, das möglichst den gesamten Kupfer- und Edelmetallinhalt des Erzes enthält, während die Gangart (zu der hier auch die Eisenverbindungen gehören) in Gestalt einer möglichst kupferarmen Schlacke abzuschneiden ist. Der nächstliegende Weg wäre ein Totrösten des Erzes mit anschließendem reduzierendem Verschmelzen der gebildeten Kupfer-Sauerstoffverbindungen, also die Anwendung der „Röstreduktionsarbeit“; daneben käme noch die „Röstreaktionsarbeit“ in Betracht, d. h. ein teilweises Abrösten mit anschließendem Verschmelzen des Röstgutes, wobei als Reduktionsmittel für die Kupfer-Sauerstoff-Verbindungen der Schwefelgehalt noch vorhandener Schwefelverbindungen wirkt, z. B. nach der Gleichung:



natürlich ließe sich derselbe Zweck durch Verschmelzen von totgeröstetem, also praktisch schwefelfreiem, Erz mit Roherz erreichen.

¹⁾ bzw. deren Eutektika.

Es hat sich jedoch herausgestellt, daß es im allgemeinen nicht zweckmäßig ist, sofort auf metallisches Kupfer hinzuarbeiten, da es unmöglich ist, neben solchem eine Schlacke von wirtschaftlich befriedigend niedrigem Kupfergehalt zu erzeugen. Hinzu kommt der auch bei guter Aufbereitung immer noch recht geringe Kupfergehalt der Erze. Der Erfolg wäre die Erzeugung einer großen Menge reicher Schlacke und damit ein unverhältnismäßig hoher Verlust an verschlacktem Kupfer bzw. eine sehr kostspielige Repetition (Wiederverschmelzung) der erzeugten Schlacken.

Bei Verarbeitung von einem Erz mit 15% Cu erhalte man beispielsweise 60% des Erzgewichtes an Schlacke mit 0,6% Cu = 0,36 kg verschlacktes Cu auf 15 kg Cu im Vorlauf = 2,4% Kupferverlust; dieser steigt für ein Erz mit 8% Cu auf 4,5% und bei einer Schlackenmenge von 80% des Erzes auf 6%.

Man hilft sich daher in der Weise, daß man zunächst ein Konzentrations-schmelzen durchführt, bei dem noch nicht metallisches Kupfer, sondern ein an Kupfer angereichertes Cu—S-Produkt, sog. „Stein“ (engl. matte), erzeugt wird unter gleichzeitiger Abscheidung der Hauptmenge der Gangart in Form einer armen absetzbaren Schlacke mit ca. 0,3% Cu. Solange nämlich dem Kupfer beim Schmelzen noch mindestens so viel Schwefel zur Verfügung steht, als zur Bildung von Cu_2S erforderlich ist, findet dessen Verschlackung nur in äußerst geringem Maße statt. Dies erklärt sich aus der großen Verwandtschaft des Cu zum S, welche die aller hier in Betracht kommenden Metalle (mit Ausnahme des Mn) übertrifft und zur Folge hat, daß das Kupfer, gleichgültig in welcher Verbindungsform vorhanden, stets in erster Linie den Schwefel an sich reißt.

In dem oben angeführten Beispiel würde dann der prozentuale Kupferverlust in der Schlacke nur etwa die Hälfte betragen und da der erzeugte Stein aus noch zu erläuternden Gründen stets noch nicht unerhebliche Mengen an Eisen enthält, die fallende Schlackenmenge also geringer ist, tatsächlich noch weniger.

Man hat so allerdings noch kein metallisches Kupfer erzeugt; indessen schadet es nicht allzuviel, wenn die bei der Weiterverarbeitung des Steines fallende Schlacke reich ist, da ihre Menge relativ gering sein wird und die durch ihre Repetition zum Zwecke der Entarmung aufzuwendenden Kosten in keinem Verhältnis zu dem Wert des Plus an gewonnenem Metall stehen.

Natürlich gibt es eine kalkulatorisch genau feststellbare obere Grenze des Kupfergehaltes im Erz, bei der die Kosten für die Weiterverarbeitung des Steines und der dabei fallenden Schlacke den Metallgewinn ausgleichen; indessen sind so reiche Erze oder Aufbereitungsprodukte nicht häufig und werden ihrer geringen Menge wegen kaum je für sich verarbeitet werden.

Die Methode der Herstellung von an Kupfer angereichertem Stein (Kupferstein), beruht ebenfalls auf der großen Affinität dieses Metalles zu Schwefel: Entfernt man den Schwefelinhalt des Erzes (durch Rösten) so weit, daß er gerade noch der zur Bildung von Cu_2S erforderlichen Menge entspricht, so erhält man beim anschließenden Verschmelzen einen Stein, der das gesamte Kupfer¹⁾ als Sulfür enthält. Ist die Schwefelmenge im Röstgut größer, so enthält der Stein auch noch Eisen (als FeS), welches nächst

¹⁾ Abgesehen natürlich von der Menge, welche in die Schlacke geht.

dem Kupfer die größte Affinität zum Schwefel besitzt; ist sie geringer, so wird Kupfer als Metall ausgeschieden bzw. verschlackt. Um eine solche Verschlackung sicher zu vermeiden, läßt man stets noch so viel Schwefel im Röstgut (oder gibt, was auf dasselbe hinausläuft, beim Verschmelzen noch so viel Schwefel in Form von Roherz zu), daß er auch noch zur Bindung eines Teiles des in den Sulfiderzen ja stets vorhandenen Eisens ausreicht. Der so erzeugte Kupferstein enthält also neben Cu_2S auch noch FeS in mehr oder weniger großer Menge. Der Rest des Eisens geht dann beim Verschmelzen als Eisen-Sauerstoff-Verbindung (FeO) in die Schlacke und kann auf diese Weise leicht vom Kupfer getrennt werden.

Die „Steinarbeit“ zerfällt also normalerweise in die Röstarbeit und in die Schmelzarbeit, die beide auch nebeneinander oder gleichzeitig in demselben Apparat ausgeführt werden können (Pyritschmelzen, halbpyritisches Schmelzen, Knudsenprozeß, s. d.).

In ganz seltenen Fällen (z. B. Mansfelder Kupferschiefer) ist das Verhältnis Schwefel:Kupfer im Roherz schon derart, daß es genügt, die vorhandenen Sulfide ohne vorhergehende Abröstung einfach auszuschmelzen, um einen ausreichend konzentrierten Stein zu gewinnen.

Die Weiterverarbeitung des Kupfersteines auf metallisches Kupfer kann nach zwei verschiedenen Grundsätzen erfolgen: Durch einen Röstreduktionsprozeß (Totrösten mit anschließendem Reduzieren der gebildeten Kupferoxyde: „Deutsche Arbeit“) oder durch einen Röstreaktionsprozeß (teilweises Abrösten und anschließende Reaktion mit unveränderten Sulfiden: „Englische Arbeit“; oder gleichzeitiges Rösten und Reaktionsschmelzen: „Verblasen“ oder „Bessemern“). In allen diesen Fällen muß eine auf demselben Prinzip wie die Anreicherung des Kupfers im Stein beruhende Abscheidung noch vorhandenen Eisens durch dessen Oxydation und Verschlackung vorhergehen. Von den genannten Verfahren ist das Verblasen im Konverter oder Bessemern am wichtigsten und heute fast ausschließlich angewandt.

Die „Schwarzkupferarbeit“ zerfällt also wie die Steinarbeit in eine Röst- und eine Schmelzarbeit, die beide auch gleichzeitig nebeneinander ausgeführt werden können (Bessemern).

A. Die Steinarbeit.

I. Die Röstarbeit (engl. roasting).

Über die Vorgänge bei der Röstung der einzelnen Bestandteile eines Kupfererzes vgl. „Chemische Grundlagen“ S. 168 bis 175. Bei der komplexen Natur der meisten Erze ist es stets eine größere Anzahl von Reaktionen, die beim Erhitzen an der Luft nebeneinander verlaufen bzw. sich teilweise überdecken und gegenseitig beeinflussen. Allen gemeinsam ist jedoch die Tatsache, daß es sich — abgesehen von den Dissoziationsvorgängen und gewissen Reaktionen bei der Sinterröstung — bei den eigentlichen Oxydationsvorgängen um Reaktionen zwischen festen Körpern (den Sulfiden) und einem Gas (dem Sauerstoff der Luft) handelt. Dabei besteht ein prinzipieller Unterschied zwischen der Röstung von Erz und der von Stein nicht.

Sehen wir von der sekundären Bildung von Sulfaten und deren Wiedersetzung zunächst ab, so ist der Röstvorgang ein exothermer Oxydationsprozeß, der an der Berührungsfläche der Sulfide mit der Luft stattfindet. Je größer die Oberfläche der Beschickungsteilchen ist, d. h. je größer der Verteilungsgrad, um so vollständiger und rascher erfolgt diese Reaktion bei gleichzeitig ungehindertem Luftzutritt. Hieraus ergibt sich die Forderung weitgehender Zerkleinerung und der Schaffung günstiger Berührungsverhältnisse sowie der Vermeidung des Schmelzens der Beschickung. Umgekehrt kann man sagen: je größer das Korn, je behinderter der Luftzutritt, um so länger ist die Röstdauer bzw. um so schlechter ist bei gleicher Zeitdauer die Entschwefelung. Allerdings soll der Zerkleinerungsgrad nicht übermäßig weit getrieben werden, da sonst zu starke Staubbildung und bei manchen Ofenkonstruktionen Festbacken eintritt; dabei ist natürlich neben der Schaffung der erforderlichen Oberfläche auch für genügende Aufschließung etwa in Gangart eingeschlossener Sulfide zu sorgen.

Aus dem Umstand, daß es sich bei der Röstung um einen exothermen Prozeß handelt, ergibt sich ferner die Tatsache, daß es genügt, die Beschickung bis zum lebhaften Einsetzen des Prozesses¹⁾ zu erhitzen (die Temperatur des Oxydationsbeginnes genügt meistens nicht). Verläuft er rasch genug und sorgt man dafür, daß keine unnötige Abkühlung eintritt, so genügt bei ausreichender Luftzufuhr die frei werdende Wärmemenge, um die Entzündungstemperatur auch bei geringem Anfangsschwefelgehalt (untere Grenze ca. 8%) bzw. auch dann aufrechtzuerhalten, wenn der Schwefelgehalt gegen Ende des Prozesses stark abgenommen hat. Je geringer der Gehalt an Schwefel, um so rascher muß die Reaktion verlaufen, damit die erzeugte Wärmemenge bis zu Ende vorhält, d. h. um so ungehinderter muß die Luftzufuhr erfolgen, um so weiter gehend muß zerkleinert werden; und umgekehrt, je grobkörniger das Gut, je stärker der Luftzutritt behindert ist, um so höher muß der anfängliche Schwefelgehalt sein, will man den Prozeß ohne besondere Wärmezufuhr durchführen, bzw. um so rascher kommt er bei geringem Schwefelgehalt zum Stillstand, um so schlechter ist die Abröstung. — Unnötige Abkühlung kann erfolgen durch Ableitung der erzeugten Wärmemenge durch das Ofenmaterial (dieses muß daher die Wärme möglichst schlecht leiten), durch zu großen Überschuß an Verbrennungsluft (Vermeidung unnötig starken Zuges) und unter Umständen durch kalte Verbrennungsluft; diese braucht jedoch infolge der niedrigen Entzündungstemperatur des fast stets vorhandenen FeS_2 beim Abrösten von Kupfererzen im allgemeinen nicht vorgewärmt zu werden. Ferner wirkt in diesem Zusammenhang ein Feuchtigkeitsgehalt des Röstgutes und ein solcher von Carbonaten (Kalkstein) ungünstig, da zur Verdampfung des H_2O und Verjagung der CO_2 Wärme aufgewandt werden muß.

Da die Reaktion der Sulfidabröstung exotherm ist, könnte man ferner annehmen, sie werde bei Temperatursteigerung die Tendenz haben, in umgekehrter Richtung zu verlaufen, desgleichen bei Zunahme der SO_2 -Konzentration der Röstgase über eine gewisse Grenze hinaus. Eine Umkehrung der allgemeinen Röstgleichung $2 \text{MeS} + 3 \text{O}_2 = 2 \text{MeO} + 2 \text{SO}_2$ ist indessen bis jetzt nicht be-

¹⁾ Die „Entzündungstemperatur“.

obachtet worden¹⁾, d. h. es findet eine solche anscheinend erst bei so hohen Temperaturen statt, daß sie hier vernachlässigt werden kann. Es ist aus diesem Grunde also nicht notwendig, auf die Innehaltung niedrigerer Temperatur zu achten, vielmehr muß zum Zwecke der Totröstung mindestens die Zersetzungstemperatur des CuSO_4 (825°) erreicht werden. Trotzdem ist natürlich eine unnötige Steigerung darüber hinaus nicht erwünscht, und zwar nicht nur aus wirtschaftlichen Gründen, sondern auch, um ein Schmelzen der Beschickung zu vermeiden, sei es, daß ein solches infolge Erreichens des Schmelzpunktes der Beschickung, sei es infolge Bildung leicht schmelzender Verbindungen (z. B. Silicate) eintritt. Übermäßige Steigerung der SO_2 -Konzentration (auf über 8 Vol. %) verbunden mit zu langsamem Abtransport der Röstgase, kann allerdings, wie jede Verminderung des Sauerstoffgehaltes der Atmosphäre, zu einer abnormen Verzögerung des Röstprozesses führen, zumal bei starker SO_3 -Bildung unter dem Einfluß von Kontaktsubstanzen (Fe_2O_3), da diese günstige Bedingungen für die Bildung von Sulfaten schafft, deren Zersetzung außerdem Wärme absorbiert. In diesem Zusammenhang ist die Innehaltung einer hohen Rösttemperatur erwünscht, da die Dissoziation von SO_3 oberhalb 500° rasch ansteigt und so Sulfatbildung weitgehend vermieden werden kann.

Aus dem Gesagten ergeben sich folgende Forderungen für eine rasche und wirtschaftlich günstige Durchführung der oxydierenden Röstung.

1. Weitgehende Zerkleinerung der Beschickung, und zwar im allgemeinen um so weiter gehend, je schwefelärmer das Erz und je kupferärmer es ist, d. h. je mehr es aufgeschlossen werden muß. Der Zerkleinerungsgrad wird begrenzt: a) durch wirtschaftliche Erwägungen, da die Zerkleinerungskosten proportional der erzeugten Oberflächengröße wachsen; b) durch die zunehmende Verstäubungsgefahr; c) durch die Gefahr des Schmelzens der Beschickung infolge zu plötzlicher Oxydation und damit zu hoher Temperatursteigerung.

2. Intensive Zuführung der Oxydationsluft. Diese wird erreicht entweder a) durch flaches Ausbreiten der Beschickung im Ofen und ständigen Transport der unteren Teilchen an die Oberfläche unter gleichzeitigem Darüberleiten von Oxydationsluft (Fortschauler, mechanische Röstöfen, Trommelöfen); oder b) durch (freies oder behindertes) Herabfallenlassen der Beschickung entgegen einem Strom von Oxydationsluft (Röstschachtöfen für Feinerz, Schüttöfen); oder c) durch Hindurchpressen oder -saugen der Oxydationsluft durch die ruhende Erzschiicht (Sinterröstung).

3. Innehaltung einer Temperatur von mindestens 825° unter gleichzeitiger Vermeidung unnötiger Temperatursteigerung; wie hoch man gehen darf, hängt im wesentlichen von der Natur des Erzes und von dessen Verunreinigungen ab. So muß z. B. bei gleichzeitiger Anwesenheit von nennenswerten Mengen an Pb und SiO_2 zunächst bei niedrigerer Temperatur abgeröstet und darf erst nach Entfernung des Sulfidschwefels die zur Zerlegung der Sulfate erforderliche Temperatur erreicht werden.

¹⁾ Neuere Beobachtungen, nach denen eine solche Umkehrung bereits bei sehr niedrigen Temperaturen (75 bis 310°) erfolgen soll, erscheinen so unwahrscheinlich daß sie zunächst noch der Nachprüfung bedürfen.

4. Vermeidung eines übermäßigen Überschusses an Oxydationsluft sowie eines 8 Vol. % übersteigenden SO_2 -Gehaltes der Röstgase.

5. Flotter Abtransport der erzeugten Röstgase.

Beide Forderungen sind häufig schwer gleichzeitig zu erfüllen, nämlich dann, wenn die Oxydationsluft durch den im Ofen herrschenden Unterdruck angesaugt wird.

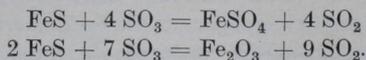
6. Vortrocknung der Beschickung.

7. Die Röstung soll nach Möglichkeit kontinuierlich sein.

Arsen und Antimon wirken stets schädlich und unangenehm, da bei der Abröstung neben flüchtigem Trioxyd (As_2O_3 und Sb_2O_3) auch die nicht flüchtigen höheren Oxydationsstufen (As_2O_5 und Sb_2O_5 , Sb_2O_4) entstehen, die beim nachfolgenden Verschmelzen zur Bildung von Arseniden, Speisen, führen.

Die Vorgänge bei der Abröstung stückigen Materials.

Ogleich der Röstprozeß auf eine Reaktion zwischen Gas und festem Material zurückzuführen ist, kann bei sehr eisen-schwefelreichen Erzen und Stein auf eine Zerkleinerung bis zu einem gewissen Grade verzichtet werden; allerdings muß man dafür eine verlängerte Röstdauer bzw. eine ungenügende Röstung in Kauf nehmen. Die zunächst verblüffende Erscheinung beruht auf der porösen Beschaffenheit des erzeugten Fe_2O_3 , auf der Bildung von SO_3 aus SO_2 in Anwesenheit von Fe_2O_3 als Kontakts substanz und auf der oxydierenden Wirkung von SO_3 auf FeS :



Zu Beginn verläuft die Abröstung zunächst an der Oberfläche des Stückes normal unter Bildung von Fe_2O_3 und CuO , das jedoch durch abdestillierenden Schwefel (aus FeS_2) wieder geschwefelt werden kann. Damit ist nun die Röstung nicht beendet, es setzt die Einwirkung des entstandenen SO_3 auf die darunterliegende Fe—S-Komponente ein; die dabei entwickelte Wärmemenge genügt, die unveränderte Cu—S-Komponente¹⁾ zum Schmelzen zu bringen, und diese wandert kapillar durch die poröse Fe_2O_3 -Hülle ins Innere des Stückes, wo sie sich mit noch unzersetzten Sulfiden vereinigt. Es findet so eine ständig zunehmende Anreicherung des Kupfergehaltes in einem von porösem, fast kupferfreiem Fe_2O_3 umgebenen Kern statt, der schließlich aus fast reinem Cu_2S besteht.

Zum Schluß kann sogar eine Bildung von CuO bzw. Cu_2O in der Randzone des Kernes erfolgen (nach der Gleichung



das dann mit unverändertem Cu_2S unter Bildung von met. Cu weiter reagieren kann. Wegen der dichten Beschaffenheit der Kupferoxyde ist allerdings ein tieferes Eindringen dieser Reaktionen nicht möglich.

¹⁾ Vielleicht auch ein hypothetisches sehr leichtschmelziges Eutektikum von Cu_2S und Cu_2SO_4 .

Der hier beschriebene Vorgang findet im Grunde genommen bei jeder Abröstung Fe-S-haltigen stückförmigen Materials statt, doch kann natürlich die Wirkung der SO_3 durch von außen zugeführte Luft unterstützt werden. Je nach deren Menge wird man dann neben der Oxydation des Eisens auch eine solche des Kupfers erzielen, d. h. man wird eine mehr oder weniger mit CuO bzw. CuSO_4 durchsetzte Rinde erhalten; Anreicherung des Kernes an Cu erfolgt aber stets. Bei der früher angewandten „Kernröstung“ wurde nun ganz besonders langsam und mit einem Minimum von Luftzufuhr gearbeitet, so daß tatsächlich eine sehr kupferarme Schale entstand, die dann nach Beendigung des Prozesses durch Handarbeit von dem den Kern bildenden Kupferstein abgetrennt werden konnte.

Es leuchtet ein, daß die Abröstung stückigen Gutes und noch mehr die eigentliche Kernröstung nur auf Material mit sehr geringer Beimengung fremder Bestandteile angewandt werden kann, und daß die Entschwefelung um so geringer ist, je mehr Gangart z. B. die Erze enthalten. Da außerdem die aufzuwendende Zeit sehr lang ist, so finden derartige Prozesse in modernen Kupferhüttenbetrieben, in denen es auf rasche Realisierung der Metallwerte und auf gute Ausnutzung des zur Verfügung stehenden Platzes ankommt, kaum mehr Verwendung.

Der erforderliche Abröstungsgrad richtet sich natürlich nach dem gewünschten Verhältnis Cu:S. Da man meist aus den oben erläuterten Gründen (im Gegensatz z. B. zur Abröstung von Blei- oder Zinkerzen) nicht totröstet, sondern vielmehr noch einen gewissen Schwefelüberschuß über die zur Bindung von Cu als Cu_2S theoretische Menge im Röstgut lassen muß, so kann der Röstprozeß im allgemeinen zugunsten eines erhöhten Durchsatzes abgekürzt werden. Natürlich hat man es stets in der Hand, bei zu weitgehender Abröstung das richtige Verhältnis Cu:S beim nachfolgenden Verschmelzen des Röstgutes durch Zusatz nicht oder zu wenig abgerösteten Materials zu erreichen. Da ferner beim anschließenden Verschmelzen stets (auch im Schachtofen) noch ein gewisser Schwefelabbrand stattfindet, so muß auch dieser bei Ermittlung des im Röstgut noch zulässigen Schwefelgehaltes berücksichtigt werden.

Beispiel für die Berechnung des Abröstungsgrades.

Ein 5% Cu enthaltendes Erz soll auf einen Stein mit 40% Cu verarbeitet werden. — In dem Stein entsprechen 40 kg Cu (bezogen auf 100 kg Stein) rd. 10 kg S als Cu_2S . Vernachlässigt man die Verunreinigungen, was bei einer derart überschlägigen Berechnung zulässig ist, so besteht der Rest von 50 kg aus FeS entsprechend 32 kg Fe und 18 kg S. Auf 40 kg Cu im Stein kommen dann $10 + 18 = 28$ kg S. Auf 5 kg Cu im Erz kommen also $5 \times (28:40) = 3,5$ kg S, d. h. ohne Abbrand beim Verschmelzen und ohne Gewichtsveränderung beim Rösten müßte auf 3,5% S herab geröstet werden. Angenommen, der Abbrand beim Verschmelzen betrage noch 10% des Schwefels, d. h. von der hier vorgelaufenen Menge gehen nur 90% in den Stein, dann verhält sich die tatsächlich noch erforderliche S-Menge zu der berechneten wie 100:90. Bei einem gewichtsmäßigen Ausbringen an Röstgut von z. B. 80% des Vorlaufs an Erz findet eine prozentuale Anreicherung des Cu im Röstgut im Verhältnis 100:80 statt, und es muß daher auch ein entsprechend höherer S-Gehalt vorhanden

sein. Man erhält dann den gewünschten Schwefelgehalt im Röstgut nach der Gleichung:

$$X = 3,5 \frac{100 \times 100}{90 \times 80} = 4,9\%, \text{ rd. } 5\%.$$

Es hat natürlich keinen Sinn, eine solche Berechnung auf zehntel oder gar hundertstel Prozent durchzuführen, da eine derartige Genauigkeit im Betrieb doch nicht erreicht werden kann und die möglichen Fehler und Unsicherheiten bedeutend größer sind.

DIE RÖSTAPPARATE. (engl. calciners)

Im allgemeinen kann infolge des hohen Schwefelgehaltes der Kupfererze auf besondere Heizung — außer beim Anzünden — verzichtet werden; solche kommt, von Ausnahmefällen, die durch die Ofenkonstruktion bedingt sind, abgesehen, im allgemeinen nur dann in Betracht, wenn die Erze sehr S-arm sind oder bei Totröstung von Stein.

a) Rösten von stückförmigem Material (engl. lumps).

Hierher gehören die primitivsten Einrichtungen (Haufen, Stadel), die heute nur noch an wenigen Stellen der Erde angewandt werden; ferner die „Kiesbrenner“ und „Kilns“, das sind Schachtföfen, bei denen der Prozeß der Abröstung infolge ungehinderten Zutrittes der Luft von unten unter dem Einfluß des Zuges rascher erfolgt.

1. Haufen (engl. heaps).

Die Erze werden zu einem Haufen in Gestalt einer abgestumpften Pyramide mit natürlichem Böschungswinkel und manchmal sehr großer Grundfläche aufgeschichtet, die größten Stücke kommen nach innen, nach außen werden sie allmählich kleiner. Untergrund vorher geglättet, Lehm oder Ton aufgestampft, um Verluste durch eingesickerte Laugen zu vermeiden. Unter das Erz kommt ein Röstbett aus Scheit- oder Abfallholz, mit dazwischen ausgeparten Kanälen, um die Entzündung des Haufens zu ermöglichen. Bei sehr langen Haufen werden auch in diesen selbst Kanäle aus Holzschwarten eingebaut. Zum Schluß, meistens erst nach der Entzündung, deckt man das Ganze mit dem bei der groben Zerkleinerung der Erze stets fallenden feinen Schliech ab; es ist so möglich, bis zu 10% der gesamten Erzmenge an Schliech mit zu verarbeiten. Da der Prozentsatz an Feinem bei mechanischer Zerkleinerung stets größer (ca. 17%) ist, so erfolgt diese besser von Hand.

Die Höhe des Haufens richtet sich nach dem Schwefelgehalt und der Stückgröße, von ihr ist mit die Röstdauer abhängig; im allgemeinen macht man sie um so geringer, je höher der Schwefelgehalt (z. B. 2,10 m bei 35 bis 40% S, Röstdauer ca. 75 Tage; 2,75 m bei 15% S, Röstdauer ca. 70 Tage).

Bei Abröstung unter freiem Himmel entstehen durch Auslaugen von gebildetem Vitriol leicht Verluste; in regenreichen Gegenden sind die Haufen daher meist besonders überdacht. Außerdem empfiehlt es sich, zur Anlage ein schwach geneigtes Gelände zu verwenden und oberhalb einen Abzugskanal für Tagewasser anzulegen.

Für die Arbeit geeignet sind Erze mit mindestens 15% S; bei niedrigerem S-Gehalt muß noch Abfallholz oder minderwertiger Brennstoff lagenweise in dem Haufen verteilt werden, auch bei nennenswerten Gehalten an As und Sb, um gebildete Arsenate und Antimonate wieder zu reduzieren. Bei sehr hohem Pyritgehalt bringt man in der Decke halbkugelige Vertiefungen (30 cm Durchmesser, 20 cm tief) an, in denen sich ein geringer Teil (ca. 1%) des abdestillierten Schwefels flüssig ansammelt, der ausgeschöpft werden kann.

Auch die zulässige Stückgröße des Erzes ist vom Schwefelgehalt abhängig (bei mindestens 25% S 7 bis 8 cm Seitenlänge, bei unter 25% S ca. 5 cm); sie muß für jede Erzsorte empirisch festgelegt werden.

Ausbringen an schmelzwürdigem Röstgut von relativer Oberflächengröße des Haufens abhängig, da die oberste Schicht stets schlecht abgeröstet ist; je größer also der Haufen, um so besser das Ausbringen (bis zu 90%); doch sind Haufen von mehr als 1000 t Inhalt (entsprechend einer Grundfläche 26×13 m) selten, da die Röstdauer bei steigender Größe zu lange wird. Will man dies vermeiden, so benutzt man die „V-Methode“, d. h. man füllt nach einigen Wochen Brenndauer den V-förmigen Zwischenraum zwischen zwei nebeneinanderliegenden langen Haufen aus, so daß aus beiden ein großer Haufen entsteht.

Durchsatz: 25 bis 35 kg/qm/24 Stunden; Abröstung: auf 7,5 bis 15% S. Vorteile: Kosten für Arbeit und Brennstoff (zum Anzünden) sehr gering. Nachteile: Röstung dauert sehr lange, ist schwer zu kontrollieren, häufig unvollkommen; vor allem schädlich für die Nachbarschaft ist das ungehinderte Entweichen der Röstgase; Haufenröstung daher in den meisten Kulturstaaten verboten, nur noch in vegetationslosen Gegenden von Nordamerika, Mexiko, Australien, ferner im Kaukasus und vielleicht noch an manchen Orten von Norwegen und Ungarn in Benutzung. Ungeheurer Platzbedarf; bei einer Tagesleistung von 33 kg/qm bedarf man zur Abröstung von 100t Erz täglich einer Fläche von rd. 3000 qm, ohne die Zwischenräume zu berücksichtigen.

2. Stadel (engl. stalls).

Zur besseren Ausnutzung bzw. zur besseren Zusammenhaltung der Wärme und damit zur Abkürzung der Röstdauer umgab man die (kleinen) Haufen mit einer niedrigen Wand aus gewöhnlichem Mauerwerk. Die so geschaffenen „Stadel“ besaßen meist gemauerte schräge Sohle, außerdem Luftöffnungen in der Stirnwand und waren, zu mehreren nebeneinander angeordnet, an einen gemeinsamen, mit einer Esse verbundenen Kanal angeschlossen. Eine besondere Verbesserung („Wellnersche Stadel“) bestand in der Anbringung einer Rostfeuerung zum Anheizen. Die Erze konnten etwas S-ärmer sein als bei Haufenröstung. Größe zwecks guter Temperaturregulierung beschränkt, durch Anzahl ersetzt. Maße: 2,00 bis 3,25 m \times 2,50 bis 3,75 m Grundfläche, Höhe 1,50 bis 1,80 m, Fassung: 20 bis 35 t.

Durchsatz: 50 bis 100 kg/qm/24 Stunden. Abröstung etwas besser als bei der Haufenröstung.

Vorteile: bessere Abröstung, größere Leistung je Quadratmeter Bodenfläche, geringere Belästigung der Nachbarschaft durch Röstgase. Möglichkeit der Verwendung minderwertigen Brennstoffes an Stelle von Holz.

Nachteile: dieselben wie bei Haufen, jedoch in vermindertem Maße; dafür Anlagekosten und Arbeitslöhne höher.

Heute wohl überall wieder abgeschafft.

3. Schachtöfen (engl. shaft furnaces).

Da es sich hier um vollkommen geschlossene, richtige Öfen handelt, besteht die Möglichkeit, die Röstgase ohne Belästigung der nächsten Umgebung abzuleiten, und da es nur sehr schwefelreiches Material ist, das hier verarbeitet wird, sind die Röstgase meist SO_2 -reich genug zur Herstellung von Schwefelsäure. Aus diesem Grunde werden Kiesbrenner auch heute noch allgemein zur billigen Abröstung von Cu-haltigen Schwefelkiesen zum Zwecke der Schwefelsäuregewinnung, Kilns, wenn auch seltener, zur Ab-

röstung armer Steine und sehr S-reicher Kupfererze (am besten solcher mit 30 bis 50% S, 3 bis 8% Cu) verwandt.

Gänzlich ungeeignet sind solche Erze und Steine, die in der Hitze leicht zusammenbacken und große Klumpen bilden, welche nur mit sehr großer Mühe im Ofen zerkleinert und aus ihm entfernt werden können, z. B. Bleistein, viel Bleiglanz oder Kupferglanz enthaltende Erze; ferner solche Materialien, die, wie z. B. reiner Kupferkies, in der Hitze dekrepitieren und viel zu Verstopfungen führendes Feines liefern.

3a. Kiesbrenner (Fig. 78).

Niedriger Schacht von rechteckigem Querschnitt, meist drei zu einem Massiv mit gemeinsamem Abgaskanal vereinigt. Die Erzsäule ruht auf einem Rost aus

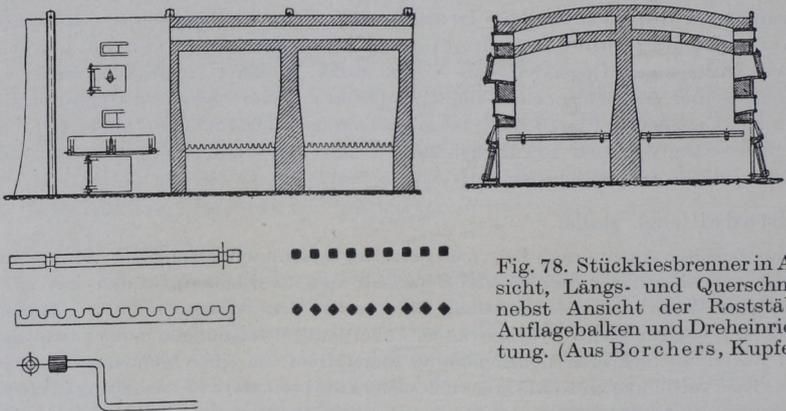


Fig. 78. Stückkiesbrenner in Ansicht, Längs- und Querschnitt nebst Ansicht der Roststäbe, Auflagebalken und Dreheinrichtung. (Aus Borchers, Kupfer.)

drehbaren Vierkantstäben, durch den die Oxydationsluft zutritt. Durch Drehen der während des Betriebes mit einer Kante nach unten gelagerten Roststäbe um 45° wird deren Zwischenraum so weit vergrößert, daß die Beschickung in darunter aufgestellte Wagen fallen kann. Beschickung erfolgt durch die Arbeits-türe; Luftzutritt durch regelbare Öffnungen in der Räumtüre.

Abmessungen: 1,20 bis 1,50 m \times 1,35 bis 1,80 m Querschnitt i. L., 1,20 m Höhe über dem Rost. Beschickungshöhe: 0,40 bis 0,60 m. Zulässige Stückgröße: höchstens 3,5 cm, meist Bohnen- bis Walnußgröße; Erze sollen mindestens 40% S enthalten. Abröstung bei Cu-haltigen Pyriten auf 5 bis 6% S, kann bis 4% getrieben werden. Betrieb diskontinuierlich (Nachteil!), da Ofen vor Neu-beschickung vollkommen entleert werden muß.

Durchsatz je Schacht: 175 bis 300 kg/qm/24 Std. Ein Schacht wird in 24 Std. 2- bis 3mal beschickt, das ganze Massiv in zyklischer Folge 6- bis 9mal. Gehalt der Röstgase an SO_2 : 6 bis 8 Vol. %.

3b. Kilns (roasting kilns, Fig. 79).

Unterscheiden sich von den Kiesbrennern durch bedeutendere Höhe und kontinuierliche Arbeitsweise. Stets mehrere Schächte zu einer Batterie mit gemeinsamem Kanal für die Abgase vereinigt. Beschickung durch das Gewölbe;

an der Vorderwand befinden sich mehrere Arbeitstüren und regelbare Luftöffnungen für die Oxydationsluft. Am Boden ist kein Rost, sondern die Beschickung ruht auf einer zur Räumöffnung geneigten oder sattelförmig ausgebildeten, gemauerten Sohle, um ein gutes Abrutschen des fertigen Röstgutes in davor aufgestellte Wagen zu ermöglichen.

Abmessungen: 1,00 bis 1,50 m \times 1,50 bis 2,50 m Querschnitt i. L., 2,80 bis 4,50 m Höhe. Infolge besserer Wärmeausnutzung (höherer Schacht!) kann S-Gehalt der Erze geringer (25 bis 40%) als bei Kiesbrennern sein.

Durchsatz: 500 bis 600 kg/qm/24 Std. Ab-röstung auf 6 bis 10% S. Gehalt der Röstgase an SO_2 : 4 bis 5 Vol.-%.

Sehr schwere Arbeit, vor allem mit leicht backendem Material, daher hohe Arbeitslöhne. Weniger auf Erze, mehr auf Stein angewandt. Heute fast allgemein durch modernere (Feinerz-) Öfen verdrängt.

b) Rösten von feinem Material.

Hierher gehören die wichtigsten und verbreitetsten Rösteinrichtungen. Man unterscheidet:

I. Öfen und Apparate ohne getrennte Führung von Heiz- und Röstgasen (falls überhaupt Heizung erforderlich ist).

1. Krählöfen mit im wesentlichen horizontaler Fortbewegung (der Oxydationsluft und) des Gutes unter gleichzeitigem Umwenden durch die Anwendung von Röstschaufeln (von Hand bewegt) oder von „Krählen“, die entweder selbst mechanisch bewegt werden bei feststehendem Herd oder feststehen bei bewegtem Herd. Einer oder mehrere Herde übereinander. Stets kontinuierlicher Betrieb. Heute fast allgemein angewandt.

2. Schachtöfen. Das Erz rieselt frei oder durch eingebaute Widerstände behindert senkrecht herab, so der im Gegenstrom aufsteigenden Oxydationsluft seine gesamte Oberfläche bietend. Meist keine besondere Heizung erforderlich. Stets kontinuierlicher Betrieb. Heute kaum mehr in Anwendung.

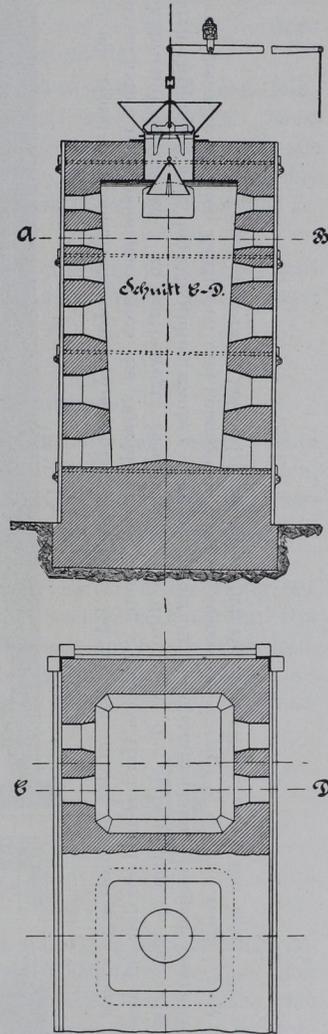


Fig. 79. Mansfelder Kiln in Grund- und Aufriß.
(Aus Borchers, Kupfer.)

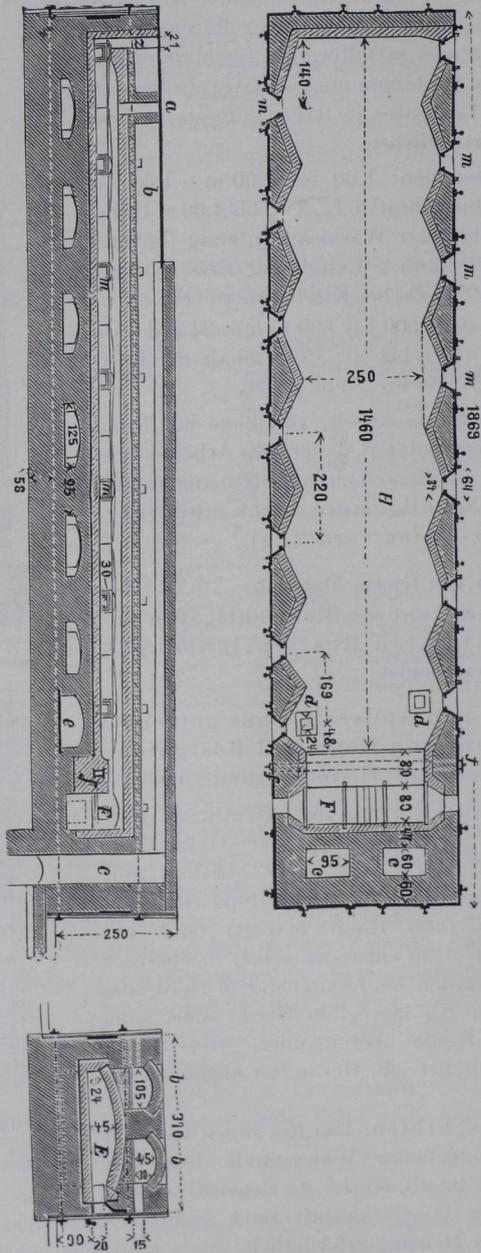


Fig. 80. Hand-Fortschmelzofen. (Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.) Die auf der Gewölbleplatte in der Nähe des Fuchses getrockneten Erze gelangen durch die verschließbare Öffnung *a* auf den Herd *H* und werden auf diesem nach der luftgekühlten Feuerbrücke *f* zu fortbewegt; hier werden sie durch eine der Arbeitströme *m* herausgeschafft oder fallen durch Öffnungen *d* in den Abkühlungsraum *e*. Die der Feuerung *F* entstammenden Heizgase streichen über den Herd, vereinigen sich mit den Röstgasen und gelangen mit diesen zusammen durch *z* in die Feuerzüge *b*, *b*, so den Herdraum *E* auch von oben heizend, und schließlich durch die Kanäle *c* in die Esse.

3. Trommelöfen. Können als Kombination von 1. und 2. aufgefaßt werden: gegen die Horizontale schwach geneigter, runder, drehbarer Schacht (Trommel), meist mit besonderer Heizung; Umwenden und Fortbewegen des Gutes durch Drehung der Trommel bewirkt. Früher auch ganz horizontale Apparate mit diskontinuierlichem Betrieb angewandt.

4. Sinterapparate. Durch die unbewegte Erzschiicht wird nach deren Entzündung die Oxydationsluft hindurchgedrückt oder -gesaugt. Meist keine besondere Heizung. Während bei allen übrigen Röstapparaten die Beschickung feinkörnig bleibt, erhält man hier ein poröses, gesintertes Produkt, das vor allem für die Weiterverarbeitung im Schachtofen geeignet ist.

II. Öfen und Apparate mit getrennter Führung von Heiz- und Röstgasen: Muffel- oder Gefäßöfen. In Kupferhütten kaum angewandt. Näheres darüber vgl. Kapitel „Zink“ (Bd. II).

