

Goldminen in hervorragender Weise bemerkbar, die mit nicht sehr bedeutenden Schwankungen bis heute anhält. Diese letzteren mögen, da anfänglich ausschliesslich Waschgold gewonnen wurde, welches auch heute noch die Hälfte der Production ausmacht und dessen Ausbeute sehr wesentlich von den Witterungs-Verhältnissen und namentlich von den jeweiligen Niederschlagsmengen abhängig ist, zeitweise durch letztere verursacht worden sein.

Vom Jahre 1861 an tritt aber in rapider Steigerung die Ausbeute der neu entdeckten grossartigen Silberminen in Colorado und Nevada hinzu, welche in einzelnen Jahren, wie 1874, 1879 und 1880, sogar den Werth der Goldproduktion übertraf.

Jeden Bergmann und Volkswirth muss der Reichtum mit Erstaunen erfüllen, der Jahr für Jahr dem jungen, mächtig aufstrebenden transatlantischen Staatswesen zuströmt. Wenn man bedenkt, dass der Werth

der jährlichen Waareneinfuhr Europas nach Nordamerika 316 Millionen, jener der amerikanischen Ausfuhr nach Europa aber 516 Millionen Dollars beträgt, somit allein 200 Millionen Ueberschuss liefert; dass weitere 92 Millionen aus der Rückzahlung der durch den Secessionskrieg entstandenen Staatsschuld in den Verkehr zurückströmen und hiezu noch rund 74 Millionen aus der Edelmetall-Production zuwachsen, so ergeben diese drei Einnahmsquellen allein eine jährliche Zunahme des Nationalwohlstandes um 366 Millionen Dollars.

So erspart sich Bruder Jonathan aus diesen drei Dingen allein Tag für Tag sein Millionchen und legt es zu dem Uebrigen, während das tägliche Ausgaben-Budget gar manches europäischen Gross-Staates ungefähr ebenso viel beträgt. Da kann es dann nicht Wunder nehmen, dass das unter Steuer-, Staatsschulden- und Militärlasten seufzende Europa mehr und mehr zur finanziellen Domäne unserer überseeischen Vetter wird.

Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Aus dem Englischen des Samuel B. Christy von Gustav Kroupa.

(Mit Tafel II.)

Die zwei wertvollen Broschüren des Professors Samuel B. Christy „Quicksilver Reduction at New-Almaden“ und „Quicksilver-Condensation at New-Almaden“¹⁾ enthalten bezüglich der Metallurgie des Quecksilbers so viel Interessantes, dass es sich gewiss der Mühe lohnt, dieselben wenigstens auszugsweise hier wiederzugeben. Nur der Abschnitt dieser Arbeiten, betreffend die theoretische Ermittelung des Quecksilberverlustes, wird, da er ein allgemeineres Interesse bietet, fast unverändert mitgetheilt werden.

Ferner kann diese Arbeit auch als eine Ergänzung der Uebersetzung J. H. Langer's „Die Quecksilbergewinnung in Californien“ betrachtet werden.²⁾

A) Die Gewinnung des Quecksilbers.

Die Grubenarbeiten wurden in New-Almaden im Jahre 1845 in Angriff genommen, doch haben sich aus dieser Zeit keine Aufzeichnungen erhalten. Die ersten Aufschreibungen sind vom Jahre 1850 vorhanden. In einer Periode von 34 Jahren (bis Ende 1883) ist ein Quecksilberquantum erzeugt worden, welches 79% der Erzeugung in Almaden (Spanien) ausmacht und welches dreimal so gross ist, als die Erzeugung in Idria und grösser als die Erzeugung der übrigen Quecksilbergruben der Welt zusammen.

Die Beschreibung der Quecksilbergewinnung, enthalten in der ersten der obgenannten Broschüren, behandelt folgende Punkte:

1. Das Scheiden und Classiren der Erze.
2. Historische Skizze der Quecksilbergewinnung.
3. Die Hüttenanlage.
4. Oefen, deren Construction, Arbeit und Betriebsergebnisse.

¹⁾ Transactions of the American Inst. of Mining Engineers. XIII and XIV.

²⁾ Diese Zeitschr. Jahrg. XXVII, 1879.

- a) Oefen mit intermittierendem Betrieb.
- b) Oefen mit continuirlichem Betrieb für Erze von grobem Korn.
- c) Oefen mit continuirlichem Betrieb für Zeuge mittlerer Grösse (Grobgriese, Granzita-Oefen).
- d) Oefen mit continuirlichem Betrieb für Erze von feinem Korne (Feingries und Schlich, Tierra-Oefen).

1. Die Erze.

Das Erz, aus welchem Quecksilber hier gewonnen wird, ist Zinnober. Gediegenes Quecksilber kommt auch vor, jedoch nur in kleinen Mengen. Mitunter begleiten die Erze auch Pyrite. Ein gewöhnlicher Begleiter ist Bitumen, welches in zerbrechlichen glänzenden schwarzen Massen, stark an bituminöse Kohle erinnernd, vorkommt. Mitunter erscheint das Bitumen in einzelnen Klüften flüssig wie Steinkohlentheer. Der Zinnober imprägnirt verschiedene Schichten von Chlorit- und Talkschiefen. Das erzführende Gestein ist mit kleinen Serpentin- und Dolomitadern durchzogen.

Die Gangausfüllung wird mittelst Firstenstrassen gewonnen und in Erzwagen auf einer oberhalb der Aufbereitungsanstalt („planina“) hoch situirten Eisenbahn ausgefahrene.

So ist beispielsweise diese Eisenbahn über der Randols-Aufbereitungsanstalt 14' 6" hoch situirt. Unter dieser Eisenbahn sind in entsprechenden Entfernungen unter 45° geneigte Stangenräder von einer Breite von 5' angebracht. Die einzelnen Stangen sind 1 $\frac{1}{4}$ " von einander entfernt und werden mittelst eiserner Querstangen zusammengehalten. Auf diese Räder werden die Erze von der Eisenbahn aus den Erzwagen ausgestürzt. Der Siebdurchfall ist unter dem Namen Tierras³⁾ bekannt. Der aus groben Bruchstücken bestehende Siebrückhalt

³⁾ Tierras ist ein spanischer Ausdruck und bedeutet „erdige Theile“, die im Grubengefälle enthalten sind.

wird durch Klauben in hältige und taube Zeuge geschieden; die hältigen Zeuge werden von der Hand aus in Stücke von circa 9" im Durchmesser geschlägelt. Dieses geschlägelte Erz wird hier *Granza*⁴⁾ genannt.

Im Jahre 1883 lieferte beispielsweise der Abbau 74 020,64 t Grubenzeuge und hieraus erfolgte: *Tierras* (feinkörnige Zeuge) 20 289,24 t, Zeuge von grobem Korn, *Granza*, 9584,20 t und der Rest ist als „taube Zeuge“ ausgeschieden worden. Ausser diesen Erzen werden noch die am Mundloch des Hauptstollens gelegenen alten Halden verarbeitet.

Die tauben Stücke werden hiebei sofort weggeworfen, die hältigen gelangen auf ähnliche Rätter wie die früher angeführten. Der Siebdurchfall repräsentirt wieder Erze von feinem Korn (*Tierras*). Die groben auf dem Siebe zurückgebliebenen Stücke werden zerkleinert und in Teichen behufs Abwaschen des Staubes gewaschen.

Stücke, die einen Zinnoberanflug zeigen, werden unter dem Namen „*Terrero*“⁵⁾ geschieden und haben eine Grösse von 6". Im Jahre 1883 wurden aus den Halden 11 214,32 t Brennzeuge gewonnen.

Die Erze werden dann in der Hütte beim Stürzen in die Rollen und dann später beim Ausziehen in die Wagen nochmals gesiebt. Hiedurch erhält man eine Classe mit Zwischenkorn, welche hier „*granzita*“ genannt wird.

Die Siebe auf den Sturzrollen sind in der Regel gusseiserne Platten, welche mit quadratischen Löchern (1 $\frac{1}{4}$ " im Quadrat) versehen sind.

Man hat somit folgende Classen:

Grube (sammt Halde)	{	Granza, grobkörnige Erze (reich)
		Tierras, feinkörnige Erze (arm)
		Terrero, grobkörnige Erze (arm)
Hütte	{	Granza, 3,5—9" reich, Stufen
		Terrero, 3,5—6" arm } Grobgries
		Granzita, 1 $\frac{1}{4}$ —3 $\frac{1}{2}$ " arm }
		Tierras, Staub—1 $\frac{1}{4}$ " arm, Feingries

Ein Haufen von *Granza*ern bietet in Folge der begleitenden Serpentine dem Auge einen angenehmen Anblick. Dieselben halten 6—8% Quecksilber.