1. Krählföfen (reverberatory calciners).

Die verwirrende Vielheit der verschiedenen, zum Teil auch heute noch nebeneinander gebrauchten Konstruktionen wird erst verständlich, wenn man deren Entwicklung aus gewissen „Urtypen“ historisch verfolgt. Für diese kann wieder als die gemeinsame Ausgangsform angesehen werden:

Der Hand-Fortschaufelungs-ofen (hand reverberatory calciner; Fig. 80). Flammofen mit rechteckigem Herd und stets mit besonderer Feuerung. Das Gut wird an dem der Feuerung entgegengesetzten Ende durch eine verschließbare Öffnung im Gewölbe eingetragen, flach ausgebreitet und von Hand mit Hilfe von sog. Röstschaufeln (rabblés; Fig. 81) nach dem heißeren Ende trans-

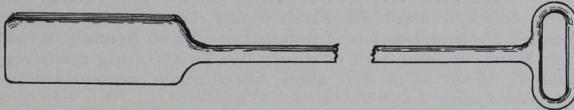


Fig. 81. Röstschaufel.

portiert, wobei gleichzeitig die tiefsten Schichten ständig an die Oberfläche gebracht werden. Diese Arbeitsweise erfordert viele Arbeitstüren an einer oder (falls von beiden Seiten gearbeitet wird) beiden Langseiten, durch welche auch der Austrag erfolgen kann. Die Herdbreite ist im Interesse einer guten Zugänglichkeit des Inhaltes (wie bei allen Flammöfen) beschränkt, meist 2,50 m, kann bis über 4,80 m (Bearbeitung von beiden Seiten) steigen. Die Herdlänge richtet sich nach dem Schwefelgehalt der Beschickung, d. h. je höher dieser, um so längere Zeit muß das Gut im Ofen verweilen, um so länger muß der Herd sein; man rechnet bis 25% S mit 19 bis 20 m, bis 20% S mit 15 m, bis 15% S mit 10 bis 12 m Herdlänge. Der dadurch bedingte gewaltige Platzbedarf kann dadurch vermindert werden, daß man den Herd in zwei (oder mehrere)

kürzere Herde unterteilt und diese übereinander anbringt. Man erreicht so gleichzeitig eine bessere Ausnutzung der Wärme, da die heißen Herdsohlen und -gewölbe die darunter und darüber befindlichen Herde mit heizen; außerdem besitzt der ganze Ofen eine geringere strahlende Oberfläche. Mit der Anzahl der Herde, d. h. mit der Höhe des Ofens wächst allerdings auch die Schwierigkeit der Bearbeitung von Hand, weshalb die Fortschaufler selten mehr als zwei Herde besitzen. Am Ende jedes Herdes fällt das Gut durch eine schlitzförmige Öffnung auf den nächsttieferen, wodurch Staubentwicklung unvermeidlich wird.

Der Durchsatz in 24 Stunden schwankt je nach dem Grad der Abröstung und dem ursprünglichen S-Gehalt zwischen 110 und 170 kg/qm und mehr. Brenn-

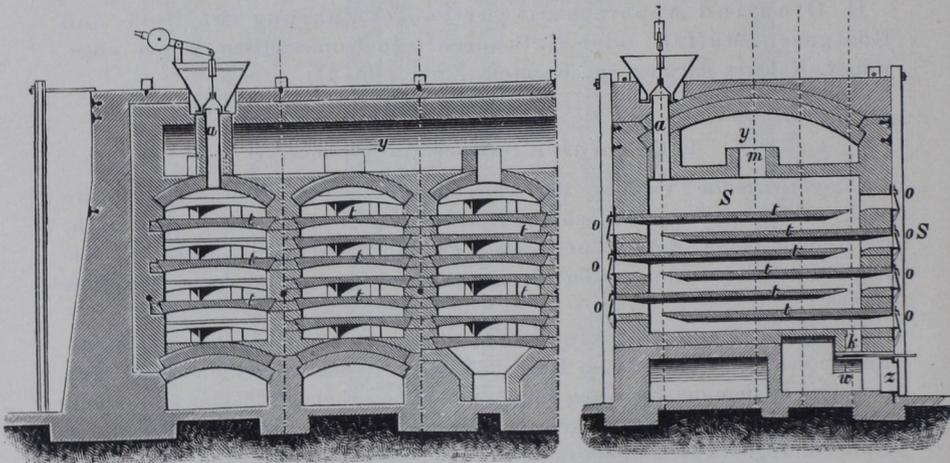


Fig. 82. Malétra-Ofen. (Aus Schnabel, Hdb. Bd. I.) Die Erze gelangen aus dem Fülltrichter mit Glockenverschluß durch *a* auf die oberste Sohle; *o, o* die den einzelnen Platten *t* entsprechenden Arbeitstüren; durch Schacht *k* fällt das fertige Röstgut in den Raum *w*, aus dem es durch die Ziehöffnung *z* entfernt wird. Die Röstgase ziehen durch *m* in den allen Abteilungen gemeinsamen Kanal. *y*

stoffverbrauch ebenfalls stark vom S-Gehalt und dem Abröstungsgrad abhängig (8 bis 20% des Durchsatzes).

Da man das Röstgut an jeder beliebigen Arbeitstüre austragen und an jeder Stelle des Ofens, d. h. bei jeder Temperatur, beliebig lange verweilen lassen kann, ist es möglich, jeden beliebigen Abröstungsgrad zu erzielen, besteht ferner eine untere zulässige Grenze des Schwefelgehaltes nicht, d. h. der Ofen eignet sich vor allem zum Totrösten und zur Verarbeitung sehr schwieriger, leicht backender oder aus anderen Gründen ein sehr enges Temperaturintervall erfordernder Erze. Dies ist auch der Grund, weshalb er trotz der großen Nachteile noch nicht vollkommen verschwunden ist. Diese Nachteile bestehen in der sehr anstrengenden und daher kostspieligen Handarbeit, die außerdem infolge des nicht zu vermeidenden Austretens von Röstgasen während der Arbeit un-

gesund ist; ferner in dem meist hohen und auch bei hohem S-Gehalt unvermeidlichen Brennstoffaufwand; sowie in der Unmöglichkeit, die infolge des zeitweiligen Einströmens kalter Luft im Überschuß durch die Arbeitstüren in ihrem SO_2 -Gehalt stark schwankenden Röstgase auf Schwefelsäure zu verarbeiten.

Die Fortschaufler werden daher heute nur noch in Spezialfällen benutzt.

Der Malétraofen (Fig. 82). (Ursprüngliche Idee von Olivier-Perret, von Malétra, später von Schaffner, verbessert.)

Ein verbesserter Fortschauflungs-ofen. Herdfläche in eine große Anzahl (meist sieben) kurzer, schmaler, übereinander angeordneter Herde unterteilt, von denen jeder nur eine Arbeitsöffnung an der Schmalseite besitzt. Mehrere solcher Einheiten sind zu einem Massiv mit gemeinsamem Abgaskanal vereinigt. Handarbeit dadurch erleichtert, daß die Bewegung des Gutes nicht mehr von rechts nach links (bzw. umgekehrt), sondern von vorn nach hinten oder umgekehrt erfolgt; andererseits erschwert die hohe Lage der obersten Herde die Arbeit. Die durch die Bauart bedingte bessere Wärmeausnutzung ermöglicht ferner ein Arbeiten ohne besonderen Brennstoffaufwand, wenn der ursprüngliche S-Gehalt hoch genug (mindestens 35%) ist, und schließlich gestattet die Vereinigung mehrerer Öfen mit gemeinsamem Gaskanal die Erzeugung eines Röstgases von gleichmäßiger Zusammensetzung, das auf Schwefelsäure verarbeitet werden kann. Die Öfen wurden daher lange Zeit als „Feinkiesbrenner“ zur Verarbeitung von Pyrit und sehr pyritreichen feinen Kupfererzen auf Schwefelsäure benutzt, sind jedoch heute fast überall wegen des geringen Durchsatzes und der immer noch schweren Handarbeit durch mechanische Öfen verdrängt¹⁾.

Die mechanischen Fortschauflungsöfen (automatic reverberatory calciners).

Die weitere Entwicklung des Fortschauflungs-ofens bestand in erster Linie in dem Ersatz der teuren, ungesunden und anstrengenden Handarbeit durch mechanische. Es entstand sehr bald der eigentliche „Krählofen“, d. i. ein solcher, bei dem ein quer zur Richtung des Erzstromes im Ofen angebrachter „Krähhalter“ eine Anzahl verschieden geformter, in der einfachsten Ausführung aus schräg gestellten Flacheisen bestehender Röstschaufler, die „Krähle“, trägt, welche das Umwenden und den Weitertransport des Röstgutes besorgen; und zwar wird entweder, wie meistens, der Krähhalter mechanisch bewegt, während der Herd in Ruhe verharrt, oder der Herd bewegt sich mitsamt dem darauf lagernden Gut an den feststehenden Krählen vorbei. Unter anfänglicher Beibehaltung der rechteckigen Herdform und in Nachahmung der Krählarbeit von Hand entstanden Ofenkonstruktionen, bei denen der Krähhalter an einer Stange, Kette oder einem Drahtseil durch den Ofen gezogen wird. Die Fortentwicklung des Malétraofens in dieser Richtung ergab den Ofen von Spence und dessen Verbesserung den Ofen von Keller,

¹⁾ Der Ofen wird auch als Schachtofen mit eingebauten Platten bezeichnet (wie übrigens auch die weiter unten behandelten runden, mechanisch betriebenen Mehretagen-Telleröfen); natürlich hat auch diese Auffassung ihre Berechtigung, stimmt jedoch meines Erachtens nicht mit der hier betonten historischen Entwicklung überein.

Gaylord und Cole mit wesentlich verlängerten Herden und hin und her gehenden Krähhaltern. (Auch der heute noch zum Rösten von Zinkerzen benutzte Mathiessen & Hegeler-Ofen gehört in diese Kategorie.) Ausgehend von ursprünglichen Fortschaufler entstand zunächst der Ofen von O'Harra, ein zweierdiger Ofen von zum Teil geradezu ungeheuren Abmessungen, bei dem mehrere Krähhalter an einer Kette ohne Ende angebracht sind und abwechselnd die obere und die untere Etage bestreichen. Trotzdem die Antriebscheiben weit außerhalb des Ofens angebracht waren, um eine Abkühlung der bewegten Eisenteile zu deren Schonung herbeizuführen, genügte dies nicht. Vielmehr traten ständig Störungen des Mechanismus unter dem Einfluß der heißen und sauren Gase ein. Die Beseitigung dieses Übelstandes bezweckten die Verbesserungen von Allen (die Krähhalter besitzen Rollen, die auf im Ofen verlegten Schienen laufen) und von Brown (Verlegung der Führungsschienen in seitliche Nischen); ferner der Ofen von Wethey, bei dem die Führungsschienen außerhalb des Ofens liegen und so zwar ständig gekühlt werden, doch hat diese Konstruktion den Nachteil, daß die Krähhalter durch seitliche Schlitz durch die Seitenwände hindurchgeführt werden müssen. Eine andere Bauart von Hixon verlegt die Führungsschienen in eiserne, in die Herdsohle eingebaute Büchsen, durch welche die Oxydationsluft streicht, die so gleichzeitig kühlt und sich selbst erwärmt; dieser Ofen arbeitet außerdem mit hin und her gehenden Krähhaltern. Die besten Erfolge in der einmal eingeschlagenen Richtung erzielte von der Ropp mit seinem einherdigen Ofen, der an manchen Orten noch heute in Benutzung ist.

Der Roppofen (Fig. 83) besitzt auf vierrädrigen Wagen befestigte Krähhalter; die Schienen laufen in einem auch während des Betriebes zugänglichen Kanal unter dem Herd; Antrieb durch ein Seil ohne Ende und an senkrechten Achsen befestigte Seilscheiben; nach Passieren des Ofens bewegt sich der Krähwagen auf außerhalb verlaufenden Schienen zurück, wodurch vollkommene Kühlung erreicht wird. Viel Leerarbeit!

Um die zum Teil ungeheure Ausdehnung vor allem der einherdigen Öfen in der Längsrichtung zu vermeiden, ging schon Brown dazu über, den einzigen Herd seines Ofens zu einem elliptischen Band zu krümmen; es entstand der „horse shoe“- oder „Hufeisenofen“. Einen Schritt weiter ging Pierce, der einen Ofen mit ein bis zwei ringförmigen Herden baute und dadurch eine wesentliche Vereinfachung der ganzen Konstruktion erzielte: die Krähle sind an Armen befestigt und diese radial an einer zentralen, außerhalb der Herde liegenden senkrechten Welle angebracht. Auch dieser Ofen besitzt, wie der vorige, noch keinen zusammenhängenden Ofenraum, sondern eine Unterbrechung des Gewölbes zur Kühlung der Krähle und für die Erzaufgabe und damit den allen diesen Ofenkonstruktionen anhaftenden Nachteil der schwingenden Ofentüren für den Durchlaß der Krähhalter an Anfang und Ende des eigentlichen Herdes, ferner die schon beim Wetheyofen gerügte Schwierigkeit, die Krählarne gasdicht durch die Seitenwände hindurchzuführen.

Die bei den ursprünglichen Fortschauflern an einer Schmalseite des Ofens liegende Feuerung hatte bei den genannten mechanischen Öfen hier keinen

Platz mehr und wanderte daher an eine Längsseite; mit fortschreitender Verlängerung des Herdes mußte ihre Anzahl vermehrt werden, was wiederum eine gewisse Anpassungsmöglichkeit der Heizung an den Schwefelgehalt der Erze zur Folge hatte, indem man je nach Bedarf alle oder nur einige Feuerungen in Betrieb nahm.

Trotz der vielen, zum Teil sehr genialen Verbesserungen (die hier genannten bilden nur einen geringen Teil der Vorschläge und Ausführungen) gelang es erst, einen wirklich brauchbaren Röstofen zu schaffen, als man sich von der alten Form des Fortschauflers emanzipierte und den Herd tellerförmig gestaltete, die die Röstarme tragende zentrale Welle in den Ofenraum selbst verlegte. Die Konstruktion wurde dadurch wesentlich vereinfacht, und außerdem war nun die Möglichkeit einer theoretisch fast unbegrenzten

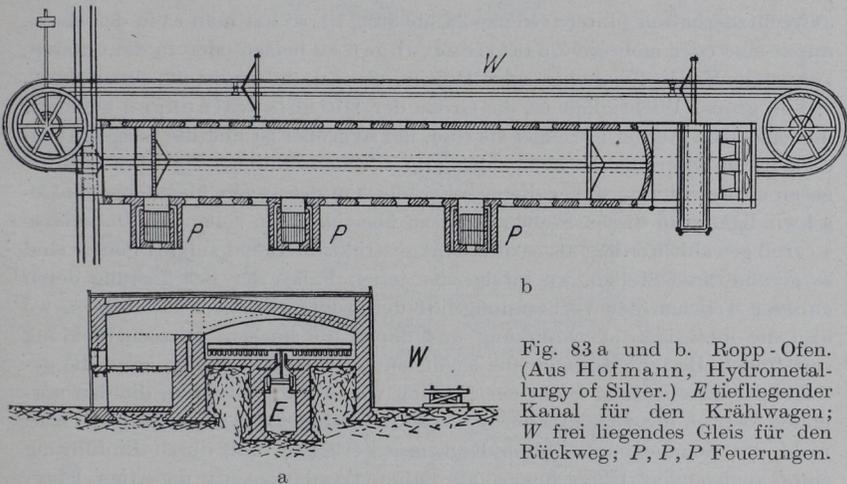


Fig. 83 a und b. Ropp-Ofen.
(Aus Hofmann, Hydrometallurgie of Silver.) *E* tief liegender Kanal für den Krählwagen; *W* frei liegendes Gleis für den Rückweg; *P, P, P* Feuerungen.

Vermehrung der Anzahl der Herde und damit einer Ausdehnung in die Höhe bei geringer bebauter Fläche gegeben. Natürlich wurde dadurch wieder die Frage des Schutzes der bewegten Teile (Welle und Krählarne) gegen die heißen Röstgase akut, indessen kann man sich jetzt leicht dadurch helfen, daß man diese Teile hohl ausführt und entweder Kühlwasser hindurchleitet oder Luft, die zugleich als vorgewärmte Oxydationsluft dienen kann. Einen großen Nachteil besitzen allerdings diese, heute den verbreitetsten Typ darstellenden Öfen: die Krählarne mitsamt den daran befestigten Krählen sind außerordentlich schwer zugänglich, und die einzelnen neuzeitlichen Konstruktionen und Verbesserungen unterscheiden sich daher in der Hauptsache durch die verschiedenen mehr oder weniger zweckmäßigen Methoden der Auswechslung der Krählarne mit möglichst kurzer Unterbrechung des Betriebes.

Der so geschaffene moderne sog. Mehretagen-Tellerofen (Fig. 84 bis 88) besitzt bis zu 9 Herde, von denen der oberste zum Trocknen dient (ohne Gewölbe oder mit besonderer Abführung des Wasserdampfes, um die SO_2 -Gase nicht zu verdünnen); die Erzaufgabe erfolgt an der Peripherie des ober-

sten eigentlichen Röstherdes durch eine regulierbare Aufgebevorrichtung; das Gut kommt infolge der hier herrschenden hohen Temperatur zur Entzündung und wird durch die an einem oder zwei (bis vier) Armen befestigten Krähle unter gleichzeitigem Umwühlen nach der Mitte geschafft, wo es auf den nächsten Herd fällt, auf dem es wieder nach außen wandert, usf. Die Bewegungsrichtung wird durch die Stellung der Krähle an den Armen bedingt; außerdem muß darauf Rücksicht genommen werden, daß ja die je Flächeneinheit zu bewältigende Erzmenge von der Mitte nach außen abnimmt, d. h. der Winkel, den die Krähle mit der Tangente bilden, muß mit der Entfernung vom Mittelpunkt abnehmen. Umdrehungsgeschwindigkeit und Schütthöhe regeln den Durchsatz und die Entschweflung; diese ist außerdem im allgemeinen um so besser, je mehr Etagen der Ofen besitzt. Reicht der Schwefelgehalt nicht aus, um allein bis zum Schluß die erforderliche Rösttemperatur aufrechtzuerhalten (untere Grenze 28 bis 30% S), so hat man es in der Hand, durch eine oder mehrere Zusatzfeuerungen zu heizen oder in die unteren, kältesten Herde Feinkohle oder Roherz als Zusatzbrennstoff einzuführen.

Von großer Wichtigkeit ist die Größe der Durchlaßöffnungen zwischen den einzelnen Herden; je enger sie sind, um so größer ist hier die Gasgeschwindigkeit, um so größer die Menge des mitgerissenen Staubes, der mit den Röstgasen entweicht; um daher die zweckmäßig 3 m/Sek. nicht übersteigende Geschwindigkeit an diesen Stellen nicht zu überschreiten, sollen die Durchlässe so groß gewählt werden, als es die Ofenkonstruktion irgend zuläßt. Ferner sind es gerade diese Stellen, wo infolge des freien Falles der Beschickung deren einzelne Teilchen der Verbrennungsluft die größte Oberfläche darbieten, wo also die intensivste Verbrennung und damit die höchste Hitzeentwicklung stattfindet. Besteht das Gut aus leicht sinterndem Material, so kann die geschilderte Erscheinung leicht zur Bildung von Ansätzen führen, die den normalen Betrieb des Ofens stören; es ist daher dafür Sorge zu tragen, will man nicht den Schmelzpunkt durch Kalkzusatz erhöhen, daß durch Einführung eines genügenden Überschusses an kalter Oxydationsluft derartige Überhitzungen vermieden werden. In solchen Fällen ist natürlich eine möglichst weite Gestaltung der Durchlaßöffnungen besonders wichtig¹). Eine Verminderung der Flugstaubmenge wird auch durch möglichst geringe Fallhöhe erzielt; eine solche erreicht man durch geringe Entfernung der Herde voneinander und durch Ausbildung von Rutschflächen (z. B. Ofen der Erzröstgesellschaft) an den Durchlässen.

Als Baumaterial verwendet man heute allgemein einen guten Schamottestein, rote Ziegelsteine werden kaum mehr benutzt; daneben hat man, wenigstens bei kleineren Öfen mit bis 3,60 m Durchmesser, ganz gute Erfahrungen mit in der Hitze zu einem Monolithen abbindendem Beton gemacht (z. B. aus 1 Tl. Portlandzement, 2 Tln. Sand, 4 Tln. zerkleinerte Schlacken). Für die der Hitze ausgesetzten Eisenteile verwendet man mit gutem Erfolg hitzebeständige Speziallegierungen. Häufig sind die Öfen vollständig mit Eisenblech ummantelt,

¹) Man kann sich auch dadurch helfen, daß man für die Gase eigene Durchlässe schafft, während die für das Erz bestimmten durch besondere Einrichtungen den Gasdurchgang verhindern (vgl. Fig. 84).

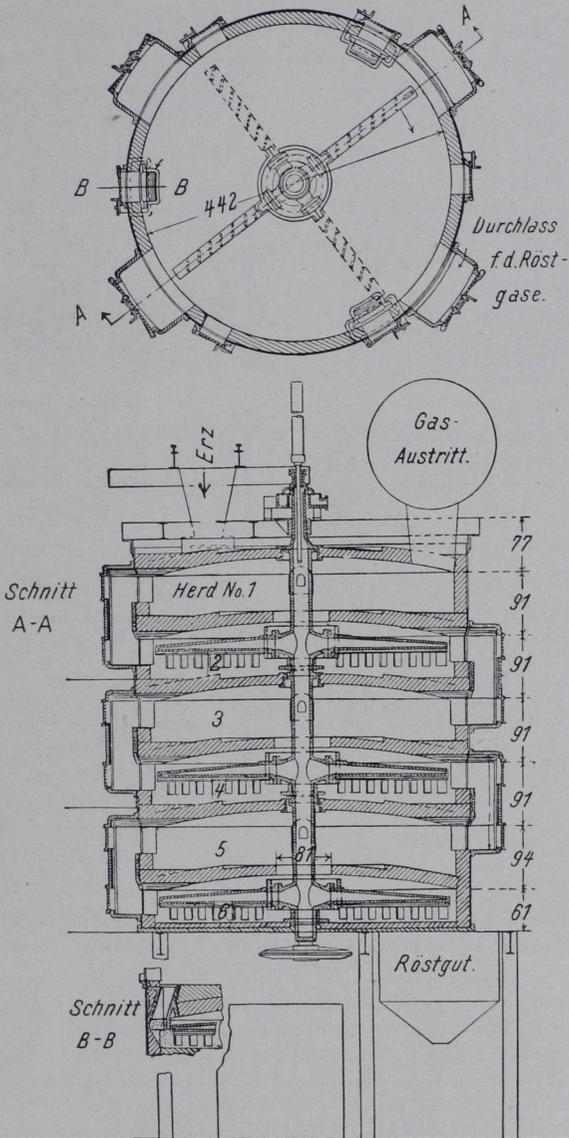


Fig. 84. MacDougall-Ofen mit sechs Herden.
 (Aus Austin, The Metallurgy of the common
 Metals.) Maße in cm.

der untere Teil zur besseren Zusammenhaltung der Wärme durch Korkstein, Sil-O-Cel od. dgl. isoliert.

Infolge der Möglichkeit, die Menge der Oxydationsluft genau zu kontrollieren, können die Abgase dieser Öfen im allgemeinen leicht auf Schwefelsäure verarbeitet werden.

Die Urform des Mehretagenofens ist der

Ofen von Parkes. Bereits seit Mitte des 19. Jahrhunderts bekannt, indessen damals nicht weiter ausgebildet, da es nicht gelang, die der Hitze ausgesetzten Eisen-teile zu schützen. Er besaß zwei (bis vier) tellerförmige Herde und eine massive zen-

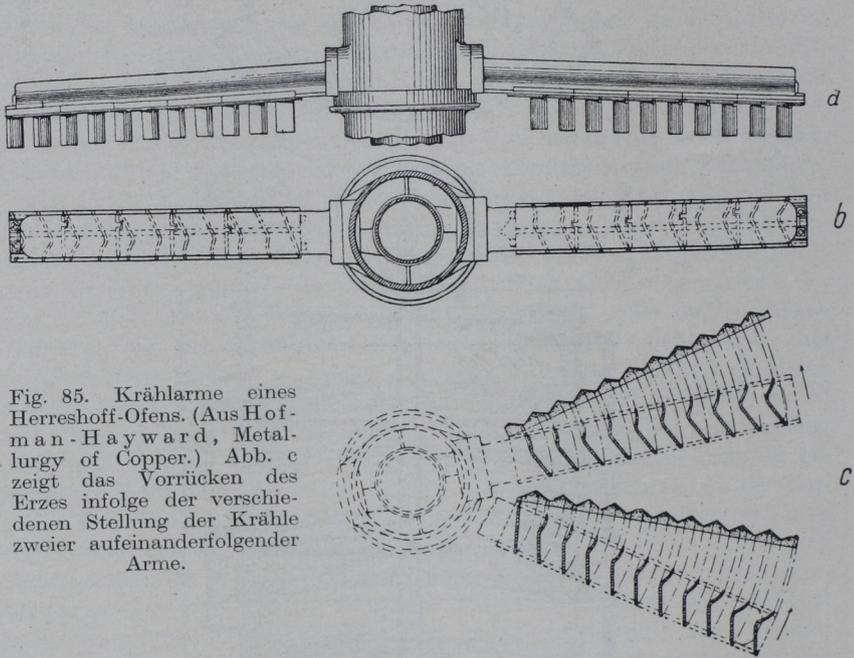


Fig. 85. Krählarms eines Herreshoff-Ofens. (Aus Hofman-Hayward, Metallurgy of Copper.) Abb. c zeigt das Vorrücken des Erzes infolge der verschiedenen Stellung der Krähle zweier aufeinanderfolgender Arme.

trale eiserne Welle. (Eine verbesserte Form dieses Ofens stand bis vor kurzem in der Kupferkammerhütte zu Hettstedt zur Abröstung des Spurstones für den Ziervogelprozeß.)

Ofen von MacDougall. Der erste lebensfähige Ofen dieser Art; sein Name ist daher (wie der des folgenden, daraus hervorgegangenen) heute noch als Typenbezeichnung gebräuchlich, trotzdem die gegenwärtig in Betrieb befindlichen Verbesserungen keine große Ähnlichkeit mehr mit seiner ursprünglichen Ausführungsform besitzen. Schon diese besaß 6 bis 8 Herde, davon der oberste offen, als Trockenherd ausgebildet. Krählarms noch fest mit der Welle verbunden: umständliche Auswechslung. Oxydationsluft mittels Ventilators eingeblasen: starke Flugstaubentwicklung (bis 16% des Erzgewichtes).

In moderner, wesentlich verbesserter Ausführung, z. B. der Allis Chalmers Co., ist der Trockenherd überwölbt, Welle und Krählarms sind durch

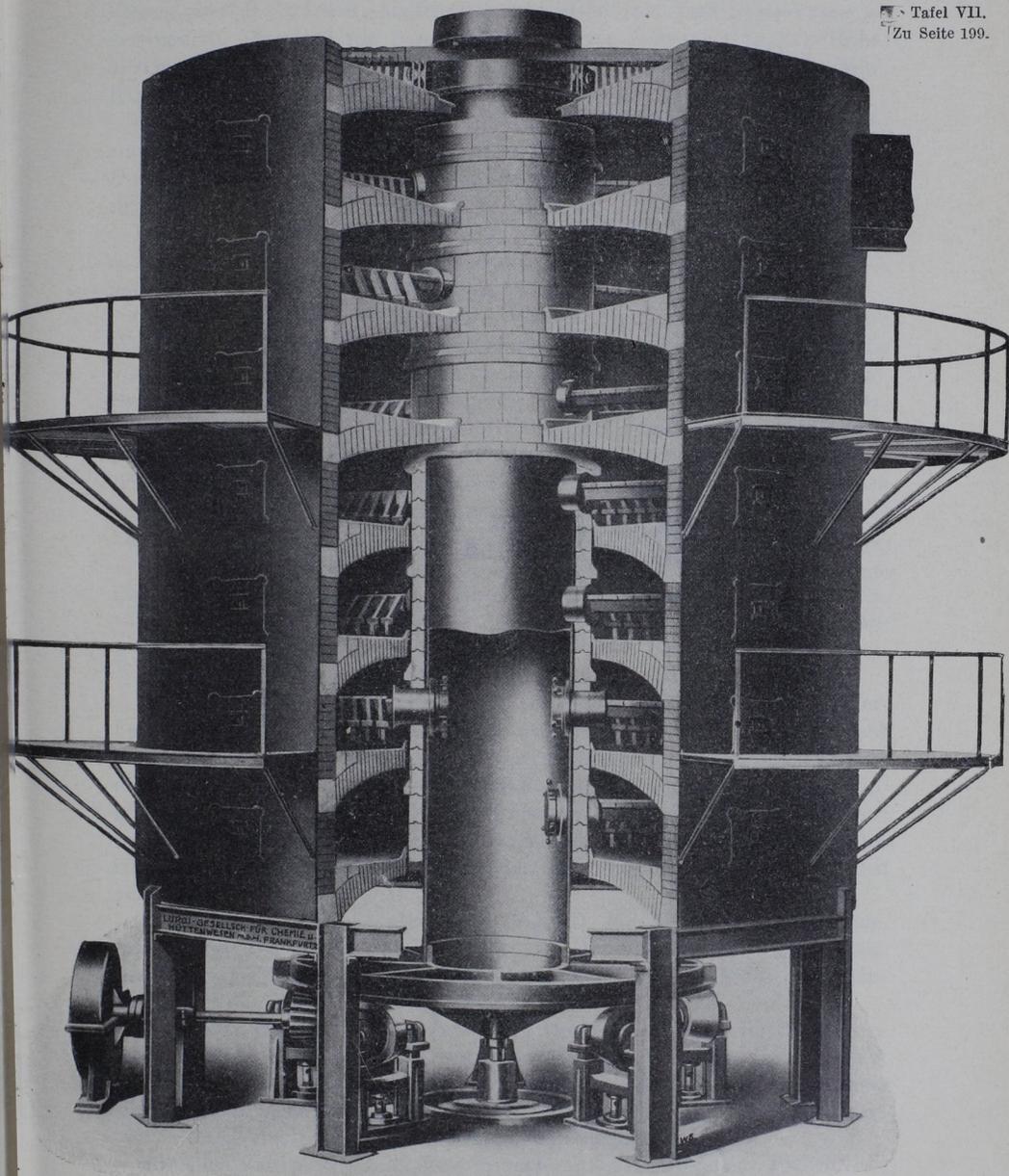


Fig. 88. Wedge-Ofen der „Lurgi“, Ges. f. Chemie u. Hüttenwesen, Frankfurt a. M., mit sieben Etagen.



**BIBLIOTHEK DER
TECHN. HOCHSCHULE
G R A Z.**

Wasser gekühlt (75 l/Min., Austrittstemperatur 80°, als Kesselspeisewasser zu verwenden). Durchlaß für Beschickung und Gas getrennt (Fig. 84). Höhe: 5,56 m, Durchmesser 5,50 m, Herdfläche: 148 qm, Umdrehungszahl: 0,8/Min., Kraftbedarf: $1\frac{1}{2}$ bis 2 PS.

Der Ofen vermag z. B. in 24 Stunden 59 t Erz von 35 auf 7% S abzurösten, d. i. ein Durchsatz von rd. 400 kg je qm. Die Erze bleiben im Durchschnitt $1\frac{1}{2}$ Stunden im Ofen und müssen, will man auf Zusatzfeuerung verzichten, mindestens 28% S enthalten.

Erzeugte Flugstaubmenge 4 bis 5% des Vorlaufs.

Für Großbetrieb mit gleichbleibenden Erzen von geeignetem Schwefelgehalt haben sich die Öfen vorzüglich bewährt.

Ofen von Herreshoff (Fig. 85). Ähnlich dem vorigen. Kühlung von Welle und Krählarmlen durch Druckluft in genau regelbarer Menge, die vorgewärmt schließlich in den untersten Herdraum strömt; hierdurch gelingt es, die untere zulässige Grenze des S-Gehaltes für Arbeit ohne Zusatzfeuerung herabzudrücken, bei Erzen mit höherem S-Gehalt den Durchsatz zu erhöhen. Krählarmlen in Schlitze in der Welle eingesetzt, so leicht während des Betriebes auswechselbar; ihre Beweglichkeit in senkrechter Richtung führt jedoch zu Störungen, wenn die Herde Ansätze bekommen. Ofen ganz ummantelt; meist kleinere Einheiten mit $\frac{1}{4}$ bis $\frac{1}{2}$ PS Kraftbedarf; erfordern wenig Bedienung.

Die sehr großen Öfen der Magma Copper Co. zu Superior, Ariz., besitzen 9 Herde mit einem Durchmesser von 5,95 m, Durchsatz je 24 Stunden: 68 t Erz mit 30% S, auf 10% S abgeröstet. Kraftverbrauch 7,5 PS, Luftverbrauch 70 cbm/Min. Die Abgase enthalten 5 Vol.% SO₂. Zum Anheizen dienen zwei Öldüsen.

Weitere Beispiele von Abänderungen des MacDougallofens:

Öfen der Maschinenbauanstalt Humboldt (Fig. 86). Besitzen verbesserte Befestigung der Krählarmlen, so daß ein Ausweichen nach oben nicht mehr möglich ist. Bei Öfen für einen Durchsatz von mehr als 8 t/24 Std. sind die einzelnen Krählarmlen auswechselbar. Kühlluft wird durch einen Ventilator eingeblasen; Öfen mit über 12 t Durchsatz besitzen Wasserkühlung. Für Erze mit unter 30% S ist eine Zusatzfeuerung vorgesehen. Der freie Fall des Röstgutes ist an der Peripherie durch Nischen in den Seitenwänden mit schrägem Boden gemildert.

Öfen der Erzröstgesellschaft (Fig. 87). Sie besitzen durchgehende, leicht auswechselbare Krählarmlen und an den Durchlaßöffnungen in der Nähe der Welle sog. Staubschurren, welche den freien Fall des Erzes verhindern und damit die Flugstaubbildung ermäßigen.

Öfen von Wedge (Fig. 88, Tafel VII). Gelten heute als vollkommener Typ für die Bewältigung großer Massen. Vor allem ausgezeichnet durch eine sehr weite hohle Welle von 1200 mm Durchmesser, die während des Betriebes befahren werden kann. Nur die Krählarmlen mit Wasserkühlung; sie besitzen eine sehr einfache Befestigungsvorrichtung.

Die Öfen werden mit 3, 5 oder 7 Herden (außer dem offenen Trockenherd) gebaut. Herddurchmesser 5,00 bis 7,00 m; ein Ofen mit 7 Herden von 7 m Durchmesser setzt in 24 Stunden bis zu 100 t schwefelreiches Gut durch, entsprechend einer Leistung von 370 kg/qm.

Dabei sind die Wellen (mit meist nur einem Krählarm, der die ganze Herdbreite bestreicht) so in der Längsachse angeordnet und arbeiten so gegeneinander, daß ein Arm das Gut an den folgenden weitergibt, und daß an den Stellen der stärksten Abröstung die Beschickung besonders lange verweilt. Von Zeit zu Zeit ist es allerdings notwendig, das Erz aus den von den Krählen nicht bestrichenen toten Ecken von Hand wieder in deren Reichweite zu schieben. Die Öfen sollen zufriedenstellend arbeiten und sind, wie ja auch viele der obengenannten, auch zum sulfatisierenden Rösten und zur Röstung von Silbererzen geeignet.

Der Ofen von Edwards (Fig. 89). Besitzt einen oder zwei („Duplex“-Ofen) geneigte Herde, deren Neigung für die Durchsatzgeschwindigkeit maßgebend ist. Herdfläche eines einherdigen Ofens z. B. $1,98 \times 15,45 \text{ m} = 31 \text{ qm}$.

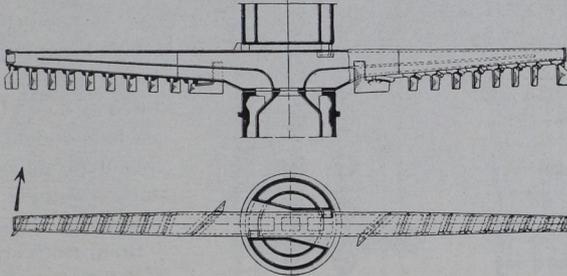


Fig. 87. Durchgehende Krählarme des Röstofens der Erzröstges. m. b. H., Cöln. (Aus Borchers, Kupfer.) Sie werden durch eine X-förmig ausgebildete Spalte der Welle gesteckt; Befestigung erfolgt durch kleine Vorsprünge der Welle, welche beim Andrehen in entsprechende Vertiefungen der Rührarme eingreifen.

Durchsatz/24 Stunden: 20 t, d. i. je qm Herdfläche rd. 650 kg eines Erzes mit 30% S. Abröstung auf 12% S.

Schließlich gehören hierher noch die Öfen mit feststehenden Krählen und beweglichem Herd.

Beispiel: Der Ofen von Huntington und Heberlein (sog. „Rundofen“; Fig. 90 u. 91). Besitzt einen drehbar gelagerten Herd von 6 bis 8 m Durchmesser und eine seitlich angeordnete Schräg- oder Planrostfeuerung. Eintrag des Gutes etwas exzentrisch in der Mitte durch einen Trichter mit heb- und senkbarer Manschette, wodurch die Schütthöhe reguliert werden kann. Die Krähle sind in einem im Gewölbe eingemauerten Rahmen leicht auswechselbar befestigt. Infolge der exzentrischen Anordnung des Aufgabetrichters wird das aufzugebene Gut bei der ersten Umdrehung durch den innersten Krähl erfaßt und nach außen geschoben, gelangt bei der nächsten Umdrehung in die Reichweite des zweiten Krähls usw., bis der äußerste Krähl das fertige Röstgut über den Rand des Herdes in daruntergestellte Wagen austrägt. — Im Gewölbe befinden sich meist 4 Gasaustrittsöffnungen in verschiedener Entfernung von der Mitte, durch deren Öffnen und Schließen man den Weg der Flammengase verkürzen oder verlängern und so die Temperatur im Ofen regulieren kann. Trotzdem ist die erzielbare Temperatur nicht sehr hoch, und da auch der von

der Beschickung zurückgelegte Weg nicht sehr lang ist, eignet sich der Ofen trotz besonderer Feuerung nicht zum Totrösten; dagegen wird er mit Vorliebe zur Vorröstung für die Sinterapparate (siehe Sinterröstung) benutzt, da

er ein sehr gleichmäßiges Produkt liefert und große Leistungsfähigkeit besitzt; auch ist er gegen leicht sinterndes Material ziemlich unempfindlich und daher besonders zum vorbereitenden Abrösten von Bleierz, Bleistein u. dgl. geeignet.

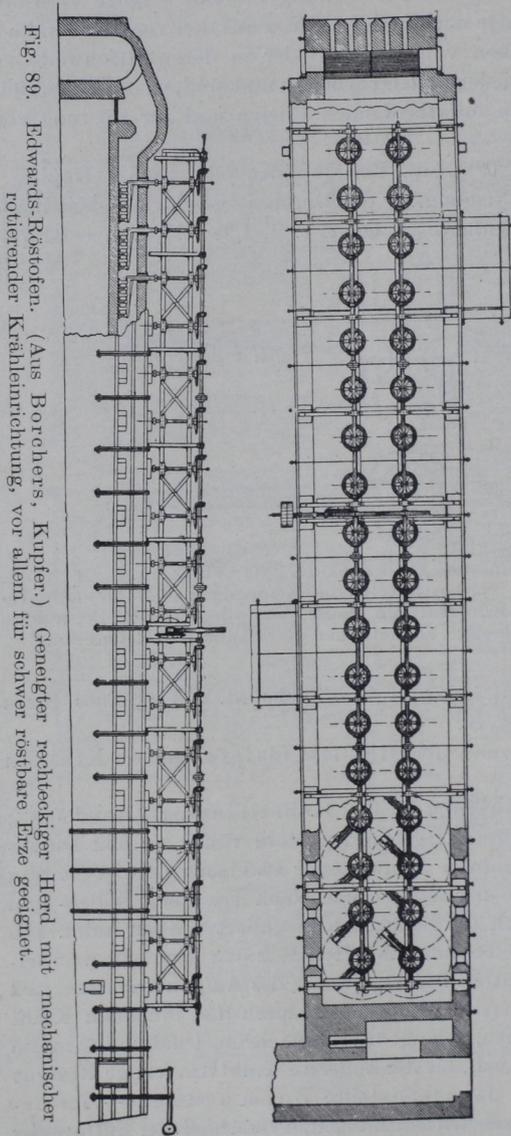
Durchsatz eines 8-m-Ofens bis zu 80 t (d. i. über 1590 kg/qm!), wird teils durch die Schütthöhe, teils durch die Umdrehungsgeschwindigkeit reguliert, vom ursprünglichen S-Gehalt stark abhängig. Entschweflung kaum unter 10%.

Brennstoffverbrauch je nach S-Gehalt des Vorlaufes 3 bis 7% des Eintrages, daher weniger für S-reiches Material zu gebrauchen, zumal eine Verarbeitung der Röstgase auf Schwefelsäure wegen der vielen Arbeits-türen an der Peripherie nicht in Betracht kommt.

2. Schachtöfen.

Auch als „Schüttöfen“ bezeichnet. Die Fortbewegung des Gutes erfolgt ohne mechanische Einrichtungen lediglich durch die Schwere des Materials in einem mit Widerstandselementen ausgekleideten Schacht; dadurch wird der freie Fall verzögert, die erforderliche Röstdauer erzielt. Bedingungen für die Darbie-

tung einer großen Oberfläche sehr günstig, daher sehr intensive Abröstung unter starker Wärmeentwicklung, die nur schlecht regulierbar ist: für leicht sinterndes Material völlig unbrauchbar. Außerdem sehr starke Flugstaubentwicklung, daher wieder auf-



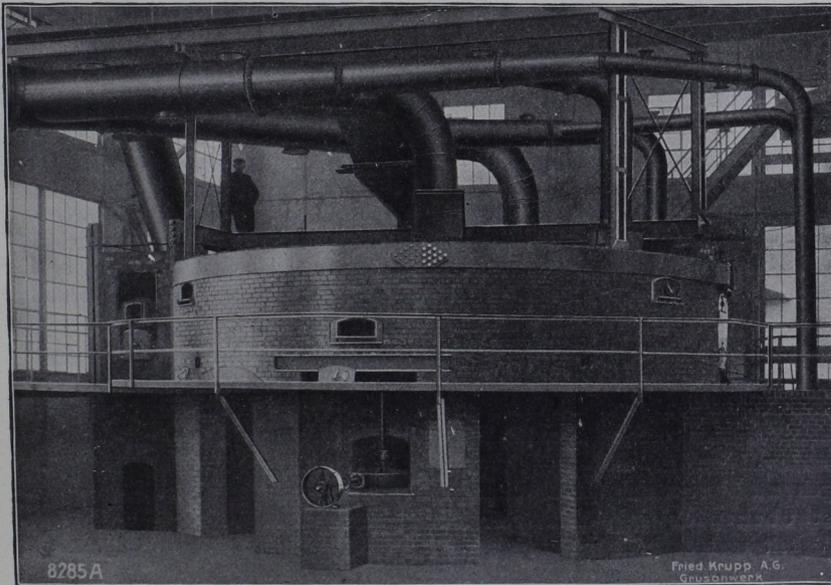
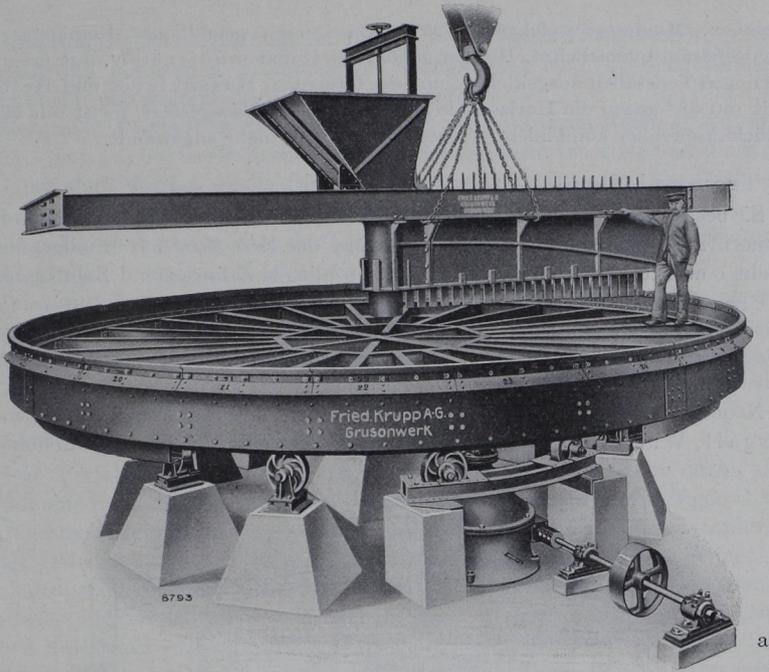


Fig. 90 a und b. Huntington-Heberlein-Rundofen; Eisenkonstruktion und Außenansicht; Ausführung von Krupp, Grusonwerk.

gegeben. Mindestschwefelgehalt 25%, Gase nach gründlicher Reinigung auf Schwefelsäure verarbeitet. Hierher gehört der Gerstenhöferofen, mit prismenförmigen Tonstäben ausgekleidet, und der Ofen von Hasenklever und Helbig, mit um 38° gegen die Horizontale geneigten Platten ausgesetzt, meist mit einem Stückkiesbrenner kombiniert. Heute wohl nirgends mehr angewandt.

3. Trommelöfen.

Sie bestehen aus einer ganz oder teilweise ausgemauerten eisernen Trommel, im Innern manchmal mit Rippen zur Führung der Erze (hat sich im allgemeinen nicht bewährt). Drehbar gelagert, Antrieb mittels Zahnrad und Zahnkranz.

Ursprüngliche Ausführung (Brücknerofen) horizontal, am einen Ende mit Feuerung zur Entzündung der Beschickung und, falls erforderlich, zur Heizung. Beschickung und Austrag durch seitliche Mannlöcher; arbeitete diskontinuierlich, daher wieder aufgegeben.

Neuere Ausführungen (z. B. Ofen von Oxland und Hocking, von Howell, Argall, White [s. Fig. 64, S. 121] u. a.) geneigt gelagert. Eintrag am höheren

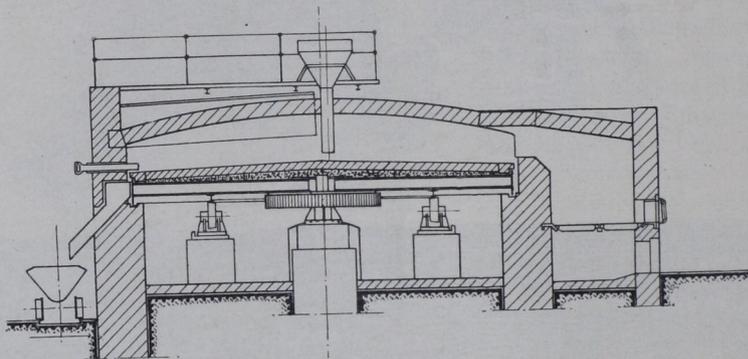


Fig. 91. Huntington-Heberlein-Rundofen; Schnitt; Ausführung der Maschinenbauanstalt Humboldt.

Ende, der Feuerung entgegengesetzt, kontinuierlich. Das in dünner Schicht den Boden bedeckende Gut wird durch die Drehung der Trommel je nach seinem Haftvermögen an der Wandung mehr oder weniger weit gehoben und stürzt bzw. rieselt schließlich wieder herab, so stets neue Bestandteile an die Oberfläche bringend; gleichzeitig erfolgt je nach der Neigung und der regelbaren Umdrehungsgeschwindigkeit raschere oder langsamere Wanderung nach dem Austragsende zu. Da die an der Oberfläche zur Entzündung gelangten Teilchen stets rasch wieder durch frische bedeckt und so der Oxydationsluft entzogen werden, ist es nicht möglich, ohne Zusatzfeuerung weitgehend abzurösten. Ein weiterer Nachteil besteht in der starken Flugstaubentwicklung, die allerdings durch sehr geringe Umdrehungsgeschwindigkeit und dadurch vermindert werden kann, daß der Apparat keine vollständigen Umdrehungen macht, sondern um eine Normallage pendelt (z. B. um 90° nach jeder Seite). Der Ofen ist ferner unbrauchbar für leicht backendes oder an den Wänden klebendes Material: es bilden sich an

bestimmten Stellen ringförmige Ansätze, die mechanisch abgestoßen werden müssen und bei langen Trommeln oft unzugänglich sind, zu Betriebsunterbrechungen und kostspieligen Reparaturen führen.

Ein großer Vorteil ist der Umstand, daß bei gutartigen Erzen so gut wie keine Handarbeit erforderlich ist. Wo daher solche teuer ist und die Erze geeignet sind, werden solche Öfen immer noch gerne benutzt. Sie sind auch zur chlorierenden Röstung von Silbererzen (s. d. S. 117 ff.) geeignet.

Ihre Leistung hängt von der Länge, dem Durchmesser, der Umdrehungsgeschwindigkeit und der Neigung ab.

Beispiel: Ofen von Oxland und Hocking. Länge 12,20 m, Durchmesser 1,22 m. Durchsatz/24 Stunden: 12 t, Abröstung mit Zusatzfeuerung von 25 auf 4% S. Brennstoffverbrauch 5% Steinkohle. Ein Arbeiter bedient je Schicht 2 Öfen.

4. Sinterapparate.

Das Verfahren der Sinter- oder Verblaseröstung besteht darin, daß durch eine ruhende, zur Entzündung gebrachte Schicht schwefelhaltigen Gutes Luft hindurchgepreßt oder -gesaugt wird. Dabei findet eine intensive Umspülung jedes Beschickungsteilchens mit Oxydationsluft statt, so daß es gelingt, in verhältnismäßig kurzer Zeit und ohne zusätzlichen Brennstoff sehr weitgehende Verbrennung des Schwefels zu erreichen. Das Verfahren wurde von dem Deutschen Ferdinand Heberlein und dem Engländer Huntington in der Bleihütte Pertusola in Oberitalien ausgearbeitet, unabhängig davon und ungefähr gleichzeitig von dem Deutschen Job in der Bleihütte Laurium (Griechenland), und anfänglich nur auf Bleierze angewandt; in seiner ursprünglichen Gestalt, meist als Huntington-Heberlein-Verfahren (engl. pot roasting) bezeichnet, verwandte man Gußeisenkessel mit doppeltem Siebboden oder einen niedrigen Schachtofen mit Planrost („Jobofen“), in denen das Gut auf eine Schicht glühenden Materials oder ein schwaches Zündfeuer unter gleichzeitigem Einblasen von Luft eingetragen wurde (vgl. „Röstung von Bleierzen“ Bd. II). Bei der in der Patentschrift gegebenen Erklärung der Vorgänge spielte die (zweifelhafte) Anwesenheit von Kalk (und die Bildung eines hypothetischen Calciumplumbates als Sauerstoffüberträger) sowie eine Vorröstung im Rundofen (s. S. 201), bei welcher der Kalk in Sulfat verwandelt wurde, eine ausschlaggebende Rolle. Später fand man, daß weder eine Zumischung von Kalk noch eine Vorröstung unbedingtes Erfordernis sind. Man gelangte vielmehr zu der Überzeugung, daß es in erster Linie die physikalische Beschaffenheit des der Sinterröstung unterworfenen Gutes ist, welche den Erfolg bedingt; d. h. die Beschickung muß so beschaffen sein, daß die Luft sie vollkommen gleichmäßig durchdringen kann, so daß keine Nester größeren Widerstandes vorhanden sind, die dazu führen, daß die Luft sich ihren Weg durch einzelne größere Kanäle sucht. Eine gleichmäßige und nicht zu geringe Korngröße (ca. 4 mm) erfüllt diese Bedingung am besten und um so besser, je runder die einzelnen Körner sind; durch die Vorröstung im Rundofen erreicht man nun außer einer guten Mischung, daß, vor allem bei den leicht sinternden Bleierzen, die feinsten, leicht zu Verstopfungen beim Verblasen führenden Teilchen

zu Granalien zusammensintern, was die günstige Wirkung der Vorröstung zum Teil erklärt¹⁾. Eine Auflockerung erzielt man ferner durch ein schwaches Anfeuchten der Beschickung infolge des Entweichens des gebildeten Wasserdampfes mit fortschreitender Erhitzung sowie neuerdings mit Vorliebe durch Zumengen granulierter Schlacke; ein beliebtes Auflockermittel sind ferner die sog. Rückfälle (vgl. später).

Ferner ist es natürlich von allergrößter Bedeutung, daß die Öffnungen des Siebbodens stets vollkommen offen bleiben und nicht durch geschmolzene und wieder erstarrte Massen verstopft werden, da sonst der Prozeß ganz oder teilweise zum Stillstand kommt und das über den verstopften Stellen liegende Gut unverändert bleibt; denn die angewandten Windpressungen sind nicht so hoch, um den Widerstand geschmolzener Massen überwinden zu können. Auch darf die Temperatur nie so hoch steigen, daß ein massives Schmelzen eintritt, was dann der Fall sein kann, wenn der Gehalt der Beschickung an Brennstoff eine gewisse Grenze übersteigt. Es ist daher entweder dafür zu sorgen, daß der Schmelzpunkt der Beschickung so hoch liegt, daß die erzielten Temperaturen sie nicht zum Schmelzen bringen, was am besten durch einen Zusatz eines solchen Materials erreicht wird, das mit der Gangart schwer schmelzbare Verbindungen eingeht (Kalk, Kiesabbrände, Ofenbruch u. dgl.); oder es ist der Schwefelgehalt auf eine unschädliche Grenze herabzudrücken. Man kann dies dadurch erreichen, daß man den überschüssigen Schwefel durch Vorröstung entfernt oder ihn durch Zusatz schwefelfreien oder -armen Materials verdünnt. Wenn man bedenkt, daß wir Erz abrösten wollen und nicht Material, das ebensogut direkt in den Schmelzofen eingesetzt werden kann, daß solche Zusätze häufig vorher gemahlen werden müssen, und daß alle Zuschläge, die wir für die spätere Schlackenbildung nicht unbedingt brauchen, bei der Verschmelzung des Röstgutes unter Umständen selbst wieder verschlackende Zuschläge erfordern, kurz, daß man ganz prinzipiell nur solches Material durch die Röstapparate schicken soll, das abgeröstet werden muß, so sieht man ein, daß in den meisten Fällen die Entfernung überschüssigen Schwefels durch Vorröstung wirtschaftlicher ist, zumal der Rundofen mit seinem großen Durchsatz sehr billig arbeitet. Natürlich ist es hier, wie stets, notwendig, sich an Hand einer Kalkulation unter Zugrundelegung der zur Verfügung stehenden Erze, Zwischenprodukte und Zuschläge usw. über den besten einzuschlagenden Weg Klarheit zu verschaffen; dabei müssen alle eine Rolle spielenden Umstände berücksichtigt werden, so z. B. die zweifellos auch chemisch günstige Wirkung eines Kalkzusatzes sowie der Umstand, daß die Sinterröstung nicht nur zur Entschwefelung, sondern auch zur Stückigmachung feinen Gutes führt (s. unten).

Neben einer lockeren Beschaffenheit der Beschickung und der Vermeidung vorzeitigen Schmelzens ist noch ein dritter Umstand zu berücksichtigen: wirklich gutes, d. h. weitgehend entschwefeltes Röstgut erhält man nur dann, wenn es gelingt, die Beschickungsteilchen zum Sintern zu bringen; d. h. das fertige Produkt soll ein sog. „Agglomerat“ bilden, einen festen Kuchen von schwammiger, poröser Beschaffenheit, in dem die einzelnen Korngrenzen kaum mehr zu

¹⁾ Bei reinen Kupfererzen wird die hierfür erforderliche Temperatur selten erreicht.

erkennen sind. Soweit diese Sinterung nicht stattgefunden hat, ist die Entschwefelung unvollkommen. Der Grund hierfür ist noch nicht eindeutig festgestellt.

Zunächst könnte man annehmen, daß durch den Übergang der Beschickung in teigigen Zustand eine Verlangsamung des Luftdurchganges und damit eine innigere Berührung der einzelnen Teilchen mit Luft erreicht wird. Dem widerspricht jedoch die Beobachtung, daß, vor allem bei Bleierzen, die Abröstung auch dann trotz längeren Hindurchblasens von Luft unbefriedigend ist, wenn zwar Entzündung eintritt, so daß schließlich der ganze Inhalt des Apparates glühend wurde, aber ein Sintern aus irgendeinem Grunde nicht erfolgte. Da die erwähnte Erscheinung im Widerspruch zu den sonstigen Erfahrungen beim Rösten steht, so kann eine Erklärung nur auf Grund der Tatsache gesucht werden, daß bei dem verhältnismäßig groben Korn der Beschickung die zur Verfügung stehende Zeit nicht ausreicht, während im Falle des Sinterns in derselben Zeit genügende Abröstung eintritt, oder daß (bei Bleierzen) die Oxydationswirkung nicht weit genug in das Innere des Kornes vorzudringen vermag.

Dieser Umstand scheint darauf hinzudeuten, daß der günstige Erfolg der Sinter-röstung nicht allein auf die bekannten Reaktionen zwischen festen und gasförmigen Stoffen zurückzuführen ist, sondern daß hier noch andere, bei den übrigen Röstmethoden nicht in Betracht kommende Reaktionen mitspielen, für die der Übergang in den teigigen Zustand Voraussetzung ist. Man könnte daher geneigt sein, an Reaktionen zwischen sonst festen Körpern zu denken, die in festem Zustand infolge der geringen Berührungsflächen nicht oder nur in ganz untergeordnetem Maße zustande kommen. Hierauf deutet auch die Forderung einer sehr guten Mischung der Beschickungsbestandteile.

Hier sei vor allem an die Rolle des Kalkes erinnert; dieser geht ja beim Vorrösten in Sulfat über, das bei Anwesenheit von freier Kieselsäure nach der Gleichung



schon unter 800° stark entschwefelnd wirkt. Falls Vorröstung unterbleibt, findet Bildung von CaSO_4 unter dem Einfluß von SO_3 bzw. SO_2 und O_2 im Sinterapparat selbst, wenn auch wohl in geringerem Maße, statt. (Daß sich beim Sintern Ca-Silicat bildet, geht schon daraus hervor, daß zugesetzter Kalk nur dann im fertigen Agglomerat als solcher erkennbar ist, wenn im Überschuß vorhanden.) Da indessen der Röstprozeß auch ohne Kalk zufriedenstellend verlaufen kann (wenn auch die günstige Wirkung eines Kalkzusatzes — zumal im Zusammenhang mit Vorröstung — zweifellos ist), so müssen noch andere, in gleicher Richtung wirkende Reaktionen stattfinden. Vielleicht gibt die Tatsache einen Fingerzeig, daß längere Zeit gelagertes feuchtes vorgeröstetes Gut, bei dem also eine Sulfatisierung, vor allem von FeS, stattgefunden hat, viel besseres Röstgut liefert, als frisches; es ist daher vielleicht eine Reaktion von Sulfaten mit Sulfiden, etwa nach der Gleichung



die hier überhaupt die ausschlaggebende Rolle spielt.

Außerdem findet ohne Zweifel eine Unterstützung der oxydierenden Wirkung der Luft durch SO_2 statt, welches unter der Einwirkung von SiO_2 auf Sulfate (CaSO_4 usw.) bei höherer Temperatur frei wird. Jedenfalls wirkt die Anwesenheit von Sulfaten günstig, worauf ebenfalls der gute Einfluß einer Vorröstung in dem stark sulfatisierenden Rundofen zurückgeführt werden kann.

Während bei den bisher beschriebenen Röstprozessen die gleichzeitige Erfüllung der oben S. 184 aufgestellten Forderungen 4 und 5 (flotter Abtransport

der Röstgase und Vermeidung eines unnötigen Überschusses an Oxydationsluft) schwer möglich ist, können beide hier ohne weiteres erfüllt werden; ja, man erreicht die besten Resultate mit einer die theoretische kaum überschreitenden Windmenge, da infolge des raschen und zwangsläufigen Abtransportes der Röstgase auch eine sehr erhebliche SO_2 -Konzentration unschädlich ist und infolge des allmählichen Fortschreitens der Abröstung von der Entzündungsstelle aus die Röstgase in den noch weniger stark erhitzten Schichten stark sulfatisierende, daher günstige, Wirkung ausüben; vielleicht wirken die gebildeten Sulfate (und SO_3) in der heißesten Zone nicht nur chemisch günstig, sondern auch physikalisch derart, daß der bei ihrer Dissoziation stattfindende Wärmeverbrauch eine zu intensive Erhitzung, die zum Schmelzen führen könnte, verhindert.

Ob das bereits erwähnte Anfeuchten der Beschickung, das sich als außerordentlich wichtig erwiesen hat, noch eine andere Wirkung als die der Auflockerung hat, ist zweifelhaft; enthält das Gut Sulfate, die Kristallwasser aufzunehmen in der Lage sind, so könnte an ein Zusammenbacken der feinsten Teilchen gedacht werden, wobei mit zunehmendem Erhitzen durch Wiedertweichen des Kristallwassers ein poröses Skelett entsteht, das für Reaktionen zwischen festen Körpern in Anwesenheit von Luft die günstigsten Vorbedingungen schafft. — Jedenfalls steht ein Anfeuchten nicht im Widerspruch zu der Forderung einer Vortrocknung (S. 184), da eine solche ja vor Eintritt in die eigentliche Oxydationszone erfolgt.

Vorbedingungen für eine gute Sinterröstung sind also: Poröse, nicht zu feinkörnige, sehr gleichmäßig zusammengesetzte Beschickung; ein Gehalt an Brennstoff, welcher gerade ausreicht, das Röstgut zum Sintern, nicht aber zum Schmelzen zu bringen, bzw. eine Zusammensetzung des Gutes, die gestattet, daß dieses bei der erzeugten Temperatur sintert, aber nicht schmilzt; der Gehalt an leicht schmelzenden Sulfiden darf nur so hoch sein, daß ein massives Zusammen- oder Ausschmelzen derselben nicht erfolgt; die zugeführte Menge an Oxydationsluft soll die theoretisch erforderliche nur wenig überschreiten.

Ein Zusatz an Kalk ist, soweit die Zusammensetzung der Gangart es gestattet, günstig, jedoch nicht unbedingt erforderlich. Ein Überschuß an Kalk ist dann vor allem schädlich, wenn das fertige Röstgut längere Zeit lagert, da dann das gebildete Anhydrit oder CaO infolge Volumvergrößerung durch Wasseraufnahme das Agglomerat zum Zerfall bringt.

Eine einfache Überlegung ergibt, daß die Sinterröstung in erster Linie zum Totrösten (von Stein und Erz), zum Rösten von (Cu- und) S-armen Erzen sowie zum Agglomerieren von Flugstaub und anderen feinen Materialien in Betracht kommt, für S-reicheres Erz, das auf Stein verschmolzen werden soll, nur dann, wenn die Weiterbehandlung im Schachtofen erfolgt. Wie weit vorher abzurösten ist, hängt von der Zusammensetzung der schlackenbildenden Bestandteile und dem Gehalt an Sulfiden ab; bei Kupfererzen schwankt der zulässige S-Gehalt zwischen 10 und 18%. Für den Flammofen ist das Agglomerat weniger geeignet, da es vor der Aufgabe wieder zerkleinert werden muß, um dessen Fassungsvermögen voll auszunutzen.

Außer zur Abröstung S-haltigen Materials kann das Verfahren auch zum Stückigmachen S-freier, für die Verarbeitung im Schachtofen bestimmter feinkörniger

Materialien, z. B. von Messingaschen, dienen („Agglomerieren“ im engeren Sinne). Als Brennstoff dient dann, will man nicht mit S-haltigem Gut mischen, irgendein minderwertiges C-haltiges Material (Koks- oder Braunkohlenabrieb u. dgl.), von dem einige Prozente beigemischt werden müssen.

Von den zur Verfügung stehenden Apparaten kommt der im Kapitel „Blei“, Bd. II, näher behandelte Huntington-Heberlein-Sintertopf („Konverter“) hier kaum in Betracht; dagegen benutzt man den Dwight-Lloyd-Apparat, und zwar sowohl dessen geradlinige, ursprüngliche Ausführung als auch die von v. Schlippenbach abgeänderte Bauart.

Der Dwight-Lloyd-Apparat. Seine Anwendung bildet eine wesentliche Verbesserung des ursprünglichen Verblaseverfahrens, da er kontinuierlich ar-

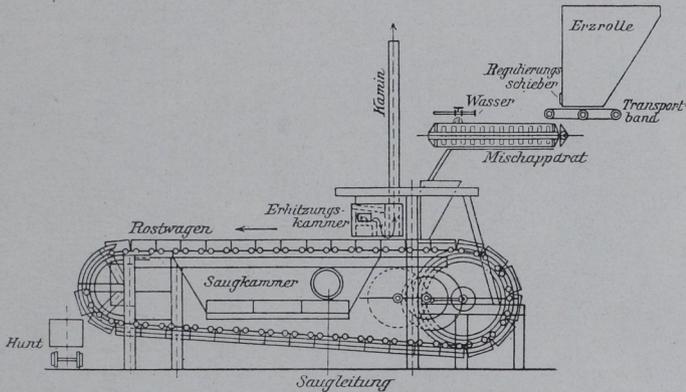


Fig. 92. Dwight-Lloyd-Apparat; geradlinige Ausführung; Schema. (Aus Neumann, Chem. Technologie und Metallurgie.) Das in den als „Erzrolle“ bezeichneten Vorratsrichter eingeführte Erz gelangt mittels Transportbande zusammen mit den erforderlichen Zuschlägen im vorgeschriebenen Verhältnis in die Mischschnecke, wo gleichzeitig eine Durchknetung mit Wasser erfolgt, von da durch einen kleineren Aufgabetrichter auf den Apparat.

beitet, die Luft nicht durch die Beschickung hindurchgeblasen, sondern gesaugt und dadurch ein Austreten schädlicher Röstgase vermieden wird, und da das erzeugte Agglomerat nicht wie dort einen großen, schwer zu zerkleinernden Klotz, sondern flache, leicht auseinanderbrechende Kuchen bildet; d. h. die Arbeit ist wesentlich billiger und weniger gesundheitsschädlich als bei dem ursprünglichen Verfahren. Dafür sind die Installationskosten ganz bedeutend höher. In Deutschland besitzt die Patente und damit das alleinige Ausführungsrecht die Metallbank und Metallurgische Gesellschaft A.-G., Frankfurt a. M., bzw. deren Tochtergesellschaft, die „Lurgi“-Apparatebau-G. m. b. H.

Die geradlinige Ausführung („Bandmaschine“, engl. straight line-machine; Fig. 92, 93). Sie besteht im wesentlichen aus einem Band ohne Ende, gebildet aus einzelnen, gelenkig miteinander verbundenen und in horizontaler Lage dicht aneinander anschließenden gußeisernen Kästen mit einem mit schlitzförmigen Sieböffnungen versehenen Boden, die langsam über eine dicht anschließende Saugkammer bewegt werden; die Saugkammer ist mit einem

kräftigen Exhaustor verbunden, dessen Leistung sich nach der in der Zeiteinheit zu verbrennenden Brennstoffmenge und dem zur Oxydation sonstiger Beschickungsbestandteile (z. B. Fe) erforderlichen Luftbedarf richtet; der nötige Unterdruck ist von der Schütthöhe und Porosität der Beschickung abhängig. Diese wird nach sorgfältiger, am besten maschineller Mischung (Rapsmischer) und Anfeuchtung durch einen am Eintragsende aufgehängten Trichter aufgegeben. Sie gelangt unmittelbar anschließend unter eine kräftige

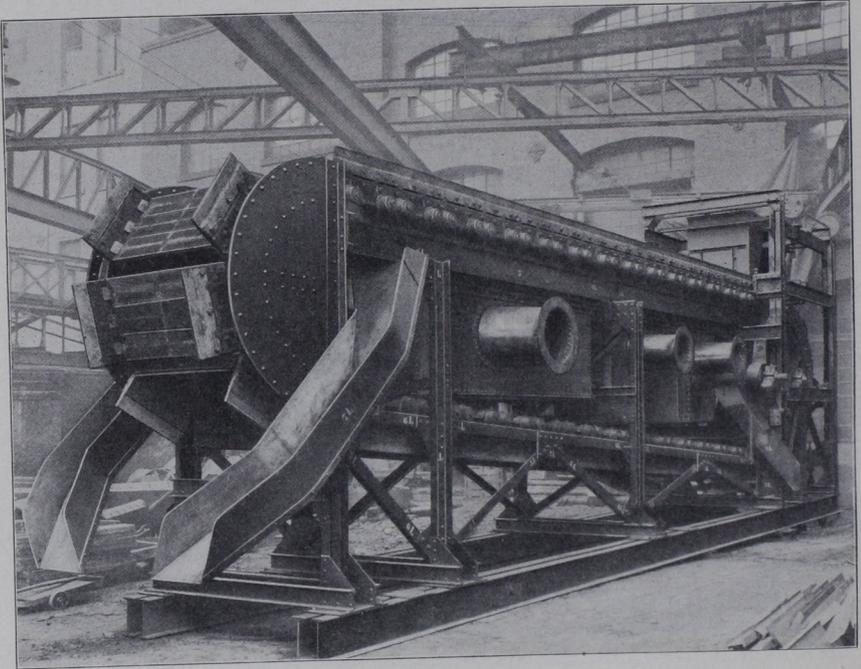


Fig. 93a. Fertig montierter Dwight-Lloyd-Apparat; geradlinige Ausführung der „Lurgi“, Ges. f. Chemie u. Hüttenw., Frankfurt a. M. Austragsende; man erkennt die fischgrätenartige Gestalt der Rostschlitze; die seitlichen Führungsrinnen sind für den Abtransport des zwischen den Kästen durchgefallenen Materials bestimmt.

Zündflamme und gleichzeitig wird mit dem Hindurchsaugen von Luft begonnen, so daß eine gute Entzündung an der freien Oberfläche erfolgt. Während nun das Gut unter ständigem Hindurchsaugen von Luft langsam nach dem Austragsende wandert, dringt die eigentliche Röstzone durch die gesamte Schicht bis zum Siebrost vor; gleichzeitig beginnt unter dem Einfluß der kalten angesaugten Luft die Abkühlung des fertigen Agglomerates, ebenfalls von oben nach unten fortschreitend, so daß die oberste Schicht bereits vollständig kalt sein kann, während im Innern noch lebhafte Oxydation stattfindet. Die Durchsatzgeschwindigkeit des Apparates soll so bemessen sein, daß, soll totgeröstet werden, das fertige Agglomerat am Austragsende beim Verlassen des Saugkastens vollkommen kalt ankommt; soll die Entschwefelung

nicht so weit gehen, so ist es hier im Innern und vor allem an der Unterseite noch glühend; um eine Belästigung der Arbeiter durch Röstgase möglichst zu vermeiden, muß daher dann vor dem Austrag eine intensive Kühlung mit Wasser erfolgen, die übrigens auch sonst zur Vermeidung von Staub zweckmäßig ist. Der Austrag des fertigen Produktes erfolgt automatisch beim Umbiegen der einzelnen Kästen um die Endscheibe, wobei meistens der erzeugte Kuchen abbricht; ist dies nicht der Fall, so muß mittels Hammer und Brechstange oder anderer Einrichtungen nachgeholfen werden. Über eine Rutsche

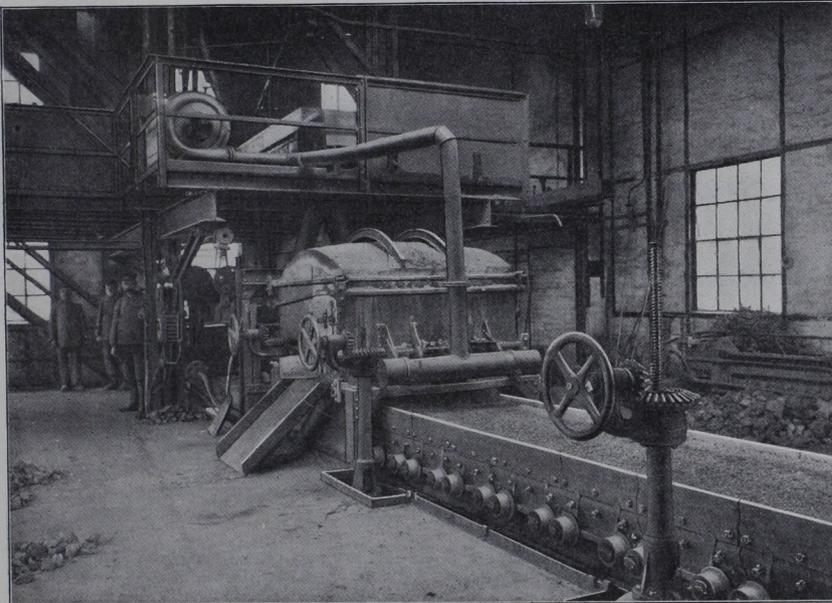


Fig. 93b. Geradliniger Dwight-Lloyd-Apparat in Betrieb; Blick auf den Zündofen.
(Erbauer: „Lurgi“ für Mansfeld A.-G.)

fallen dann die einzelnen Brocken in daruntergestellte Wagen. Die leeren Kästen wandern auf der Unterseite des Apparates wieder zurück, um am anderen Ende eine neue Ladung aufzunehmen.

Die Schütthöhe der Beschickung muß um so niedriger sein, je höher der Schwefelgehalt ist und je weiter die Abröstung gewünscht wird. Sie entspricht der Höhe der in der Bewegungsrichtung liegenden Unterkante des Aufgabetrichters über dem Siebrost; diese muß daher veränderlich sein (durch Heben und Senken einer die untere Trichtermündung umgebenden Manschette oder eines hier angebrachten Bleches). Um bei hohem Schwefelgehalt der Beschickung den Rost vor Angriff durch herausgeschmolzene Sulfide und vor Verstopfung zu schützen, gibt man in besonderen Fällen durch einen vor dem Erztrichter befestigten besonderen Trichter eine dünne Lage gemahlene Kalksteines unter die eigentliche Beschickung; auch granuliert Schlacke oder feines Röstgut tun zuweilen dieselben

Dienste. Der günstigste Feuchtigkeitsgehalt liegt zwischen 10 und 15%; er ist für jede Beschickung empirisch zu ermitteln, im allgemeinen soll das angefeuchtete Erz beim Drücken in der Hand schwach zusammenballen, ohne daß Wasser abläuft.

Die Zündung erfolgte früher bei Verarbeitung von vorgeröstetem Material häufig dadurch, daß man durch einen kleinen vor dem Erztrichter angebrachten Trichter eine dünne Schicht glühenden Röstgutes auf die Beschickung auftrug. So gut an und für sich dieser Gedanke, jeglichen Brennstoff zu sparen, ist, so wenig bewährte er sich in der Ausführung, da die Zündung infolge Erkalten des Röstgutes sehr häufig mangelhaft war und das dann notwendige Ausräumen und Wiederfüllen des Zündtrichters unangenehme Stillstände zur Folge hatte. Heute zündet man ganz allgemein mittels eines besonderen Ofens mit Planrost und Unterwind (Fig. 94), in

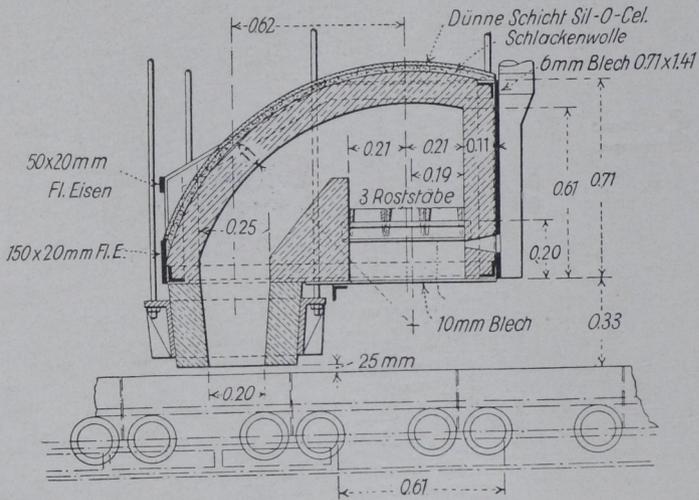


Fig. 94. Zündofen für geradlinigen Dwight-Lloyd-Apparat; mit Koksfeuerung. (Aus Eng. and Mg. Journ. Bd. 122, 1926.) Maße in m.

dem zur Vermeidung von Qualm und zur Erzielung einer möglichst heißen Flamme Koks verbrannt wird (ca. 1 bis 2% der erzeugten Agglomeratmenge), oder die Zündung erfolgt durch Gas, Öl oder Kohlenstaub.

Die Röstgase sind sehr ungleichmäßig zusammengesetzt, je nachdem, in welcher Entfernung von der Zündstelle sie entstehen. Ihr SO_2 -Gehalt steigt anfangs rapide an, um in einer bedeutend flacheren Kurve bald wieder abzunehmen. Es sind daher nur die ersten Kästen hinter der Feuerung, welche ein Gas liefern, das für die Schwefelsäuregewinnung brauchbar ist, und man kann durch Unterteilung des Saugkastens und Arbeiten mit zwei getrennten Exhaustoren und Gasleitungen einen verhältnismäßig großen Bruchteil des verbrannten Schwefels in Gestalt konzentrierter Röstgase absaugen und auf Schwefelsäure verarbeiten; der Rest der Röstgase ist verhältnismäßig unschädlich und kann im allgemeinen durch die Esse entweichen. Unangenehm ist dabei nur, daß die stark sauren Gase auch das gesamte zur Anfeuchtung verwandte Wasser in Dampfform enthalten und daher nur eine verdünnte Säure liefern. Um die Exhaustoren vor raschem Verschleiß durch mechanisch mitgerissenen Flugstaub zu bewahren, ist es erforderlich, davor eine kleine Staubkammer mit weit herabgehender Scheidewand anzubringen.

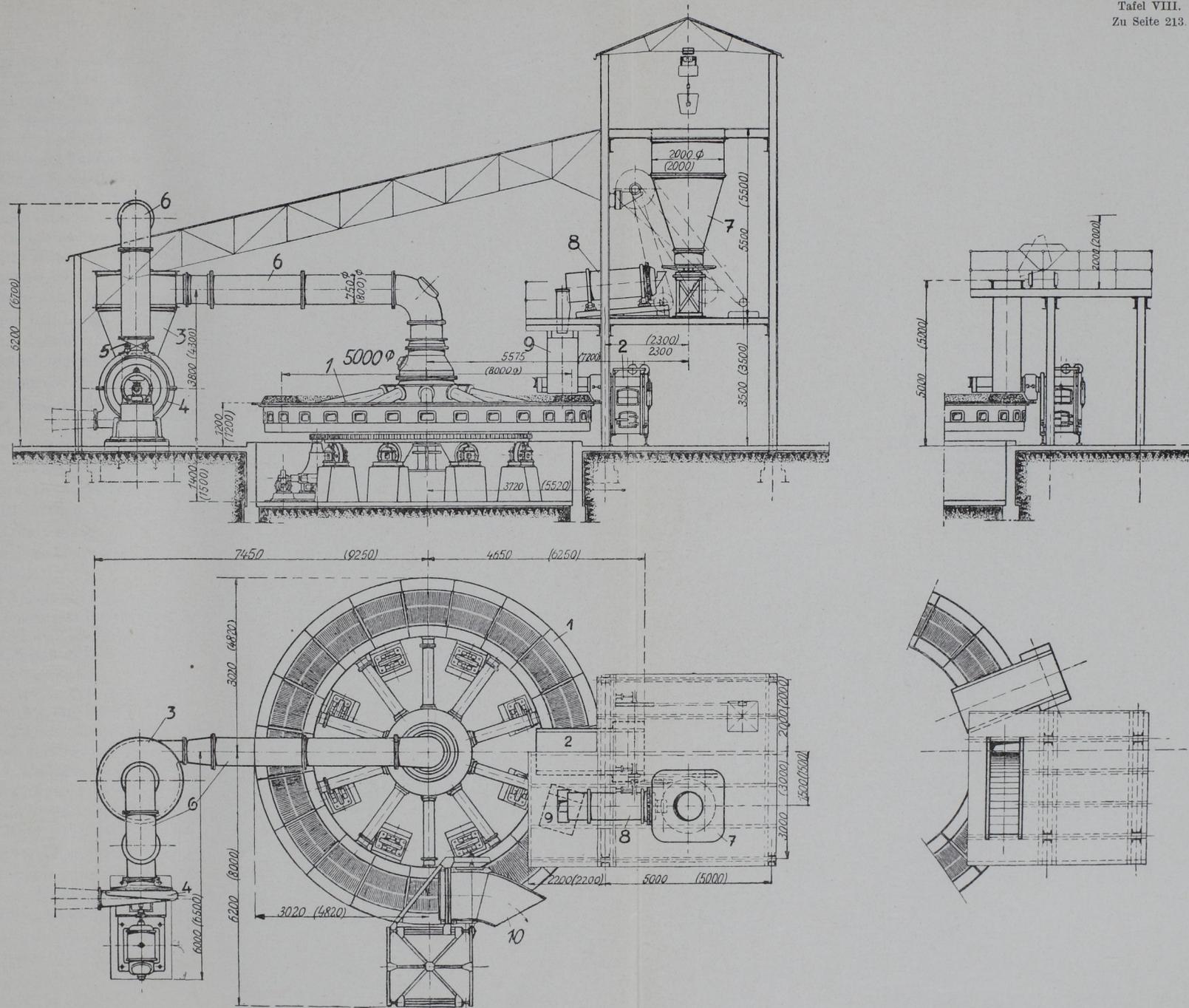


Fig. 95 a. Dwight-Lloyd-von Schlippenbach-Sintermaschine; Grund- und Aufriß. (Erbauer: „Lurgi“, Ges. f. Chemie und Hüttenwesen, Frankfurt a. M.). Größe I (5000 mm Dm.): offene Maße; Größe II (8000 mm Dm.): Maße in Klammern. — 1. Apparat; 2. Zündofen; 3. Staubabscheider; 4. Gebläse; 5. Gas-schieber; 6. Rohrleitung bis Exhaustor; 7. Vorratstasche mit Teller-aufgeber; 8. Misch- und Anfeuchttrommel; 9. Aufgabetrichter; 10. Abwurfpflug

Neuerdings ist es — allerdings bei einem Schlippenbachapparat — gelungen, Röstgase mit bis über 15% SO_2 aus den ersten Kammern dadurch zu gewinnen, daß man diese mit einem Exhaustor verbindet, der in der Lage ist, die für die gesamte Verbrennung theoretisch erforderliche Luftmenge anzusetzen.

Die Rostsiebe gehören zu den empfindlichsten Teilen des Apparates, da sie durch geschmolzene Sulfide stark angegriffen und außerdem häufig durch solche und Beschickungsbestandteile verstopft werden. Ihre bequeme Reinigung und Austauschbarkeit ist daher von großer Wichtigkeit. Es gibt eine Menge von Ausführungsformen (Platten mit quergestellten oder in Form von Fischgräten angeordneten, konisch sich nach unten erweiternden usw. Schlitzen, einzelne kurze Roststäbe usw.); eine gute automatische Reinigung erzielt man, wenn man die einzelnen Kästen am Austragsende beim Abwärtsgehen auf eine eiserne Unterlage aufprellen läßt.

Der Durchsatz kann bis zu 150 t/24 Std. und darüber steigen; er ist abhängig von der Länge des Apparates, der Kastenbreite, dem S-Gehalt der Beschickung, der gewünschten Entschweflung, diese wiederum von der (regelbaren) Geschwindigkeit, der Leistungsfähigkeit des Exhaustors, der Schütthöhe. Gesamtlänge der Rostfläche: bis 9,50 m; Breite: 0,75 bis über 1,00 m; Anzahl der Kästen: 36 bis 42; Fahrgeschwindigkeit: 0,17 bis 0,50 m/Min.; Kraftbedarf des Apparates: 3 PS, eines 500 cbm-Exhaustors: 125 PS.