Die Zusammensetzung der „*terreros*“ ist bezüglich der begleitenden Gesteine fast dieselbe; der Quecksilbergehalt beträgt 1—2%.

„*Tierras* und *Granzitas*“ halten durchschnittlich 1—3% Quecksilber. Fast $\frac{2}{3}$ von der ganzen Erzlieferung besteht aus kleinem Korn, es muss deshalb bei der Verbüttung derselben diesem Umstände Rechnung getragen werden.

2. Historische Skizze.

Ursprünglich wollte man die Erze unter Kalkzuschlag in Retorten behandeln, doch ist man wegen der grossen Kosten dieser Manipulation und wegen des hiefür nöthigen grösseren Quecksilberhaltes der Erze, welcher durch Anreicherung mittelst Waschens bei nicht ungeringen Kosten erzielt wurde, von dieser Art der Behandlung

⁴⁾ *Granza*, ebenfalls ein spanisches Wort, bezeichnet „zerkleinerte Erze“. Tonne = 2000 kg (lbs) 1 kg = 0,4534 kg.

⁵⁾ „*Terrero*“ spanischer Ausdruck, welcher aus der Grube gewonnenen Erzschnitt bezeichnet.

abgegangen und versuchte es, die Erze zu rösten und das hiebei in Dampf verwandelte Quecksilber und die Verbrennungsproducte zu condensiren.

Es wurden Oefen gebaut, welche sich nach und nach zu der Gestalt des Ofens Nr. 6 entwickelten und in ganz Californien sich ziemlich verbreiteten. Bis jetzt hat sich in New-Almaden von denselben nur der Ofen Nr. 6 erhalten.

Der Ofen ist ein intermittirend arbeitender Ofen und besitzt desshalb alle Nachtheile, welche diesem Systeme eigen sind.

Abgesehen von den grossen Quecksilberverlusten und der schädlichen Einwirkung des Quecksibers auf die Gesundheit der bei diesen Oefen bestellten Arbeiter, bot die grösste Schwierigkeit die Verbüttung der Erze von feinem Korn, welche jedoch den grösseren Theil der Erzeinlösung ausmachen. Die feinkörnigen Erze wurden nach einem Thonzuschlag zu Ziegeln (adobes) geformt, welche lufttrocken in die Oefen eingesetzt wurden. Die Kosten der Herstellung dieser Erzriegel waren im Verhältnisse zu dem niedrigen Halte der Erze bedeutend.

Von Wichtigkeit war zunächst die Einführung der Oefen mit continuirlichem Betriebe für Zeuge von grobem Korne (Schachtöfen für Stufen), welche nach Art der Idrianaer Schachtöfen von A. Exeli gebaut und mit den Nummern 7 und 9 bezeichnet, hier unter dem Namen „*Monitors*“ bekannt sind. Obwohl die Resultate dieser Oefen sehr befriedigten, so war doch noch nicht die Aufgabe vollkommen gelöst, denn $\frac{2}{3}$ der totalen Einlösung musste noch zu Ziegeln (adobes) geformt werden, welche entweder in den „*Monitoren*“ oder in den intermittirenden Oefen verarbeitet wurden.

Die Aufgabe wurde schliesslich auf eine glückliche Art durch die Einführung der automatischen Schüttrostöfen gelöst.

Es wurde nämlich von Hüttnner und Scott nach dem Principe der Oefen von Hasen clever-Helbig ein Schüttrostofen aufgebaut, welcher sich nur in einigen verbesserten Details von den obigen Oefen unterschied. Gemeinschaftlich haben diese Oefen die Benützung (in einem verticalen und schmalen Schachte) einer grösseren Anzahl von geneigten, in die gegenüberliegenden Wände eingesetzten Platten, welche die Verzögerung der herabgehenden Säule der feinkörnigen Erze bezeichnen.

Es unterscheidet sich der Ofen jedoch von dem Hasen clever-Helbig-Ofen prinzipiell durch Combiniren mehrerer Schächte in einem Gemäuer, durch die Art der Führung der Verbrennungsproducte und durch die Form der Entleer-Vorrichtung.

Der Versuchsofen, Ofen Nr. 5, enthielt zwei hohe, lange und enge Schächte, getrennt von der Feuerung auf einer Seite und von der Gaskammer auf der zweiten Seite durch mit Oeffnungen versehene Mauern.

Auf den beiden gegenüberliegenden Längsmauern befand sich eine Reihe von unter 45° gegen die Mauer geneigten, unter sich parallelen und gegen die untere Serie in der gegenüberliegenden Mauer unter rechtem Winkel stehenden Thonplatten.

Die Entfernung der einen Plattenkante von der Fläche der nächst niedrigen betrug 3", wodurch ein genügend grosser Spalt für den Durchgang der Erze geschaffen wurde. In den Stirnmauern der Schächte befanden sich Oeffnungen, durch welche einerseits die Feuerungsgase eintraten und unter jeder Platte und über der auf der unterliegenden Platte befindlichen Erzschicht gegen die zweite Stirnmauer zogen, wo sie dann in die Gaskammer störmten. Aus der Gaskammer wurden die Gase zu den Condensatoren geführt.

Die Gase von diesem Ofen waren aber an der Austrittsstelle sehr heiss und man entschloss sich, um an Brennmateriale zu sparen, die Gase mehr als zweimal durch den Ofen zu leiten, wodurch die Ueberhitze der Gase mehr ausgenutzt wurde.

Durch entsprechende Theilung des Feuerraumes und der Gaskammer („vapor chamber“) mittelst Gewölbe zwang man nun die Gase, auf ihrem Wege durch den Ofen zum Condensator den Ofen 4mal zu passiren. Die zur Verbrennung nötige Luft wurde durch die heissen Rückstände zum Roste gezogen, wodurch sie ziemlich erwärmt und die allenfalls zwischen den Rückständen eingeschlossenen Quecksilberdämpfe mitreissend, zu dem Roste gelangte. Die Gase hatten bei ihrem Eintritte in den Condensator nur wenig Grade über dem Siedepunkte des Quecksilbers.

Diese Form des Ofens liessen sich nun Hüttnner und Scott patentiren.

Es wurde im Jahre 1876 versucht, zwei solche Oefen, wie Nr. 5, in einem Gemäuer zu dem Zwecke aufzustellen, um eventuelle Reparaturen eines Theiles ohne Betriebsstörung des zweiten Theiles vornehmen zu können.

Dies wurde jedoch durch die grosse Hitze, welche in dem nicht im Betriebe befindlichen Ofentheile herrschte, vereitelt. Jetzt arbeiten beide Theile dieses Ofens Nr. 8 beständig zusammen.

Im Jahre 1878 wurde der Schüttrostofen Nr. 3 mit 3 Paar Ofenschächten aufgestellt. Bei dem mittleren Paare wurde behufs Brennen der Grobgriesse („granzita“) der Thonplattenspalt 5" weit gemacht.

Im Jahre 1879 wurde der Ofen Nr. 2 mit 2 Ofenschächten und mit einem Thonplattenspalt von 8" zur Verarbeitung der Grobgriesse („granzita“) und im Jahre 1880 der Ofen Nr. 1 ebenfalls für Grobgriesse aufgebaut. Bis dahin hat man sich in New-Almaden lediglich mit der Ofenconstruction beschäftigt, und als dieselbe als vollendet betrachtet wurde, lenkte man das Augenmerk auf die Construction und Reconstruction der Condensatoren.

3. Die Hüttenanlage.

Die Grube ist mit der Hütte durch eine 3 engl. Meilen lange, schöne Strasse und eine kurze Eisenbahn mit einem Bremsberg verbunden.

Die Eisenbahn ist auf dem Gehänge hinter den Oefen und 60' hoch über der Hüttensohle situirt. Von der Eisenbahn werden die Erze in die an dem Gehänge unter einem Winkel von 40° angebrachten 10 Erzschüttung gestürzt. Zur Trennung der „tierras“ (Feingries) von der granzita (Grobgries) sind die Erzschüttung mit guss-eisernen, schon früher beschriebenen Sieben versehen.