Häufig wird das erzeugte Agglomerat abgeseiht bzw. die Austragschurre ist als Stabrost ausgebildet, das Feine wandert als „Rückfälle“ in den Betrieb zurück, dient als wertvolles Auflockerungsmaterial für die Beschickung. Die Menge an Rückfällen, bezogen auf die Menge an gutem Agglomerat, ist für die Güte der Arbeit maßgebend; sie soll nicht mehr als 12% betragen. Ist ihre Menge gering, so können sie meist ohne weiteres in den Schachtofen mit zugegeben werden.

Beispiel: Anlage der Calaveras Copper Co. zu Copperopolis, Cal. Verarbeitet werden rohe Konzentrate von der Flotation, Flugstaub und eigene Rückfälle (zur Auflockerung der sehr feinkörnigen Beschickung) und, wenn deren Menge nicht ausreicht, gemahlener Quarz, Kalkstein oder Schlacke. Kalkzusatz erfolgt bei einem S-Gehalt der Beschickung von 18% ab. Durchsatz auf einem Apparat von 1,07 m Rostbreite: 100 t. Das Agglomerat passiert einen Rost von 18 mm Spaltweite und enthält 16% Cu, 7% S, 25% Fe (als Fe_2O_3 oder Fe_3O_4) 18% SiO_2 .

Da ursprünglich eine gute Abdichtung der Kästen gegen den Saugkasten große Schwierigkeit verursachte, entstanden auch Konstruktionen mit feststehenden Röstbetten und beweglichem Zündofen (Pennaroya), die sich jedoch nicht bewährten.

Die Ausführung von v. Schlippenbach [„Tischmaschine“; Konstrukteur: v. Schlippenbach, früher Direktor der Bleihütte Binsfeldhammer zu Stolberg, Rhld.; Fig. 95¹⁾]. Die einzelnen Kästen sind starr zu einem horizontalen Ring vereinigt, der um eine vertikale Welle drehbar ist. Ihre obere Außenwand fiel später ganz weg, so daß ihr oberer Teil jetzt nach außen offen ist. Jeder Kasten ist durch ein Saugrohr mit einem neuerdings nach unten führenden Zentralrohr verbunden, das durch eine Stopfbüchse mit dem zum Exhaustor führenden feststehenden Hauptabsaugrohr verbunden ist; so ist die Schwierigkeit der gasdichten Verbindung zwischen den beweglichen und feststehenden Teilen sehr einfach gelöst. Innerhalb des Verbindungsstückes beider befindet sich

1) A. f. S. und Tafel VIII.

noch eine Einrichtung, welche die getrennte Abführung der reichen Gase der ersten Kammern hinter dem Zündofen durch eine getrennte Leitung mit besonderem Exhaustor gestattet. Beschickung und Zündung erfolgen wie bei dem vorigen. Austrag durch eine kurz vor dem Aufgebrietricher angebrachte, schräg-stehende, sehr kräftig konstruierte pflugförmige Gußeisenplatte (den „Pflug“), welche den Agglomeratkuchen von den Rostplatten abhebt, so daß er infolge der Bewegung des Tellers sich hochschieben und nach außen geführt werden kann, wo er, in einzelne Stücke zerbrochen, in die Transportwagen fällt. Umdrehungsgeschwindigkeit: 1 Umdrehung in $\frac{3}{4}$ bis $1\frac{1}{2}$ Stunden, regelbar. Die

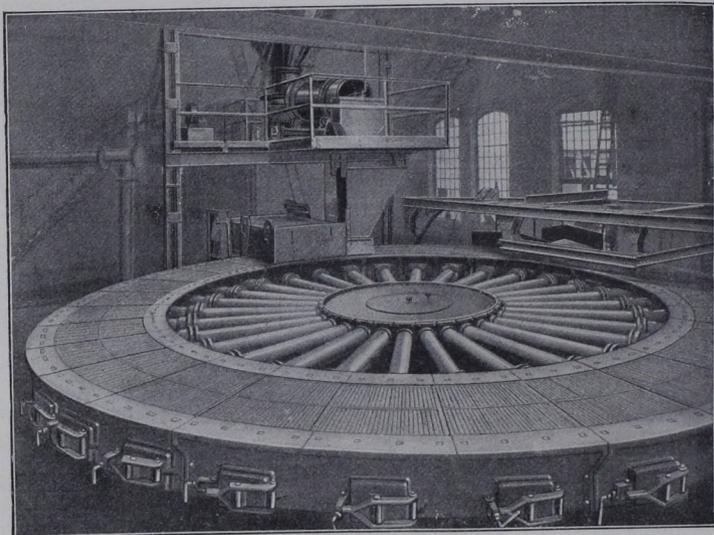


Fig. 95 b. Dwight-Lloyd-von Schlippenbach-Apparat; neueste Ausführung mit Gasabzug nach unten; Ansicht. (Erbauer: „Lurgi“.)

Reinigung der Roste muß hier von Hand erfolgen. Leistung eines Apparates von 8 m Durchmesser: 60 bis 120 t Agglomerat in 24 Stunden; Bedienung (ohne Transporte): 1 bis 2 Mann je Schicht.

Die Konstruktion besitzt gegenüber dem geradlinigen Apparat, mit dem er auch bezüglich des Betriebes weitgehend übereinstimmt, den Vorteil einer besseren Ausnutzung der Herdfläche und einer einfacheren Abdichtung der beweglichen gegen die feststehenden Teile. Nachteil: Größerer Platzbedarf, umständlicherer Austrag, fällt vor allem bei Erzeugung schlechten Agglomerates mit viel Rückfällen ins Gewicht.

Beispiel: Norddeutsche Affinerie, Hamburg. Äußerer Durchmesser 8,00 m; wirksame Saugfläche (Röstfläche) 18 qm. 10 Saugkästen mit je 3 Abzugsröhren. Windmenge des Exhaustors 400 cbm/Min. von 150°. Unterdruck im Saugkasten je nach Beschickungshöhe und Dichte 300 bis 400 mm WS.

Zündung: Koksfeuerung mit Unterwind, Koksverbrauch 1,5 bis 2% des erzeugten Agglomerats.

Kraftverbrauch: Für den Apparat selbst ca. 2 PS, für den Exhaustor 60 bis 70 PS.

Leistung in 24 Stunden: 90 bis 100 t Pb-haltiges Kupfererz oder Stein (Zuschläge nicht gerechnet) ohne Vorröstung; ergibt ca. 10% Rückfälle, die zurückgehen; Abröstungsgrad: ca. 60 bis 70% des Schwefelinhaltes der Mischung.

In den Vereinigten Staaten kennt man nur die geradlinige Bauart, während in Deutschland mehr die Tischmaschinen bevorzugt werden.

II. Die Schmelzarbeit.

Die Herstellung des Steines unter gleichzeitiger Abscheidung der Gangart in Gestalt absetzbarer Schlacke erfolgt durch einen Schmelzprozeß; dabei unterscheidet man wieder verschiedene Methoden:

1. Verschmelzen nach erfolgter Abröstung (in einem der unter I. genannten Apparate).
 - a) Im Schachtofen in stark reduzierender Atmosphäre („reduzierender Schachtofenprozeß“).
 - b) Im Flammofen in mehr neutraler Atmosphäre („Flammofenprozeß“).
2. Verschmelzen und Abrösten in ein und demselben Apparat [Schachtofen¹⁾].
 - a) Verschmelzen und Abrösten erfolgen gleichzeitig („Pyritschmelzen“).
 - b) Verschmelzen und Abrösten erfolgen nacheinander („halbpyritisches Schmelzen“).

Allgemeine Bemerkung: Das reine Pyritschmelzen wird heute wohl nirgends mehr ausgeführt; das Halbpyritschmelzen kann nur auf reinen, derben, kupferhaltigen Pyrit mit wenig Gangart angewandt werden. Alle übrigen hier in Betracht kommenden Erze sind nach einem der unter I. genannten Verfahren zu verarbeiten; dabei gibt man, soweit amerikanische Verhältnisse mit großen Durchsatzmengen in Betracht kommen, dem Flammofenprozeß den Vorzug, während in Deutschland das reduzierende Verschmelzen von Röstgut im Schachtofen üblich ist.

a) Der reduzierende (deutsche) Schachtofenprozeß.

Um dem eingeblasenen Wind und den daraus entstandenen Gasen die Möglichkeit einer gleichmäßigen Durchdringung des Ofeninhaltes zu geben und um Störungen infolge von Verstopfungen und Ansätzen zu vermeiden, soll der Schachtofen prinzipiell nur mit stückigem Material beschickt werden; es kommt hierfür also nur das Produkt der Sinterröstung in Betracht (abgesehen von dem der Röstung von stückigem Gut); ferner gibt man in diese Arbeit alle im Betrieb einer Kupferhütte fallenden armen kupferhaltigen Zwischenprodukte, soweit sie stückförmig sind und nicht die Röstung passieren müssen, und schließlich unter Umständen noch so viel rohes Stückerz, als zur Erzielung des gewünschten Kupfergehaltes im Stein erforderlich ist.

Die Beschickung eines Schachtofens enthält also neben unveränderten Sulfiden Oxyde und Sulfate, Arsenide und Arsenate, Silicate und Ferrite des

¹⁾ Hierher gehört strenggenommen auch das Verblasen von Erz nach dem Knudsenverfahren (s. S. 283).

Kupfers und der übrigen vorhandenen Schwermetalle, ferner Edelmetalle und mehr oder weniger veränderte Gangart, Zuschläge, fertige Schlacken, Ofenbruch usw. Außerdem Koks als Brennstoff (die Benutzung von anderem Brennstoff erfolgt nur in Ausnahmefällen und soll hier nicht berücksichtigt werden). Für das Verhalten der verschiedenen Beschickungsbestandteile ist der Umstand maßgebend, daß freier Sauerstoff innerhalb des Ofens nicht, wohl aber Kohlenstoff und das stark reduzierende Kohlenoxyd im Überschuß vorhanden sind (diese sind für das Schmelzen und für die Reduktion bereits oxydierten Kupfers notwendig).

Die Vorgänge im Schachtofen sind im einzelnen noch lange nicht restlos aufgeklärt, können auch mit denen im Eisenhochofen, über die bereits bedeutend mehr Untersuchungen vorliegen, nicht ohne weiteres verglichen werden; viele der stattfindenden Reaktionen verlaufen gleichzeitig und beeinflussen sich gegenseitig; auch über den Verlauf vieler Reaktionen bei hohen Temperaturen und in strömenden Gasen herrscht noch manche Unklarheit, so daß man sich in vielen Fällen mit Vermutungen begnügen muß.

Während vor den Düsen und wenig über diesen eine Temperatur von bis zu 1600° angenommen werden kann, findet in aufsteigender Richtung infolge Wärmeabgabe an das Kühlwasser, an die Beschickung, durch Dissoziationen und andere endotherme Reaktionen rasche Temperaturabnahme statt, so daß die entgegen dem abwärtsgerichteten Weg der Beschickung aufsteigenden reduzierenden Gase an der Gicht eine Temperatur von knapp 100° besitzen.

Ganz allgemein kann man nun von oben nach unten absteigend folgende Zonen im Schachtofen unterscheiden:

1. Zone: Verdampfung des mechanisch und als Kristallwasser festgehaltenen Wassers; die getrockneten Massen werden so weit erhitzt bzw. vorbereitet, daß sie der Einwirkung von CO in der nächsten Zone zugänglich werden. Hier findet bereits Dissoziation mancher Sulfide (FeS_2 , CuS), Carbonate und Sulfate statt, ferner z. B. Oxydation von Zinkdampf durch CO_2 und H_2O -Dampf.

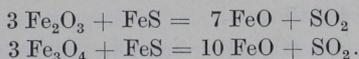
2. Zone: Reduktionszone, Zone der Gasreaktionen, d. h. der Reaktionen zwischen gasförmigen und festen Stoffen. Reduktion der Oxyde, teils zu niedrigeren Oxydationsstufen, teils zu Metall, der Sulfate zu Sulfiden, der Arseniate und Antimoniate zu Arseniden und Antimoniden durch gasförmiges CO; Schweflung reduzierter Metalle durch SO_2 ; Dissoziation schwer zerlegbarer Carbonate (z. B. von CaCO_3) und Sulfate (z. B. CuSO_4). Die Reaktionen verlaufen um so vollständiger, je gleichmäßiger die Verteilung der Gase über den Ofenquerschnitt ist und je länger deren Einwirkung erfolgt. Verflüchtigung leicht flüchtiger Beschickungsbestandteile.

3. Zone: Schmelzflußreaktionen, Schmelzzone. Reaktionen zwischen geschmolzenen oder solchen und festen Körpern: Reduktion durch festen Kohlenstoff, Schweflung von Kupfer und Eisen, Bildung des Steines und der Speise in ihrer endgültigen Zusammensetzung, Bildung von Silicaten (setzt zum Teil schon in der 2. Zone vor Schmelzung ein) und damit der Schlacke. Die Temperatur ist hier um so höher, je stärker die Schmelzzone kontrahiert ist.

Das Verhalten der wichtigsten Beschickungsbestandteile.

Der Kohlenstoff des Kokes verbrennt vor den Düsen teils zu CO, teils zu CO₂, je nach dem Verhältnis der eingeblasenen Luftmenge zu der des Kokes; eine nachträgliche Spaltung von CO in CO₂ und C bei abnehmender Temperatur, wie im Eisenhochofen, erfolgt nur in sehr untergeordnetem Maße, da das dort als Kontaktschicht wirkende met. Eisen bei normalem Betrieb kaum vorhanden ist. Mit glühendem Koks in Berührung kommende CO₂ wird zu CO reduziert. Dieses ist das wichtigste Reduktionsmittel; die Reduktion durch festen C spielt nur eine untergeordnete Rolle.

Sulfide werden in der Hitze zum Teil dissoziiert (FeS₂, FeS, CuS usw.); durch die Ofenatmosphäre findet eine Veränderung im allgemeinen nicht statt; nur vor den Düsen mag unter dem direkten Einfluß eingeblasener Luft eine geringe Verbrennung von Schwefel erfolgen, indessen wirkt die erzeugte SO₂ in höheren Schichten wieder schwefelnd auf fein verteilte reduzierte Metalle, sulfatisierend auf noch nicht reduzierte Metalloxyde, so daß der gesamte Schwefelabbrand im Schachtofen relativ gering ist. Auch eine Reaktion mit Kupferoxyden ist kaum anzunehmen, da diese schon bei niedrigeren Temperaturen, also in höheren Schichten, durch CO reduziert werden; höchstens käme eine solche mit dem schwerer reduzierbaren Kupfersilicat und -ferrit in Betracht. Dagegen ist wohl eine Reaktion zwischen FeS und Fe₂O₃ oder Fe₃O₄, soweit diese nicht bereits durch CO zu FeO reduziert wurden, anzunehmen:



Soweit nicht bereits eine Schwefelung von reduziertem met. Cu durch SO₂ in höheren Ofenschichten stattgefunden hat, erfolgt die Schwefelung von Cu und anschließend daran die von Fe durch andere Sulfide wohl erst in der 3. Zone, wenn eine der Komponenten geschmolzen ist. Sämtliche sich schließlich im Tiegel ansammelnden Sulfide bilden zusammen mit den in ihnen gelösten Metallen (Edelmetalle, Fe, Pb usw.), Arseniden und Antimoniden den Stein. Übersteigt die Menge der gelösten Produkte deren Löslichkeit, so scheiden sie sich als solche aus: Speise, edelmetallhaltiges Werkblei, Eisensau. Die Verhältnisse werden dadurch noch komplizierter, daß diese Produkte, vor allem die Speise, selbst wieder Lösungsfähigkeit für andere besitzen. — Das Verhalten des ZnS ist noch nicht in jeder Beziehung aufgeklärt; jedenfalls gibt es seinen Schwefel nur teilweise an Kupfer ab und geht zum großen Teil unverändert in den Stein, dessen Schmelzpunkt es in sehr unangenehmer Weise erhöht. Ag₂S dissoziiert, doch wird das in den Stein gehende met. Ag bei dessen Abkühlung sicher wieder geschwefelt.

Sulfate werden je nach ihrer Dissoziationstemperatur zerlegt oder zu Sulfid reduziert; auch Reaktionen mit Sulfiden und SiO₂ (z. B. von CaSO₄) sind anzunehmen. SO₃ wird durch CO zu SO₂ reduziert, das in Berührung mit glühendem, festem Kohlenstoff sogar elementaren Schwefel bilden kann.

Von den Oxyden werden die des ziemlich edlen Kupfers wohl restlos und bei niedriger Temperatur durch CO reduziert. Die Reduktion von Fe₂O₃ und Fe₃O₄

kann durch CO, C, Sulfide usw. erfolgen, verläuft jedoch in Anwesenheit von SiO₂ normalerweise nur bis zum FeO, das mit ihr Silicate bildet. Reduktion zu met. Fe findet nur bei Abwesenheit freier SiO₂, abnorm hohem Kokssatz oder abnorm hoher Temperatur statt, d. h. bei ungewöhnlich starker Reduktionswirkung des Ofens; sie ist nach Möglichkeit wegen der Bildung von sehr unangenehmen Ofensauen oder der Vermehrung der Menge der nicht weniger unangenehmen Speisen bzw. des Steines zu vermeiden; außerdem geht das ausgeschiedene Eisen für die Schlacke verloren. Nichtreduziertes Fe₂O₃ bildet Ferrite, die durch freie SiO₂ zerlegt werden, oder löst sich in der Schlacke und macht diese strengflüssig. PbO wird schon bei sehr niedriger Temperatur durch CO reduziert; das ausgeschiedene Blei bildet teils mit SO₂ PbS, das in den Stein geht bzw. sich mit Cu und Fe umsetzt, teils wird es als solches von Stein und Speise gelöst. Nur bei sehr großem Überschuß scheidet es sich als Werkblei ab, doch spielt dabei natürlich die Zusammensetzung des Steines bzw. dessen Lösungsfähigkeit eine große Rolle. ZnO ist fast so schwer reduzierbar wie FeO, es bildet sich daher nur zum Teil met. Zink, das bei der Ofentemperatur verdampft und in kälteren Zonen teils durch SO₂ geschwefelt, teils durch CO₂ oxydiert wird; die Folge ist die Bildung der gefürchteten zinkischen Ansätze („Ofengalmei“) an den Schachtwänden, die sehr hart sind und unter Umständen zu einem raschen Zuwachsen des Schachtes führen. Der Rest des ZnO geht in die Schlacke, das Verhältnis zwischen reduziertem und verschlacktem ZnO hängt in erster Linie von der Zusammensetzung der Schlacke und der reduzierenden Wirkung des Ofens ab.

In den Ofen gelangende Metalle verhalten sich je nach ihrer Affinität zu Schwefel verschieden. Kupfer geht natürlich als Sulfid in den Stein¹⁾ unter Zerlegung anderer Sulfide und Abscheidung des betreffenden Metalles, soweit es nicht bereits durch SO₂ geschwefelt wurde. Über Blei wurde bereits oben das Erforderliche gesagt. Eisen, das manchmal als Zuschlag gegeben wird, verhält sich sehr verschieden, je nachdem, ob es in kompakter Form, etwa als Gußschrott, oder in feinerer Verteilung, z. B. als Blechschrott, gesetzt wird. Ersteres geht ziemlich restlos teils nach Zerlegung anderer Sulfide als FeS oder als Metall in den Stein, teils als solches oder in Verbindung mit As und Sb in die Speise oder scheidet sich als Sau ab; dagegen wird letzteres, in geringen Mengen aufgegeben, vollkommen verschlackt, ob infolge Reaktion mit höheren Eisenoxyden oder nach Oxydation vor den Düsen, ist zweifelhaft; erst nach Überschreitung dieser verschlackbaren Mindestmenge verhält es sich wie kompaktes Eisen. Die Edelmetalle verteilen sich nach ihrer Löslichkeit und Affinität auf Stein, Speise und ausgeschiedene Metalle; die größte Aufnahmefähigkeit für alle Edelmetalle besitzt Blei, während Gold und Platin in met. Eisen und Speise relativ leichter löslich sind als Silber. (Die Ofensauen sind auch gute Sammler für Molybdän, das z. B. während des Krieges von der Mansfeld A.-G. aus solchen gewonnen wurde.) Nickel und Kobalt bilden in Anwesenheit von As und Sb mit diesen Speise, sonst werden sie vom Stein aufgenommen.

¹⁾ Zum geringen Teil in die Speise.

Antimonide und Arsenide bilden Speise, soweit sie nicht als Sulfide (Sb_2S_3 und As_2S_3) verdampfen. Eine Trennung von Stein und Speise erfolgt nur, wenn die Lösungsfähigkeit des Steines, die sehr von dessen Cu-Gehalt abhängt, überschritten ist.

Antimoniate und Arseniate werden zu Antimoniden und Arseniden reduziert; die Reduktion von Sb_2O_5 und As_2O_5 ergibt teils Sb_2O_3 und As_2O_3 , die in der Hauptsache verdampfen, teils Sb und As, die verdampfen, mit Co, Ni und Fe Speise bilden und auch in nicht unerheblicher Menge von anderen Produkten, z. B. vom Werkblei, aufgenommen werden.

Von Silicaten werden nur die des Cu und Pb fast vollständig reduziert; Zinksilicat wird außerdem durch met. Fe und CaO, Eisensilicat durch CaO zerlegt.

Näheres über die dabei stattfindenden Reaktionen ist noch wenig bekannt; so z. B., ob das durch CaO ersetzte ZnO und FeO reduziert oder in der Schlacke gelöst wird bzw. ob die starke Sauenbildung beim Auftreten sehr kalkreicher Schlacken auf eine Reduktion des freigemachten FeO zurückzuführen ist oder auf eine stärkere Reduktionswirkung infolge der zur Bildung von Ca-Silicat erforderlichen erhöhten Temperatur.

Soweit die Silicate nicht verändert werden, bilden sie die Schlacke. Freie SiO_2 erzeugt mit unreduzierten basischen Metalloxyden Silicate, die ebenfalls in die Schlacke eintreten.

Die Schachtofenprodukte.

1. Stein (engl. matte).

Besteht, wie wir bereits gesehen haben, aus Sulfiden, in erster Linie Cu_2S und FeS, in denen Metalle (Fe, Pb usw.), Arsenide und Antimonide gelöst sind. Weiteres darüber s. oben S. 170.

Je nach dem Kupfergehalt unterscheidet man: Rohstein mit mehr Eisen als Kupfer; Konzentrationsstein mit mehr Kupfer als Eisen, geht mit abnehmendem Eisengehalt in den praktisch eisenfreien Spurstein über (fast reines Cu_2S , engl. pimpled metal oder white metal). Bleireicher Stein, in dem unter Umständen mehr Blei als Kupfer enthalten sein kann, heißt Bleistein. Durch ZnS wird der Schmelzpunkt stark in die Höhe getrieben, so daß es unter Umständen schwer ist, solchen Stein geschmolzen aus dem Ofen zu bringen: Bildung von Ansätzen im Tiegel.

Den niedrigsten Schmelzpunkt besitzen Steine mit rd. 24 bis 40% Cu (30 bis 50% Cu_2S); die Dünflüssigkeit nimmt mit steigendem Gehalt an FeS zu; sehr Cu-arme Steine vermögen daher in geschmolzenem Zustande die feinsten Poren und Ritzen des Mauerwerkes zu durchdringen und erfordern besonders sorgfältige Ausmauerung und evtl. Kühlung des Tiegels. Infolge des hohen Lösungsvermögens von flüssigem FeS für met. Fe (beide bilden ein Eutektikum bei 15% Fe, Schmelzp. 985° , s. S. 172) wird Eisen durch armen Stein besonders stark angegriffen, und zwar um so mehr, je reiner es ist (Flußeisenerz mehr als Gußeisen). Bei niedrigem SiO_2 -Gehalt entsteht leicht armer Stein (s. unten Rolle des FeO in der Schlacke).

2. Schlacke (engl. slag).

Über die Konstitution der Schlacken s. oben S. 179. Die Erzielung einer richtig zusammengesetzten Schlacke ist für die Wirtschaftlichkeit des Betriebes

und einen guten Ofengang von grundlegender Bedeutung. Wenn man bedenkt, daß der Schachtofen in bezug auf Durchsatz meist die größte Einheit eines Betriebes ist, daß in den meisten kleineren und mittleren Hüttenwerken gleichzeitig nur ein Schachtofen in Betrieb steht, so versteht man, wieviel von dessen gutem Arbeiten abhängt, daß er quasi als das ständig pulsierende Herz der Hütte betrachtet werden kann. Liefert er reiche Schlacke, die repetiert werden muß, so handelt es sich gleich um relativ erhebliche Mengen, deren Wiederverarbeitung hohe Kosten verursacht. Wird die Schlacke steif und führt zum Stillstand oder gar Einfrieren des Ofens, so ist dessen Leistung meist für Tage, oft für Wochen eingeschränkt oder ganz brachgelegt, die Röstung ist gezwungen, das Röstgut mit besonderen Kosten aufzustapeln, das Agglomerat läuft Gefahr, an der Luft zu zerfallen, die den Stein weiterverarbeitenden Betriebe stehen still, ohne deshalb verhältnismäßig geringere Kosten zu verursachen.

Eine ideale Schlacke soll folgende Bedingungen erfüllen: Sie soll möglichst kupferarm sein, so daß sie abgesetzt werden kann; ihr Schmelzpunkt soll so niedrig liegen, daß ihre Verschmelzung mit einem Minimum von Brennstoffaufwand gelingt; ihr spezifisches Gewicht und ihre Viskosität müssen eine glatte Trennung vom Stein ermöglichen; sie soll ein geringes Lösungsvermögen für Cu_2S bzw. Stein besitzen, und schließlich und nicht zuletzt soll sie billig sein, d. h. ein Minimum an Zuschlägen zu ihrer Herstellung erfordern. Selbstverständlich ist es nie möglich, alle diese Bedingungen gleichzeitig zu erfüllen, man ist auch hier, wie so oft im Betriebe, gezwungen, den goldenen Mittelweg einzuschlagen, sich den örtlichen Verhältnissen weitgehend anzupassen; gerade darin, mit oft wechselnd zusammengesetzten Erzen die besten Bedingungen zu erreichen, beruht die Kunst des Hüttenmannes.

Der Kupfergehalt kann auf dreierlei Ursachen zurückzuführen sein, d. h. das Cu ist als Stein mechanisch festgehalten, als Cu_2S gelöst und als Cu_2O -Silicat verschlackt. Nach Untersuchungen von Stedman enthielt die Schlacke der Hütte in Trail:

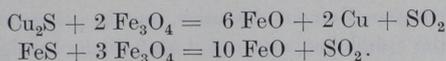
0,010% Cu als Silicat	= 7,5% der ges. Menge
0,090% Cu als Cu_2S gelöst	= 67,2% „ „ „
0,034% Cu als Stein suspendiert	= 25,3% „ „ „
<hr/>	
0,134% Cu insgesamt.	

Natürlich kann das Verhältnis stark schwanken. Daß Cu verschlackt, solange genügend S zu dessen Bindung vorhanden ist, wird von mancher Seite überhaupt bestritten. In normaler Schlacke bildet jedenfalls das gelöste Cu_2S die Hauptmenge und kann bis 0,2% (als Cu berechnet) betragen. Die Lösungsfähigkeit wird begünstigt durch hohe Temperatur und hohen FeO-Gehalt, während mit steigendem Gehalt an CaO und SiO_2 die Menge des gelösten Kupfers sinkt.

Die Menge des als Stein mechanisch festgehaltenen Cu ist natürlich von dem Cu-Gehalt des Steines abhängig und macht sich um so stärker bemerkbar, je reicher dieser ist; es ist dies mit ein Hauptgrund, weshalb man bei der Steinarbeit die Erzeugung eines Steines mit über 45 bis höchstens 50% Cu vermeidet. Ein ungenügendes Absitzen von Stein kann auf zu große Zähigkeit, zu hohen Schmelzpunkt oder zu niedrige Temperatur und zu hohes spezifisches

Gewicht der Schlacke zurückzuführen sein. Sehr zähe Schlacken erzeugt z. B. ein hoher Gehalt an Al_2O_3 , vor allem bei gleichzeitiger Anwesenheit von ZnO , sehr schwer schmelzbar sind zu stark basische Schlacken (Subsilicate), ferner solche mit hohem Gehalt an MgO , ZnO und gelöstem Fe_2O_3 , sowie Ferritschlacken (an roter Farbe kenntlich). Hohes spezifisches Gewicht verleihen der Schlacke schwere Basen, also FeO , ZnO und BaO ; der Unterschied soll möglichst nicht unter 2 betragen.

Die Anwesenheit von Fe_2O_3 bzw. Fe_3O_4 in der Schlacke kann auch noch insofern schädlich wirken, als diese Oxyde mit Sulfiden unter SO_2 -Entwicklung reagieren und die erzeugten Gasbläschen die teilweise zersetzten Steinkügelchen in Schwebelag halten oder an die Oberfläche führen. Die in Betracht kommenden Reaktionen sind z. B.:



Diese Erscheinung kann man vor allem dann beobachten, wenn Ferritschlacken (z. B. vom Verblasen des Steines im Konverter) der Beschickung zugesetzt werden.

Wirkung der einzelnen Schlackenbestandteile.

SiO_2 : Den niedrigsten Schmelzpunkt zeigen Silicatgemische, in denen das Verhältnis SiO_2 zu MeO 1:1 bis 1:2 beträgt (Bi- bis Singulosilicate). Höherer und niedrigerer SiO_2 -Gehalt macht die Schlacke schwerer schmelzbar und erfordert mehr Brennstoff; infolge des sonst günstigen Einflusses eines hohen SiO_2 -Gehaltes (geringes Lösungsvermögen für Cu_2S , niedriges spezifisches Gewicht) geht man bei Erzen mit saurer Gangart möglichst an die obere Grenze des zulässigen SiO_2 -Gehaltes, sogar auf Kosten eines erhöhten Kokssatzes. Schlacken mit bis 40% SiO_2 und mehr sind daher nichts Außergewöhnliches.

FeO : Neben SiO_2 ist Eisen der häufigste Bestandteil der Gangart, Eisenschlackschlacken sind daher die billigsten; ein weiterer Vorteil ist ihr niedriger Schmelzpunkt, der nur von dem der (hier nicht in Betracht kommenden) Bleisilicate unterschritten wird. Dagegen ist ihr Cu -Gehalt infolge des hohen Gewichtes und der großen Lösungsfähigkeit für Cu_2S im allgemeinen hoch, außerdem neigen sie zur Ausscheidung von Sauer, weshalb man sich möglichst an der unteren Grenze des zulässigen FeO -Gehaltes hält. Bei hohem ZnO -Gehalt der Schlacken muß der Eisengehalt ebenfalls hoch sein, da man nur so schmelzbare Schlacken erhält; man ist dann häufig gezwungen, einen erhöhten Kupferverlust in Kauf zu nehmen. Da FeO erst nach Verschlackung des vorhandenen CaO und MgO in die Schlacke geht, wird bei niedrigem SiO_2 -Gehalt viel Fe reduziert und vom Stein aufgenommen, dieser wird ärmer.

CaO : Erhöht den Schmelzpunkt der Schlacken, macht diese andererseits leicht und vermindert die Löslichkeit von Cu_2S ; daher ist, soweit billiger Kalk als Zuschlag zur Verfügung steht, ein hoher CaO -Gehalt zweckmäßig (bis 24%). Bei hohem Kalkgehalt hüte man sich vor gleichzeitig hohem MgO - und ZnO -Gehalt (nicht über 30% $\text{CaO} + \text{MgO} + \text{ZnO}$); infolge der Verdrängung von ZnO durch CaO findet eine Regulierung des Mengenverhältnisses beider von selbst statt. Da ferner sehr kalkreiche Schlacken eine sehr hohe Temperatur

der Schmelzzone erfordern und damit starke Reduktionswirkung des Ofens, so liegt bei gleichzeitig hohem FeO-Gehalt der Schlacke starke Gefahr einer Saubildung vor.

MgO: Erhöht den Schmelzpunkt der Schlacke noch mehr als CaO, macht sie außerdem etwas zähflüssig. Indessen ist seine Wirkung nicht so gefährlich, wie früher angenommen wurde, wenn man die gleichzeitige Anwesenheit großer Mengen CaO oder ZnO vermeidet. Meist ist MgO infolge seiner geringen Menge von untergeordneter Bedeutung.

ZnO: Erhöht den Schmelzpunkt der Schlacke ebenfalls ganz bedeutend, ist jedoch bei gleichzeitig hohem FeO-Gehalt bis zu recht großen Mengen (30%) weniger schlimm als sein Ruf. Derartig Zn- und Fe-reiche Schlacken sind natürlich stets reich.

Al₂O₃: In geringen Mengen harmlos, macht in größerer Konzentration (über ca. 12%) die Schlacken zäh und damit reich. Bezüglich seiner Rolle als Säure oder Base vgl. das oben (S. 178) Gesagte. Spielt meist eine sehr untergeordnete Rolle.

MnO: Fast stets in so geringen Mengen vorhanden, daß es bei der Kalkulation der Schlacke gänzlich vernachlässigt wird. Verhält sich im übrigen fast genau wie FeO, erzeugt in größerer Menge sehr dünnflüssige Schlacken.

Ganz prinzipiell wird man aus einem einzigen Silicat bestehende Schlacken zu vermeiden suchen, da mehrbasische Schlacken infolge der Bildung ternärer, quaternärer usw. Eutektika im allgemeinen leichter schmelzbar sind. Allgemein gültige Regeln für die Wahl des besten Schlackentyps können nicht gegeben werden, da sie zu sehr von örtlichen Verhältnissen abhängt. Eine Schlacke für normale Steinarbeit enthält 50 bis 54% CaO + FeO (+ MgO + ZnO), 36 bis 40% SiO₂, 0,2 bis 0,3% Cu, Rest Al₂O₃, MnO, BaO usw. Mit welchem Cu-Gehalt eine Schlacke noch absetzbar ist, ist natürlich Kalkulationssache; im allgemeinen rechnet man mit bis 0,35%, doch kann man bei hohem Zinkgehalt auch gezwungen sein, Schlacken mit über 1% Cu noch abzusetzen.

Die Weiterbehandlung der Schlacken.

In kleinen Betrieben läßt man sie in kleine Spitztöpfe fließen, die von Hand entleert werden; die Kegel wandern nach Zerschlagen und Abtrennung des untersten (reichen) Teiles (des „Kopfes“) zur Halde oder werden verkauft. In großen Betrieben erfolgt Abtransport in großen, kipp- und fahrbaren Kübeln, häufig auch Granulieren in flüssigem Zustand durch Einleiten in einen kräftigen Wasserstrahl, der gleichzeitig den Abtransport besorgt.

Die Verwertung der Schlacken kann auf sehr verschiedene Weise erfolgen; meist dienen sie als Schottermaterial zur Wege- oder zur Uferbefestigung, granuliert Schlacken können zur Terrainauffüllung benutzt werden, auch als Auflockerungsmittel für die Sinterröstung (hierzu benutzt man möglichst reiche Schlacken). Manche, vor allem sehr saure Schlacken, können zur Steinfabrikation dienen.

Die Mansfelder Schachtofenschlacken, aus denen die bekannten Schlackensteine gegossen werden, besitzen folgende Zusammensetzung (sehr abnorm!): 48,3% SiO₂, 15,9% Al₂O₃, 15,9% CaO, 7,9% MgO, 5,2% FeO, 0,3% Mn, 0,174% Cu. Sie wer-

den in gitterförmige, leicht auseinandernehmbare Formen gegossen und längere Zeit getempert, wodurch eine vollständige Versteinung der bei rascher Abkühlung glasigen Schlacken erfolgt.

Natürlich lassen sich die Schlacken auch an Stelle von Kies und Sand zur Betonherstellung verwenden, wobei vor allem das scharfkantige Material sehr geeignet ist. Günstig ist auch, daß die Schlacken von der Kupferarbeit kein CaS enthalten, das an der Luft zerfällt.

3. Speise (engl. speiss).

Als Speise bezeichnet man jedes aus Arseniden (und Antimoniden) des Nickels, Kobalts, Eisens und Kupfers bestehende Produkt, das sich getrennt vom Stein und gemäß seinem höheren spezifischen Gewicht unter diesem ansammelt. Während vorwiegend aus Arseniden bestehende Speisen im allgemeinen einen grobkristallinen Bruch besitzen, wird dieser mit zunehmendem Sb-Gehalt feiner. Über ihre Konstitution ist noch nicht viel bekannt, abgesehen von den meist recht komplizierten binären Diagrammen, die stets mindestens eine chemische Verbindung aufweisen:

Offenbar besitzen sie, wenigstens geschmolzen, großes Lösungsvermögen für Metalle, z. B. Blei, Zinn, Gold, Platin (die in ihnen, z. T. wenigstens, vielleicht ebenfalls als As- oder Sb-Verbindungen existieren).

Da die Aufnahmefähigkeit des Steines für Speise mit steigendem Cu-Gehalt stark abnimmt, so hat man es unter Umständen in der Hand, auf besonderen Speisefall hinzuarbeiten oder ihn zu vermeiden; ersteres ist dann zweckmäßig, wenn man die Speisebildner (As, Sb, Ni, Co) aus dem Kupferbetrieb entfernen will, da der neben Speise fallende Stein besonders rein ist.

So empfiehlt es sich z. B., die bei der Raffination von sehr unreinem Schwarzkupfer fallenden Raffinadschlacken von Zeit zu Zeit in die Steinarbeit im Schacht-ofen zu geben, da bei der sonst üblichen Verarbeitung auf Schwarzkupfer schließlich eine übermäßige Anreicherung der genannten Verunreinigungen stattfindet.

Unangenehm ist der meist recht hohe Gehalt der Speisen an Edelmetallen, da diese nur mit großen Kosten und Verlusten gewonnen werden können.

Über die Verarbeitung der Speisen s. später.

4. Flugstaub.

Er besteht, wie gewöhnlich, aus mitgerissenen leichten Beschickungsbestandteilen, Kalk, Koks, feinem Röstgut u. dgl. (engl. flue dust), und aus kondensierten verdampften Metallen bzw. Metallverbindungen, die sich in Berührung mit Luft und SO_2 gedildet haben (ZnO , PbO , As_2O_3 , As_2S_3 , Sulfide und Sulfate usw.; engl. fume); je nach seiner Zusammensetzung wird er beim Agglomerieren (bzw. im Flammofen) wieder zugesetzt oder für sich auf Zink, Blei, As_2O_3 usw. verarbeitet.

Bei normalem Betrieb, kalter Gicht, geringer Windpressung und reiner, stückiger Beschickung ist die erzeugte Flugstaubmenge gering, zumal ja die Beschickung selbst als gutes Filter wirkt. Trotzdem muß stets für gute Kondensation gesorgt werden.

5. Gichtgase.

Sie sind im allgemeinen sehr CO-arm, so daß deren Verwertung, wie beim Eisenhochofenbetrieb, nicht in Betracht kommt; beim Arbeiten mit offener Gicht, wie dies meist der Fall ist, enthalten sie natürlich noch sehr viel angesaugte Luft.

Nur in Ausnahmefällen, wie z. B. beim Mansfelder Schachtofenbetrieb, wo mit einem Kokssatz von ca. 20% der Beschickung gearbeitet wird, ist der CO-Gehalt hoch genug (18,5 bis 22 Vol.%CO, Heizwert 582 bis 671 Kal.), um sie nach erfolgter Reinigung zur Beheizung von Dampfkesseln zu verwenden.

Charakteristisch ist stets, auch bei kaum nachweisbarem As-Gehalt der Beschickung, der auf ein As-Suboxyd (?) zurückzuführende Knoblauchgeruch der Gichtgase.

Nur ausnahmsweise und bei anormalem Betrieb fallen Rohkupfer und Ofensauen.

6. Rohkupfer.

Entsteht nur bei zu weitgehender Abröstung bzw. bei zu geringem Schwefelgehalt der Erze neben Spürstein; die Folge ist stets reichere Schlacke mit mindestens 0,5% Cu, meistens bedeutend mehr. Da das Rohkupfer von Speise nicht getrennt werden kann wegen zu geringen Unterschiedes im spezifischen Gewicht und gegenseitiger Löslichkeit und da der gleichzeitig fallende sehr reiche Stein so gut wie keine Verunreinigungen aufnimmt, enthält es natürlich von diesen stets sehr viel und wird daher am besten in kleinen Portionen beim Raffinieren des im Konverter usw. erzeugten Schwarzkupfers zugesetzt.

7. Ofensauen (engl. sows).

Bestehen in der Hauptsache aus met. kohlenstoffhaltigem Eisen und sammeln sich auf der Sohle des Vorherdes an, wo sie erstarren und so zu dessen raschem Unbrauchbarwerden führen. Beim Abbrechen des Vorherdes werden sie als große Brocken gewonnen, die mittels Fallbärs zerkleinert und in kleinen Portionen (hauptsächlich wegen ihres Au-Gehaltes) wieder aufgegeben werden müssen. Über die Gründe für ihre Entstehung vgl. das oben über die Reduktion von met. Eisen Gesagte.

Die Schachtöfen (engl. blast furnaces).