Die „granza und terrero“ (grobkörnige Zunge) gehen direct zu den Oefen.

Ist für die feinkörnigen Zeuge in den Sturzrollen wenig Platz, so werden sie auf einer hohen Eisenbahn in Erzkammern, welche in dem Hüttenhofe entsprechend aufgestellt sind, gebracht.

Man muss im Sommer einen genügenden Vorrath von Erzen sich verschaffen, denn sonst sind die Erze ziemlich nass und benötigen vor ihrer Verhüttung einer Trocknung.

Neben jedem Ofen befindet sich ein Wagzimmer und Magazin für das aus den Condensatoren beständig durch Eisenröhren zufließende Quecksilber.

Die den Condensator verlassenden Gase ziehen zu gemauerten Thürmen, wo auf einer Hilfsfeuerung bei schlechtem Ofenzuge Feuer angemacht wird. Hierdurch wird die im Gehänge theilweise eingebaute Canalleitung erwärmt und der Ofenzug demzufolge befördert.

Diese Canalleitung endet in eine hohe Esse, welche die nicht condensirten und nicht condensirbaren Gase in die Atmosphäre zerstreut. Die ausgebrannten Erze — hier Schlacken, „slag“, genannt — werden aus der Kühlgrube aus dem Ofen in Rückstandswagen gezogen. Auf eigenem Geleise werden sie zum Wasser gebracht und in dasselbe gestürzt. Die Oefen und die Condensatoren sind mit Dächern gedeckt — nur die Mauern sind mit vielen Oeffnungen versehen — um eine freie Ventilation zum Kühlen der Condensatoren zu erzielen.

Die im Hüttenhofe in den Erzkammern deponirten Erze („tierras und granzita“) werden mit Hilfe dreier Elevatoren auf die Ofengicht gehoben. Dieselben werden mittelst Wasserkraft betrieben.

Ausser einem Badhaus für Arbeiter, Kanzleien befindet sich daselbst noch eine Zimmermannswerkstatt, deren Maschinen mittelst eines oberschlägigen Wasserrades betrieben werden. Das Wasserrad ist 6' breit und hat einen Durchmesser von 20'. Bei der Hütte befindet sich noch eine schöne Residenz des Directors und das malerisch gelegene und aus Beamten- und Arbeiterwohnungen bestehende Dorf.

(Fortsetzung folgt.)

Zu J. Wiborgh's Luftpyrometer.

Bemerkungen von Dr. A. Sprung in Berlin.

In dem, in Nr. 46 und 47, Jahrgang 1888 dieser Zeitschrift enthaltenen Artikel des Herrn H. von Jüptner über das Wiborgh'sche Luftpyrometer, welchen ich mit Interesse gelesen habe, dürfte sich in die, seine Theorie

Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Aus dem Englischen des Samuel B. Christy von Gustav Kroupa.

(Mit Tafel II.)

(Fortsetzung von S. 20.)

4. Oefen, deren Construction, Arbeit und Betriebsresultate.

a) Oefen mit intermittirendem Betriebe.

Von den vielen hier erbauten intermittirenden Oefen hat sich nur einer noch erhalten, dessen Construction aus den Fig. 1 bis 3, Taf. II, ersichtlich ist.

Der eigentliche Ofenschacht *O* ist durch Gewölbe-mauern von der Feuerung *F* auf der einen und von der Gaskammer („vapor-chamber“) auf der anderen Seite getrennt. Die Scheidemauern bekamen die Form eines mit dem convexen Theile gegen den Ofenraum gekehrten Gewölbes, damit ihre Widerstandsfähigkeit gegen den seitlichen Druck der Erzsäule erhöht werde. Die Scheidemauern sind mit einer grossen Anzahl von Oeffnungen versehen, durch welche die Feuerungsgase von der Feuerung aus eintreten und durch die Erzsäule gegen die Gaskammer auf der linken Seite ziehen. Die Erze werden in Körben oben in den Ofenschacht eingelassen. Auf dem Boden des Ofens wird aus groben Erzstücken eine Anzahl Canäle derart gebildet, dass dieselben eine Fortsetzung der Oeffnungen in der Scheidemauer bilden; früher hat man Erzziegel (adobes) hiezu verwendet.

Nach Vollendung dieser Reihe von Canälen wird eine Lage von 2—3' Dicke der grobkörnigen Erze einge-tragen und dann werden wieder auf früher erwähnte Art mit der zweiten Reihe der Löcher übereinstimmende Canäle in der Erzsäule ausgespart. Dies wiederholt sich, bis der Ofen bis zur Gicht beschickt ist. Um der natürlichen Tendenz der Flamme, sich nach oben zu verbreiten, entgegenzuwirken, werden die Canäle im oberen Theile des Ofens kleiner gemacht, und wird aus diesem Grunde zu den grobkörnigen Erzen in diesem Theile vor der Beschickung etwas der feinkörnigen Zeuge zugeschlagen. Der Erzschatz ist 12' lang, 9' breit und 17' 6" hoch (innere Maasse).

Die Charge beträgt 80—100 t. Der Ofen hat auf jeder Seite zwei Ziehöffnungen, welche während des Brandes zugemauert sind. In ihnen befinden sich Schaulöcher, welche durch je einen luttirten Ziegel verschlossen werden. Das Chargiren geschieht durch acht Arbeiter in einem Tag. Auf die oberste Schicht des beschickten Ofens kommen Stücke von altem Eisen, und darauf in 2—3" dicker Lage Strohdünger und schliesslich eine ebenso dicke Lage von feuchtem Lehm zu liegen. Hierauf folgt dann die Röstperiode, welche in der Regel fünf Tage und vier Nächte dauert. Den Ofen bedient ein Arbeiter in zwölfstündiger Schicht. Der Arbeiter hat die Feuerung zu bedienen und dann die in den zuge-mauerten Ziehöffnungen entstehenden Risse zu verschmieren und die Sprünge in der Lehmdecke an der Gicht mit Asche zu bedecken. Nach beendet Röstperiode folgt das Abkühlenlassen des Ofens. Dies verlangt natürlich keine Arbeit und geschieht in drei Tagen und drei

Nächten. Die Luft zieht durch den Ofen und reisst die etwa noch im Ofen eingeschlossenen Quecksilberdämpfe mit in die Condensatoren, welche aus gemauerten Kammern mit auf- und absteigendem Zuge bestehen.

Nach dieser Zeit sind die ausgebrannten Erze derart abgekühlt, dass sie aus dem Ofen gezogen werden können. Diese Arbeit besorgen vier Arbeiter. Vor dem Ziehen wird die Decke an der Gicht weggebrochen, damit ein kräftiger Zug nach oben hergestellt werde. Es dauert somit eine Charge oder ein Brennen 10 Tage und können daher nur drei Brände im Monate gemacht werden.

Früher währte ein Brand nicht so lange, weil man in Ermanglung von Oefen mit grösserer Capacität gezwungen war, um die Production möglichst zu erhöhen, die Dauer des Brandes thunlichst herabzumindern. Die Folge hieyon war, dass die Rückstände hältig waren und die beim Ziehen beschäftigten Arbeiter durch Hitze und Quecksilberdämpfe viel zu leiden hatten.

Zu bemerken wäre noch, dass in dem ersten Condensator zwei Trockenkammern für Erze eingebaut sind, was auch aus Fig. 1 und 3 ersichtlich ist.

Im Jahre 1882 verarbeitete dieser Ofen in 31 Bränden 2740,55 t Erze (fast nur grobkörnige Erze „granza“ oder Stufen) und erzeugte 5132 Flaschen Quecksilber, was einen Halt von 7,16% (dem Ausbringen nach) ergibt.

Die Verhüttungskosten betragen:

Holz 413,50 cords (Klafter)	2425,67 Doll.
Arbeit	1324,50 ,
	3750,37 Doll.

Pro Brand hat man somit 88,405 t verarbeitet und 165,548 Flaschen Quecksilber ausgebracht, wobei sich die Kosten folgend stellten:

Holz 13,339 cords	78,254 Doll.
Arbeit	42,726 ,
	120,980 Doll.

Pro Tonne Erz sind die Betriebsresultate wie folgt:

Holz 0,151 cords	0,885 Doll.
Arbeit	0,483 ,
	1,368 Doll.

mit der Erzeugung von 1,873 Flaschen.

Für das Brennen der Erzziegel (adobes) sind die Kosten etwas grösser, doch werden jetzt — wie früher erwähnt — die feinkörnigen Zeuge nicht mehr in dem Ofen Nr. 6, sonder in dem automatischen Schüttrostofen abgeröstet.

b) Oefen mit continuirlichem Betriebe für Erze von grobem Korn.

Die zwei Oefen Nr. 7 und 9 sind nach dem Muster des von Exeli in Idria aufgestellten Schachtofens gebaut, nur haben sie einige unwesentliche Änderungen in den Details erfahren.

Diese Oefen sind schon in der früher citirten Ueber-

setzung J. H. Langer's: „Die Quecksilbergewinnung in Californien“ publicirt worden, auf welche hier hingewiesen wird.

Die Oefen werden vor Beginn der Campagne bis über das Niveau der Feuerung mit Rückständen und dann bis zu dem obersten Schauloch mit Erzen gefüllt. Dieses Niveau wird nie überschritten, so dass über der Erzsäule ein Raum von 140 Cubikfuss freibleibt, in welchem sich die Gase vor dem Austritt aus dem Ofen sammeln.

Die Erze werden mit $1\frac{1}{2}\%$ Kohle, Holzkohle oder Cokes gegichtet; man bezweckt hiedurch die Erzsäule lockerer und die Temperatur auch im höheren Ofentheile möglichst constant zu erhalten.

Auf den drei äusseren Fenerungen wird Holz gebrannt. In den Chargirtrichter kommen pro Satz 276 kg Erz mit $1,5\%$ Cokes oder Kohle zu liegen.

Wenn sich im obersten Schauloch eine dunkelrote Gluth zeigt, so wird ein Theil der Erze in den Aschenfall gezogen und oben der Satz herabgelassen.

Hienach wird der Trichter mit neuem Satze gefüllt und die im Aschenfall bereits abgekühlten Erze in Rückstandswagen gezogen.

Gegichtet wird alle 2 Stunden; es setzt desshalb der Ofen in 24 Stunden $8,71t^b$ (à 10q) durch die ganze Ofenfüllung beträgt $19,05t$; eine Post verweilt im Ofen etwas über 52 Stunden.

Das Gichten und Ziehen der Rückstände bei beiden Oefen besorgen zwei Arbeiter in zwölfstündigen Schichten. Im Jahre 1882 betrug das Aufbringen pro Ofentag $9,57t$ (engl. Tonnen) und es varierte der Halt der gebrannten Erze, nach dem Ausbringen berechnet, von $6,97\%$ bis $7,037\%$. Die Kosten pro Tonne Erz, für beide Oefen zusammen berechnet, stellen sich folgends:

Pro Ton von 2000 lbs (Pfund) = $9,072q$ mit einem Gehalt von 7% (Ausbringen 1,831 Flaschen Quecksilber) gebrannt, benötigte Auslagen:

0,5507 Dollar für's Brennmaterial,
0,4020 „ für Arbeitskosten,

0,9527 Dollar oder pro 10q (metr. Tonne)
1,050 Dollar.

Zwei Arbeiter in zwölfstündiger Schicht besorgen das Aufgeben der Erze und das Ziehen der Rückstände. Vergleicht man diese Kosten mit den Verhüttungskosten in dem intermittirenden Ofen, so ersieht man, dass erstere nur 70% der letzteren betragen.

c) Oefen mit continuirlichem Betriebe für Zeuge mittlerer Grösse. — Granzita-Oefen (Grobgräss-Oefen).

Es ist schon früher erwähnt worden, dass das Erzklein in den Schüttrostöfen von Hüttnér und Scott verarbeitet wird. Der Granzita-Ofen Nr. 1 ist in der Metallurgie von Dr. Stölzel^{c)} beschrieben worden,

^{b)} $t = 2000$ Pfund und 1 Pfund = $0,4536kg$. $3'$ österr. = $0,948243m$ und $3'$ engl. = $0,91438m$.

^{c)} Die Metallurgie. Gewinnung der Metalle von Dr. Stölzel, Professor der chemischen Technologie und Metallurgie an der königl. bayerischen technischen Hochschule in München.

weshalb derselbe hier nicht näher besprochen werden soll. Dieser Ofen verarbeitet in 24 Stunden $36t$ (engl. tons) = $32,66t$ (metr. Tonnen) und die Füllung des Ofens beträgt 45 tons = $40,824$ metr. Tonnen. — Es verweilt somit jede Post 30 Stunden im Ofen.

Wenn der Ofen allein arbeitet, so verlangt er folgende Bedienung:

1 Mann zum Chargiren zu 2,5 Dollar pro zwölfstündige Schicht;

2 Mann zum Ziehen und zur Bedienung der Feuerung, à 1,25 Dollar pro zwölfstündige Schicht. Ferner zwei Arbeiter zum Zulaufen der Erze, à 1,25 Dollar.

Die Betriebsausfälle vom Jahre 1882 weisen folgende Kosten nach:

Pro Tonne Erze (0,9072 metr. Tonnen):	
Brennmaterial . . .	0,352 Dollar
Arbeitskosten . . .	<u>0,288 „</u>
	<u>0,640 Dollar.</u>

Granzita-Ofen Nr. 2.

Die Construction und die Arbeit bei diesem Ofen ist jener des Ofens Nr. 1 sehr ähnlich.

Der Ofen hat aber nur zwei Ofenschächte und verarbeitet desshalb nur die Hälfte des Ofens Nr. 1.

Der Ofen ist in Fig. 4—6 (Taf. II) dargestellt; aus dem Schnitte AB und CD sind die Ein- und Austrittsöffnungen der Gase zu ersehen.

a ist der Chargirtrichter, b sind Ziehöffnungen.

An den Stirnseiten befinden sich die zwei Essen oder Gaskammern g , welche derart durch zwei Scheider eingetheilt sind, dass der Scheider oberhalb der Feuerung im ersten Drittel der Höhe (von unten gerechnet), und in der zweiten Gaskammer im mittleren Höhendrittel sich befindet.

Die Feuerungsgase durchstreichen zunächst das unterste Drittel des Ofens, kommen in die zweite Gaskammer und treten hier, gezwungen durch den Scheider, wieder in den Ofen, durchziehen sein zweites Drittel und treten in den oberen Theil der Gaskammer über der Feuerung ein. Von da strömen sie wieder durch das letzte Drittel des Ofens zu der oberen Hälfte der zweiten Gaskammer, von wo sie schliesslich durch das Rohr zu den Condensatoren geleitet werden.

Die beiden Ofenschächte haben einen gemeinschaftlichen Chargirtrichter, welcher aber in Abtheilungen getheilt ist. Diese Abtheilungen werden abwechselnd in 40 Minuten geleert und mit 1000 lbs (453,6kg) gefüllt.

Jedem Chargiren geht eine Ziehung voran. Gezogen wird aus zwei Ziehöffnungen auf jeder Seite und einem Ende des Ofens. Aus jeder Oeffnung werden 250 lbs gezogen, also zusammen 1000 lbs. Nach 40 Minuten wird aus den übrigen 4 Oeffnungen gezogen, was sich in 40 Minuten abwechselnd wiederholt. Beim Ziehen der ausgebrannten Erze bewegt sich die ganze Erzsäule, das Gut rollt über die unter 45° geneigten Thonplatten, mischt sich und bietet dem Feuer neue Oberflächen — mit anderen Worten „die Erze werden automatisch gewendet und gekräht“.

Als Bedienungsmannschaft sind angestellt: 1 Mann zum Chargiren, für die zwölfstündige Schicht 2,5 Dollar, 4 Mann zum Ablaufen der Rückstände und Bedienung der Feuerung, für die zwölfstündige Schicht à 1,25 Dollar. Ferner werden zwei Arbeiter zeitweise zum Zulaufen der Erze verwendet.

Die Verhüttungskosten bei diesem Ofen sind pro Tonne (0,9072 metr. Tonne):

für Brennmaterialien	0,540 Dollar
Arbeitskosten	0,466 "
	1,006 Dollar

oder auf die metrische Tonne umgerechnet 1,109 Dollar.

Quecksilberhalt der aufgebrachten Erze 2,09%.

d) Oefen mit continuirlichem Betriebe für Erze von feinem Korne. „Tierraöfen“ (Feingries- und Schlichöfen).