Während früher der Schachtofen zum Verschmelzen von Erzen ganz allgemein und der Flammofen fast ausschließlich zur Erzeugung und zum Raffinieren des Schwarzkupfers verwandt wurde, ist heute, wenigstens in den Vereinigten Staaten, der Flammofen in weitestgehendem Maße an Stelle des Schachtofens getreten. Dies beruht zum Teil auf der Abschaffung der Stückröstung, die ja früher fast allgemein in Haufen erfolgte, teils auf der großen Feinheit der heutigen Aufbereitungsprodukte (von der Flotation), die sie auch für die Sinterröstung recht ungeeignet macht, zum Teil aber auch auf den großen Verbesserungen, welche die Flammöfen in bezug auf Bau und Betriebsweise in den letzten Dezennien erfahren haben, so daß ihnen gegenüber die wichtigsten bis-

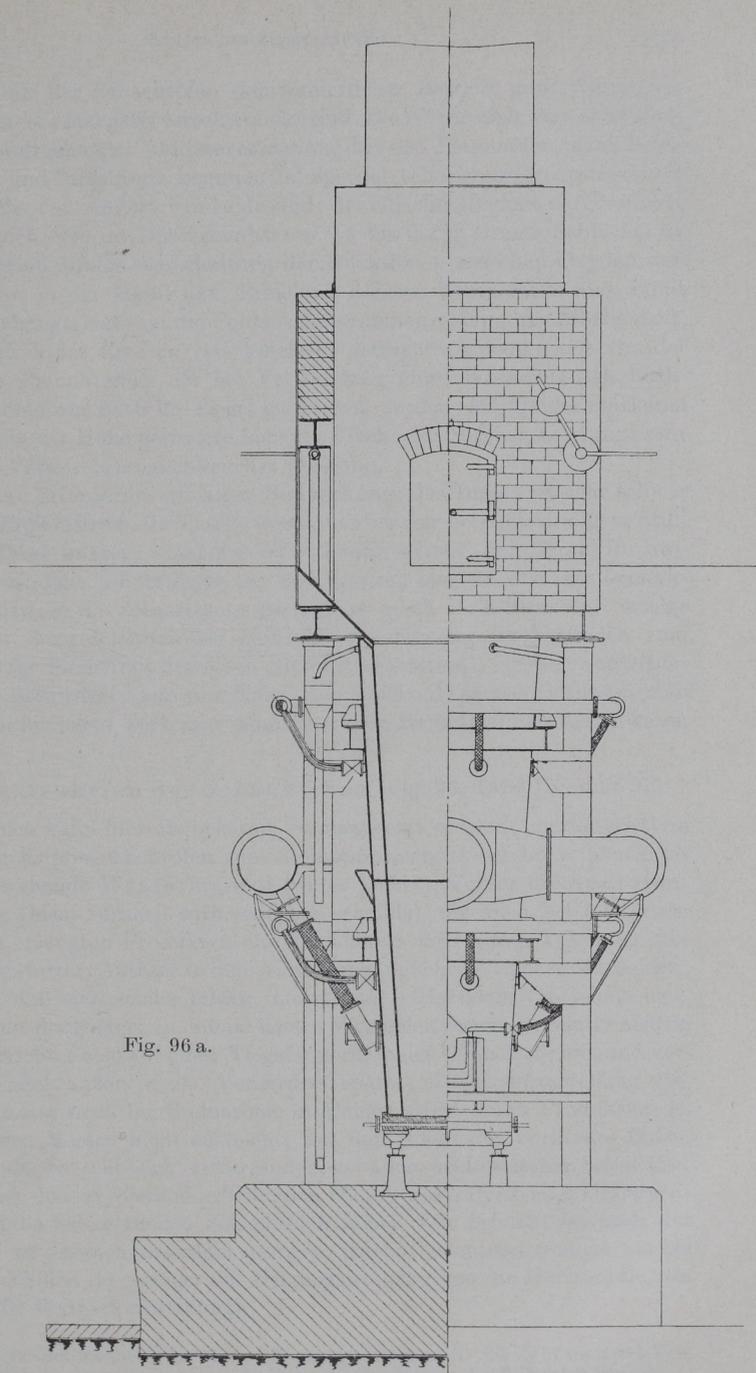


Fig. 96 a.

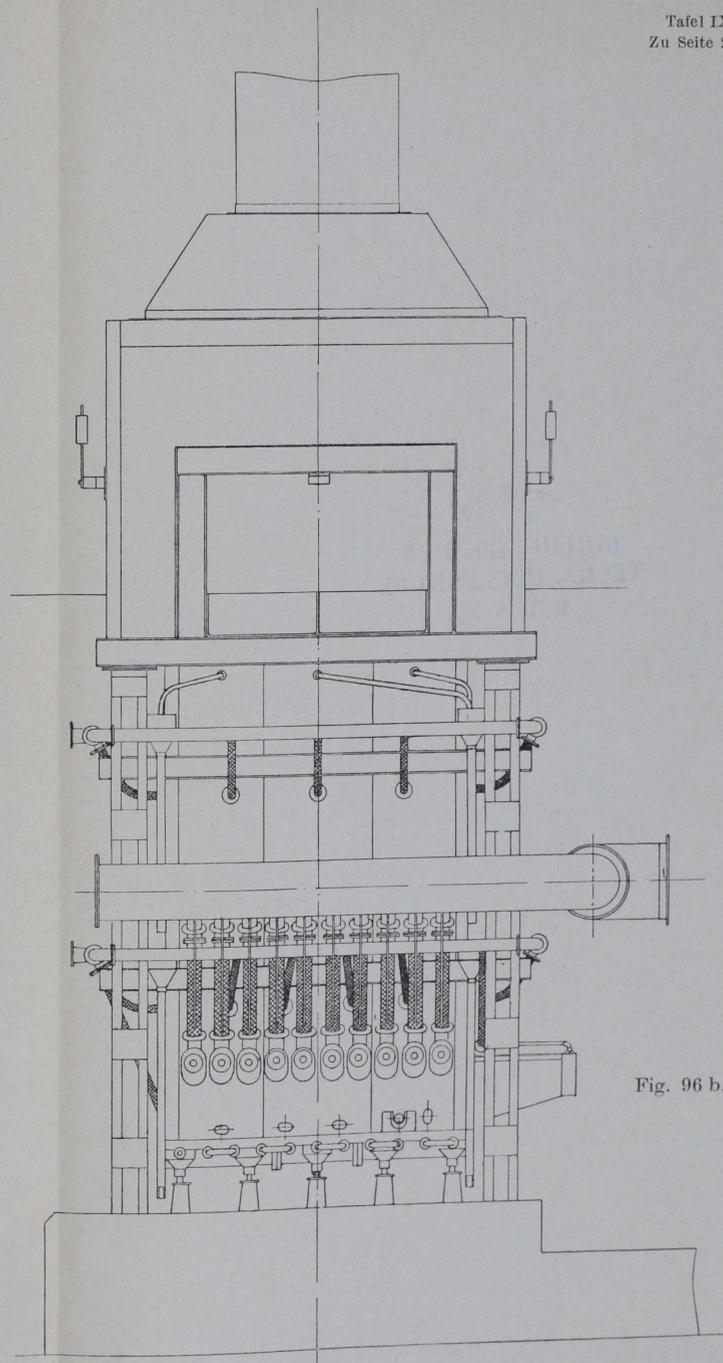


Fig. 96 b.

Fig. 96 a und b. Kupfer-Schachtofen mit Wassermantel der Maschinenbauanstalt Humboldt, Cöln-Kalk.

herigen Vorteile der Schachtöfen (kontinuierlicher Betrieb, gute Wärmeausnutzung) ganz oder fast ganz verschwunden sind. Die Wärmeausnutzung ist allerdings, trotz weitgehender Abhitzeverwertung bei den Flammöfen, auch heute noch besser, und Stillstände kommen infolge der selteneren Reparaturen oft jahrelang nicht vor. Andere Vorteile sind: die Gleichmäßigkeit der Produkte und damit auch eine im Durchschnitt um 0,1 bis 0,2% ärmere Schlacke, da man den Betrieb infolge Ausschaltung der Reaktionen zwischen Oxyden und Sulfiden fester in der Hand hat; Erzielung höherer Temperatur und damit größere Unabhängigkeit von der Schlackenzusammensetzung, die Möglichkeit, auch sehr refraktäre Erze zu verschmelzen; geringere Abhängigkeit von der Qualität des Baumaterials, da bei Verwendung eines Wassermantels hochfeuerfeste Steine nur noch im Tiegel gebraucht werden; infolge der stärkeren Ausdehnung in die Höhe geringere bebaute Fläche bei gleicher Leistung; sehr weitgehende Variationsmöglichkeit der Leistung.

Nachteile: Erfordernis stückiger Beschickung; das Innere ist sehr schwer zugänglich, Reparaturen des Tiegels können daher nur bei vollständigem Stillstand ausgeführt werden, außerdem ist es häufig schwer, den Grund für Störungen festzustellen; Änderungen der Beschickung machen sich erst bemerkbar, wenn diese in die Schmelzzone gelangt ist (nach ca. 8 Stunden); infolge des geringen Schwefelabbrandes muß die Beschickung im Vergleich zum Flammofen zur Erzielung derselben Steinkonzentration¹⁾ stärker abgeröstet werden; als Brennstoff kann nur Koks oder Holzkohle dienen, während man beim Flammofen jeden, auch sehr minderwertigen Brennstoff verwenden kann.

Die Konstruktion der Schachtöfen (Fig. 96, Tafel IX, und 97)

im allgemeinen kann hier als bekannt vorausgesetzt werden; charakteristisch für moderne Kupferschachtöfen zum Steinschmelzen ist der hohe, häufig bis zur Gicht reichende Wassermantel (water jacket). Ferner die Spurofenzustellung (blast furnace with external crucible), die auch bei forciertem Betrieb den erzeugten Produkten die Möglichkeit einer guten Trennung gibt und ferner gestattet, Ansätze in dem schwer zugänglichen Tiegel zu vermeiden; die Gefahr, daß sich solche bilden, nimmt mit steigendem Cu-Gehalt bzw. Schmelzpunkt des Steines zu, zumal dessen Wärmeleitvermögen relativ niedrig ist. Man verzichtet also auf einen Tiegel innerhalb des Ofens fast ganz und verlegt diesen nach außen in den Vorherd (s. später). Tiegelofenzustellung verwendet man nur noch bei Steinarbeit in kleinen Öfen, deren Produktion an geschmolzenen Massen nicht ausreicht, um den Inhalt des Vorherdes flüssig zu halten, oder bei sehr leicht erstarrenden, vor allem hochbasischen Schlacken. — Gegenüber den oxydierend arbeitenden Öfen (für die Pyrit- und Halbpyritarbeit) sind die reduzierenden Schachtöfen höher. Der Schacht ist nach der Formebene zu schwach zusammengezogen, jedoch bedeutend weniger als bei den Eisenhochöfen (je geringer der Neigungswinkel gegen die Horizontale, um so stärker die Reduktionswirkung).

¹⁾ Unter „Steinkonzentration“ oder „Konzentrationsgrad“ versteht man das Verhältnis der Menge des verschmolzenen Erzes zu der Menge des fallenden Steines.

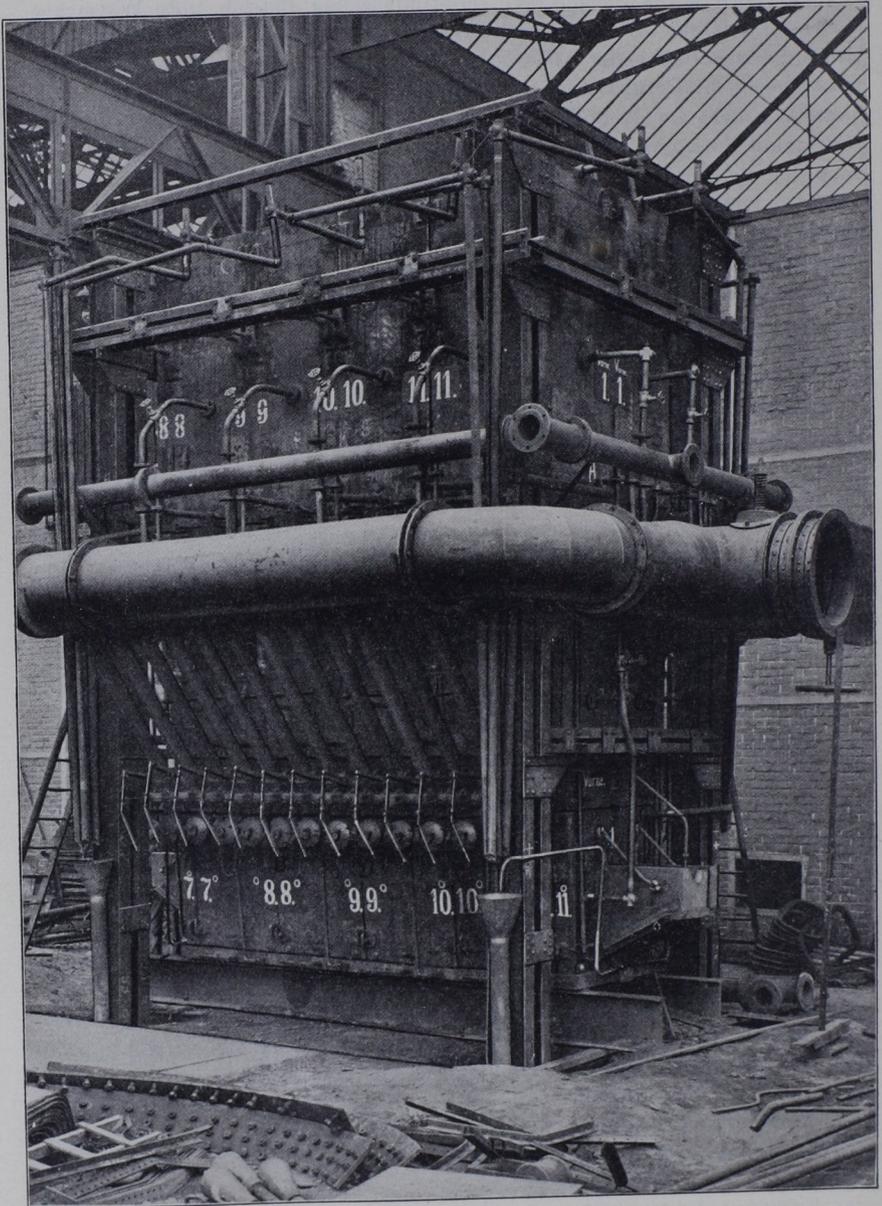


Fig. 97. Kupfer-Schachtofen mit Wassermantel; Eisenkonstruktion; fertig montiert. (Erbauer: Maschinenbauanstalt Humboldt, Köln-Kalk.) Formebene: $1,10 \times 3,66$ m; 24 Düsen von 125 mm Durchm.; Gesamthöhe: 7,35 m.

Einzelheiten.

Die Gicht (throat) ist bei kleineren Öfen meist offen; der Abzug der Gase erfolgt dann durch ein eingehängtes zentrales Rohr, häufig mit heb- und senkbarer Manschette, um mit verschiedenen Schütthöhen arbeiten zu können, oder die Gase sammeln sich unter einem horizontalen Halbzylinder, der mit dem dann seitlichen Abzug verbunden ist. Beide Anordnungen haben den großen Vorteil, daß die Schachtwände leicht zugänglich sind, was z. B. zur Entfernung zinkischer Ansätze sehr zweckmäßig ist; dagegen treten bei Zugstörungen die Ofengase vollständig ungehindert aus und belästigen die Arbeiter. Bei größeren Öfen findet man häufiger eine aufgesetzte gemauerte oder schmiedeeiserne Kammer vom Querschnitt des Schachtes, die sich allmählich in den Kanalquerschnitt verjüngt und seitliche Beschickungstüren besitzt; diese können von Hand mit Gegengewichten oder hydraulisch usw. gehoben werden. Die Arbeiter sind so ziemlich gut auch bei Zugstörung vor den Ofengasen geschützt, dagegen ist ein Arbeiten am Schacht bedeutend unangenehmer, da eine Berührung mit den Ofengasen dann nicht zu vermeiden ist. Außerdem wird bei dieser Art von Verschuß sehr viel falsche Luft mit angesaugt. Glockenverschlüsse, wie bei Eisenhochöfen, kommen nur in Ausnahmefällen vor, da bei Steinarbeit eine Veranlassung dazu selten gegeben ist. Dagegen findet man, wenigstens bei größeren Öfen, häufig besondere Verteilungsbleche eingebaut, die eine gleichmäßige Beschickung ermöglichen.

Der Schacht (shaft) ist entweder vollkommen freitragend (sehr kleine Öfen) oder ruht, wie fast stets bei zur Steinarbeit verwandten Öfen, zur Entlastung der Seitenwände des Tiegels und Gestelles auf einer besonderen Tragkonstruktion. Gebäudeteile, insbesondere Konstruktionselemente der Gichtebene, dürfen nicht mit ihm starr verbunden sein, um vollkommen freie Beweglichkeit zu gewährleisten.

Die Schachthöhe von Formebene bis Gicht schwankt zwischen 2 und 9 m, beträgt meist 4 bis 5 m. Sie hängt ab von der Stückgröße bzw. Lagerungsdichte der Beschickung, von der Art des Brennstoffes und der Zusammensetzung der Beschickung. Bei Verwendung der sehr leicht verbrennlichen und sich daher schon in höheren Lagen entzündenden Holzkohle muß die Beschickungssäule höher sein als bei Verwendung von Koks. Je höher der Schacht, um so länger die Einwirkung reduzierender Gase, um so stärker die Reduktionswirkung; bei sehr Fe-reicher oder sehr CaO-reicher Beschickung wird man daher wegen der Gefahr einer verstärkten Eisenreduktion mit weniger hohem Schacht arbeiten, oder man wird den Schacht nicht bis oben hin füllen. Material (soweit nicht Kühlkästen): im unteren Teil gute bis beste Schamottesteine, im obersten Teil genügt im allgemeinen ein guter roter Ziegel.

Der Ofenquerschnitt wird heute nur noch bei den kleineren Typen (bis 135 t Gesamtdurchsatz) rund gewählt, meist ist er rechteckig, unter Umständen, zur leichteren Entfernung von Ansätzen, mit abgestumpften Ecken. Die rechteckige oder „Rachette“-Form gestattet bekanntlich eine fast beliebige Ausdehnung des Ofens in der Richtung der Längsseiten und damit eine Erhöhung des Durchsatzes, ohne deshalb die Windpressung verstärken zu müssen, wie dies bei den runden Öfen der Fall ist. Die Abmessungen der Düsen- oder Formebene sind für die Leistung des Ofens maßgebend, indem sie die Anzahl der Winddüsen und damit letzten Endes die mögliche Höchstmenge der eingeblasenen Luft bestimmen. Während die Länge, wie wir hörten, theoretisch fast unbeschränkt ist, hängt die Breite von der Stückgröße der Beschickung, vor allem des hier noch unverbrannten Kokes, und der

Windpressung ab und erreicht selten über 1,50 m [wie übrigens auch der Durchmesser der runden Öfen¹⁾].

Die Kühlkästen (engl. water jackets) müssen wegen der im Vergleich zu den Bleischachtföfen erforderlichen größeren Windmenge (schwerer schmelzbare Produkte: höherer Koksatz), die eine ausgedehntere Schmelzzone zur Folge hat, gegenüber jenen höher hinaufgezogen werden; wie bereits erwähnt, gehen sie bei modernen amerikanischen Öfen bis zur Gicht, wodurch eine weitgehende Schonung des Schachtes erzielt werden soll. Indessen erscheint eine derartige Maßnahme nur dann geboten, wenn, wie z. B. beim pyritischen Schmelzen, mit sehr hoher Schachttemperatur gerechnet werden muß; andererseits wird durch ein unnötiges Hochziehen der Wasserkühlung dem Ofen unnötig viel Wärme entzogen, während beim reduzierenden Schmelzen der Schacht normalerweise nur mechanisch und nur bei Betriebsstörungen (Oberfeuer) auch thermisch beansprucht wird.

Bei Erzeugung armen und daher stark fressenden Steines wird der Wassermantel bis zur Grundplatte des Tiegels herabgeführt, da sonst die Anschlußstelle an diesen sehr stark gefährdet ist und zu Durchmärschen neigt; oft kann man sich mit einer Berieselung des Tiegelmauerwerkes behelfen.

Um eine Auswechslung undicht gewordener Stücke zu erleichtern, besteht der Mantel meist aus mehreren übereinander angeordneten Reihen von Kästen, nur bei kleinen runden Öfen aus einem Stück.

Um eine Schichtenbildung von Wasser verschiedener Temperatur zu vermeiden, befindet sich der Austritt des Kühlwassers stets an der höchsten Stelle; Eintritt entweder (ältere Bauart) ganz unten oder etwas unterhalb des Austrittes; das frische kalte Wasser sinkt herab und verdrängt das heiße, welches hochsteigt; die Bildung eines Dampftraumes innerhalb des Kühlkastens (Gefahr einer Überhitzung) wird so vermieden. Die Kühlkästen einer Vertikalreihe sind so miteinander verbunden, daß das Frischwasser in den untersten eintritt, von diesem in den zunächst darüberliegenden gelangt usw., so daß der unterste, heißeste Teil des Ofens am stärksten gekühlt wird. Jede senkrechte Reihe besitzt einen besonderen Wasserhahn, so daß deren Zulauf getrennt von dem der anderen reguliert, dem Zustand des Ofens an dieser Stelle angepaßt werden kann. Um eine leichte Kontrolle der ablaufenden Wassermenge und deren Temperatur zu ermöglichen, erfolgt der Austritt bei jeder Vertikalreihe vollständig offen sichtbar. Die Temperatur des abfließenden Wassers soll 70 bis 85° betragen; niedrigere Temperatur hat zu starke Kühlung, hohen Koksverbrauch zur Folge; beginnt das Wasser zu verdampfen, besteht Gefahr einer Überhitzung bzw. eines Durchschmelzens des Kastens. Bei Wasserknappheit wird das heiße Kühlwasser gekühlt und wieder verwendet. Um die Bildung von Kesselstein in den Kästen zu vermeiden, muß es sehr rein sein, evtl. gut gereinigt werden.

Eine Zerstörung der Kühlkästen kann eintreten bei einer Stockung des Wasserzulaufes, ferner durch örtliche Überhitzung, meist infolge Bildung von Kesselstein; auch elektrolytische Korrosionserscheinungen spielen eine Rolle, vor allem dann, wenn verschieden zusammengesetztes Material mit dem Kühlwasser in Berührung kommt. Häufig ist der Grund nicht ohne weiteres aufzuklären, oft hilft dann ein Wechsel im Material. Als solches dient Schmiedeeisen, besser Gußeisen oder das allerdings sehr teure Kupfer. Auch tut unter Umständen Einführung einer geringen Menge eines Schweröles gute Dienste; die Innenfläche überzieht sich dann mit einer dünnen Ölschicht, welche die Bildung von Lokalelementen durch

¹⁾ Das Axiom, daß die Luft bis ins Innere des Ofens geblasen werden müsse, um die Bildung eines „toten Mannes“, d. h. einer Säule unveränderter Beschickung, zu vermeiden, ist neuerdings durch die an Eisenhöfen mit sehr großem Gestelldurchmesser gemachten Erfahrungen ins Wanken geraten.

anhaftende Gasblasen verhindert. An besonders gefährdeten Stellen, so z. B. an der Stichöffnung, wo neben der thermischen Beanspruchung auch noch eine mechanische und chemische vorliegt, hilft man sich manchmal mit einem massiven Gußeisen- oder Kupferklotz, in den eine Kühlschlange eingegossen ist.

Die erforderliche Kühlwassermenge ist bei Ingangsetzung des Ofens, solange die Kästen noch nicht von einer isolierenden Schlackenschicht bedeckt sind, am größten und kann dann bis zum Vierfachen des normalen Bedarfes steigen. Auch während des Betriebes hängt sie natürlich sehr von dem Zustand des Ofens, der erzeugten Temperatur usw. ab. Nach Peters („Modern Copper Smelting“) rechnet man im Durchschnitt auf

Öfen mit qm	im Betrieb	beim Anblasen
Formebene	1/Std.	1/Std.
0,88	4160	8 320
1,16	4920	11 350
1,67	5770	15 140
2,23	6810	18 920
2,79	7570	22 710
3,24	8320	26 500

Versuche, die hohe Verdampfungswärme des Wassers zur Kühlung auszunutzen, also mit Dampf zu kühlen, ergaben kein befriedigendes Resultat.

Der Tiegel (crucible) ist infolge der Art der Zustellung sehr flach, um ein Durchsickern von Stein zu vermeiden und eine gute Kühlung zu erzielen meist hohl gelagert und auf einer Gußeisenplatte montiert. Die Anwendung eines Fahrgestelles oder ausschwenkbarer Bodenplatten, wie bei Schwarzkupferöfen, kommt höchstens bei sehr kleinen Öfen vor. Als Material dient bester Schamottestein.

Die für das Abziehen der gesamten geschmolzenen Produkte bestimmte Stichöffnung (tap hole, outlet) liegt meist auf einer Schmalseite, damit die davor aufgestellten Gefäße zur Aufnahme von Stein und Schlacke die Zugänglichkeit der Düsen an den Breitseiten nicht beeinträchtigen. Bei großen Öfen besitzt wohl jede Stirnseite einen Stich, nur bei besonderen örtlichen Verhältnissen findet man ihn an einer oder beiden Breitseiten. Um ein Auswaschen und Ausfressen der Öffnung zu verhindern, ist sie wassergekühlt, und zwar muß der sog. Stichkasten wegen seiner starken Inanspruchnahme besonders leicht auswechselbar und daher klein sein und aus sehr widerstandsfähigem Material bestehen (Kupfer, Bronze); dies ist um so wichtiger, je stärker korrodierend der erzeugte Stein auf Eisen wirkt, vor allem also z. B. bei sehr armem Kupfer-Nickel-Stein (s. auch das oben Gesagte).

Die Ablaufrinne (Fig. 98) (spout) besitzt dann eine nach außen ansteigende Sohle, wenn die geschmolzenen Massen kontinuierlich ablaufen, um so einen hydrau-

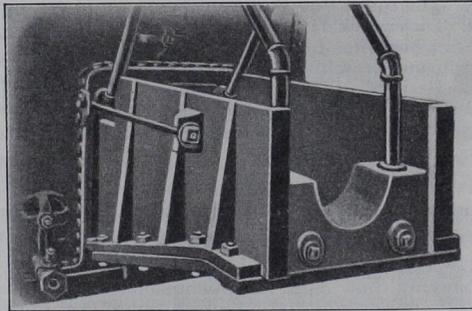


Fig. 98. Ablaufrinne für Schlacke und Stein; Ansicht (Patent Gross d. Colorado Iron works). Der Boden der gußeisernen Rinne wird zwischen dem wassergekühlten Stich und dem wassergekühlten Überlauf mit ff. Material ausgekleidet.

lischen Abschluß für die Ofengase zu bilden und ständig ein Bad geschmolzener Massen im Ofen zu halten; Niveaudifferenz bis über 45 cm. Häufig befindet sich am äußeren Ende ein besonderer, mit Wasserkühlung versehener Überlauf (trap), während die Sohle zwischen diesem und dem Stichtkasten mit feuerfester Masse ausgekleidet wird; diese Einrichtung hat sich im allgemeinen wegen der leichteren Austauschbarkeit der Teile besser bewährt als die Kühlung der gesamten Rinne.

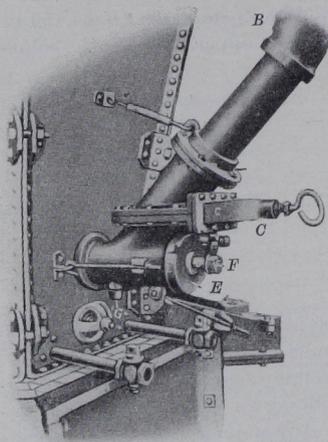


Fig. 99. Düsenstock eines Wassermantelofens; Ansicht. (Aus Peters, Practice of Copper Smelting.) *B* Kugelgelenkanschluß an Windleitung; *C* Windschieber; *E* Düsendeckel; *F* Schauloch; *G* Sicherheitsöffnung gegen Eindringen der Schlacke in die Düse, im Betrieb mit Pappe verschlossen, die in Berührung mit flüssiger Schlacke wegbrennt und die Öffnung freigibt.

man sie z. B. bei plötzlich ausbleibendem Wind rasch entfernen kann (dies ist deshalb nötig, weil sonst leicht CO-Gase in die Windleitung zurückströmen, wo sie mit noch vorhandener Luft ein explosives Gemisch bilden). Die bewegliche Verbindung mit dem Hauptwindzuleitungsrohr erfolgt durch Schläuche aus imprägniertem Gewebe („Säcke“ — meist bei kleinen Öfen) oder durch Stopfbüchsen mit Kugelgelenk.

Der Düsendurchmesser bestimmt neben dem Widerstand der Beschickungssäule bei den meist angewandten Kapselgebläsen mit konstanter Luftförderung die Windpressung und kann unter Umständen durch eingesetzte Ringe geregelt werden; er ist selten über 10 cm, meist weniger.

Der Schachtofenbetrieb.

Die Leistung eines Ofens wird in Tonnen Durchsatz an (Erz bzw. Röstgut oder) Gesamtbeschickung ohne Koks in 24 Stunden, bezogen auf 1 qm Ofenquer-

Außer dem Stein-Schlacken-Stich besitzt der Tiegel noch einen Notstich am tiefsten Punkte seiner Sohle, der zur vollständigen Entleerung bei Stilllegung des Ofens dient.

Die Düsenöffnungen (tuyère openings) befinden sich in der untersten Kühlkastenreihe, meist nur an den Breitseiten des Ofens. Ob es überhaupt zweckmäßig ist, solche auch an den Schmalseiten anzubringen, erscheint zweifelhaft. Zu verwerfen sind jedenfalls solche auf der den Stich enthaltenden Stirnseite, da sie infolge ihrer schlechten Zugänglichkeit schlecht gereinigt werden und infolgedessen stets verstopft sind. Die Entfernung der Düsen ebene von der Oberkante des Auslaufes in vertikaler Richtung ist von großer Wichtigkeit; ist sie zu gering, so steigen die geschmolzenen Massen bei der geringsten Störung oder Unachtsamkeit in die Düsen und können so zu einer Unterbindung der Luftzufuhr führen; ist sie zu groß, so findet infolge zu bedeutender Entfernung der geschmolzenen Massen von der Erzeugungsstelle der Hitze im Zusammenhang mit deren geringem Wärmeleitvermögen zu starke Abkühlung statt. Ein zweckmäßiges Maß ist 20 bis 30 cm.

Die Düsenstöcke (Fig. 99), welche mit den konischen Düsen (tuyères) ein einziges Stück bilden, sollen nicht zu groß und plump und möglichst leicht beweglich sein, so daß

schnitt in der Düsenebene, angegeben und schwankt zwischen 15 und 80 bis 100 t. Sie ist abhängig von der durch die einzelne Düse in der Zeiteinheit eingeblasene Windmenge, d. h. von der in der Zeiteinheit verbrannten Koks menge je Quadratmeter, und diese muß wieder in einem gewissen Verhältnis stehen zu der Schmelzbarkeit der Beschickung und der Zeit, die für die gewünschten Reaktionen erforderlich ist. Es ist daher nicht möglich, die Leistung eines Ofens durch Steigerung des Koksatzes und der eingeblasenen Windmenge beliebig zu erhöhen.

Die günstigste Windmenge in der Zeiteinheit ist sehr verschieden und muß von Fall zu Fall festgestellt werden; zuverlässige Angaben darüber sind schwer zu erhalten, da sie nur selten gemessen wird. Sie steht in direkter Beziehung zu der Höhe des Koksatzes, da sie gerade ausreichen muß, um den Koks restlos zu verbrennen, jedoch so, daß vor den Düsen stets noch ein Vorrat glühenden, unverbrannten Kokes vorhanden ist. Ist die Windmenge geringer, so häuft sich unverbrannter Koks im Gestelle an, der Durchsatz sinkt; ist sie größer, so brennt der Koks vor den Düsen restlos weg, es entsteht hier oxydierende Atmosphäre, welche zu einem Höhersteigen der Schmelzzone, zu einem Kaltblasen des Gestelles und zu Oberfeuer führt. Mit steigender Windmenge und steigendem Koksatz findet ferner eine Ausdehnung der Schmelzzone nach oben statt, da bei gegebenem Querschnitt der Formebene die Menge des gleichzeitig verbrennenden Kokes steigt, es entsteht ein mehr oder weniger hohes Bett von glühendem Koks. Auch die Höhe über dem Meeresspiegel spielt eine nicht unwichtige Rolle, da mit deren Zunahme auch die Windmenge steigen muß, will man die gewünschte Sauerstoffmenge einführen.

Die Windpressung schwankt zwischen 25 und 160 cm WS., liegt meist zwischen 100 und 120 cm und soll nach der herrschenden Regel (vgl. Anm. S. 228) ausreichen, die eingeblasene Luft vor den Düsen bis in das Innere des Ofens zu transportieren. Jedenfalls muß sie ausreichen, die erforderliche Windmenge gegen den Widerstand der Beschickungssäule in den Ofen zu zwingen. Sie ist also in erster Linie von der Stückgröße der Beschickung, daneben bis zu einem gewissen Grade auch von dem Durchmesser bzw. der Breite des Ofens abhängig. Sie soll nicht so groß sein, daß an der Gicht noch Überdruck herrscht, d. h. mit anderen Worten, der Nullpunkt des Druckes bzw. der Übergang von Druck zu Zug soll noch innerhalb des Ofens liegen, und zwar im Interesse einer möglichst gleichmäßigen Durchdringung des Ofeninhaltes mit den reduzierenden Gasen noch innerhalb der 2. Zone. Ist die Pressung zu gering, die Luftmenge aber genügend, so suchen sich die Gase den Weg des geringsten Widerstandes, und es entstehen tote Nester, zumal wenn der Zug an der Gicht größer ist, als zum Abtransport der Gase gerade nötig; je höher die Pressung bei gleicher Windmenge, um so eher erfolgt CO_2 -Bildung, um so höher steigt die Temperatur vor den Düsen, um so geringer ist bei gleichem Koksatz die Reduktionswirkung; wird gleichzeitig der Koksatz erhöht, so erfolgt über den Düsen wieder Reduktion der CO_2 zu CO unter Wärmebindung, d. h. die Schmelzzone wird kontrahiert; außerdem neigen die Gase infolge der ihnen mitgeteilten großen Geschwindigkeit dazu, diese beizubehalten und Kanäle in der Beschickung zu bilden, was zum Entstehen toter Nester führen kann.

Um sich möglichst unabhängig von Schwankungen in der Dichte der Beschickung zu machen, d. h. um stets dieselbe, einmal als richtig erkannte Windmenge in den Ofen zu zwingen, verwendet man als Gebläse nicht Zentrifugalventilatoren, sondern Kapselgebläse (Jäger, Root, Connersville). Da eine gleichzeitige Regulierung der Windmenge und der Pressung hier im allgemeinen nicht möglich ist (außer durch eine Verengung der Düsen), muß man bei gegebener Umdrehungszahl den Kokssatz beiden anpassen (s. später).

Eine Erwärmung der Gebläseluft ist bei dieser Arbeit nicht erforderlich, kann jedoch ohne besondere Kosten dadurch erreicht werden (auf 90 bis 95°), daß man den Gichtabzug als hohlen Blechmantel ausbildet, durch den die Luft vor Eintritt in den Ofen passiert; die Einrichtung ist allerdings nur bei einer wesentlich über 100° liegenden Temperatur der Gichtgase, also bei dem später zu behandelnden oxydierenden Schmelzen, zweckmäßig. Infolge der bei erhöhter Temperatur eintretenden Volumzunahme der Luft ist darauf bei Bemessung der Düsenquerschnitte usw. Rücksicht zu nehmen.

Eine Zusammenstellung der wichtigsten Daten verschiedener ausgeführter Öfen ist in beifolgender Tabelle gegeben. Dabei ist zu berücksichtigen, daß es sich nur um Beispiele handelt und daß einzelne, aus dem Zusammenhang herausgerissene Zahlen wertlos sind.

Das Beschicken erfolgt nur bei kleinen Öfen von Hand, sonst direkt mit Wagen. Wichtig ist eine richtige Verteilung der feineren und gröberen Bestandteile derart, daß die Mitte möglichst locker bleibt, um Bildung eines „toten Mannes“ zu vermeiden. Die Höchstmenge an feinkörnigem Material, die einem Ofen zugemutet werden kann, beträgt 20%. Bei schwer schmelzbarer Beschickung empfiehlt es sich, auf die Seite des Stiches etwas Extrakoks zu setzen, um diesen heiß zu halten.

Die verschiedenen Bestandteile der Beschickung werden meist zu einem „Satz“ vereinigt und entweder in regelmäßigem Turnus aufgegeben (kleinere Öfen), oder man füllt damit die Beschickungswagen lagenweise. Das Gewicht eines Satzes und damit die Stärke einer jeweils alle Beschickungsbestandteile enthaltenden Schicht richtet sich nach dem Querschnitt des Ofens bzw. nach dem Durchsatz (z. B. 1% des Durchsatzes). Auch die Herstellung großer Betten, in denen die einzelnen Komponenten der Beschickung, mit Ausnahme des Koks, lagenweise übereinander gelagert werden, ist häufig üblich; beim Einfüllen in die Wagen findet dann eine gute Durchmischung statt; allerdings ist diese Methode nur dann empfehlenswert, wenn die zur Verfügung stehenden Materialien sehr gleichmäßig zusammengesetzt sind, da eine Änderung des gegenseitigen Verhältnisses nur durch Zufügen, nicht aber durch Abziehen möglich ist. Auch bei dieser Arbeit wird der Koks stets gesondert gesetzt, so daß einzelne Lagen Erz und Zuschläge sich im Ofen mit solchen von Koks abwechseln. Ob dadurch tatsächlich die gewünschte Auflockerung der Beschickung eher gewährleistet ist, als wenn der Koks in das Bett mit einbezogen wird, erscheint zweifelhaft, wenn man bedenkt, daß mit dem Herabsinken der Beschickung sehr rasch eine Durchmischung der einzelnen Lagen erfolgt, vorausgesetzt, daß diese nicht übermäßig dick ausfallen.

Der Koksatz, d. h. die Menge des aufgegebenen Kokes in Prozent der gesamten übrigen Beschickung, ist sehr verschieden und kann, wie aus beifolgender Tabelle hervorgeht, zwischen 9 und 22% schwanken (gewöhnlich 12 bis 15%). Da die zu leistende Reduktionsarbeit nur gering ist, hängt er in erster Linie von dem Schmelzpunkt der Produkte, deren spezifischer Wärme und latenter Schmelzwärme ab. Demgegenüber spielen die verschiedenen exothermen, vor den Düsen verlaufenden Reaktionen, vor allem der Schlackenbildung, nur eine untergeordnete Rolle. Von größerer Wichtigkeit ist, ob die Beschickung viel bereits gebildete Schlacke enthält oder ob solche erst erzeugt werden muß.

Allerdings sind die Bildungstemperaturen der Silicate im allgemeinen recht niedrig, häufig viel niedriger als ihre Schmelzpunkte; indessen ist zu berücksichtigen, daß Silicatbildung nur bei entsprechend großer Berührungsfläche der Komponenten in nennenswerter Menge erfolgen kann, und daß bei der recht bedeutenden Stückgröße der Beschickungsbestandteile zur Schaffung solcher entweder die eine Komponente wenigstens zum Sintern gebracht werden oder ein Lösungsmittel für mindestens eine der beiden Komponenten in geschmolzenem Zustande anwesend sein muß; als solches wirkt aber zweifellos bereits fertig eingesetzte Schlacke, worauf der günstige Einfluß eines Zusatzes an Retourschlacke auf den Ofengang und der geringe Brennstoffverbrauch zum Schmelzen von Schlacke trotz deren hoher Wärmekapazität und Schmelzwärme zurückgeführt werden muß.

Ein Zuwenig an Koks hat denselben Effekt wie ein Zuviel an Wind: Kaltblasen des Gestelles, Hochklettern der Schmelzzone, Oberfeuer; umgekehrt bewirkt zu viel Koks dessen Anhäufung im Gestelle und eine Verminderung des

Wichtigste Daten ausgeführter Kupfer-Schachtföfen für das reduzierende Steinschmelzen.

	Formebene		Düsen		Höhe der Beschickungssäule über den Düsen in m	Gesamtdurchsatz in 24 Std. insgesamt t	Brennstoffverbrauch % des Gesamtdurchsatzes	Pressung cm W. S.	Wind Menge ebm/t Besch.
	Abmessungen in m	Querschnitt qm	Anzahl	Dm. mm					
Oker (wassergekühltes Mauerwerk)	1,30 Dm.	1,33	5	60	5,30	20—25	15—19	46	?
Orford-Ofen	1,00 × 3,56	3,67	14	100	2,44	90—95	24,5—26	26	?
Mansfeld-Ofen (Krughütte)	1,50 × 9,30	14,00	80	125	7,20	600—820 (Erz)	43—58	145—158	1400—1500
Herrshoff-Ofen (kreisrund)	1,06—1,16 Dm.	0,88—1,07	7	77	1,83—2,74	40—80	45—75	?	?
Herrshoff-Ofen (oval)	1,00 × 1,90	1,80	13	77	2,39	100	55,5	?	?
Calaveras Copper Co.	3,05 × 1,02	3,10	20	127	3,05	240	77,5	96	?
Tennessee Copper Co.	1,40 × 4,60	6,50	26	100	4,27	446	68,6	145	1550
Norddeutsche Affinerie, Hamburg	1,15 × 6,40	7,36	32	100	4,50—5,00	350—375	47,5—51,0	100—110	1440—1344

Durchsatzes, bei gleichzeitiger Steigerung der Windmenge Ausdehnung der Schmelzzone, heiße Gicht.

Von Wichtigkeit ist ferner die Beschaffenheit und Stückgröße des Kokes; er soll so fest sein, daß er durch das Gewicht der Beschickungskanäle nicht zerrieben wird, ferner möglichst aschearm. Seine Stückgröße richtet sich nach der Verbrennlichkeit, je leichter verbrennlich, desto grobstückiger muß er sein. Im allgemeinen wird man bei einer normalen westfälischen Hochofenkoksqualität mit einer Zerkleinerung auf Kinderkopfgröße auskommen; auf keinen Fall dürfen größere unverbrannte Stücke vor den Düsen auftreten.

Neuerdings sind viele Versuche mit der Verwendung von Kohlenstaub gemacht worden, der durch die Düsen eingeblasen wird. Es hat sich herausgestellt, daß es wohl möglich ist, einen Teil des Kokes (bis zu 8%) durch eine Kohle von ca. Haselnußgröße zu ersetzen, die durch die Düsen eingeführt wird, während feiner Kohlenstaub sich nicht bewährte; indessen stehen den so erreichten Vorteilen — rasche Änderung der Brennstoffmenge an gefährdeten, kaltgeblasenen Stellen vor den Düsen — manche Nachteile gegenüber, so vor allem ein infolge des Fehlens der auflockernden Wirkung des Kokes langsamerer Ofengang.

Ebenso wie der Koks müssen auch die übrigen Beschickungsbestandteile in der richtigen Stückgröße aufgegeben werden; maßgebend dabei ist der Grundsatz, daß die Verschlackung aller Bestandteile möglichst gleichzeitig kurz oberhalb der Düsen erfolgen soll; je schwerer verschlackbar daher die Gangart eines Erzes ist, um so kleinstückiger muß es sein. Außerdem ist es zweckmäßig, Erze mit sehr verschiedenem Verhalten in dieser Beziehung nicht miteinander aufzugeben. Die untere Grenze, bei der das Material noch als stückig bezeichnet werden kann, liegt bei $1\frac{1}{2}$ cm; von noch kleineren Stücken darf die Beschickung höchstens 20% enthalten, mehr davon ist sehr schädlich, führt zu Ansätzen. Die Zerkleinerung des Kalksteines erfolgt am besten auf 75 mm, höchstens 125 mm.

Müssen Zuschläge (engl. fluxes) überhaupt gegeben werden, d. h. ist das Röstgut nicht „selbstgehend“, so ist Kalkstein (limestone) im allgemeinen am billigsten. Dabei ist zu berücksichtigen, daß der Ofen sich „seine Schlacke selbst wählt“, d. h. daß die jeweilige Schlackenzusammensetzung bei genügendem Kalkgehalt der Beschickung von der erreichbaren Temperatur abhängt; es kann daher vorkommen, daß bei zu hohem Kalksatz ein Teil des Kalkes unverändert im Ofen bleibt und auch nach reichlichem Abzug dieses Zuschlages eine Abnahme des CaO-Gehaltes der Schlacke erst eintritt, wenn diese angehäuften Menge verschlackt ist. Derartig kalkreiche Schlacken neigen infolge ihres hohen Schmelzpunktes natürlich sehr leicht zum Erstarren und werden daher oft schon beim Verlassen des Ofens in Berührung mit dem gekühlten Stich und vor den Düsen in Berührung mit kalter Luft fest, führen zur Verstopfung des Stiches und zum Einfrieren des Ofens. Aber wenn es auch nicht so weit kommt, so kann schon ein vorzeitiges Erstarren der Schlacke im Vorherd zu ernstern Störungen und reicher Schlacke führen¹⁾. Im gleichen Sinne

¹⁾ Es ist eine bekannte Tatsache, daß die Temperatur vor den Düsen bei sehr kalkreicher Schlacke unter sonst gleichen Umständen wesentlich höher erscheint, als bei niedrigem Kalkgehalt; die Düsen strahlen dann intensiv weißes Licht aus,

wirken natürlich auch andere, den Schmelzpunkt stark erhöhende Beschickungsbestandteile, wie MgO und ZnO. — Ein Zuwenig an Kalk beeinflußt zwar i. a. den Ofengang nicht ungünstig, führt jedoch meist aus den bereits oben mitgeteilten Gründen zu reicher Schlacke.

Als Eisenzuschlag wird man meist ein eisenreiches Zwischenprodukt, z. B. Konverterschlacke, verwenden können; außerdem ist ja meist der Eisengehalt des Erzes so hoch, daß ein besonderer Zuschlag davon nicht erforderlich ist. Wie aus dem früher Gesagten hervorgeht, führt ein Zuviel an Eisen in der Beschickung leicht zu reicher Schlacke, außerdem zur Abscheidung von met. Fe und damit zu einer Vermehrung der Steinmenge, damit zu dessen Verarmung an Kupfer, bei Anwesenheit von Speisebildnern zu vermehrtem Speisefall und unter Umständen sogar zu Saubildung; massive Eisenstücke gehen nicht in die Schlacke, können jedoch zu vermehrter Fe-Aufnahme dieser aus den übrigen Bestandteilen der Beschickung führen; die manchmal als Eisenzuschlag gegebenen kupferplattierten Blechabfälle gehen nur bis zu einer gewissen Höchstmenge (1 bis 2% der Gesamtbeschickung) in die Schlacke. Verwendet man Fe_2O_3 - oder Fe_3O_4 -haltiges Material als Eisenzuschlag, so ist auf die erforderliche vermehrte Reduktionsarbeit des Koks Rücksicht zu nehmen. Schweißschlacke ist teuer und wird daher infolge ihrer Leichtschmelzigkeit meist nur als Medizin bei Störungen verwendet.

Von eigener Schlacke setzt man prinzipiell nur die im Betrieb fallende reiche Schlacke zu (ca. 20% des Röstgutes) und nur bei Störungen des Ofenganges mehr. Ihr günstiger Einfluß auf diesen, wodurch sie auch eine gewisse Sicherheit gegenüber Störungen gewährt, wurde bereits erklärt.

Außer Zuschlägen gibt man alle im Betrieb fallenden stückigen, Cu-armen Zwischenprodukte in diese Arbeit; sind sie schwefelfrei, so erhöht ihr Cu-Gehalt den des Steines und kann als Korrigens für diesen dienen; ein Schwefelgehalt wirkt im entgegengesetzten Sinne, andernfalls muß das Material gemahlen und beim Rösten zugesetzt werden.

Für die

Berechnung der Beschickung

sind im Anhang (S.403 ff.) einige Beispiele angegeben und ausgerechnet. Man geht im allgemeinen so vor, daß man zunächst unter Zugrundelegung des Cu-Gehaltes des Erzes oder der zur Verfügung stehenden Cu-haltigen Beschickungsbestandteile und des gewünschten Cu-Gehaltes des Steines feststellt, welche Menge an Fe in den Stein geht und daher für die Schlackenbildung noch zur Verfügung steht. Man kann dann ermitteln, wie das Verhältnis der dann noch übrigen schlackenbildenden Bestandteile zueinander ist, bzw. welche Mengen an Zuschlägen zu geben sind, um eine Schlacke von gewünschter Zusammensetzung zu erhalten. Eine besondere Berücksichtigung der Koksasche und deren Zusammensetzung ist im allgemeinen nicht erforderlich, da deren Menge kaum ins Gewicht fällt gegenüber den Schwankungen in der Zusammensetzung der

während sie bei kalkarmer Schlacke trübe gelb oder gar rot sind. Der erfahrene Hüttenmann kann daher schon aus dem Aussehen der Düsen auf den CaO-Gehalt der Schlacke schließen. Wahrscheinlich handelt es sich um dieselbe Erscheinung, die unter dem Namen „Drummondsches Kalklicht“ allgemein bekannt ist.

übrigen Beschickungsbestandteile. Schwankungen in der Zusammensetzung der Schlacke sind im allgemeinen innerhalb ziemlich weiter Grenzen zulässig; man wird daher nur die wichtigsten Materialien analysieren und daraus zunächst die Beschickung zusammenstellen, andere anfangs nur in kleinen Mengen ohne weitere Berechnung zufügen, feststellen, in welcher Richtung sich die Zusammensetzung von Schlacke und Stein ändert, und erst ganz allmählich und unter ständiger Änderung des Mengenverhältnisses der übrigen Beschickungsbestandteile auf Grund der Schlackenanalyse größere Mengen davon aufgeben. Natürlich muß man dabei sicher sein, daß unangenehme Überraschungen (hoher Zn-, Mg- usw. Gehalt) nicht eintreten. Ofenbruch und andere sehr refraktäre Substanzen wird man stets nur in ganz geringen Mengen der Charge zusetzen.

Die

Überwachung des Betriebes

erfordert eine ständige Kontrolle der Zusammensetzung der fallenden Produkte, vor allem der Schlacke und des Steines. Eine Analyse der Schlacke auf alle wichtigen schlackenbildenden Bestandteile, also in erster Linie SiO_2 , FeO und CaO , daneben unter Umständen auch ZnO , MgO usw., muß mindestens einmal in 24 Stunden erfolgen; tritt eine Störung ein, so ist ebenfalls das zunächst Wichtigste die Entnahme und Analysierung einer Probe, wobei es auf Zehntelprozente weniger ankommt als auf Geschwindigkeit der Ausführung und darauf, daß man sich wenigstens auf die ganzen Prozente verlassen kann. Eine Cu- und evtl. auch Ag-Bestimmung soll mindestens einmal in jeder Schicht, bei sehr häufig wechselnder Beschickung noch öfter, in einem Durchschnittsmuster aller zum Absetzen bestimmten Schlacke ausgeführt werden. Beim Stein genügt im allgemeinen eine Cu-Bestimmung je Schicht, daneben kommen je nach den Verhältnissen auch noch Bestimmungen des Zn, Pb usw. in Betracht. Natürlich geben die Analysen allein kein brauchbares Bild der Arbeit des Ofens und der etwa zu befürchtenden Störungen sowie der Gründe für bereits eingetretene Schwierigkeiten; es ist dazu nötig, auch alle sonstigen den Ofengang beeinflussenden Faktoren zu berücksichtigen: Durchsatz- und Produktionszahlen, Temperatur der Gichtgase, der Schmelzzone und des Kühlwassers, Windmenge und -pression, Aussehen der Düsen usw. Um stets die richtigen Maßnahmen treffen zu können, muß man neben sehr großer Erfahrung auch die Wirkung der einzelnen, den Ofengang beeinflussenden Faktoren kennen. Vor allem aber soll man darauf achten, daß folgende Vorschriften stets gewissenhaft befolgt werden: Der Ofen muß auch tatsächlich die vorgeschriebene Beschickung erhalten; die Schlacke darf nie in die Düsen steigen; die Düsen müssen stets offen gehalten werden, denn wo kein Wind hinkommt, kann auch keine Verbrennung von Koks und damit keine Arbeit des Ofens erfolgen.

Anhängen und Ausblasen eines Ofens.

Das Inbetriebsetzen oder „Anhängen“ eines neuen oder frisch instandgesetzten Ofens muß mit großer Sorgfalt erfolgen, wenn man auch nicht so viele Fehler dabei machen kann, wie z. B. beim Anhängen eines Bleischacht-ofens. Zunächst ist der Tiegel gut auszutrocknen, indem man längere Zeit ein

anfangs leichtes, allmählich verstärktes Holzfeuer darin erhält; dabei sollen, wie immer beim Austrocknen eines Ofens, Stichflammen vermieden werden, das Feuer soll glimmen und ist unter Umständen mit etwas inertem Material zu bedecken. Natürlich erhalten während der ganzen Zeit des Anheizens die Kühlkästen so viel Wasser, daß dieses nicht zu kochen beginnt. Das Austrocknen ist beendet, wenn das Sockelmauerwerk des Ofens sich von außen handwarm anfühlt. Man läßt das Feuer nun abbrennen, holt die Asche durch einen oder mehrere herausgenommene untere Kühlkästen heraus und legt, bevor der Ofen wieder auskühlt, ein kräftiges Koksfeuer an, das rasch bis über die Düsen hochgezogen wird, nachdem man die Kühlkästen wieder eingesetzt hat. Die Düsenstöcke sind dabei zu entfernen oder wenigstens die Düsendeckel zu öffnen. Außerdem sind sämtliche Stiche während des Anheizens zu öffnen, evtl. zum Notstich etwas Luft einzublasen. Was erreicht werden soll, ist ein möglichst heißer Tiegel und ein bis über die Düsen reichendes Bett glühenden Koks. Erst wenn dieses Koksbett gleichmäßig durchgebrannt ist, kann mit dem Beschicken begonnen werden.

Es empfiehlt sich, zur Verschlackung der meist sehr sauren und sich im Übermaß bildenden Koksasche zunächst eine niedrige Schicht Schweißschlacke zu geben; nun füllt man bei geschlossenem Notstich, offenem Schlackenstich und offenen Düsen den Ofen so rasch wie möglich bis oben hin mit einem sehr leichten, d. h. viel Koks und Schlacke enthaltenden Satz. Dabei gibt man anfangs nur Koks, Schlacke und armen Stein und vermindert den Kokssatz allmählich von z. B. 30% auf 15%, fängt gleichzeitig mit sehr kleinen Mengen Röstgut und den dazu erforderlichen Zuschlägen an, so daß schließlich ungefähr 24 Stunden nach Beginn des Setzens der Ofen seine normale Erzcharge erhält; dabei sind alle schwer schmelzbaren Zusätze wie Ofenbruch u. dgl. so lange noch wegzulassen, bis der Ofen einige Tage normal gelaufen ist. Ist man gezwungen, den Ofen normalerweise mit einer sehr schwer schmelzbaren Schlacke gehen zu lassen, so empfiehlt es sich, zum Anhängen eine leichter schmelzbare, vielleicht von einer anderen Arbeit stammende, zu benutzen und auch den normalen Satz lieber 1 oder 2 Tage später zu geben.

Sobald der Ofen gefüllt ist, wird der Schlacken-Steinstich geschlossen, die Düsen aufgesetzt bzw. die Düsendeckel zugemacht und zunächst ganz wenig und erst allmählich mehr Wind gegeben; auch die Windmenge soll erst nach 24 Stunden, d. h. mit Beginn des normalen Satzes, ihre volle Stärke erreichen. Sobald sich Schlacke an den Düsen zeigt, wird abgestochen usw. Es empfiehlt sich, den gut angeheizten Vorherd erst dann in Betrieb zu nehmen, wenn bereits Stein fällt, damit keine Schlackenansätze an der Sohle entstehen.

Das Außerbetriebsetzen oder „Ausblasen“ eines Schachtofens soll nur dann geschehen, wenn es unvermeidlich ist, da es stets einen längeren Stillstand zur Folge hat. Besitzt der Ofen einen besonderen Abzug ins Freie, der zu diesem Zwecke in Tätigkeit treten kann, so hört man einfach mit Nachsetzen auf und läßt die Beschickung heruntergehen. Dabei ist zu vermeiden, daß mit sinkender Beschickungssäule eine hohe Flamme aus der Gicht heraus schlägt, die Windmenge ist daher sukzessive zu vermindern. Trotzdem wird der obere Teil des Ofens stets sehr heiß, und es ist schon mancher Dachstuhlbrand

auf diese Weise entstanden. Besser ist es daher auf alle Fälle, den Ofen stets voll zu halten, natürlich ohne Koks zuzusetzen; es empfiehlt sich, zunächst nur Kalkstein aufzugeben, auf den dann später eigene Schlacke nachgesetzt wird. Dies Verfahren muß angewandt werden, wenn der Ofen keinen besonderen Abzug besitzt, schon um ein übermäßiges Erhitzen der Kanäle, ein Entzünden oder Schmelzen des Flugstaubes zu vermeiden. Man erreicht so, daß die eigentliche Beschickung fast restlos herausgeschmilzt und schließlich der Ofen mit einer leicht zu entfernenden, ungeschmolzenen Masse gefüllt ist, die bei späterer Arbeit (der gebrannte Kalk auch beim Rösten) wieder zugesetzt werden kann.

Erscheint schließlich keine Schlacke mehr am Stich, so öffnet man den Notstich und läßt den Tiegel vollständig leerlaufen. Hierauf entfernt man, meist an der dem Stich entgegengesetzten Stirnwand, die unteren Kühlkästen und reißt unter gleichzeitigem Aufgeben von Wasser den Ofeninhalt heraus, will man nicht warten, bis er, ebenfalls häufig unter Einführen von Wasser, abgekühlt ist. Ein Betreten des leeren Ofens ist erst nach dessen vollständiger Abkühlung ratsam. Der Ofen ist nun vor Ausführung der Reparaturarbeiten einer sehr eingehenden Besichtigung zu unterziehen, da man häufig nur so Aufschluß über vorgekommene Betriebsstörungen erhält. Kein Betriebsleiter sollte sich scheuen, sich dieser Mühe zu unterziehen! Auch vor Wiederanhängen des Ofens muß sich der Betriebsleiter persönlich überzeugen, ob der Ofen in jeder Beziehung in der Lage ist, die neue, sich oft über Jahre erstreckende Kampagne auszuhalten. Vor allem ist es wichtig, die sämtlichen Kühlkästen mit einer transportablen Druckpumpe auf ca. 5 at abzudrücken und sämtliche dabei innen feucht werdenden Kästen ohne Nachsicht durch neue zu ersetzen.

Das Ausräumen und Entfernen der Ansätze sowie das Instandsetzen des Ofens wird meist zur Beschleunigung der Arbeit, wenigstens wenn kein Reserveofen zur Verfügung steht, im Akkord vergeben unter Berücksichtigung des Umstandes, daß ein 4 Stunden überschreitender Aufenthalt im Ofen (in Deutschland) verboten ist. Selbstverständlich ist ferner, daß keine hygienische Vorsichtsmaßregel (besondere Arbeitskleidung, Mundschützer, tägliches Baden usw.) verabsäumt werden darf.

Der Vorherd (engl. settler).

Er bildet bei Spurofenzustellung den nach außen verlegten und dadurch leicht zugänglich gemachten Schachtofentiegel; als solcher hat er in erster Linie die Trennung der geschmolzenen Produkte nach dem spezifischen Gewicht zur Aufgabe; daneben hat der Vorherd auch, falls, wie meistens, die Weiterverarbeitung des Steines durch Verblasen im Konverter erfolgt, die Aufgabe, als Pufferreservoir für die Konverteranlage zu dienen. Hiernach richten sich die Dimensionen; außerdem muß noch die Bedingung erfüllt sein, daß der Inhalt durch die zugeführten geschmolzenen Massen stets flüssig erhalten wird, daß weder Einfrieren noch Korrosion der Seitenwände infolge zu hoher Temperatur erfolgt. Der Vorherd muß also seiner Größe nach der Leistung des Schachtofens angepaßt sein, der zugeführte Wärmeüberschuß muß vollständig ausreichen, um die Wärmeverluste durch abgehende geschmolzene

Massen und Strahlung auszugleichen. Die Strahlungsverluste sind naturgemäß um so größer, je größer die relative strahlende Oberfläche, je kleiner also im Verhältnis zu dieser das Fassungsvermögen ist, d. h. man soll mit diesem an die obere Grenze gehen. Andererseits darf die Zeit, welche der Inhalt der kühlenden Wirkung der Strahlung ausgesetzt ist, nicht zu lange sein, man muß für dessen rasche Erneuerung Sorge tragen. Die dadurch bedingte Beschränkung in der Größe hat zur Folge, daß man bei einer 100 bis 135 t (je nach dem Schmelzpunkt der Schlacke) unterschreitenden Produktion an geschmolzenen Massen auf die Verwendung eines Vorherdes verzichten muß, will man nicht die Unannehmlichkeit eines sehr häufigen Herdwechsels in Kauf nehmen. Eine große Rolle spielt natürlich auch der Schmelzpunkt der Produkte; sehr saure oder MgO- und ZnO-reiche Schlacken, sehr reicher Stein (mit über 50% Cu) und solcher mit nennenswertem ZnS-Gehalt erfordern um so eher Verzicht auf Anwendung eines Vorherdes und Tiegelofenzustellung, je geringer ihre Menge ist; Speise und Sauen erstarren sehr häufig, bevor es gelingt, sie abzuziehen. Andererseits kann man bei sehr leichtschmelziger, heißer Schlacke bis zu 5 Vorherde hintereinander aufstellen oder, was noch besser ist, das Fassungsvermögen des (einzigsten) Herdes stark vergrößern und dadurch die mechanisch suspendierten Steinteilchen sehr weitgehend zum Absitzen bringen. Im ersteren Falle ist dann der letzte Vorherd, um seinen Inhalt flüssig erhalten zu können, zwei Öfen gemeinsam.

Bei schwer schmelzbarer Schlacke usw. benutzt man auch heizbare Herde, die dann wie kleine Flammöfen gebaut sind. Einen Schritt in dieser Richtung bedeutet auch der Herreshoffofen, bei dem der Vorherd mit Gewölbe versehen und dicht an den Schachtofen angebaut ist; um einen hydraulischen Verschuß gegen Ofengase durch den flüssigen Inhalt zu bilden, liegt hier die Überlaufrinne für die Schlacke höher als der Ofenstich. Diese Konstruktion hat sich indessen wegen der starken Korrosion der von zwei Seiten von flüssigen Massen umgebenen Stirnwand des Ofens (der „Brust“) und der mangelhaften Zugänglichkeit des Stiches nicht bewährt.

Auch der Vorschlag ist gemacht worden, als Vorherd einen elektrisch beheizten Ofen zu benutzen; bei Verwendung von Widerstandsheizung soll gleichzeitig unter der Einwirkung des elektrischen Stromes ein beschleunigtes Absitzen des Steines erfolgen. Näheres darüber ist nicht bekannt.

Bei normalem Betrieb läuft die Schlacke ständig über eine Überlaufrinne ab, während der sich am Boden absetzende Stein von Zeit zu Zeit abgestochen wird. Die Schlacke erstarrt an der Oberfläche und bildet hier einen Deckel, der infolge seines schlechten Wärmeleitvermögens den Inhalt des Herdes vor weiterer Abkühlung schützt.

Ausführungsformen.

Die einfachste Form ist ein rechteckiger, meist ausgemauerter Kasten (Fig. 100) aus dicken Gußeisenplatten, auf einer starken Grundplatte, die auf einem Fahrgestell ruht, montiert. Nach dem Einfrieren des Inhaltes lassen sich die Seitenwände durch Lösen von Keilen bequem entfernen, und der erstarrte Klotz kann samt der Ausmauerung mittels Kranes von der Grundplatte abgehoben werden; nach Wiedervereinigung der Seitenplatten kann man mit der

Ausmauerung sofort wieder beginnen. Die Überlaufrinne und die am tiefsten Punkte angebrachte Abstichrinne für den Stein, ebenfalls aus Gußeisen, sind leicht auswechselbar und werden zur Schonung mit Lehm ausgeschmiert. Als Steinstich dient manchmal ein außen befestigter, ebenfalls leicht auswechselbarer, mit Öffnung versehener Kühlkasten aus Gußeisen oder Kupfer. Stärke

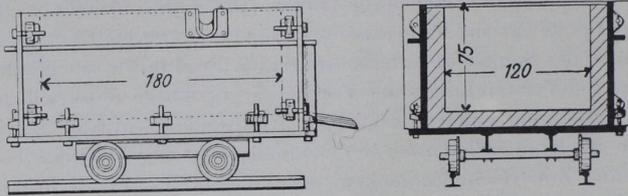


Fig. 100. Kleiner, fahrbarer rechteckiger Vorherd. Maße in cm.

und Feuerfestigkeit der Ausmauerung richten sich nach der Natur und Temperatur der flüssigen Massen. Die Vorteile dieser Bauart liegen in der leichten Auswechselbarkeit gegen einen stets in Bereitschaft gehaltenen, bereits ausgetrockneten und angeheizten Reserveherd und in der gegenüber stationären Vorherden leichten Entfernung des erstarrten Inhaltes. Sie wird daher mit Vorliebe für kleinere Einheiten angewandt, bei denen ein Einfrieren häufiger vorkommt.

Größere Vorherde mit bis 36 t Inhalt sind stets stationär, von i. a. rundem oder elliptischem Umriß. Da der erzeugte Stein meist arm, die Schlacke Fe-

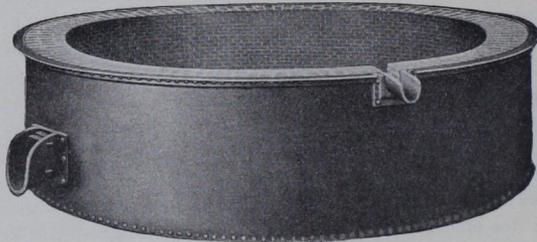


Fig. 101. Großer, runder, ausgemauerter, stationärer Vorherd.
(Aus Borchers, Kupfer.)

reich und daher dünnflüssig ist, so muß man bei der häufig großen Produktion der Öfen, für die sie bestimmt sind, eher eine Korrosion der Seitenwände als ein Einfrieren befürchten. Man hilft sich durch Wasserkühlung (Berieselungseinrichtung) und durch Ausmauerung der besonders gefährdeten Stellen (Einlauf, Seitenwände oben, Steinstich und Überlauf) mit sehr widerstandsfähigem Material (Magnesit, Chromit, auch Elektrodenkohle hat sich bei dem besonders gefährlichen armen Cu—Ni-Stein gut bewährt). Häufig findet man Kühlkanäle im Boden mit regelbarem Luftdurchlaß zur Regulierung der Temperatur des Inhaltes.

Beispiel: Cananea-Settler (Fig. 101). Elliptisch, große Achse, außen gemessen 7,20 m; kleine Achse 4,25 m; Höhe 1,20 m.

Der Orfordvorherd (Fig. 102) besitzt eine gemauerte Scheidewand, welche den Inhalt in einen größeren (Schlacken-) und einen kleineren (Stein-) Raum trennt; Verhältnis beider = 5:2. Jede Abteilung besitzt besonderen Überlauf. In der Zwischenwand befindet sich am Boden eine Durchlaßöffnung, die beim Anhängen des Ofens zunächst geschlossen bleibt. Erst wenn die größere Abteilung so weit mit Stein gefüllt ist, daß dieser anfängt, zusammen mit der Schlacke überzulaufen, wird der Durchlaß durchgestoßen: die kleinere Abteilung füllt sich mit Stein, der, da er unter dem hydrostatischen Druck der Schlacke in der größeren Abteilung steht, ständig überlaufen kann; man erhält also beide Produkte in kontinuierlichem Strom. Eine Schwierigkeit bildet das Offenhalten der Durchlaßöffnung, weshalb dieser Herd für den rasch erstarrenden Stein mit 50% Cu und mehr nicht zu gebrauchen ist; andererseits wird die Scheidewand von armem Stein mit 20% Cu und weniger, da dessen Einwirkung von beiden Seiten ausgesetzt, rasch zerstört.

Maße: 1,52 × 1,68 m i. L., 1,04 m hoch; Ausmauerung je nach Bedarf 12 bis 23 cm stark, Scheidewand 23 cm stark, Durchlaß 20 cm hoch, 7 cm breit.

b) Der Flammofenprozeß.

Der Flammofen ist seiner ganzen Bauart nach der gegebene Apparat zur Verschmelzung feinkörnigen Materials. Da ferner seine meisten Nachteile, die er früher gegenüber dem Schachtofen besaß, durch die Verbesserungen der letzten Dezennien, zu denen in erster Linie die Vergrößerung zu früher für unmöglich gehaltenen Abmessungen gehört, beseitigt sind; da ferner ein großer Teil der Kupfererze heute als außerordentlich feine Flotationskonzentrate angeliefert wird, deren Stückigmachung Schwierigkeiten bietet, so kann man verstehen, daß man gegenwärtig mehr und mehr auf die oft unständliche und kostspielige Herstellung stückigen Röstgutes verzichtet und, wenigstens soweit es sich um sehr große Leistungen handelt, den Flammofen als den Erzschnmelzofen betrachtet.

Seine Vorteile gegenüber dem Schachtofen bestehen, außer in der Möglichkeit, feinkörniges Röstgut zu verarbeiten, zunächst in der weitgehenden Unabhängigkeit von der Natur des Brennmaterials; d. h. man braucht zwar eine ganz besonders gute, gasreiche Kohle, falls solche angewandt werden soll; man besitzt aber die Möglichkeit, auch mit Holz zu heizen, ferner geringere

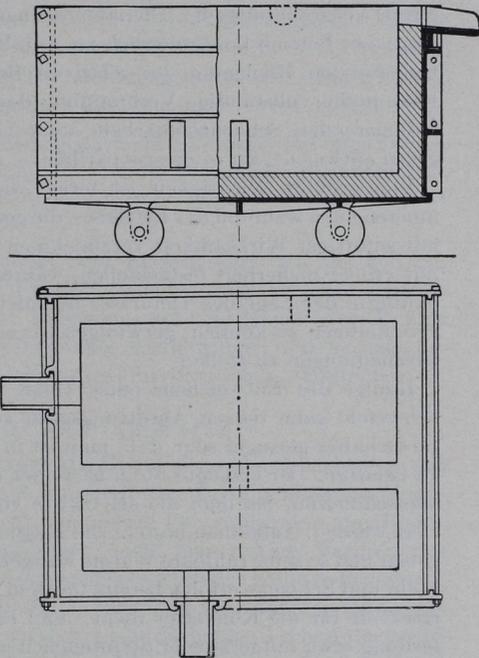


Fig. 102. Orford-Vorherd.
(Aus Borchers, Kupfer.)

Brennstoffe zu vergasen oder in Form von Kohlenstaub zu verwenden, und auch die Verwendung von Heizöl bietet keine Schwierigkeiten. Der früher bestehende große Nachteil der ungenügenden Ausnutzung der erzeugten Wärmemenge ist heute dadurch beinahe, wenn auch nicht ganz, ausgeglichen, daß man gelernt hat, 30 bis 40% der aufgewendeten Kohlenenergie durch Heizung von Dampfkesseln mit den heißen Abgasen zurückzugewinnen. Dadurch, daß es durch Vergrößerung der Ofenabmessungen und geänderte Betriebsweise gelang, den Betrieb kontinuierlich zu gestalten, erreichte man ferner einen ganz bedeutenden Rückgang des relativen Brennstoffverbrauches; auch daß im Flammofen vollständige Verbrennung des C zu CO_2 erfolgt, während bei der reduzierenden Schachtofenarbeit stets noch unverbranntes CO in den Abgasen entweicht, ist — ceteris paribus — ein Vorteil.

Von größter Wichtigkeit ist ferner die leichte Zugänglichkeit des Ofeninneren auch während des Betriebes, die gestattet, Änderungen der Beschickung mit sofortiger Wirksamkeit vorzunehmen und den Grund für Schwierigkeiten mit großer Sicherheit festzustellen, während man beim Schachtofen sich sehr häufig in der Lage des Tierarztes befindet, der, ohne sich mit dem Patienten verständigen zu können, gezwungen ist, seine Diagnose nach rein äußerlichen Erscheinungen zu stellen.

Infolge des Entweichens eines Teiles des noch im Röstgut vorhandenen Schwefels kann dessen Abröstungsgrad zur Erzielung eines Steines gleichen Cu-Gehaltes geringer sein, d. h. man ist in der Lage, die Röstöfen weit stärker zu belasten. Der erzeugte Stein ist reiner als der vom reduzierenden Schachtofenschmelzen, bei dem die als Oxyde vorhandenen Verunreinigungen reduziert werden. Außerdem besteht die Möglichkeit, das Röstgut noch heiß aufzugeben und so seine fühlbare Wärme weitgehend auszunutzen. Die Trennung von Stein und Schlacke erfolgt bereits im Ofen, der selbst als „Settler“ und Pufferreservoir für die Konverter dient, man braucht daher Vorherde nur zur Entfernung etwa mitgerissener Steinteilchen aus der Schlacke. Bildung von Speise oder Ofensauen erfolgt nicht (ein Nickelgehalt der Beschickung geht allerdings in der Hauptsache in die Schlacke). Und schließlich fällt die ganze Apparatur zur Windbeschaffung fort, da hier die notwendige Verbrennungsluft durch natürlichen Essenzug zugeführt wird.

Nachteile: Starke Staubentwicklung infolge des Aufgebens feinen trockenen Materials durch das Gewölbe bei relativ großer Gaskeschwindigkeit innerhalb des Ofens. Die Notwendigkeit, auch alle Zuschläge zu mahlen und die gesamte Beschickung vor Aufgabe gut zu mischen. Der im allgemeinen höhere Cu-Gehalt der Schlacke. Der höhere, für die Nachbarschaft schädliche SO_2 -Gehalt der Abgase. Der größere Bedarf an wertvollen feuerfesten Baustoffen und die auch bei kontinuierlichem und verbessertem Betrieb immer noch häufigeren Reparaturen. Der größere Platzbedarf. Hinzu kommen bei solchen Öfen, deren Abmessungen die Durchführung des kontinuierlichen Betriebes nicht gestatten, die früheren, ganz bedeutend ins Gewicht fallenden Nachteile des intermittierenden Betriebes und der damit zusammenhängenden häufigen und kostspieligen Reparaturen sowie der bedeutend schlechteren Ausnutzung des Brennstoffes.

Soweit es sich also um die Bewältigung sehr großer Mengen feinen Röstgutes gleichmäßiger Zusammensetzung handelt, überwiegen die Vorteile die Nachteile gegenüber dem Schachtofenbetrieb, und zwar häufig auch dann, wenn man, wie beim oxydierenden Schachtofenschmelzen, auf vorhergehende Röstung und einen Teil des Brennstoffes verzichten kann. Die Folge ist, daß der Flammofen dort, wo die Bedingungen für seine Anwendung günstig sind, d. h. in den Vereinigten Staaten, also dem Hauptproduktionsland für Kupfer, den Schachtofen mehr und mehr verdrängt; dagegen ist z. B. in Deutschland, wo es sich meist um die Verarbeitung kleinerer Mengen von wechselnder Zusammensetzung handelt, im allgemeinen noch der Schachtofen vorzuziehen.

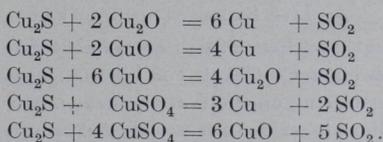
Auch in solchen Fällen, wo man gezwungen ist, ein sehr armes Erz ohne vorhergehende Aufbereitung zu verschmelzen, wie z. B. die Mansfelder Kupferschiefer, kommt der Flammofen kaum in Betracht, da hier der höhere Cu-Gehalt der Schlacke von ausschlaggebender Bedeutung ist.

Die Verwendung kleiner Flammöfen zum Erzschnelzen ist aus den angegebenen Gründen veraltet und kommt höchstens noch in ganz seltenen Fällen vor, z. B. in sehr abgelegenen Gegenden, wo wohl Kohle oder Öl, aber kein Koks zur Verfügung steht. Die folgenden Ausführungen beziehen sich daher ausschließlich auf den Betrieb der großen amerikanischen Flammöfen.

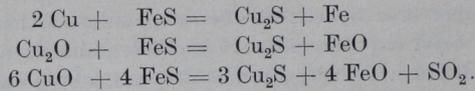
Die Vorgänge im Flammofen.

Sie unterscheiden sich dadurch grundsätzlich von denen im Schachtofen, daß die Vergasung des Brennstoffes nicht innerhalb der zu schmelzenden Masse, sondern getrennt von dieser in einem besonderen Feuerungsraum stattfindet. Um ihn möglichst vollständig auszunutzen, sucht man restlose Verbrennung innerhalb des Ofenraumes zu CO_2 zu erreichen; es ist daher keine reduzierende, sondern eine neutrale oder eher schwach oxydierende Atmosphäre, der die Beschickung ausgesetzt ist. Außerdem passieren hier die heißen Verbrennungsgase nicht die Beschickung, auf ihrem Wege ihren Wärmehalt an diese abgebend, sondern die Erhitzung erfolgt an der Oberfläche des Gutes, nur teilweise durch direkte Wärmeabgabe von seiten der Feuerungsgase, zum anderen Teil durch Strahlung vom hoch erhitzten Gewölbe, und wird durch die allerdings sehr geringe Wärmeleitung des Gutes und die nach unten sickenden, an der Oberfläche geschmolzenen Massen weiter verteilt. Bei der Arbeit mit flüssigem Sumpf findet außerdem eine intensive Erhitzung auch noch von unten durch den geschmolzenen Ofeninhalt statt, auf dem das aufgegebene Röstgut schwimmt.

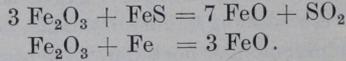
Da eine Reduktion von Oxyden und Sulfaten durch CO und C nicht erfolgt, so können Reaktionen zwischen solchen und Sulfiden unbeschränkt stattfinden. Diese sind (von ungefähr 900° ab) in der Hauptsache:



Das gebildete Cu reagiert, ebenso wie CuO und Cu₂O, mit FeS nach den Gleichungen:



Met. Fe wird in statu nascendi bei genügendem Luftüberschuß zu FeO oxydiert oder es reduziert, wie auch FeS, Fe₂O₃ und Fe₃O₄:



FeO bildet mit SiO₂, sobald die hierzu erforderliche Temperatur erreicht ist, Silicat.

Es findet also infolge der Reaktionen zwischen Kupferoxyden und Sulfiden unter Entweichen von SO₂, das keine Möglichkeit der Wiederschmelzung besitzt, eine wesentliche Anreicherung des Cu im Stein gegenüber der Schachtofenarbeit statt, d. h. zur Erzielung eines Steines gleichen Cu-Gehaltes braucht nicht so weit abgeröstet zu werden wie dort. Die im Flammofen verbrennende Schwefelmenge beträgt 20 bis 30% der vorgelaufenen.

Auch hier übt der Schwefel eine das Kupfer vor Verschlackung schützende Wirkung aus, d. h. solange noch ausreichend Schwefel vorhanden ist, verhindert er, daß Kupfer verschlackt wird.

Die Vorgänge der Schlackenbildung sind denen im Schachtofen gleich (s. d.). Gelingt es bei sehr Fe-reicher Beschickung nicht, alles Fe₂O₃ und Fe₃O₄ zu FeO zu reduzieren, so entstehen neben Silicat- auch Ferritschlacken, die dann eine etwas reichere Schlacke liefern als der Schachtofen und unter Umständen sehr unangenehm sind; man hilft sich dann durch Zuschlag eines Überschusses an Roherz.

Ein Zuschlag eigener Schlacken ist hier von wesentlich geringerer Bedeutung als bei der Schachtofenarbeit, da die wichtige Rolle, die sie dort zur Vermittlung von Reaktionen der Schlackenbildung zu spielen haben, hier infolge der wesentlich innigeren Berührung der fein verteilten und gut gemischten Beschickungsbestandteile eine untergeordnete Rolle spielt, vor allem bei Eintrag in das flüssige Bad.

Um eine recht gute Mischung zum Zwecke einer glatten Schlackenbildung zu erzielen, läßt man meist sämtliche für das Verschmelzen im Flammofen bestimmten Materialien (mit Ausnahme der zum Schutze der Seitenwände bestimmten sauren Erze) mit durch die mechanischen Röstöfen gehen, die ja einen idealen Mischer darstellen. Ja sogar auch in den Fällen, wo eine Abröstung der Erze infolge ihres geringen Schwefelgehaltes nicht notwendig ist, läßt man sie häufig den schwach angeheizten Rostöfen passieren und erzielt so neben einer guten Mischung gleichzeitig eine Trocknung.

Die Schmelzprodukte.

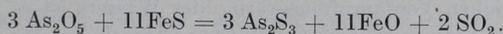
Von ihnen gilt im wesentlichen das beim Schachtofen (S. 219 ff.) Gesagte. Der Stein soll ebenfalls einen Cu-Gehalt von bis 50% besitzen. Infolge des starken Abbrandes von Verunreinigungen in der neutralen bzw. schwach oxydierenden Atmosphäre des Ofens ist er dann reiner als der beim reduzierenden Schmelzen

im Schachtofen erzeugte, wenn dort keine Speise fällt. Bei der Berechnung der Steinkonzentration ist der erhöhte Schwefelabbrand von 20% (bis 30%) zu berücksichtigen. Am einfachsten ist es, will man sich ein Bild von dem Verhalten des Röstgutes bzw. der erzielbaren Steinkonzentration machen, einen orientierenden Schmelzversuch im Tiegel auszuführen.

Eine Verwendung von Vorherden zur Trennung von Stein und Schlacke ist nicht erforderlich, da ja der Flammofen selbst als idealer Apparat zum Absitzenlassen des Steines wirkt, desgleichen als Vorratsbehälter von Stein für den Bedarf der Konverteranlage.

Auch bezüglich der Schlacke kann auf das oben S. 219ff. Gesagte verwiesen werden. Um einen Angriff auf das saure Herdmaterial zu vermeiden, ist ganz besonders auf gleichmäßige Beschaffenheit (erreicht durch gutes Mischen) und darauf zu achten, daß sie nie basischen Charakter besitzt. In wirksamer Weise wird dies heute dadurch erreicht, daß die Seitenwände stets mit stark saurem Material bedeckt gehalten werden.

Eine besondere Trennung der Speise vom Stein erfolgt nicht; ihre Menge ist ja auch meist sehr gering, da die nicht reduzierten Arseniate und Antimoniate in die Schlacke gehen und eine Reduktion von As_2O_5 und Sb_2O_5 höchstens durch Metallsulfide zu flüchtigem As_2S_3 und Sb_2S_3 erfolgt, etwa nach der Gleichung



Auch Bildung von Eisensauen erfolgt nicht, da die Bedingungen zu deren Entstehung nicht gegeben sind. Etwa ausgeschiedene geringe Kupfermengen werden vom Herd aufgenommen bzw. gehen bei der nächsten Charge wieder in den Stein.

Die Ofenkonstruktion.

Allgemeine Gesichtspunkte. Neben der Trennung von Stein und Schlacke besteht die Hauptaufgabe des Flammofens (engl. reverberatory furnace) in einem möglichst raschen Einschmelzen der Beschickung. Sie wird erfüllt durch Erzielung einer möglichst hohen Temperatur und rascheste Übertragung der erzeugten Wärmemenge auf die Beschickung mit geringstem Verlust.

Es genügt nicht, wie früher üblich, die zum Schmelzen der Beschickung erforderliche Temperatur von 1150 bis 1200° gerade zu erreichen, sondern es muß zwischen der Temperatur des Ofens und der Beschickung bis zu deren Einschmelzen ein möglichst hohes Wärmegefälle bestehen, d. h. die genannte Temperatur soll an der Feuerbrücke um 300 bis 400° überschritten werden, also 1500 bis 1600° betragen, will man die für einen wirtschaftlichen Betrieb erforderliche Schmelzgeschwindigkeit erreichen. Wie wichtig gerade die letzten 100 bis 200° sind, geht schon daraus hervor, daß die Schmelzdauer durch Erhöhung der Temperatur von 1400° auf 1550° auf die Hälfte herabgesetzt werden kann. Und da, abgesehen vom Brennstoffverbrauch, die übrigen Ausgaben (Löhne, Generalia usw.) in der Zeiteinheit gleich sind, ob langsam oder schnell eingeschmolzen wird, so bedeutet eine Abkürzung der Schmelzdauer auf die Hälfte eine entsprechende Herabsetzung der betreffenden Unkosten.