Der Ofen Nr. 3 dient zur Verarbeitung der feinkörnigen Zeuge. Die Construction ist, bis auf einige Abänderungen, jener der Granzitaöfen ähnlich. Dieselbe zeigen die Fig. 7 und 8 (Tafel II). Der Ofen hat drei Paar Ofenschächte, es musste aus diesem Grunde eine andere Entleervorrichtung eingeführt werden.

Die beiden äusseren Paare der Erzsächen haben einen Plattenpalt (Durchgang für die Erze) von 3" und das innere Paar einen solchen von 5". Das letztere Paar war ursprünglich zum Rösten der „granzita“ bestimmt; doch wird nun im ganzen Ofen nur „tierra“ geröstet. Die Entleervorrichtung, die Feuerungen, die Mauern mit den Ein- und Austrittsöffnungen, die Gaskammern und der „Erzrechen“ (zum Auflockern der zusammengefrittenen Erze in der obersten Etage) sind ganz so wie beim Ofen Nr. 1 hergestellt.

Eine nähere Beschreibung verdient aber die Entleervorrichtung.

Unter jedem Paar Schächten befindet sich ein Canal zum Unterfahren der Rückstandswegen, welche von einer Eisenbahn bereingefahren werden. Der ganze Ofen ruht auf einer geneigten Ofenplatte, die für je zwei Ofenschächte Ablassöffnungen ausgespart hat. Die beiden äusseren Oeffnungen sind 3" und die mittlere 5" breit. Unmittelbar unter jeder Ablassöffnung befindet sich ein flacher gusseiserner Träger *o*, welcher dreimal so gross ist wie die Ablassöffnung über ihm. Der Träger ruht auf seinen beiden Enden auf Rollen, und zwar bewegt er sich in einer auf seine Längsdimension verticalen Richtung. Jeder dieser Träger ist mit einem Hebelarm *h* verbunden, durch welchen von aussen die Platte in eine hin- und hergehende Bewegung gebracht werden kann. Wenn sich der Träger in der mittleren Lage befindet, so ruht auf ihm die ganze Erzsäule, indem die Erze so lange ausströmen bis sich auf allen Kanten des Trägers der natürliche Böschungswinkel gebildet hat, wodurch die ganze Erzsäule im Gleichgewicht erhalten bleibt.

Wie aber dem Träger mittelst des Hebels *h* eine kleine hin- und hergehende Bewegung ertheilt wird, so wird die Erzsäule aus dem Gleichgewicht gebracht und

die ausgebrannten Erze fallen von allen Kanten des Trägers in die untergestellten Wagen herab. Die Scheidemauern zwischen zwei Erzkammern ruhen auf gusseisernen hohlen Trägern *e*.

Ursprünglich war der Raum unter diesem Träger gegen die Ausströmungsöffnung in der Bodenplatte frei; weil es aber oft geschah, dass die Erze des einen Schacht - Paars die Erze des zweiten im Herabströmen hemmten, ja oft den Ausfluss desselben vollständig verhinderten, musste man bei *e* eiserne Scheider anbringen, welche an die hohlen Träger befestigt wurden.

Das Anbringen der Thonplatten ist bei diesem Ofen auch etwas anders als beim Ofen Nr. 1 und 2.

Die Platten für die äusseren Schächte (*tierra*) sind $20\frac{7}{16}$ " breit und die der mittleren nur $18\frac{7}{16}$ "; beide sind 3" dick. Diese Platten sind mit einem Bug, nach Art der Schulter, versehen. Dieses „Schulterblatt“ ist $5\frac{1}{2}$ " dick und schliesst mit der Thonplatte einen Winkel von 45° ein. Die Breite dieser Schulter — der in der Mauer eingesetzte Theil — ist je nach der Mauerstärke $4\frac{9}{16}$ — $6\frac{3}{4}$ ". Die Mauer zwischen zwei Ofenschacht-Paaren ist $13\frac{3}{4}$ " dick und wird gebildet aus zwei Schultern von einer Dicke von $6\frac{3}{4}$ ", und zwar derart, dass sich die Schultern berühren. Zwischen beide kommt eine $1\frac{1}{8}$ " dünne Mörtelschicht, somit $6\frac{3}{4}'' \times 2 + 1\frac{1}{8} = 13\frac{3}{4}$ ".

Die Scheidemauer zwischen zwei einzelnen Schächten ist $9\frac{1}{4}$ " dick und besteht aus zwei Schultern von $4\frac{9}{16}$ " Breite (mit $1\frac{1}{4}$ " Mörtelschicht-Zwischenlage).

Unter diese Formsteine kommt wieder eine Reihe von Formsteinen zu liegen. Dieselben sind ebenfalls $5\frac{1}{2}$ " dick und springen in Form eines Keiles aus der Mauer hervor, durch welchen keilförmigen Vorsprung die Platten unterstützt werden. Unter diesen Formsteinen liegen vier Reihen feuerfeste Ziegel. Dann kommt wieder ein Paar schulterförmiger Platten, sodann folgen die Formsteine mit keilförmigen Vorsprüngen u. s. f.

Bei diesem Ofen befindet sich die Feuerung 5' über der Ziehöffnung und die zur Verbrennung nötige Luft wird durch die heißen, ausgebrannten Erze unter das Niveau des Rostes gezogen. Hierdurch werden die auf den austragenden Träger angelangten Rückstände möglichst von den eingeschlossenen Quecksilberdämpfen und der lästigen Hitze frei. Beim Ofen Nr. 1 und 2 ist die Feuerung fast in einem Niveau mit den Ziehöffnungen angebracht und die ausgebrannten Erze kühlen nur in den Ziehöffnungen aus.

Der Ofen Nr. 3 ist von einem aus grossen Eisenblechplatten bestehenden Mantel gänzlich eingeschlossen. Die einzelnen Theile werden verschraubt und mit Eisenkitt verkittet. Der vorhandenen Anzahl der Thonplatten entspricht auch eine gerade so grosse Anzahl der in der Ofenansicht Fig. 8, Tafel II, ersichtlich gemachten Schaulöcher, durch welche man bei eintretenden Verstopfungen nötigenfalls mittelst einer Stange nachhelfen kann. Die normale Leistung dieses Ofens ist 36 *t* (zu 2000 lbs) = 32,659 *mt*.

Der Ofen fasst $51t = 46,267\text{ mt}$; es verweilt daher eine Charge 34 Stunden im Ofen.

Die Arbeit bei diesem Ofen ist folgende: die Träger, rechte „Rüttelplatten“, werden in Zeitintervallen von 10—15' so in Bewegung gesetzt, dass aus jeder Ablassöffnung 1t in 2 Stunden herausströmt. Insoweit nun die Erzsäule in den verschiedenen Ofenschächten in Folge des Ziehens nachgeht, wird oben aus den betreffenden Chargirtrichtern gegichtet. Es wird stets 1t Erz für einen der drei Chargirtrichter zugeführt; dieselben werden der Reihe nach, aber in Intervallen von 40' zu 40', gefüllt, so dass mit andern Worten in 2 Stunden pro Trichter 1t (0,9072 mt) Erz zugeführt wird.

Die Arbeit bei diesem Ofen braucht:

2 Mann, pro 12stündige Schicht	à 2,50 Doll.
1	à 1,25 Doll.

Die Betriebsresultate vom Jahre 1882 waren:

Verarbeitet wurden pro Ofentag 35,994t und die Kosten betragen pro Tonne (oder 0,9072 mt)

Brennmaterial	0,374 Doll.
---------------	-------------

Arbeitskosten	0,347 "
---------------	---------

	0,721 Doll.
--	-------------

oder pro mt = 0,795 Doll.

Ofen Nr. 4 war ein intermittirender Ofen, welcher jetzt abgetragen wurde.

Ofen Nr. 5 war der Versuchsofen von Hüttnér and Scott; die Leistungsfähigkeit betrug ursprünglich nur 6t, später, nach der Vergrösserung desselben, leistete er das Doppelte. Wegen seiner geringen Höhe wird das Brennmaterial nicht genügend ausgenützt und stellen sich in Folge dieses Umstandes auch die Kosten höher, so dass der Ofen sich nur selten im Betriebe befindet.

Ofen Nr. 8 ist der letzte in der Reihe der Oefen für feinkörnige Brennzeuge; er wurde bereits früher von M. G. Rolland publicirt. Auch in der Uebersetzung von J. H. Langer „Die Quecksilbergewinnung in Californien“ ist dieser Ofen besprochen worden.

Er besteht eigentlich aus zwei ganz separaten Oefen, welche in einem Ofen massiv vereinigt sind.