Eine möglichst hohe Temperatur wird erzielt durch Verbrennung einer möglichst großen Brennstoffmenge in der Zeiteinheit. Sie ist, soweit es sich um feste Brennstoffe handelt, um so größer, je größer die freie Rostfläche ist, d. h. das Verhältnis der Rost- zur Herdfläche ist in erster Linie für die Leistung des Ofens maßgebend; es beträgt bei großen Öfen und Kohle von normalem Heizwert 1:15 und kann für ausgezeichnete Kohle auf 1:17 sinken, andererseits steigt es bei kleinen Öfen und schlechter Kohle bis 1:5.

Natürlich muß auch die zugeführte Menge an Verbrennungsluft und damit der Zug im Ofen für den gedachten Zweck ausreichen, und ferner müssen Kanäle und Esse imstande sein, das bei der hohen Temperatur der abziehenden Gase (1150 bis 1200°) besonders große Gasvolum so rasch abzuführen, daß eine zu weitgehende Abkühlung im Ofen vermieden wird; d. h. auch das Verhältnis Rostfläche:Essen- bzw. Fuchsquerschnitt ist von großer Bedeutung.

Beispiele¹⁾:

<u>Essenquerschnitt</u>	verbrannte Kohle
Rostfläche	je qm Rostfläche u. Min.
1:3,17	2,553 kg
1:2,75	2,647 „
1:2,03	3,025 „
1:1,83	4,765 „

Infolge der hohen Verdampfungswärme des Wassers ist es natürlich auch zweckmäßig, das Erz vor Eintritt in den Ofen zu trocknen, was im allgemeinen auch geschieht, soweit nicht das Röstgut noch heiß aufgegeben wird.

Eine Überhitzung des Ofens, die zur Zerstörung des Mauerwerkes führt, ist natürlich zu vermeiden; indessen wäre es falsch, deshalb die verbrannte Kohlenmenge zu vermindern; diese ist ausschließlich durch die zulässige Geschwindigkeit der Feuerungsgase im Ofen und in den Kanälen begrenzt. Man hilft sich dadurch, daß man frische Beschickung dem Ofen zuführt, d. h. bei kontinuierlichem Betrieb erfolgt Temperaturregung durch die Menge des Einsatzes. Hieraus ergibt sich der zunächst paradox klingende Satz von Peters (l. c.): „Während bei der alten Betriebspraxis Kohle zugeführt wurde, um die Beschickung zu schmelzen, führt man heute Erz zu, um den Ofen zu kühlen.“

Die höchste Temperaturentwicklung ist natürlich nur dann wirtschaftlich, wenn es gelingt, die erzeugte Wärmemenge möglichst weitgehend auszunutzen. Eine solche Wärmeausnutzung muß hier, im Gegensatz zum Schachtofen, wo sie, vor allem beim Schmelzen mit kalter Gicht, fast restlos innerhalb des Ofens erfolgt, teils inner-, teils außerhalb des Ofens stattfinden. Denn da man gezwungen ist, auch am Fuchsende noch eine Temperatur aufrechtzuerhalten, welche ein Erstarren der geschmolzenen Produkte verhindert, also mindestens 1150 bis 1200°, so entführen die Gase dem Ofenraum einen großen Teil der erzeugten Wärmemenge; erst seit es gelungen ist, diese Abhitze weitgehend zur Heizung von Dampfkesseln zu verwerten, ist der Flammofen auch in dieser Beziehung mit dem Schachtofen konkurrenzfähig geworden.

Um eine rasche und ausgiebige Wärmeabgabe an die Beschickung zu ermöglichen, muß deren Berührungsfläche mit den Heizgasen so groß wie mög-

¹⁾ Nach Peters, Practice of Copper Smelting 1911, S. 314.

lich gestaltet werden, d. h. der Herd des Ofens soll groß und flach sein; ferner soll die erzeugte Flamme weitgehend mit dem Bad in Berührung gebracht und die strahlende Hitze des Gewölbes nach Möglichkeit ausgenutzt werden; dieses soll daher flach und gegen das Fuchsende herabgezogen sein. Die Berührungsdauer zwischen Feuerungsgasen und Beschickung spielt dabei, wie man aus dem Studium der Gesetze der Wärmeübertragung weiß, eine sehr untergeordnete Rolle. Andererseits muß folgendes berücksichtigt werden: Um nicht in erster Linie den Feuerungsraum zu heizen, sucht man zu vermeiden, daß in diesem bereits vollständige Verbrennung des Brennstoffes zu CO_2 usw. stattfindet, sondern man führt einen Teil der erforderlichen Verbrennungsluft den gasförmigen Produkten der unvollständigen Verbrennung erst innerhalb des Ofens durch das Gewölbe zu; die zur Verfügung stehende Zeit muß daher ausreichen, um noch innerhalb des Ofens weitgehenden Wärmeaustausch zwischen den die höchste Temperatur besitzenden Gasen an der Zuführungsstelle der Sekundärluft, also unterhalb des Gewölbes, und den weiter unten über die Beschickung hinstreichenden zu ermöglichen. Geschieht dies nicht, so heizt man entweder nur das Gewölbe, das dadurch stark angegriffen wird, oder man heizt, was noch schlimmer ist, den Kanal anstatt des Ofens. Da die Ofenbreite im Interesse der Zugänglichkeit der einzelnen Teile begrenzt ist, so ergibt sich auch aus dieser Überlegung die Forderung eines sehr langen Ofens, einer Zuführung der Sekundärluft an Stellen, die vom Fuchsende genügend entfernt sind, und der Vermeidung einer zu großen Gasgeschwindigkeit innerhalb des Ofens durch Vergrößerung des Ofenraumes. Eine solche ist auch zur Verhinderung starker Flugstaubbildung bei dem üblichen Beschicken durch das Gewölbe zweckmäßig, ein sehr langer Herd zur Ermöglichung kontinuierlichen Betriebes notwendig.

Von allergrößter Wichtigkeit ist ferner die Vermeidung von unnötigen Wärmeverlusten. Solche entstehen:

a) Durch den Wärmeinhalt der entweichenden Gase; vgl. das oben Gesagte.

b) Durch den Wärmeinhalt der geschmolzenen und abgezogenen Massen (Stein und Schlacke). Da eine wirtschaftliche Verwertung der fühlbaren Schlackenwärme bis jetzt nicht gelungen ist, muß man sich darauf beschränken, den Wärmeinhalt des Steines dadurch wenigstens zum Teil zu verwerten, daß man ihn noch flüssig in die für die Weiterverarbeitung dienenden Konvertoren gibt.

c) Durch Strahlung. Auch diese Verluste sind nie ganz zu vermeiden. Sie sind der Größe der Oberfläche des Ofens proportional, also bei kleinen Öfen verhältnismäßig bedeutender als bei großen. Sie könnten durch eine wirksame Wärmeisolation des Ofenmauerwerkes vermindert werden, so z. B. durch Umkleiden mit Korkstein, Sil-O-Cel u. dgl.; indessen entstehen dadurch leicht Wärmestauungen innerhalb des Mauerwerkes, die zu dessen rascher Zerstörung führen. Wesentlich zweckmäßiger scheint die bereits vorgeschlagene Umkleidung, vor allem des Gewölbes, mit einem Mantel aus isolierender Masse, die einen Zwischenraum läßt, durch welchen die Sekundärluft strömt; die so ständig abtransportierten Wärmemengen werden dem Ofen auf diese Weise wieder zugeführt.

d) Durch Ansaugen kalter falscher Luft. Der hierdurch bedingte Wärmeverlust ist am gefährlichsten; kann doch ein Öffnen einer seitlichen Arbeitstüre, auch nur für wenige Sekunden, eine Abkühlung um mindestens 200° und eine Verlängerung der Heizdauer um ca. 1 Stunde im Gefolge haben. Gerade in dieser Beziehung ist früher viel gesündigt worden und wird, vor allem bei kleinen Öfen, heute noch gesündigt; hier hat die Einführung der modernen Betriebsweise mit entsprechend gebauten Öfen die meisten Erfolge gezeitigt.

Die neue Arbeits- und Bauweise geht daher darauf aus, ein Öffnen seitlicher Arbeitstüren, sei es zum Beschicken, sei es während des Betriebes, sei es zum Zwecke der Vornahme von Ausbesserungen, nach Möglichkeit zu vermeiden. Es geschieht dies einmal durch Einführen der Beschickung durch das Gewölbe; selbst wenn durch die Füllöffnungen falsche Luft angesaugt wird, kühlt diese weniger die Beschickung, als das Gewölbe. Zur Erzielung eines starken Wärmeabfalles liegen sie an der heißesten Stelle des Ofens, also in der Nähe der Feuerbrücke bzw. der Heizdüsen. (Der Einsatz erfolgt jeweilig in so großen Portionen, daß diese gerade noch auf dem flüssigen Bade schwimmen und ein Erstarren an der Einführungsstelle vermieden wird; die Zeitintervalle richten sich nach der Leistung des Ofens, d. h. vor Einsatz neuer Beschickung muß die alte gerade heruntergeschmolzen sein.) Ferner sucht man durch entsprechende Ausgestaltung und Schutz der am meisten gefährdeten Teile des Ofens (Seitenwände in Höhe der Badoberfläche und Feuerbrücke) sowie durch geeignete Vorrichtungen die nötigen Ausbesserungen und die dazu erforderliche Zeit auf ein Minimum herabzudrücken.

Einzelheiten der Ausführung. Auf Grund der bisherigen Überlegungen ist es gelungen, einen Ofentyp und Einzelheiten zu dessen Ausführung und Betrieb auszuarbeiten, die den erstrebten Zweck weitgehend erfüllen; dieser besteht, um es kurz zu wiederholen, darin, einen Ofen zu bauen und zu betreiben, der gestattet, möglichst große Mengen in möglichst kurzer Zeit mit einem Minimum an Brennstoff einzuschmelzen und der den damit verbundenen thermischen und chemischen Beanspruchungen weitestgehend gewachsen ist¹⁾ (s. Fig. 103, Tafel X, und beifolgende Zusammenstellung verschiedener Daten).

Der Herd (engl. hearth) ist von rechteckigem Grundriß mit an der Feuerbrücke (bzw. der Einführungsstelle des staub-, gasförmigen oder flüssigen Brennstoffes) abgescrängten Ecken und gegen den Fuchs allmählich zusammengezogen. Hierdurch erzielt man eine gleichförmige Bestreichung der Oberfläche durch die Flammengase. Seine Abmessungen sollen so groß wie möglich sein, seine Tiefe relativ gering (z. B. Anacondaofen von 35,10 m Herdlänge: Entfernung Oberkante Feuerbrücke—Herdsohle 65 cm).

Ein Bild der relativen Größenentwicklung seit Beginn des 19. Jahrhunderts zeigt Fig. 104. Die Breite ist durch die Notwendigkeit, alle Stellen zu Reparaturzwecken bequem zu erreichen, begrenzt, wobei — abgesehen von mechanischen Einrichtungen — das Material mit der Schaufel aufgeworfen wird. Außerdem muß noch die Möglichkeit bestehen, ein flaches und doch haltbares Gewölbe herzustellen. Bei

¹⁾ Wir verdanken in dieser Beziehung viel dem genialen früheren Generaldirektor der Anaconda Copper Co. zu Montana, Mathewson (daher auch die Bezeichnung „Montana-Typ“).

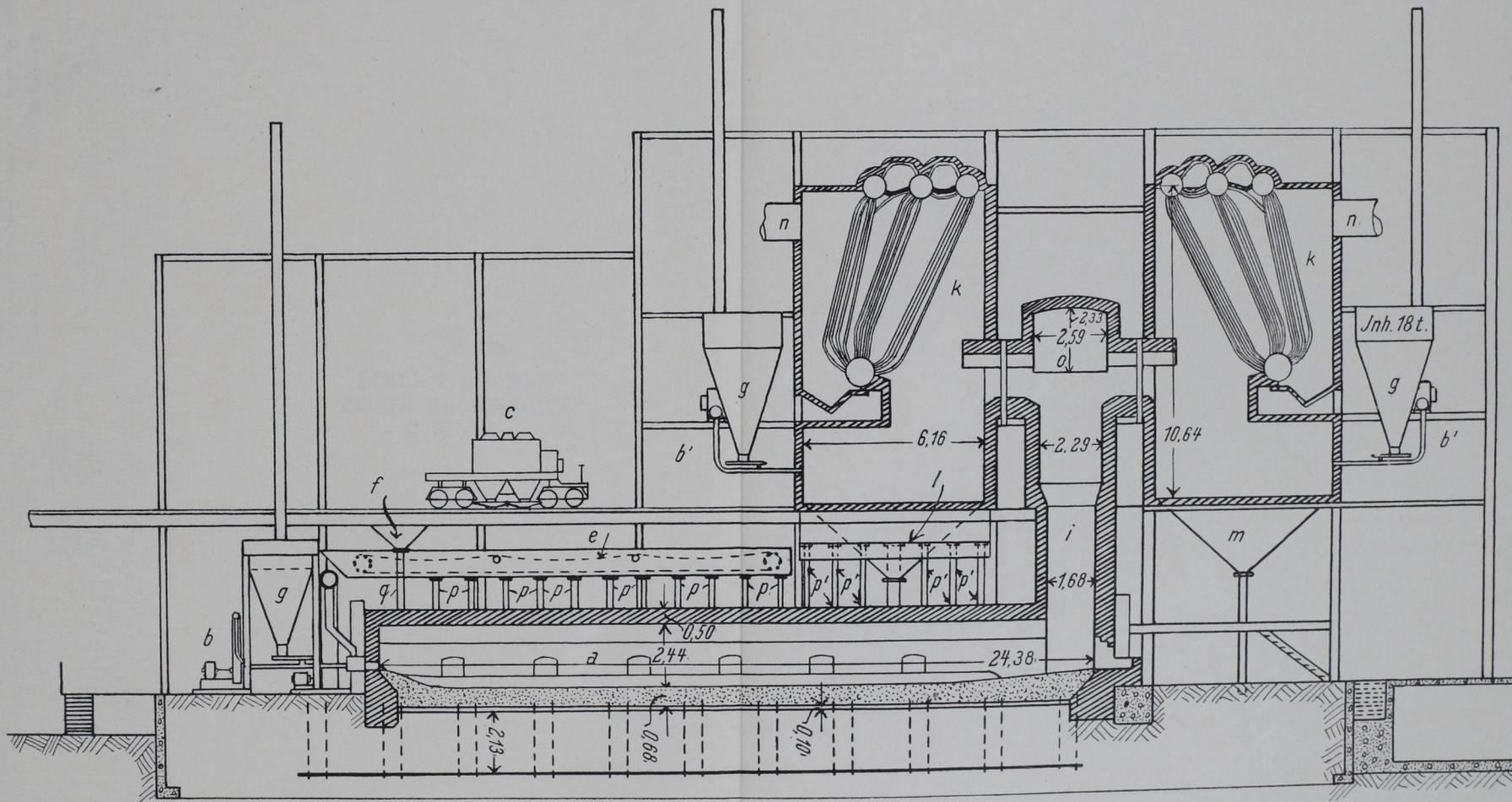


Fig. 103. Moderner amerikanischer Flammofen der United States Refg. Co. zu Carteret, N. J., zum Erzschmelzen mit Abbitzerverwertung; Konstruktionszeichnung. Der Ofenraum ist mit einer Schicht aus gestampftem Ton ausgekleidet; Länge: 24,38 m; Breite: 6,10 m; Höhe des Ofenraumes: 2,44 m; Durchsatz in 24 Std.: 450 t. Heizung durch Kohlenstaubfeuerung wird durch die Rohre *g* längs der Feuerbrücke und durch *p'* in der nach dem Fuchs zu gelegenen Hälfte längs der Seitenwände aufgegeben, die Konverterschlacke wird durch die Rohre *q* längs der Feuerbrücke und durch *p* in der nach dem Fuchs zu gelegenen Hälfte längs der Seitenwände aufgegeben, die Konverterschlacke der Esse; die Kessel besitzen Hilfsfeuerung *b'*, *b'*; die mitgerissene Asche sammelt sich in den Taschen *l* und *m* an, von denen *l* direkten Austrag

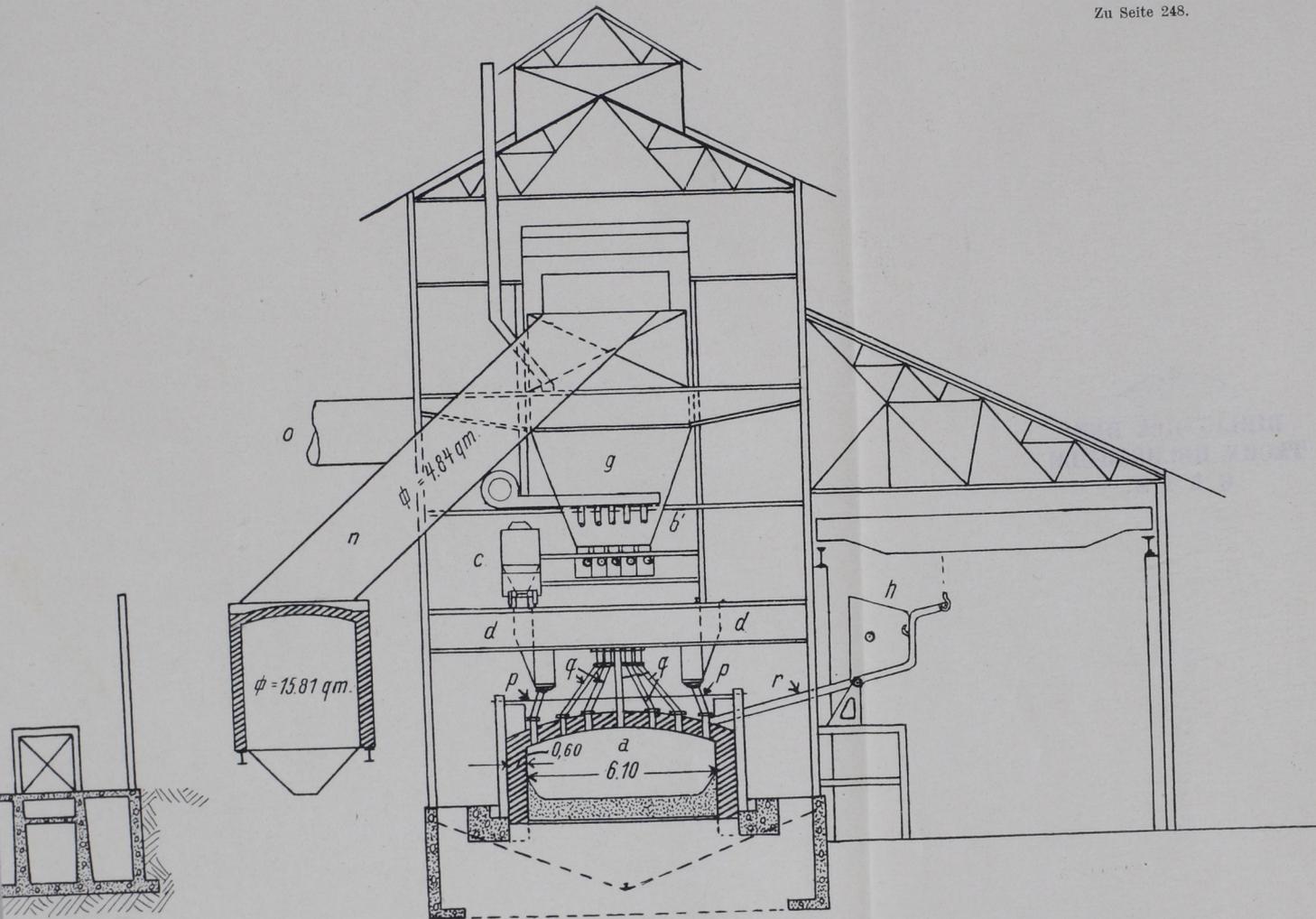


Fig. 1, schematisiert. (Nach Eng. & Mg. Journ. Bd. 122, 1926.) Das Röstgut wird in 6,8 t fassenden Wagen *c* angeliefert und auf das Flammofen *a* gelangt. Der Ofen ruht auf einem Fundament aus gegossener Schlacke; Herd: gemahlener Quarz mit Zwischenflammmofen *b*; der Vorratstrichter *g* besitzt einen Entlüftungsschornstein, der bis über das Dach des Gebäudes reicht. Der saure Zuschlag *e* wird mittels Kübels *h* und Rinne *r*. Die Abgase entweichen durch *i* und nach Heizung der Kessel *k, k* (je 790 PS) durch Abzug *n* nach oben in den Ofen besitzt. Eine Umgehungsleitung *o* gestattet direkte Ableitung der Gase nach der Esse. Maße in m.

Wichtigste Daten ausgeführter Flammöfen für das Verschmelzen von Erz.

	Herdfläche		Rostfläche		Rost- fläche: Herd- fläche	Essenquer- schnitt: Rost- fläche	Durchsatz in 24 Std.		Brennstoffverbrauch		Einsatz
	Breite × Länge m	qm	Breite × Länge m	qm			gcs. t	je qm Herdfläche t	% des Durchsatzes	je qm Rost- fläche in 24 Std. t	
Wales (ovaler Herd	2,745 × 4,07	11,16	1,20 × 1,20	1,44	1 : 7,75	1 : 1,60	6,50	0,580	40,0—44,6	1,8—2,0	kalt
Argo, Colorado, 1887	3,86 × 6,46	18,41	1,37 × 1,68	2,30	1 : 8,00	1 : 2,75	21,80	1,182	37,5	3,5	kalt
Argo 1894	4,88 × 10,675	44,73	1,52 × 1,98	3,02	1 : 14,81	1 : 2,0	45,30	1,013	27,0	4,0	heiß
Montana 1903	6,10 × 15,25	78,12	1,68 × 3,05	5,12	1 : 15,27	1 : 1,83	101,25	1,296	32,3	4,2	gemischt
Anaconda 1910	5,80 × 35,07	182,73	2,44 × 4,88	11,91	1 : 15,40	n. best.	249,40	1,365	21,5	4,5	heiß
Anaconda 1914	6,40 × 38,00	243,20	Kohlenstaubeuerung			—	475 (— 550)	1,953 (— 2,261)	14,3	—	?
Nevada Cons. Copper Co. 1921	8,235 × 40,87	336,56	Kohlenstaubeuerung			—	707,5	2,102	15,3 [8,5']	—	?
Copper Cliff 1925	6,25 × 34,14	ca. 210	Kohlenstaubeuerung			—	550	ca. 2,6	15,8	—	zu 57% heiß
Tacoma 1916	7 × 40	ca. 270	Öl- u. Kohlenstaubeuerung.			—	7—800	ca. 2,6 bis 3,8	?	—	?
Cerro de Pasco 1922	7,62 × 30,47	ca. 220	Ölfeuerung			—	822	ca. 3,7	60 (— 56) / t	—	?
Intern. Sm. Co., Miami 1925	6,40 × 36,58	ca. 230	Ölfeuerung			—	524	ca. 2,3	91 l/t	—	?

1) Unter Berücksichtigung der Abwärmeverwertung.

Ausbesserung von Hand geht man bis 4,90 m (im frisch ausgestampften Zustand) bzw. 5,80 m (ausgebrannt), bei Verwendung einer besonderen Apparatur zum Ausfüttern kann man bis 7,30 m, ja sogar (El Paso) 8,50 m gehen. Die Länge ist begrenzt durch die Notwendigkeit, auch noch am Fuchsende die Schmelztemperatur des Bades aufrechtzuerhalten, also in weitgehendem Maße von der Natur des verwandten Brennstoffes abhängig. Bei Verwendung von Rostfeuerung und normaler guter Kohle geht man bis ca. 27,50 m, bei besonders guter Flammkohle auch wohl noch weiter (35,10 m Anaconda, 39,50 m El Paso); bei anderen Feuerungsarten (Öl, Gas, Kohlenstaub) ist die Länge theoretisch natürlich unbegrenzt (da man nicht an eine Einführungsstelle gebunden ist), und es sind auch schon Öfen von bis 50 m Länge gebaut worden; indessen ist man von solch großen Öfen heute

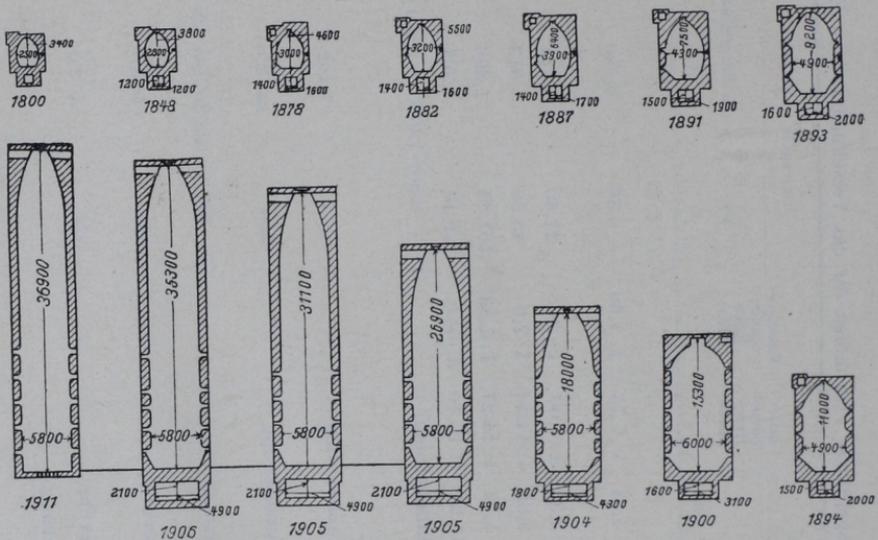


Fig. 104. Größenentwicklung der Flammöfen von 1800 bis 1911. Maße in mm. (Nach Peters und Mathewson.)

wieder abgekommen, vielleicht weniger aus betriebstechnischen Gründen, als deshalb, weil der Ausfall einer derartig großen Einheit im Falle einer größeren Reparatur die Leistungsfähigkeit auch des größten Werkes allzusehr beeinflusst.

Die Sohle besitzt eine schwache Neigung zum Steinrich; dieser befindet sich seitlich, näher dem Feuerungs- als dem Fuchsende. Er ist durch eine kräftige Kupferplatte gesichert, um ein Ausfressen des Mauerwerkes zu vermeiden; auch Ausführung in Chromitsteinen kommt vor. Bei sehr langen Öfen sind wohl auch zwei und mehr Stichöffnungen vorhanden.

Das früher beliebte Anbringen eines Kellers unter dem Herd hatte den Zweck, bei Undichtwerden der Sohle die durchgelaufenen geschmolzenen Massen aufzunehmen; wegen der starken mit dieser Bauweise verknüpften Abkühlung und da Durchmärsche so gut wie nicht mehr vorkommen, stellt man den Unterbau heute vollkommen massiv aus Beton oder geschmolzen eingebrachter Schlacke (Anaconda) her.

Die Herstellung des Herdes erfordert natürlich die größte Sorgfalt. Als Material hat sich Kieselsäure am besten bewährt, die außerdem fast stets billig er-

halten werden kann; für die Wahl eines sauren Ofenfutters war in erster Linie die Tatsache maßgebend, daß es beinahe überall stark saure Kupfererze gibt, wo solche überhaupt vorkommen, daß daher die Erzeugung einer sauren, also ein saures Material weniger angreifenden Schlacke im allgemeinen billiger ist als die einer basischen. Man verwendet ein Material von möglichster Reinheit, mit mindestens 92%, besser 95% SiO_2 und mehr, entweder Sand oder auf 3 mm gemahlene Quarz. Die Herdmasse wird sehr sorgfältig eingestampft, und zwar so, daß sie gegen die Seitenwände noch eine niedrige Böschung bildet, und dann vor Aufgeben der ersten Beschickung bei der höchsten überhaupt erreichbaren Temperatur längere Zeit eingebrannt. Ein solcher Herd geht bei guter sorgsamer Behandlung überhaupt nicht hoch und hält ca. 10 Jahre aus. Bei kleineren Herden wird er auch wohl lagenweise eingebrannt, natürlich ohne zwischen Aufgabe der einzelnen Lagen abzukühlen. (Herdstärke Anacondaofen: 65 cm.)

Die Seitenwände (engl. side walls) sind niedrig und bestehen aus guten (Schamotte- oder Silicasteinen; ungefähr in Höhe der Badoberfläche bilden sie manchmal einen während des Betriebes mit Sand oder saurem Erz ausgefüllten Absatz und nehmen nach unten zu bis zum Beginn der eingestampften Sohle an Stärke zu (weiter unten sind sie wieder etwas verschmälert, um dem Quarzherd ein gutes Widerlager zu bieten). Die Hintermauerung an den Ecken besteht aus gewöhnlichen roten Ziegeln. Die Feuerbrücke ist besonders kräftig ausgeführt und besitzt einen aus starken Eisenplatten bestehenden Luftkanal zur Kühlung, in den nach Bedarf Druckluft eingeblasen werden kann. (Die hier eingeführte Luft wird in manchen Fällen durch Kanäle, z. B. in den Seitenwänden der Feuerung, weitergeleitet, wo sie sich erhitzt, um dann als vorgewärmte Sekundärluft dem Ofeninnern zugeführt zu werden.) Seitenwände und Feuerbrücke besitzen Ausdehnungsfugen, die so bemessen sein müssen, daß sie sich beim Anheizen vollkommen schließen (die Wärmeausdehnung des Steinmaterials muß natürlich bekannt sein; man rechnet im allgemeinen mit einer kubischen Ausdehnung von 1% bei 1150°).

Das Gewölbe (engl. arch) ist sehr flach, gegen das Fuchsende meist schwach geneigt; natürlich darf die Stichhöhe nicht so gering sein, daß Steine herausfallen können. Der Gewölbedruck soll nicht von den Seitenwänden, sondern von den seitlichen Verankerungsträgern aufgenommen werden. Es besitzt ebenfalls eine größere Anzahl von Ausdehnungsfugen und meist wassergekühlte Beschickungsöffnungen in der Nähe der Feuerbrücke. Diese sind mit besonderen Verschußschiebern versehen, falls nicht die Beschickung selbst den Abschluß bildet. Als Material hat sich Silica oder Dinas am besten bewährt¹⁾. Die Stärke nimmt von der Feuerung nach dem Fuchsende zu ab (Anaconda 50 bis 38 cm).

Die Verankerung muß möglichst stark sein, um die gewaltigen, beim Erhitzen auftretenden Kräfte aufzunehmen, d. h. es sind so viele Ankerträger anzubringen, als irgend Platz vorhanden ist. Diese werden unten einbetoniert oder mit Schlacke umgossen, und zwar ist besonders darauf zu achten, daß hier ein Ausweichen vollkommen ausgeschlossen ist. Zweckmäßig ist es, sie so anzubringen, daß ihr Außendruck von einem fest einbetonierten Träger aufgenommen wird, und dazwischen Keile anzubringen, die ein gewisses Nachstellen beim Erhitzen und Abkühlen ermöglichen.

Die Ziehöffnung für die Schlacke liegt an der Stirnseite des Fuchsendes; in der Höhe der untersten zulässigen Badoberfläche befindet sich die Ziehplatte, auf der je nach Bedarf ein Damm aus Sand od. dgl. aufgeschüttet wird, der unter Umständen die ganze Öffnung verschließt.

¹⁾ Noch besser ist Crummendorfer Quarzschiefer.

Die Fuchsöffnung (engl. flue opening) soll weit genug sein, um den Feuerungsgasen von ca. 1200° den Abzug zu ermöglichen. Diese dienen, wie wir bereits hörten, zum Heizen von Dampfkesseln, die natürlich möglichst dicht beim Ofen stehen müssen, entweder seitlich daneben oder über dem Ofen; letztere Anordnung erfordert eine außerordentlich starke Tragkonstruktion und ist daher in der Anlage kostspielig, dagegen verhindert sie die Aufhäufung starker Flugstaubmengen, die ständig in den Ofen zurückfallen, was vor allem bei Verwendung von Kohlenstaub als Brennstoff wertvoll ist. Die Kessel müssen ebenfalls leicht von Flugstaub gereinigt werden können; außerdem stellt man zweckmäßig deren zwei für jeden Ofen auf oder wenigstens einen mehr, als Öfen vorhanden sind, so daß stets einer gereinigt werden kann, ohne daß Abwärme verlorengeht. Auch ein Umgehungs kanal, der ermöglicht, die Gase direkt in die Esse zu senden, ist zweckmäßig vorzusehen. Am besten besitzt jeder Ofen seine eigene Esse. Über den Einfluß des Zuges, d. h. des Essenquerschnittes auf die Verbrennungsgeschwindigkeit, s. oben S. 246.

Die Feuerung ist natürlich von der allergrößten Bedeutung. Soweit fester Brennstoff verbrannt wird, verwendet man im allgemeinen einen Planrost, dessen Fläche sich zu der des Herdes bei normaler langflammiger Steinkohle wie 1:15, bei sehr guter auch wohl bis zu 1:17 herab verhält, während man bei kleinen Öfen und schlechter Kohle größere Rostflächen (bis 1:5) wählen muß. Die Schütthöhe ist so hoch, daß auf dem Rost nicht vollkommene Verbrennung stattfindet, d. h. man benutzt eine Art Halbgasfeuerung ohne Unterwind. Bei Kohle mit viel feinstückigem Material verwendet man auch wohl Treppenroste. Zur Aufrechterhaltung eines durchgehenden Betriebes ist es natürlich notwendig, die Kohle häufig und in so kleinen Portionen aufzugeben, daß dadurch die Temperatur nicht unter die zulässige Grenze sinkt. Auch das Reinigen des Rostes muß häufig erfolgen und darf sich immer nur über ein kleines Stück erstrecken. Um den Zutritt falscher kalter Luft durch die Feuerungstüren zu vermeiden, erfolgt auch hier das Nachfüllen durch das Gewölbe und das Reinigen des Rostes vom Aschenkeller aus. Die Sekundärluft wird durch Öffnungen im Gewölbe zugeführt, häufig in vorgewärmtem Zustande. Diese befinden sich in der Nähe der Feuerbrücke über die gesamte Breite verteilt; unter Umständen ist es auch noch notwendig, gegen das Fuchsende zu Verbrennungsluft zuzuführen, weshalb häufig auch hier noch durch Steine leicht regulierbare Öffnungen angebracht sind.

Die neuerdings sehr häufig angewandte Kohlenstaubfeuerung besitzt neben der vollständigen Verbrennung der Kohle und der Möglichkeit, auch Feinkohle zu verarbeiten, den großen Vorzug, daß man mit dem Ort ihrer Einführung nicht an das eine Ende gebunden ist; andererseits benötigt die Apparatur für Trocknung und Zerkleinerung etliche Energie, und vor allem ist, zumal bei Verwendung der Abhitze zum Heizen von Dampfkesseln, die Tatsache unangenehm, daß die gesamte Asche verschmolzen werden muß und diese außerdem leicht zu Verstopfungen der Kanäle und Kesselzüge führt. Das Verschmelzen ist deshalb hier nicht zu vermeiden, weil auch die nicht im Ofenraum zurückgehaltene Menge mit dem vom Erz stammenden Flugstaub vermischt ist; die einzige Möglichkeit, diesen Nachteil zu vermeiden, ist die ja bereits bei Dampfkesselheizung angewandte Verwendung eines besonderen Feuerungsraumes, in dem wenigstens ein Teil der Asche zurückgehalten

wird; indessen ist dann die Wärmeausnutzung weniger günstig, wodurch ein großer Vorteil dieser Feuerungsart fortfällt. Man ist aus diesen Gründen an manchen Stellen von der Verwendung der Kohlenstaubfeuerung wieder abgekommen.

Den Vorteil, die Brenner an jeder beliebigen Stelle anbringen zu können und dadurch von der erreichbaren Flammenlänge unabhängig zu werden, besitzen auch die Gas- und die Ölfeuerung. Das in den Vereinigten Staaten an manchen Stellen früher in genügenden Mengen auftretende Naturgas, das einen sehr hohen Heizwert besitzt, wurde zeitweilig stark zur Heizung herangezogen; die Quellen sind jedoch heute an vielen Orten erschöpft. Minderwertige Heizgase zu verwenden, empfiehlt sich nicht, da die dann notwendige Vorwärmung der Verbrennungsluft in besonderen Rekuperatoren oder Regeneratoren wegen des starken Flugstaubgehaltes der Abgase Schwierigkeiten verursacht. — Die Verwendung von Heizöl (17 bis 19° Bé) als Brennstoff empfiehlt sich nur dort, wo es so billig ist, daß es, wie z. B. in den Ölgenden der Vereinigten Staaten, mit der Steinkohle konkurrieren kann, natürlich unter Berücksichtigung der erzielbaren Lohnersparnisse. Sie hat den großen Vorteil der ständigen Betriebsbereitschaft, weshalb man bei kleinen Öfen häufig Reservebrenner für die normale Kohlenheizung anbringt, die zum Zwecke des raschen Anheizens oder während des Reinigens des Rostes usw. in Aktion treten. Ein Vorwärmen des Heizöles auf 105 bis 135° ist zweckmäßig.

Der Brennstoffverbrauch schwankt natürlich sehr stark, je nachdem, ob ein Teil der Abhitze wiedergewonnen wird oder nicht, je nach der Schmelzbarkeit der Beschickung und der Qualität des Brennstoffes, je nachdem, ob die Beschickung heiß eingesetzt wird oder kalt; von größter Bedeutung ist ferner die Größe und Arbeitsweise des Ofens. Bei den kleinen, früher angewandten Öfen von 15 bis 25 t Durchsatz betrug der Kohleverbrauch in 24 Stunden 35 bis 40, ja bis 50% des Einsatzes; bei dem 35m-Anacondaofen beträgt er (ohne Berücksichtigung der Abhitzeverwertung) und mit heißem Einsatz 21,5% und bei Kohlenstaubfeuerung 14,3%; für Ölverbrauch werden Zahlen zwischen 6 und über 10% genannt. Einen ganz guten Überblick über den Kohlenverbrauch in Abhängigkeit von der Ofenleistung gibt beifolgende, einem Vortrag von Röntgen entnommene Kurve Fig. 105.

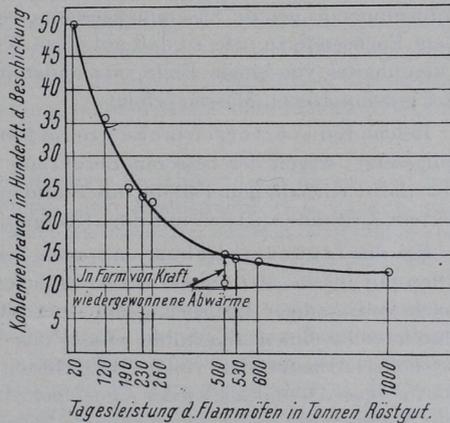


Fig. 105. Kurve des Kohleverbrauches in Abhängigkeit von der Leistung der Flammöfen. (Aus Met. und Erz Bd. 22, 1925 nach Röntgen.)

Der Betrieb.

Der Zerkleinerungsgrad des Erzes richtet sich im allgemeinen nach dessen Schmelzbarkeit; je saurer es ist, um so weitergehend muß es zerkleinert werden (z. B. stark SiO_2 -haltiges Erz nicht über 6 mm); dagegen kann Erz mit hohem Fe-Gehalt eine Korngröße von bis 50 mm haben). Auch der Verwachsungsgrad der einzelnen Bestandteile ist von Bedeutung. Liegt z. B. neben jedem SiO_2 -Teilchen das zu seiner Verschlackung erforderliche CaO- oder FeO-Teilchen, so braucht weniger weitgehend zerkleinert zu werden, als wenn der Quarz einzelne isolierte Nester bildet.

Das Beschicken des gut gemischten und getrockneten Röstgutes erfolgt, wenn irgend möglich, in noch heißem Zustand. Zu diesem Zwecke sind die Austragstaschen der Röstöfen mit Wärmeschutz versehen; der Transport des heißen Röstgutes erfolgt zur Vermeidung jeglichen Wärmeverlustes in besonders gebauten, ebenfalls mit Wärmeisolation versehenen, auf Fahrgestell montierten eisernen Kästen, die oben und unten genau passende Anschlüsse an die Austragsöffnung des Röstofens und an die Eintragsöffnungen des Flammofens besitzen; oder sie entleeren in größere Trichter über den Füllöffnungen, die ihrerseits mit Wärmeschutz versehen sind. Die frisch eingesetzte Charge von jedesmal 10 bis 14 t verdrängt im Ofen die auf der flüssigen Beschickung schwimmende gerade zusammengesmolzene vorige und drängt diese nach dem Fuchsende zu usf., so daß auf diese Weise ein allmähliches Wandern des Ofeninhaltes von einem Ende zum anderen unter gleichzeitiger Vermischung der geschmolzenen Massen erfolgt.

Reiche Konverterschlacke wird in festem oder geschmolzenem Zustande eingesetzt; wegen der besseren Berührung und damit intensiveren Reaktion der darin enthaltenen Ferrite mit Sulfiden des Röstgutes ist Beschicken in festem Zustande zugleich mit dem Röstgut vorzuziehen.

Bei der früher üblichen und auch heute noch bei Verwendung kleiner Öfen mit bis ca. 50 t Inhalt unvermeidlichen Arbeitsweise wurde der Ofen nach vollständiger Entleerung mit der kalten Beschickung gefüllt und hierdurch vollkommen abgekühlt, zumal das Beschicken meist noch durch die seitlichen Arbeitstüren erfolgte. Das Heizen bestand daher in der Hauptsache darin, diese Abkühlung wieder einzuholen. Infolge des geringen Leitvermögens der Beschickung drang die zugeführte Wärmemenge nur sehr langsam bis zur Herdsohle durch, so daß hier häufig noch Nester nicht oder ungenügend geschmolzener Beschickung übrigblieben, die fest an der Sohle klebten und mittels eiserner Brecheisen — auch wieder durch die seitlichen Arbeitstüren — losgebrochen werden mußten, damit sie an die Oberfläche und in den Bereich der Schlacke und der Heizgase gelangten. Begünstigt wurde die Bildung der gefürchteten „Ansätze“ noch durch ungenügende Mischung der Beschickungsbestandteile. Eine nochmalige Abkühlung des Bades und eine mechanische Beschädigung des Herdes war die Folge dieser äußerst anstrengenden Arbeit, ferner eine weitere Verlängerung der Gangzeit und die Notwendigkeit, fast nach jeder Charge und wieder durch die seitlichen Arbeitsöffnungen den Herd und die Seitenwände durch Aufwerfen und Feststampfen von Sand auszubessern

(engl. „fettling“). Bevor eine neue Beschickung eingesetzt wurde, mußten die ausgebesserten Stellen mit mehr oder weniger Erfolg stundenlang eingebrannt werden.

Bei der modernen Arbeitsmethode — kontinuierliches Beschicken durch das Gewölbe und Abziehen der Schlacke am entgegengesetzten Ende — bleibt stets ein flüssiger Sumpf im Herd, und die Arbeitstüren werden nur noch zu den seltenen Ausbesserungsarbeiten geöffnet. Man erreicht hierdurch, daß der Herd stets dieselbe Temperatur besitzt, Ansätze überhaupt verhütet werden und Herdsohle und Seitenwände so weitgehend geschont, ein Auskühlen des Ofens und unnötiger Brennstoffverbrauch vermieden werden. Da ferner die Seitenwände fast ausschließlich durch das Schlackenbad, vor allem an dessen Oberfläche, angegriffen werden, so sucht man heute eine direkte Berührung beider zu vermeiden. Dies kann man dadurch erreichen, daß man vor Inbetriebsetzung des Ofens den Winkel, welchen Herd und Seitenwände miteinander bilden, mit eingestampftem Sand oder einem stark sauren Erz ausfüllt und diese Ausfüllung nach deren Wegfressen von Zeit zu Zeit erneuert. Ein weiterer Schritt in dieser Richtung besteht darin, daß man die zur Verfügung stehenden stark sauren, meist sehr armen Erze (engl. *feddling ores*) nicht mit der übrigen Beschickung zusammen, sondern für sich laufend durch längs der Seitenwände und der Feuerbrücke im Gewölbe vorgesehene Öffnungen aufgibt, so daß sie auf der ganzen Länge des Ofens eine Böschung von stets gleichbleibender Stärke bilden, die ein Herantreten der Schlacke an die Seitenwände verhindert. Und schließlich kann man derart arbeiten, daß man an Stelle dieser sauren Erze einen Teil der gesamten Beschickung laufend längs der Seitenwände aufhäuft.

Auf das genannte Verfahren, das auf einen Vorschlag von Siemens aus dem Jahre 1867 zurückgeht, ist neuerdings den Amerikanern G. C. Carson und H. L. Charles ein amerikanisches Patent erteilt worden, obgleich es seit Jahren bei den meisten amerikanischen Hütten in Gebrauch ist. Es wird daher gegenwärtig versucht, denselben Effekt durch andere Mittel zu erreichen; zu diesen gehört die kontinuierliche Einführung der Beschickung durch Öffnungen in den Seitenwänden unterhalb der Badoberfläche vermittels Stempel oder Schnecken. Falls es gelingen sollte, diese Idee in technisch brauchbarer Weise durchzuführen, würde dadurch nicht nur eine noch weitergehende Schonung der Seitenwände erreicht, da die zuletzt eingeführte und daher kälteste Beschickung so stets mit ihnen in Berührung kommt, sondern es würde auch die beim Beschicken durch das Gewölbe so lästige Flugstaubbildung vermieden.

Durch die angeführten Methoden erreicht man, daß eine Ausbesserung der Seitenwände oft erst nach Monaten notwendig wird, eine solche der Feuerbrücke ungefähr einmal in 4 Wochen. (Man erkennt deren Reparaturbedürftigkeit daran, daß die Eisenplatten der Luftkühlung beginnen, glühend zu werden.) Man entfernt dann zunächst die gesamte Schlacke dadurch, daß man den Stein bis zum Schlackenüberlauf ansteigen läßt; darauf sticht man ihn nach Abziehen des Schlackenrestes und ohne weitere Beschickung aufzugeben in möglichst kurzen Intervallen ab, bis der Ofen leer ist. Das Aufgeben und Feststampfen des Ausbesserungsmaterials (Sand bzw. Quarz) muß so rasch wie irgend mög-

lich erfolgen, und zwar geschieht es entweder von Hand, oder man leitet den Sand mittels eines Rohres durch Dampfdruck an die gewünschte Stelle. Nach einer solchen Reparatur dauert es 3 bis 4 Tage, bis der Ofen wieder auf voller Leistung ist. Die Haltbarkeit des Gewölbes wird durch Flugstaubbildung sehr beeinträchtigt; sie beträgt 4 bis 9 Monate.

Das Abstechen des Steines erfolgt je nach Bedarf entweder in einen an einem Laufkran hängenden Gießkübel oder direkt durch Gerinne in die tiefer angeordneten Konverter. Der Stich wird dann wieder durch einen Lehmpropfen verschlossen, in den man, solange er noch weich ist, eine spitze Eisenstange bis ins Ofeninnere nachstößt, die von Zeit zu Zeit, d. h. in dem Maße, wie die Spitze abschmilzt, nachgetrieben werden muß.

Das Abziehen der Schlacke geschieht entweder kontinuierlich, indem diese in demselben Maße, als Beschickung am einen Ende eingetragen wird, am anderen überläuft, oder von Zeit zu Zeit, wenn die Badhöhe eine gewisse Grenze erreicht hat. Man stößt dann den auf der Abzugsplatte aufgeschichteten Damm durch und läßt in dickem Strahl ablaufen. Bei kontinuierlichem Ablauf soll man eine etwas ärmere Schlacke erhalten. Nach Passieren eines Vorherdes gelangt die Schlacke meist in eine Granulierrinne, wo sie von einem kräftigen Wasserstrahl zerstäubt und abtransportiert wird.

Infolge der bereits häufig erwähnten starken Flugstaubbildung ist es zweckmäßig, die abziehenden Gase durch eine Kondensationsanlage zu schicken; als solche verwendet man meist, wohl um die Aufstellung von Exhaustoren zu vermeiden und nicht allzu weit abkühlen zu müssen, eine elektrische Gasreinigung (Cottrell-Moeller usw.).

Die Anordnung der Flammöfen zu den Röstöfen findet man häufig derart, daß die Transportwagen für das Röstgut ebenerdig von den hochgelegenen Röstöfen auf die Beschickungsbühne der Flammöfen fahren. Wo die Terrainverhältnisse es gestatten, kann man ferner die Konverter so tief aufstellen, daß der Stein beim Abstechen von selbst in diese läuft.

c) Das Pyritschmelzen (engl. pyrite smelting).

Der Gedanke, den Schwefel- und Eisengehalt des rohen Erzes als Brennstoff beim Verschmelzen auf Stein zu verwenden, d. h. die Röst- und Schmelzarbeit miteinander zu kombinieren, ist sehr naheliegend. Trotz häufiger in dieser Richtung unternommener Versuche ist es jedoch erst gegen Ende des 19. Jahrhunderts gelungen, unter besonderen Umständen, wenn auch nicht gänzlich, so doch beinahe ohne Brennstoffzusatz auszukommen, nachdem man sich über die sich dabei abspielenden Vorgänge einigermaßen klar geworden war¹⁾. Wenn trotz des zunächst in die Augen springenden großen Vorteiles einer weitgehenden Brennstoffersparnis das Verfahren heute kaum mehr angewendet wird und überall, sogar am Mt. Lyell, dem Flammofenprozeß und dem Halbpyritschmelzen, das sich daraus entwickelt hat, weichen mußte, so liegt dies daran, daß der Prozeß häufigen Störungen unterworfen ist, man ihn also nie fest in der Hand

¹⁾ Es sei hier der großen Verdienste des Deutschen Robert Sticht um die Entwicklung des Verfahrens gedacht, dem die richtige Erkenntnis der Vorgänge in erster Linie zu verdanken ist und dem es zuerst in dem Werk der Tasmanian Copper Co., Mt. Lyell, gelang, ein reines Pyritschmelzen durchzuführen.

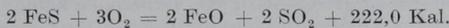
hat, und daß die zu seiner Durchführung erforderlichen sehr reinen pyritischen Stückerze nur selten vorkommen; auch die starke Bildung von Ansätzen und die damit zusammenhängende kurze Gangdauer der Öfen (3 bis 4 Wochen) wirkt sehr störend¹⁾.

Natürlich kommt für ein Verfahren, bei dem der in der Beschickung selbst enthaltene Brennstoff benutzt wird, als Apparat nur der Schachtofen in Betracht. Versuche, den Flammofen dafür dienstbar zu machen, mußten fehlschlagen, schon aus dem Grunde, weil hier eine so weitgehende Ausnutzung der erzeugten Wärmemenge innerhalb des Ofens, wie sie notwendig wäre, um die Beschickung zum Schmelzen zu bringen, nicht möglich ist.

Die Vorgänge beim Pyritschmelzen darf man sich nicht etwa so vorstellen, daß infolge des Fehlens von Koks im Schachtofen nun zunächst eine Abröstung des Roherzes im Schacht erfolgt und der Rest des Schwefels vor den Düsen verbrennt; auf diese Weise wäre es nicht möglich, die erforderliche Temperatur zu erzielen. Dies gelingt nur, wenn die Verbrennung des Schwefels und Eisens auf eine möglichst schmale Zone beschränkt bleibt, in der, sobald die Sulfide sie erreicht haben, die Verbrennung fast momentan erfolgt. Tatsächlich ist die Atmosphäre oberhalb dieser Verbrennungs- oder „Oxydations“zone, die gleichzeitig die Zone der höchsten Temperatur ist, vollkommen neutral. Was an Sulfiden der Oxydation entgeht, sammelt sich im Tiegel als Stein an. Die erreichte Konzentration ist also von der Menge des verbrannten Schwefels, d. h. von der eingeblasenen Luftmenge, abhängig. Da ferner das zu FeO oxydierte Eisen sich in statu nascendi mit SiO₂ unter Bildung von Schlacke vereinigen muß, soll nicht dessen Weiteroxydation zu höheren Oxyden erfolgen, so ist die Anwesenheit von freier, noch nicht an Basen gebundener SiO₂ in der Oxydationszone eine Vorbedingung für das Gelingen. Je mehr Fe in die Schlacke geht, d. h. je stärker die Oxydationswirkung in dieser Zone ist, je mehr Luft hier zur Verfügung steht, um so weniger Fe gelangt in den Stein, um so Cu-reicher ist dieser. Infolge der schon bei sehr niedrigen Temperaturen einsetzenden Dissoziation des FeS₂ ist es leider nicht möglich, den gesamten Schwefelinhalt des Pyrites für die Wärmeezeugung dienstbar zu machen; vielmehr destilliert bereits weit oberhalb der Oxydationszone ungefähr die Hälfte des als Pyrit vorhandenen Schwefels ab und kann infolge der neutralen, hier herrschenden Atmosphäre erst an der Gicht und nur, wenn hier die Entzündungstemperatur des Schwefels erreicht wird, verbrennen.

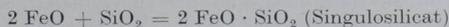
Über die entwickelten Wärmemengen im Vergleich zur gewöhnlichen Schachtofenarbeit gibt folgende oberflächliche Berechnung Auskunft:

1 kg-Mol = 119,8 kg FeS₂ ergeben 87,8 kg FeS; von dieser Menge verbrennen beispielsweise 90% (während der Rest in den Stein geht) nach der Gleichung:



87,8 kg FeS liefern also $\frac{222,0}{2} = 111,0$ Kal., 1 kg bei vollständiger Verbrennung 1,264 Kal.

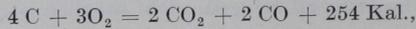
Angenommen, das Erz bestünde zu 90% aus Pyrit und Kupferglanz entsprechend 5% Cu; dann enthält es 6,3% Cu₂S, die restlos in den Stein gehen, und 83,7% FeS₂, von denen 22,4 Einheiten S abdestillieren unter Zurücklassung von 61,3 Einheiten FeS, von denen nur 90% entsprechend 55,2 Einheiten verbrennen. Zur Verschlackung der daraus entstandenen 45,1 Einheiten FeO nach der Gleichung



¹⁾ Diese Ansätze bestehen in der Hauptsache aus Sulfiden, welche durch den Wind gegen die Seitenwände geschleudert werden und hier erstarren.

sind 18,9 Einheiten SiO_2 nötig. Angenommen, in dem Erz seien nur 5% freie SiO_2 vorhanden, dann müssen noch 13,9 Einheiten zugeschlagen werden, die in 16 Einheiten eines stark sauren Zuschlages enthalten seien. Auf 100 kg Erz kommen also 16 kg Quarzzuschlag und auf 100 kg Beschickung stehen als Brennstoff $\frac{55,2}{1,16} = 47,6$ kg FeS zur Verfügung, die $47,6 \times 1,264 = 60,2$ Kal. liefern.

Nehmen wir zum Vergleich die reduzierende Schachtofenarbeit mit einem Koksatz von 16%, und nehmen wir ferner an, der Koks enthalte 90% C entsprechend 14,4 Einheiten und verbrenne vor den Düsen je zur Hälfte zu CO und CO_2 nach der Gleichung



d. i. je kg verbrannter C 5,29 Kal., so erzeugen 14,4 kg C 76,2 Kal., d. i. mehr als das 1,2fache des FeS in obiger Rechnung.

Sehen wir von anderen thermischen Effekten im Ofen ab, die für beide Arbeitsmethoden zum Teil gleich sein mögen, so sieht man, daß infolge der Knappheit der beim Pyritschmelzen zur Verfügung stehenden Wärmemenge eine zusätzliche Schmelzleistung von dem Ofen hier nicht verlangt werden darf, d. h. das Erz darf außer freiem Quarz nur noch ganz geringe Mengen an Gangart besitzen (vor allem schädlich ist ein gleichzeitiger Gehalt an Al_2O_3 und Zn), ein Kalkzuschlag kommt überhaupt nicht in Betracht. Setzen wir die zulässige Höchstmenge an solcher Gangart mit 10% ein, so ergibt sich daraus rechnermäßig ein Mindestgehalt an Pyrit (wenn man von dem Gehalt an Cu—S-Verbindungen absieht) zwischen 73,4 und 67,2% der Gesamtbeschickung, je nachdem, ob ein Singulosilicat (wie in der obigen Berechnung) oder ein Sesquisilicat erzeugt wird. Der Rest von 16,6 bzw. 22,8% muß als freie SiO_2 vorhanden sein.

Es sind also nur reine und, da der Schachtofen als Schmelzapparat in Betracht kommt, stückige Pyriterze, die nach dem Verfahren verarbeitet werden können, daneben auch noch sehr arme Steine; an Gangart soll freie SiO_2 vorhanden sein, die, falls sie fehlt, in der aus obiger Berechnung sich ergebenden Menge, ebenfalls nicht zu kleinstückig, zuzusetzen ist.

Wie beim gewöhnlichen reduzierenden Schachtofenschmelzen unterscheidet man auch hier 3 Zonen, indessen sind sie mit den dortigen nicht identisch:

1. „Dissoziations“-Zone: Gase vollkommen neutral; außer einem Trocknen der Beschickung findet hier in tieferen Partien Dissoziation von FeS_2 zu FeS und S statt, die Gase enthalten also außer Stickstoff und SO_2 (aus der Oxydationszone) Schwefeldampf, der erst an der Gicht zu SO_2 verbrennen kann.

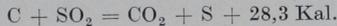
2. „Seiger“-Zone: Auch hier ist die Atmosphäre neutral; die Temperatur ist bereits so hoch, daß FeS zum Teil zu Fe (das sich in FeS löst) und S dissoziiert; unverändertes FeS und Cu_2S seigern aus der übrigen Beschickung aus, die in Gestalt eines lockeren, in der Hauptsache aus SiO_2 bestehenden Gerüstes übrigbleibt, das allmählich nach unten sinkt und in der folgenden Zone weißglühend wird.

3. „Oxydations“-Zone: Die geschmolzenen Sulfide treffen hier auf ein lockeres, weißglühendes SiO_2 -Bett von großer Oberfläche und gleichzeitig auf eine Windmenge, die genügt, um die Hauptmenge des FeS zu oxydieren; es erfolgt plötzliche Verbrennung zu FeO und SO_2 unter gleichzeitiger Verschlackung der gesamten vorhandenen SiO_2 ; die erzeugte Wärmemenge genügt, um die gesamte Schlackenmenge in dünnflüssigen Zustand überzuführen.

Es herrscht also eine innige Beziehung zwischen der eingeblasenen Windmenge, der erzeugten Temperatur und der Zusammensetzung der gebildeten Schlacke einerseits und zwischen der eingeblasenen Windmenge und der Konzentration des erzeugten Steines andererseits; reicht die FeO-Menge nicht aus, um bei der erzeugten Temperatur alle SiO₂ in Silicat überzuführen, so bleibt SiO₂ unverändert übrig. Will man dies vermeiden, so muß die Windmenge erhöht werden, wodurch eine größere Menge an FeO entsteht, während gleichzeitig der FeS-Gehalt des Steines sinkt, der Cu-Gehalt steigt. Das heißt, der Ofen wählt sich den der Windmenge entsprechenden Schlackentyp (Singulo- bis Sesquisilicat) selbst, und von diesem ist wiederum die Steinkonzentration abhängig.

Man sieht den gewaltigen Unterschied gegenüber der normalen Schachtofenarbeit, bei der man durch Variierung des Kokssatzes eine Änderung des Ofenganges bewirken kann und von der Zusammensetzung der Beschickung in weitgehendem Maße unabhängig ist. Während man dort eine Änderung der Schlacken-zusammensetzung durch Änderung der Beschickung in relativ weiten Grenzen erzielt, hat beim Pyritschmelzen z. B. eine Erhöhung des Fe-Gehaltes allein nur eine Verdünnung des Steines durch FeS zur Folge usw. Man sieht aber auch ferner, wie empfindlich eine solche Arbeit gegenüber Schwankungen in der Zusammensetzung der Beschickung, in der Windmenge usw. ist.

Es hat sich nun herausgestellt, daß man ganz ohne Kokszusatz nicht auskommt, wenn auch dessen erforderliche Menge (0,5 bis 2,5%) sehr gering ist. Dieser Koks kommt gar nicht bis vor die Düsen, sondern wird wahrscheinlich bereits in höheren Schichten durch SO₂ oxydiert:



Die so zugeführte Wärmemenge spielt kaum eine Rolle und kann nicht von ausschlaggebender Wichtigkeit sein (will man nicht annehmen, daß sie ein Kondensieren des Schwefels im Schacht verhindert, was aber auch durch Verminderung der Beschickungshöhe erreicht werden kann). Jedenfalls ist der Grund für diesen Kokszusatz noch nicht aufgeklärt; vielleicht dient er zum Vorwärmen oder zum Auflockern der Beschickung.

Ein höherer Kokssatz beeinträchtigt bei gleichbleibender Windmenge die Verbrennung von FeS, sobald der C nicht restlos durch SO₂ oxydiert wird: der Fe-Gehalt des Steines steigt, der Cu-Gehalt sinkt.

Für die praktische Ausführung des Verfahrens verwendet man denselben Ofen wie für die normale Steinarbeit, doch spielt hier infolge der höheren Gichttemperatur, die zu einer Entzündung des Schwefels ausreichen soll (ca. 300°), der Schutz des Schachtes durch einen Wassermantel eine wesentlich größere Rolle; außerdem kann — ebenfalls zur Erzielung einer hohen Gichttemperatur — der Schacht niedriger sein, doch kann man sich auch dadurch helfen, daß man die Beschickungssäule entsprechend niedrig hält. Die Windmenge ist größer, wenn auch der Unterschied, wie die Berechnung ergibt, nicht allzu groß sein kann. Auffallend ist, daß die Düsen vollkommen dunkel sind, da sich vor ihnen kalt geblasener Quarz befindet. Im übrigen gilt mutatis mutandis das über die normale reduzierende Schachtarbeit Gesagte. Infolge des hohen Fe-Gehaltes ist die Schlacke im allgemeinen reicher als bei den übrigen Erzschmelzarbeiten. Der Stein ist aus denselben Gründen wie bei der Flammofenarbeit reiner als der vom reduzierenden Schmelzen, Speise- und Sauenbildung tritt nicht ein.

Beispiel (Mt. Lyell nach Angaben von Sticht):

Die verwandten Öfen maßen $1,067 \times 5,334$ m in der Düsenenebene; Düsendurchmesser 7,6 cm; Höhe der Beschickungssäule: 5,50 m; Vorherd: $1,677 \times 5,795$ m, 76 cm tief, wassergekühlt; infolge der sehr Fe-reichen und daher schweren Schlacke läuft diese noch durch mehrere andere kleinere Vorherde.

Der Stein enthält 44,3% Cu, d. i. bei einem Cu-Gehalt des Erzes von 2,25% eine Konzentration von 1:20. Merkwürdigerweise erzielte man früher bei Verwendung heißen Windes eine Konzentration von nur 1:7 (wahrscheinlich wurde dabei die Ausdehnung infolge der Erwärmung nicht berücksichtigt, d. h. der Ofen erhielt nicht genug Wind).

Die Schlacke mit 32,5% SiO_2 , 52,15% FeO , 7,2% Al_2O_3 , 4,8% CaO , 0,9% BaO , 0,39% Cu entspricht einem 1,3-Silicat.

Kokssatz: $2\frac{1}{2}\%$ max., meist unter 2%.

Ausbringen: 85,7% des Cu, 92,6% des Ag, 104,3% des Au¹⁾.

Nach neueren Nachrichten ist das Verfahren auch am Mt. Lyell wieder aufgegeben, teils wegen der häufigen Störungen, teils anscheinend wegen der Unmöglichkeit, die Abgase dort auf Schwefelsäure zu verarbeiten. Die Pyriterze werden heute zerkleinert und auf Schwefelsäure abgeröstet, die früher als saurer Zuschlag benutzten Erze aufbereitet, ein Teil des Quarzes herausgewaschen, das Konzentrat in Dwight-Lloyd-Apparaten abgeröstet, das Röstgut mit 6% Cu in Flammöfen verschmolzen.

d) Das halbpjritische oder teilweise Pyritschmelzen (engl. partial Pyrite-, semi-pyritic Smelting etc.).

Dieses Verfahren wird heute dort, wo überhaupt noch in den Vereinigten Staaten im Schachtofen geschmolzen wird, allgemein angewandt. Wie wir im vorigen Kapitel hörten, setzt das Pyritschmelzen reine, derbe, kupferarme Pyrite mit sehr wenig Gangart, außer Quarz, voraus. Steigt deren Menge, so wird sehr bald ein Punkt erreicht, wo die durch die Verbrennung von Schwefel und Eisen (einschließlich der geringen, ja auch beim Pyritschmelzen erforderlichen Koksmenge) erzeugte Wärmemenge nicht mehr ausreicht, um die Beschickung zum Schmelzen zu bringen. Man ist dann gezwungen, den Kokssatz zu erhöhen. Sobald nun die Koksmenge so groß wird, daß sie nicht mehr vollständig durch aufsteigende SO_2 oxydiert wird, sondern bis vor die Düsen gelangt, so ändert sich das Bild von Grund aus: Die Verbrennung von Schwefel wird weitgehend verhindert, und zwar in stärkerem Maße, als der Bindung des zugeführten Sauerstoffes durch Kohlenstoff entspricht, d. h. wir haben die Verhältnisse des normalen (nun allerdings nicht mehr reduzierenden) Schachtofenschmelzens mit ungenügendem Kokssatz. Der eingeblasene Luftüberschuß bewirkt, daß bereits im Schacht ein Teil des Schwefels und Eisens zur Abröstung gelangt, abgesehen von der infolge Dissoziation von FeS_2 verflüchtigten Menge, die natürlich ebenfalls verbrennt.

Der Prozeß hat also mit dem Pyritschmelzen des vorigen Abschnittes nur insofern etwas zu tun, als noch ein geringer Teil des Schwefels vor den Düsen

¹⁾ Derartig hohe, buchmäßig 100% übersteigende Edelmetallausbringen treten dann auf, wenn unbezahltes Au (bzw. Ag) der Arbeit zugeführt wird.

verbrennt; die hauptsächliche Abröstung erfolgt jedoch im Schacht, die Gicht ist heiß.

Außer der Verbrennung von Schwefeleisen vor den Düsen finden, im Gegensatz zu dem reduzierenden Schachtofenschmelzen, in den tieferen Ofenschichten Reaktionen zwischen Cu_2S und Metalloxyden bzw. Sulfaten unter Bildung von met. Cu statt, das dann durch andere Sulfide wieder geschwefelt und wodurch ebenfalls eine Anreicherung des Steines erzielt wird; eine Wärmeentwicklung bewirken diese endothermen Reaktionen allerdings nicht.

Die Verhältnisse scheinen theoretisch noch nicht genügend aufgeklärt zu sein; denn es ist immerhin merkwürdig, daß trotz sauerstoffhaltiger Ofenatmosphäre die Schmelzzone nicht noch weiter nach oben wandert. Daß nur eine geringe Schwefelmenge vor den Düsen verbrennt, ist vielleicht darauf zurückzuführen, daß hier das glühende Bett feinverteilten Quarzes, das beim Pyritschmelzen den herabfließenden Sulfiden eine sehr große Oberfläche für deren Verbrennung bietet, wegfällt.

Infolge der Möglichkeit, hier die erforderliche Temperatur durch Zufügen oder Abziehen von Koks zu regulieren, ist man natürlich von dem Pyritgehalt des Erzes mehr oder weniger unabhängig, der Prozeß geht mit dessen Sinken unmerklich in die normale Steinarbeit über; außerdem hat man, wenn der Fe-Gehalt nicht ausreicht, die Möglichkeit, Kalk als Zuschlag zu geben, was im Interesse der Erzeugung einer armen Schlacke von großem Vorteil ist.

Versuche haben ergeben, daß Kohlenstoff und FeS sich bis zu einem gewissen Grade zu ersetzen vermögen; so soll tatsächlich kein Unterschied im Ofengang sein, ob die Beschickung 11% S und 7% Koks oder 7% S und 11% Koks enthält; indessen sind die Verhältnisse in beiden Fällen nicht ohne weiteres zu vergleichen, da bei höherem S-Gehalt und geringerem Koksatz auch eine entsprechend höhere Fe-Menge in die Schlacke geht und diese daher dann eine andere Zusammensetzung und niedrigeren Schmelzpunkt besitzt.

Während also nach Peters „das Pyritschmelzen darauf ausgeht, möglichst viel Fe mit möglichst wenig SiO_2 und vor allem wenig oder keinen basischen (CaO-) Zuschlägen zu verschlacken, bezweckt umgekehrt das halbpyritische Schmelzen, möglichst viel der meist sauren Gangart mit einem Minimum an Fe bei Erzeugung relativ CaO-reicher Schlacke zu verschlacken“. Bei beiden sollen Fe und S als Brennstoff weitgehend ausgenutzt werden.

Auch bei diesem Prozeß ist natürlich die Aufgabe von Feinerz nach Möglichkeit zu vermeiden; indessen ist es hier zweckmäßig, der unteren zulässigen Grenze der Stückgröße (9 bis 12 mm) nahezukommen, da die Abröstung im Schacht aus den gelegentlich der Behandlung der Röstprozesse auseinandergesetzten Gründen um so weitergehend und daher die Steinkonzentration um so höher ist, je feinkörniger die Beschickung ist.

Infolge der Beziehungen zwischen Schwefelgehalt der Beschickung und Koksatz ist das Verfahren natürlich bei Erzen von schwankender Zusammensetzung ebenfalls ziemlich diffizil in der Ausführung und erfordert große Erfahrung, sehr genaue und gewissenhafte Überwachung; doch hat man jederzeit die Möglichkeit, Störungen durch Änderung des Koksatzes zu beseitigen, soweit dies beim Schachtofenbetrieb überhaupt möglich ist, bei dem sich ja, wie wir bereits früher hörten, jede Änderung in der Beschickung erst nach vielen

Stunden bemerkbar macht. Das Verfahren steht daher, soweit es nicht inzwischen ebenfalls durch das Flammofenschmelzen verdrängt ist, in erster Linie dort in Anwendung, wo, wie bei den meisten großen amerikanischen Werken, eine breite Schmelzbasis an Erzen von verhältnismäßig gleichbleibender Zusammensetzung zur Verfügung steht. In letzter Linie wird die Wahl zwischen ihm und dem Flammofenprozeß darauf hinauslaufen, ob mehr grobstückige Erze oder mehr feine Aufbereitungsprodukte zur Verfügung stehen, d. h. ob es teurer ist, die Groberze zu mahlen und alles vorzurösten oder die Feinerze zu brikettieren bzw. zu agglomerieren und auf eine vorhergehende Abröstung der Gesamtmenge zu verzichten.

Die verwandten Schachtöfen unterscheiden sich in nichts von den beim reduzierenden Schmelzen benutzten; doch ist auch hier die Schachttemperatur höher; die Schmelzzone ist ferner nicht so stark zusammengezogen wie bei der reduzierenden Arbeit; daher ist die Notwendigkeit, auch den Schacht durch Wassermantel zu kühlen, größer oder hat sich vielmehr erst seit Einführung derartiger Arbeitsweisen ergeben.

Auch im Betriebe zeigen sich wenig Unterschiede. Die Windpressung ist infolge der mehr kleinstückigen Beschickung größer. Vorwärmung des Windes ist günstig. Die Düsen sind meist dunkel und schwer offen zu halten. Die Stückgröße der Zuschläge spielt auch hier eine sehr bedeutende Rolle; gerade mit Rücksicht auf den größeren Gehalt der Beschickung an kleinstückigen Erzen ist darauf zu achten, daß z. B. der zugesetzte Kalk kein Feines enthält, da sonst leicht Ansätze und Stockungen entstehen.

So ist es z. B. bei einem amerikanischen Werk (United Verde) gelungen, durch sorgfältige Bemessung der Stückgröße den täglichen Durchsatz von 635 auf 771 t zu erhöhen.

Der Koksatz ist schwankend und richtet sich naturgemäß nach dem Schwefelgehalt der Beschickung (vgl. beifolgende Tabelle).

Als Beispiel seien die Verhältnisse des Washoe-Hüttenwerkes der Anaconda Copper Mining Co. erwähnt, das außer durch die Ausbildung des modernen Großflammofens auch noch dadurch berühmt geworden ist, daß dort der größte je gebaute Schachtofen steht; dieser entstand durch Vereinigung mehrerer nebeneinanderliegender Öfen von normalen Abmessungen dadurch, daß man die Zwischenräume ausbaute; man bekam so einen Ofen von 35 m Länge. Auch dieses durchaus geglückte Experiment verdanken wir Mathewson.

Die Beschickung besteht z. B. aus:

Stückiger Pyrit	20%
Grobe Konzentrate (über 9 mm).	15%
Feine Aufbereitungsprodukte brikettiert	20%
Konverter- und andere Schlacke, armer Stein usw.	13%
Kalkstein (49% CaO)	32%
	<hr/>
	100%
Koks (16,5% Asche).	8,2% (schwankend)

Zusammensetzung der Beschickung:	Der erzeugte Stein enthält:	Zusammensetzung der Schlacke:
5,2% Cu	46,3% Cu	39,9% SiO ₂
11,5% S	24,5% Fe	22,4% FeO
26,4% SiO ₂	24,0% S	26,8% CaO
18,6% FeO	0,3% SiO ₂	6,3% Al ₂ O ₃
17,5% CaO	1141 g/t Ag	1,4% ZnO
4,3% Al ₂ O ₃	6,9 g/t Au	0,6% MnO
125 g/t Ag		0,5% S
0,8 g/t Au		0,3% Cu
		4,1 g/t Ag
		0,02 g/t Au.

Die Berechnung ergibt ein 1,6-Silicat. Nach diesen Zahlen verbrennen 78,0% des S der Beschickung; natürlich schwankt die Zusammensetzung von Stein und Schlacke sehr stark mit der der Erze. Versuche haben ergeben, daß es noch möglich ist, bis zu einem FeO-Gehalt von 17% in der Schlacke herabzugehen, während der CaO-Gehalt auf 30% stieg. Diese Schlacke war allerdings sehr empfindlich und erstarrte leicht.

e) Das Erzschnmelzen im elektrischen Ofen.

Es steckt heute trotz der großen unzweifelhaft damit verbundenen Vorteile noch ziemlich in den Kinderschuhen und erscheint auch nur dort aussichtsreich, wo billiger Strom zur Verfügung steht, Brennstoffe teuer und schwer zu beschaffen sind. Immerhin empfiehlt es sich stets, vor Elnrichtung eines Werkes auch diese Methode der Wärmeerzeugung unter Berücksichtigung aller damit verknüpften Vor- und Nachteile zu berücksichtigen.

Vorteile: Gute Ausnutzung der Heizenergie, da, wenigstens bei Benutzung der Widerstandsheizung durch die geschmolzenen Massen, die Hitze in der Beschickung selbst erzeugt wird. Hieraus ergibt sich ferner eine denkbar einfache Ofenkonstruktion, das Fortfallen eines Feuer-raumes und einer Feuerbrücke (die ja stets ein wunder Punkt der Flammöfen ist); größte Erhitzungsgeschwindigkeit ohne Leerlauf, weshalb auch kleine Öfen unter Umständen noch rationell arbeiten können. Die erreichbare Temperatur ist nur durch die Haltbarkeit des Mauerwerkes begrenzt, die bei vorsichtigem Arbeiten sehr groß ist, da ja die Erhitzung der Beschickung von innen nach außen und nicht wie beim

Wichtigste Daten ausgeführter Kupfer-Schnachtöfen für das halbyritische Steinschnmelzen.

	Formnebene		Düsen		Höhe der Beschickungs-säule über den Düsen m	Gesamtdurchsatz in 24 Std.		Brennstoff-Verbrauch % des Gesamt-durchsatzes	Wind	
	Abmessungen m	Querschnitt qm	Anzahl	Dm. mm		insgesamt t	je qm Formnebene t		Pressung em WS	Menge cbm je t Besch.
Cananea	1,20 × 5,25	6,30	36	125	2,67	280 (Erz)	44,4	9-11	93	?
Tennessee Copper Co.	1,42 × 4,57	6,49	26	100	4,27	286	44,1	4	?	2417
Sta. Maria del Oro	1,20 Dm.	1,13	12	90	1,45	49	43,5	7,2	350	1760
Copper Hill, Tennessee	1,40 × 4,56	6,38	28	100	2,00	275 (Erz)	43,1	6,8	140-190	1550
Anaconda	1,42 × 26,5	37,66	150	100	5,80	2267 bis 2720	60-72	8,2	175	3735-3110
Kosaka, Japan	1,22 × 7,47	9,11	32	150	2,75	177	19,4	?	70	?

Flammöfen von außen nach innen erfolgt, eine Überhitzung des Mauerwerkes daher nicht erforderlich ist. Die so erreichbare hohe Temperatur ermöglicht die Anwendung von Schlacken mit sehr hohem Schmelzpunkt, die also hoch SiO_2 - oder CaO -haltig sind; ferner kann eine viel dünnflüssigere und daher auch aus diesem Grunde ärmere Schlacke erzeugt werden; man ist überhaupt in bezug auf Schlackenzusammensetzung viel weniger gebunden als bei anderen Öfen, kann daher ganz oder wenigstens weitgehend auf Zuschläge verzichten (was ebenfalls eine Verminderung der Verschlackungsverluste zur Folge hat) oder Erze verarbeiten, die sonst infolge ihrer ungünstigen Zusammensetzung in kleinen Portionen anderen zugesetzt werden müssen. Der Fortfall jeglichen Brenn-

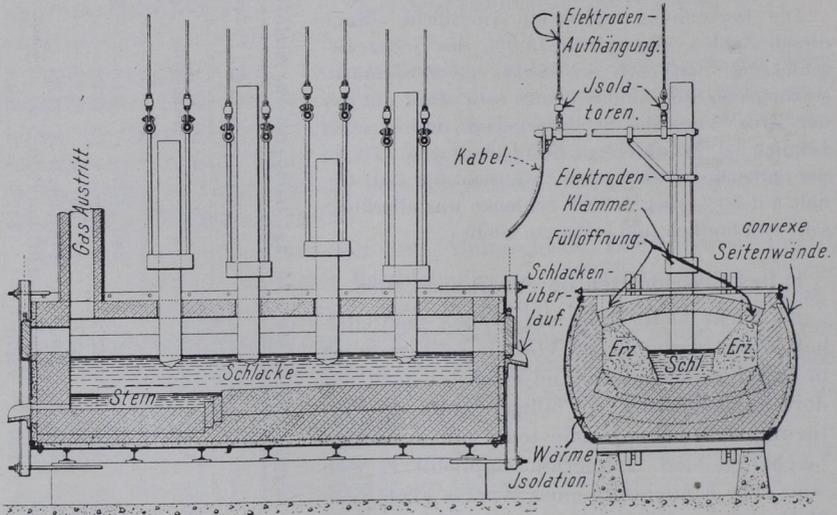


Fig. 106. Westley-Ofen der Sulitjelma-Copper Co. (Aus Eng. und Mg. Journ. Bd. 113, 1922.)

stoffes hat auch den Fortfall der großen Menge an Feuerungsgasen zur Folge, d. h. die geringe zu bewältigende Menge an SO_2 - und CO_2 -haltigen Abgasen gestattet Kanäle und Essen von sehr geringen Abmessungen. Eine weitere Folge der geringen Gasmenge und der infolgedessen im Ofen herrschenden geringen Gasgeschwindigkeit ist das fast vollständige Fehlen von Flugstaub und damit wieder eine Ersparnis an Kondensationseinrichtungen, Kosten für seine Weiterverarbeitung sowie eine weitgehende Schonung des Ofengewölbes. Ob als Ofentyp dem auch in kleinen Einheiten kontinuierlich arbeitenden Schachtofen oder dem übersichtlicheren Flammofen der Vorzug zu geben ist, ist bei dem Zurücktreten der sonstigen Unterschiede zwischen beiden und bei dem geringen vorliegenden Erfahrungsmaterial schwer zu entscheiden. Jedenfalls kommt aber ein Ofen in Betracht, bei dem die Erhitzung, wie z. B. bei der Bauart Héroult, dadurch zustande kommt, daß die Beschickung selbst als Widerstandselement dient. Nur so ist es möglich, die oben aufgezählten Vorteile alle zu erreichen.

Der Stromverbrauch schwankt nach den vorliegenden Erfahrungen je nach der Zusammensetzung des Erzes zwischen 500 und 700 kW-Std., der Verbrauch an Elektrodenkohle zwischen $2\frac{1}{2}$ und 5 kg je t Erz.

Beispiel: Westleyofen der Sulitjelma Copper Co. (Fig. 106).

Ein langgestreckter Flammofen, durch dessen Gewölbe 3 (bis 6) hintereinanderliegende Elektroden eingeführt werden. Das Beschicken erfolgt durch Öffnungen an den Seiten des Gewölbes, so daß die Seitenwände stets von der Charge bedeckt sind. Der Herd besitzt im vorderen Drittel einen Sumpf, in dem sich der Stein ansammelt, der so zur Vermeidung von Kurzschlüssen der Berührung mit den Elektroden entzogen wird. Diese werden in ihrer Höhe so reguliert, daß sie stets gerade nur in die Schlacke eintauchen.

Die Größe des Ofens soll ohne weiteres auf 300 bis 400 t Durchsatz in 24 Stunden gesteigert werden können, Erfahrungen liegen allerdings erst mit kleineren Öfen vor.

Zur Verwendung kommt Dreiphasenstrom von 50 Perioden; die Spannung steigt mit dem SiO_2 -Gehalt der Schlacke und dem Elektrodenabstand und beträgt 112 bis 230 Volt; Stromverbrauch: 700 kW-Std. je t Erz.

Elektrodenverbrauch: 3 bis 4 kg je t Erz; die kontinuierlich nachgestampften Soederbergelektroden sollen gut geeignet sein.

Verarbeitet wird ein Erz bestehend aus Kupferkies, Pyrit und Magnetkies mit Gabbro und Phyllitschiefer als Gangart; das Konzentrat enthält 6% Cu, 28 bis 30% S, 28% SiO_2 , wird zum Teil abgeröstet, das Röstgut mit Roherz auf Stein mit 30 bis 40% Cu verschmolzen. Die Schlacke enthält bis 62% SiO_2 und 0,3 bis 0,4% Cu (bei dem hohen SiO_2 -Gehalt wenig!); der Verschlackungsverlust soll seit Einführung des Ofens von 10 bis 20% (!) auf 5 bis 6% gesunken sein.

B. Die Schwarzkupferarbeit.

Die Weiterverarbeitung des durch die Steinarbeit gewonnenen Kupfersteines auf met. Kupfer kann, wie wir bereits oben S. 179 erwähnt haben, entweder durch einen Röstreduktionsprozeß erfolgen, d. h. durch Totrösten des vorher zu reinem Cu_2S angereicherten Steines (des Spurstones, engl. white metal, pimpled metal) mit anschließender Reduktion der Oxyde, oder durch einen Röstreaktionsprozeß, d. h. Rösten mit anschließender Kupferausscheidung infolge Reaktion mit Sulfiden (auch diese Arbeit geht im Grunde genommen auf eine Reduktion der Cu-Oxyde hinaus, nur dient als Reduktionsmittel Cu_2S bzw. Roherz). Erfolgt das Reaktionsschmelzen, dem gleichfalls eine Anreicherung des Steines vorhergehen muß, zeitlich getrennt vom Rösten, so haben wir es mit dem eigentlichen „Röstreaktionsverfahren“ zu tun; finden beide Prozesse gleichzeitig nebeneinander statt, so handelt es sich um das heute weitaus wichtigste Verfahren, das „Bessemern“.

Die Gliederung dieses Abschnittes hat also in folgender Weise zu erfolgen:

I. Röstreaktionsverfahren im weiteren Sinne.

a) Bessemern oder Verblasen im flüssigen Zustand.

b) Röstreaktionsverfahren im engeren Sinne, „Englische Arbeit“.

II. Röstreduktionsverfahren, „Deutsche Arbeit“.

Den Arbeiten Ib und II muß ein besonderes Anreicherungsverfahren vorausgehen, während ein solches beim Bessemern zwar auch erfolgt, indessen in demselben Apparat und in einer Hitze mit der Erzeugung des Metalles.