Jeder Ofen besitzt zwei Schächte, eigene Feuerung und Gaskammern.

Die Feuerung befindet sich 3' über der Entleeröffnung, so dass der untere Theil des Ofens als Kühlraum fungirt. Das Einsetzen der Thonplatten geschieht wie beim Ofen Nr. 3. Die letzten Platten — nahe an der Entleeröffnung — sind aus Gusseisen hergestellt. Der Ofen ist mit Eisenpanzer versehen. Seine normale Leistung beträgt 24t (à 1000 lbs) in 24 Stunden, die Ofenfassung beträgt 32t, und demzufolge bleibt eine Post 32 Stunden im Ofen.

Gegichtet wird 1000 lbs Erz auf einmal und für einen Ofen.

Die Entleervorrichtung bei diesem Ofen beruht auf demselben Principe wie die beim Ofen Nr. 3, nur hat hier die „Rüttelplatte“ eine andere Form und wird auf eine andere Art in Bewegung gesetzt. Die Rüttelplatte ruht nicht auf Rollen, sondern ist auf einem grossen gusseisernen Rahmen befestigt, welcher die Form des

Buchstaben H besitzt. Die Füsse dieses Rahmens ruhen in Lagern, welche eine oscillirende Bewegung des ganzen Stückes zulassen. Die Verbindungsstangen des Rahmens befinden sich unter der Hüttensohle und tragen eine Platte, auf welcher auf einem Geleise ein niedriger Blockwagen steht. Dieser Blockwagen hat ebenfalls ein Geleise (in senkrechter Richtung auf das Geleise der Platte), auf welchem ein 7' langer Rückstandswagen unterhalb, genau an die Entleerplatte, eingeschoben wird.

Gibt man nun mit Hilfe von Hebelen dem H-förmigen Rahmen eine oscillirende Bewegung, so bewegt sich damit auch die Platte und somit auch der Rückstandswagen und es müssen demzufolge die von der Entleerplatte herabrutschenden Erze in den Rückstandswagen fallen.

Während des Entleerens sind die Canäle geschlossen, um vor Staub zu schützen.

Die Betriebsausfälle vom Jahre 1882 weisen für diesen Ofen folgende Daten nach:

Auslagen pro Tonne Erz (0,9072 mt)	
für das Brennmaterial	0,514 Doll.
an Löhnen	0,323 "
	0,837 Doll.

1 mt = 0,9225 Doll.

Der Quecksilberhalt der Erze war 1,298% (berechnet aus dem Ausbringen).

Von welch grossem Einflusse die Einführung der Oefen Hüttnér and Scott auf die ganze Hüttenmanipulation in New-Almaden in ökonomischer Hinsicht war, lässt sich aus den bereits angegebenen Daten ersehen.

Ohne diese Oefen hätte man die feinkörnigen Zunge („tierra und granzita“) in Erzziegel formen müssen, um sie nachher in dem intermittirenden Ofen verarbeiten zu können.

Pro Tonne (= 0,9082 mt) sind:	
Röstkosten im interm. Ofen	1,368 Doll.
Kosten für Anfertigung der Erzziegel	0,500 "
Weitere Behandlung der Erz-ziegel (adobes)	0,450 "
	2,318 Doll.

Verarbeitet wurden im Jahre 1882 von „tierra und granzita“ 26 688,25t (à 0,9072 mt) und betragen die Verhüttungskosten nach

Obigem	61 831,514 Doll.
--------	------------------

die gegenwärtige Verarbeitung

in den Oefen (Syst. Hüttnér

and Scott) erheischt Kosten

20 031,850	"
------------	---

somit jährliches Ersparniss

41 831,514	Doll.
------------	-------

Stellt man einen ähnlichen Vergleich noch unter der Annahme an, dass man gezwungen wäre, die feinkörnigen Brennzeuge als Ziegel (tierra und granzita) in den gepanzerten Schachtöfen (Granza-Ofen — Exeli-Ofen) zu verarbeiten, so resultiren folgende Ziffern.

Röstkosten bei Ofen Nr. 7 u. 9	
(zusammen berechnet)	0,953 Doll.
Erzeugung und Behandlungskosten für Erzziegel	0,950 "
per Tonne (0,9072 mt)	1,903 Doll.

und $26\ 688,25t \times 1,903$ Doll. = 50 787,74 Doll.
dagegen die wirklichen Kosten
in Hüttnner and Scott Oefen 20 031,85 „

somit jährliches Ersparniss . 30 755,89 Doll.

Bei diesen Berechnungen wurde auf die Verzinsung
der Ofenanlage keine Rücksicht genommen.

Aus dem bisher Angeführten geht hervor, dass der Hüttnner-Scott-Ofen alle Forderungen, welche an einen guten Röstofen gestellt werden, erfüllt. Es ist bei ihm das Prinzip des Gegenstromes vollständig eingehalten; die Erze werden nur kalt gezogen, indem sie ziemlich lange vor der Ziehöffnung liegen gelassen werden, wodurch die Hitze ausgenützt und die letzten, etwa eingeschlossenen Quecksilbertheilchen dem Ofen wieder zugeführt werden. Das Krählen, eigentlich Wenden, ist gänzlich automatisch und vollkommen. Die Erze rollen von einer Thonplatte zur anderen, die Erzsicht, welche auf der oberen Platte am Boden lag, kommt auf die nächst niedrigere Platte auf der Oberfläche zu liegen, wo sie der Einwirkung der Flamme und der Luft ausgesetzt wird.

Dies wiederholt sich 20—30mal — je nach der Anzahl der Thonplatten im Ofenschachte. Das Chargiren und Entleeren geht gut vor sich. Die Reparaturen sollen unbedeutend und nicht kostspielig sein.

Es ist zu bemerken, dass die New-Almadener Erze sich leicht rösten lassen, und dass deshalb die hier erlangten Resultate unter anderen Verhältnissen kaum zu erreichen wären. Die Erze der „Sulphur Banks Quicksilver Mine“ beispielsweise boten diesbezüglich in Folge des Haltes an borsauren Alkalien einige Schwierigkeiten, welche jedoch durch entsprechende Einrichtungen beseitigt wurden. Es ist nicht unwahrscheinlich, dass

dieser Ofen auch zum Rösten feinkörniger Erze anderer Metalle mit Vortheil verwendet werden könnte. Besonders für nicht leicht schmelzbare Erze wäre er geeignet.

Im Jahre 1882 wurden aufgebrannt:
36 073,60t Erze und erzeugt 28 070 Flaschen Quecksilber, was einem Halt von 2,976% entspricht.

Die Kosten per Durchschnittstonne (engl.) betrugen:
Brennmaterial 0,4705 Doll.
Löhne 0,3642 „
0,8347 Doll.

Im Jahre 1883 betrug das Aufbringen der Brennzeuge 38 581,25t und das Ausbringen an Quecksilber 29 000 Flaschen, woraus sich ein Durchschnittshalt von 2,875% ergibt.

Das jährliche Aufbringen an Erzen ergibt als Vortheile der Hüttnner-Scott-Ofen eine profitable Verarbeitung grösserer Mengen Brennzeuge mit niedrigem Halt.

Im Jahre 1850 wurden 2500t Erze geröstet; von diesem Jahre an stieg das Aufbringen und erreichte im Jahre 1876 die Menge von 17 000t. Von dieser Zeit bis 1883 wuchs die Menge der verarbeiteten Erze auf das Doppelte an. Der Halt der Erze ging von 36,74% auf den jetzigen Halt (1883) 2,875 herab.

Die grösste Quecksilbererzeugung war im Jahre 1865 und betrug 47 194 Flaschen.

Im Jahre 1887 wurde folgendes Erzquantum verhüttet:

12 648 300 lbs grobkörnige Erze,
51 503 000 „ feinkörnige „

Summe 64 151 300 lbs = 32 075,65t.

Hieraus wurden 2000 Flaschen (à 75,5 lbs) gewonnen, was einem Ausbringen von 2,38% entspricht.

(Fortsetzung folgt.)

Versuche über die toxische Wirkung des Wassergases und Halbwassergases. *)

Angeregt durch den Fabriksinspector Dr. Schuler setzte das schweizerische Industrie-Departement eine Commission ein, welche unter dem Vorsitz des Herrn Prof. Lunge, die mit der Benutzung des Wassergases zu industriellen Zwecken verknüpften Möglichkeiten einer gesundheitlichen Schädigung der Arbeiter zu prüfen hatte. Wir entnehmen dem Berichte Folgendes:

„Es muss in erster Linie festgestellt werden, dass unter dem Wort „Wassergas“ von den Industriellen zwei ganz verschiedene Gasarten verstanden werden, wodurch einige Verwirrungen angerichtet werden. Das wirkliche Wassergas wird erzeugt, indem man überheizten Wasserdampf ohne Luftbeimengung durch erhitzen Cokes oder dergleichen durchleitet, wobei ein Gemenge von ungefähr 50 Raumtheilen Wasserstoff, 40 Kohlenoxyd und 10 Kohlensäure, Stickstoff u. dgl. entsteht. Dieses Gas wird zur Erzeugung ganz hoher Hitzegrade, sowie — mit Hinzufügung anderer Factoren — zur Beleuchtung verwendet.

Ehe an eine öffentliche Benutzung des Wassergases zu Leucht- und Heizzwecken, analog dem gewöhnlichen Leuchtgase, gedacht werden kann, müsste die Vorfrage gelöst sein, diesem an sich geruchlosen Gase auf irgend welchem Wege einen noch viel stärkeren Geruch als dem gewöhnlichen Leuchtgas zu ertheilen, da das Wassergas seines hohen Kohlenoxydgehaltes wegen mindestens fünf Mal so giftig als das Leuchtgas ist und seine Benutzung im geruchlosen Zustande für das allgemeine Publikum dadurch ganz ausgeschlossen erscheint.

Was in der Schweiz unter dem Namen „Wassergas“ angewendet wird, ist gewöhnlich etwas ganz anderes, nämlich ein Gas, welches dadurch erhalten wird, dass man in einen gewöhnlichen, mit natürlicher Zugluft oder Gebläse betriebenen „Gasgenerator“ Wasser oder Wasserdampf zutreten lässt. Der Wasserdampf wird von der glühenden Kohle im Generator zersetzt und mischen sich die Zersetzungspprodukte dem gewöhnlichen Generatorgas bei. Man nennt daher dieses Gasgemenge in der Industrie „Mischgas“ oder „Generatorwassergas“ oder auch „Halbwassergas“, welchen letzteren Ausdruck wir als den bezeichnendsten hier beibehalten wollen.

*) Auszugsweise mitgetheilt aus „Zeitschr. f. angew. Chemie“, 1888, Heft 16.

mindestens 20 oz Silber per Tonne), theils auf zu kalten Gang der Chargen zurück.

Zum Schlusse gibt Verfasser eine Zusammenstellung der in anderen Ländern zum Lechschmelzen verwendeten Erze:

Lend in Australien: Durchschnittlicher Gehalt der 1866 verarbeiteten Erze:

Gold . .	0,117 oz per Tonne,
Silber . .	9,915 " " "
Kupfer . .	2%
Blei . .	1%

Kongsberg in Norwegen: Durchschnittlicher Gehalt der behandelten Erze 6,71 bis 35 oz Silber per Tonne.

Talathana*), Siebenbürgen: Durchschnittlich 9,65 oz gäldisches Silber per Tonne.

Altai, Russland: Durchschnittlich 14,58 bis 17,5 oz Silber per Tonne.

Niedergarn: Durchschnittlich 17,50 oz Silber per Tonne.

Sala, Schweden: Durchschnittlich 8,46 oz Silber per Tonne.

*) Zalathna (?).

Die Red.

Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Aus dem Englischen des Samuel B. Christy von Gustav Kroupa.

(Mit Tafel II.)

(Fortsetzung von S. 32.)

B. Die Quecksilbercondensation.

Wir können, was New-Almaden betrifft, den Gegenstand wie folgt gliedern:

I. Die diversen Systeme der Condensatoren:

- a) Gemauerte Condensatoren.
- b) Eiserne Condensatoren: Röhrenleitungen und mit dem localen Namen „water-backs“ („Wasser-Rücken“) benannte Oberflächencondensatoren.
- c) Glas- und Holzcondensatoren.
- d) Reibungscondensatoren: Filter und sogenannte „Drehsiebe“, engl. „revolving screens“.
- e) Verschiedene Leitungen, Kanäle, Sammelhürme und Essen.

II. Analyse der Condensationssysteme.

III. Temperaturen der Condensatoren.

IV. Producte der Condensatoren.

V. Behandlung der Stupp („soot“).

VI. Verluste der Verhüttung:

- a) Die Beschaffenheit des Verlustes.
- b) Zusammensetzung, Gewicht und Volumen der trockenen Gase.
- c) Volum des nassen Gases.
- d) Specifiches Gewicht des Quecksilberdampfes.
- e) Der Quecksilberdampfverlust bei verschiedenen Temperaturen.

Bei der Discussion von Austin's Vortrag bemerkt Dr. Thomas Egleston, dass ihm genauere Angaben über die Versuche, welche zur Anwendung des Spurofens statt des Sumpföfens etc. führten, sehr wünschenswerth erschienen, und dass der Vortragende die durch Verflüchtigung entstehenden Edelmetallverluste nicht berührt habe.

E. G. Spilsbury erwähnt, dass zur Scheidung des in den Pyriten in äußerst feiner Vertheilung vorhandenen Goldes von der gebildeten Schlacke weniger eine besondere Leichtflüssigkeit der letzteren, als das Vorhandensein irgend eines Mittel dienlich sei, welches die Agglomeration der Goldpartikelchen ermöglicht, damit selbe überhaupt zu Boden sinken können. Eisen legirt sich nicht leicht mit Gold; desshalb glaubt Spilsbury, dass die Gegenwart von Silber, Kupfer oder Blei zur Durchführung des Processes nötig sei.

C. Kirchhoff hält die Anwendung der Lechschmelzung von localen Verhältnissen abhängig.

Austin hält es für möglich, dass das Gold im Lech nicht nur metallisch, sondern auch chemisch gebunden, in Form von Sulfosalzen, vorhanden sein können.

T. W. Clark endlich erwähnt Versuche, welche mit den Pyriten von Haile mine durchgeführt wurden.

J.

VII. Vergleich der theoretischen Betrachtungen mit der Hüttenmanipulation in New-Almaden.

VIII. Die Verbesserungen in der Quecksilber-Condensation in der Zukunft.

I. Condensations-Apparate.

Eine vollständige Condensation der Quecksilberdämpfe bietet zahlreiche praktische Schwierigkeiten, welche gewiss Jedem, der ein Amalgam zu destilliren hatte, zur Genüge bekannt sind. Viel schwieriger ist aber die Condensation der von einem Ofen entweichenden Quecksilberdämpfe zu erzielen. Dieselben sind unter die Verbrennungsgase gemischt und betragen oft weniger als 1 Vol. Proc. derselben. Ja sogar das Gewicht dieser Dämpfe ist, verglichen mit dem Gewichte der Verbrennungsgase, unansehnlich. In New-Almaden ist dieses Gewicht circa 2% des Gewichtes der Verbrennungsgase. Diese Umstände tragen wesentlich zu den Schwierigkeiten der Condensation bei, denn, um ein flüssiges Quecksilber zu erhalten, muss auch eine grössere Wärmeabnahme bei diesen Gasen stattfinden.

Damit der Zug im Ofen erhalten wird, müssen die Gase durch den Condensator mit einer bestimmten Geschwindigkeit ziehen und demzufolge werden wahrscheinlich die kleinen Kugelchen flüssigen Quecksilbers in Form von Nebel weiter getragen. Die Gase, welche einem Condensationssysteme entströmen, sind für die Aus-

trittstemperatur nothwendig gesättigt. Das Quecksilber selbst entweicht durch jeden im Condensator entstehenden Sprung und Riss, und zwar entweder im flüssigen Zustande oder in Dampfform. Flüssig bohrt sich das Quecksilber in Folge seiner Dichtheit Wege in die Fundamente und Mauern und als Dampf entweicht es in die Luft, wenn der Ofenzug versagt und im Ofen ein Ueberdruck erzeugt wird. Schliesslich werden die Condensatoren stark von der verdünnten Schwefelsäure angegriffen, welche durch Oxydation der in den Ofengasen enthaltenen schwefligen Säure entsteht. Die Schwefelsäure greift jedes Material, aus welchem die Condensatoren gebaut sind, an und zerstört es nach kürzerer oder längerer Zeit.

Das Blei als Material zur Construction der Condensatoren ist wegen seiner grossen Affinität zum Quecksilber im Vorhinein ausgeschlossen. Es würde sich nach und nach solch ein Condensator im Quecksilber gänzlich auflösen. Die in New-Almaden benützten Systeme gründen sich auf folgende, allgemein bekannte Principien:

1. Kühlen der Ofengase durch Contact mit grossen strahlenden Oberflächen, welche entweder der Luft oder dem Wasser ausgesetzt sind.

2. Niederschlagen der condensirten Quecksilberkügelchen in erweiterten Kammern, wo die Geschwindigkeit des Gasgemisches vermindert wird (durch grösseren Querschnitt).

3. Aufstellen von Reibungsflächen, Benützung von Querströmen und Wirbelbewegungen zum Niederschlagen des Metalls, bei welchen Einrichtungen die Kraft der Adhäsion niederschlagend wirkt.

a) Gemauerte Condensatoren.

Es wurden zunächst den intermittirenden Oefen grosse Kammern gebaut, welche denen vor Alters bei den Idrianer Oefen benützten Kammern ähnlich waren, und welche stets zwischen zwei Röstperioden genug Zeit zur Abkühlung gewannen. Es waren Scheidemauern mit Löchern alternativ am Boden und an der Decke in die Kammer eingebaut, wodurch der Strom abgelenkt und durch die einzelnen Theile auf und ab gezogen wurde.

Dieses System genügte für intermittirende Oefen, obwohl die Kammern oft schlecht gebaut und in Folge der abwechselnden Einwirkung von Hitze und Kälte mit Sprüngen besät waren. Dies verursachte ein grösseres Calo und Salivation (Quecksilbervergiftung) der Arbeiter. Diese Uebelstände und die Einführung der continuirlichen Oefen, bei welchen ein beständiger Strom der Gase in den Condensator übergeht, haben erkennen lassen, dass diese Kammern vollständig unzulänglich sind und so griff man zu einer anderen Form des Condensators.

Diese Art von gemauerten Condensatoren ist in den Fig. 9, 10 und 11, Taf. II versinnlicht. Man sieht aus der Zeichnung, dass jeder Condensator eine kleine und enge Kammer ist, die durch eine verticale Scheidemauer in zwei Abtheilungen getheilt ist. Die Gase treten in den Condensator nahe an der Decke ein, gehen in einer Abtheilung herab und ziehen unten durch überwölbte Oeffnungen in der Scheidemauer in die andere Abtheilung,

aus welcher sie oben dann in einen zweiten Condensator austreten. Früher waren die Condensatoren oben mittelst eines gemauerten Canals verbunden, neuerlich benützt man zu diesem Zwecke mit Vortheil Röhren aus Thon und Eisen.

Die Decken der heissen Condensatoren sind zeitweise aus gusseisernen Platten hergestellt. Diese Decken werden zum Trocknen der feuchten „tierra“ benützt. In anderen Fällen sind sie mit flachen gemauerten Gewölben bedeckt. Der Boden hat, wie Fig. 9 (Taf. II) zeigt, eine Neigung von 10° von der Mitte zu beiden Enden. Dies bezweckt das beständige Abfliessen des Quecksilbers in die Ablassrinnen. Der Boden ist sehr sorgfältig und dicht gemauert und dann mit einer Lage von Cement versehen. Darauf kommt bei allen Condensatoren — ausgenommen die heissten — eine Schutzlecke von Asphalt. In den Endmauern am Boden sind Mannslöcher von 2' im Quadrat gelassen, welche zur Reinigung der Condensatoren dienen. Bei den heissen Condensatoren sind diese Löcher geschlossen durch eiserne Platten, die mit Letten und Asche luttirt werden.

In den kalten Condensatoren müssen — weil sie saure Wasser enthalten — zum Verschlusse Glas-Schiebenster angewendet werden.

Die Condensatoren sind in einer Reihe nebeneinander derart aufgestellt, dass zwischen jedem Paar ein Luftraum entsteht. Das früher erwähnte Gerinne geht auf beiden Seiten einer Serie von Condensatoren und erhält das von den Condensatoren abfliessende Quecksilber. Dieses Gerinne ist gemauert und mit Cement und Asphalt ausgefüttert. Durch eine angemessene Neigung führt dieses Gerinne die Producte der Condensation zu Kästen, aus welchen dieselben mittelst Röhren in das Wag- und Verpackungslocale geleitet werden. Jeder Ofen hat sein eigenes Wag- und Verpackungslocal.

Ein gemaueter Condensator, verbunden mit Trockenkammern für „tierras“, ist in der Zeichnung des intermittirenden Oefens angegeben (Fig. 1 und 3). Es sind in den Condensator zwei verticale Kammern T eingebaut, in welche die zu trocknende „tierra“ oben eingebracht und unten im heissen Zustande auf die Sohle vor den Ziehöffnungen ausbreitet wird. Die Feuchtigkeit dunstet rasch aus. Die heissen Gase des Oefens circuliren um die Trockenkammern. Eine Verbesserung dieses Entwurfes zeigen die Fig. 12, 13 und 14. Diese Form ist ein Theil der Condensationsanlage des Oefens Nr. 3. Bei dieser Anordnung ist die Trockenkammer mit Thonplatten versehen, welche so gestellt sind, wie in dem Ofen Scott-Hüttner. Die Platten ruhen auf eisernen Querstangen.

Die Art, auf welche die getrocknete „tierra“ aus der Trockenkammer gezogen wird, ist aus der Zeichnung ersichtlich. Die Ofengase gehen um die Kammern herum und erhitzen deren Inhalt. Der aus der Feuchtigkeit erzeugte Wasserdampf entweicht durch die in den hohen Wänden der Kammern gebauten Canäle in die Atmosphäre.

Bei diesem Condensator trachtete man, den Quecksilberverlust, der durch Entweichen des Quecksilber-

dampfes durch die Risse der gemauerten Condensatoren und durch das Einziehen des flüssigen Quecksilbers in die Fundamente stattfindet, durch eine verbesserte Construction zu beseitigen oder eventuell zu vermindern. Zu diesem Zwecke sind die Condensatoren untercanalisiert und mit geneigten Eisenplatten in Fundamenten versehen. Diese Platten werden — um sie zu schützen — mit Theer angestrichen. Das Mauerwerk gehört zu den schlechten Wärmeleitern und ist deshalb als Material für den Condensatorenbau nicht besonders anzulehnen. Ausserdem wird der Mörtel nach und nach durch die sauren Wässer angegriffen, es bilden sich verschiedene Sulphate, welche in dem Mauerwerk auskristallisieren und so das Mauerwerk locker machen. Es erscheinen auch aus diesem Grunde alte Condensatoren oft ziemlich verbogen. Um das Mauerwerk vor dem Einflusse der Säure zu schützen, hat Randol die Wände mit einer heißen Mischung von Asphalt und Steinkoblentheer angestrichen, was sich ziemlich gut bewährt. Bei den alten Condensatoren lässt sich wegen der efflorescirenden Salze dieser Anstrich nicht anwenden. Ebenso ist er auch bei heißen Condensatoren nicht anwendbar, wo er übrigens auch nicht nötig ist, da, so lange die Gase die Temperatur über ihrem „Thaupunkt“ besitzen, die gemauerten Condensatoren wenig leiden.

b) Eiserne Condensatoren.

In Folge der niedrigen Kühlungscapacität der gemauerten Condensatoren hat man sich auch in New-Almaden für eiserne entschlossen.

Der erste, versuchsweise 1873 hier aufgestellte F. Fiedler'sche Condensator ist ein grosser Kasten, 10' 7" lang, 5' 6" breit und 5' 3" hoch.

Dieser Condensator ist bereits aus der citirten Arbeit Langer's bekannt, es genügt deshalb, wenn man erwähnt, dass sich derselbe wegen des grossen Zuges, den er nötig hatte, und wegen des allzubaldigen Stellenweisen Auflösens der Bodentheile durch saure Wässer nicht bewährte. Ferner ist auch bei den Schachtofen (für Stufen) ein eiserner Condensator eingeführt worden. Hinter dem Schachtofen ist ein besonderer gemauerten Condensator angebracht, in welchem der Flugstaub abgesetzt wird. Von da werden die zu condensirenden Gase durch drei Blechröhren von 20' Länge, 22" innerem Durchmesser und unter 20° geneigt, in den gusseisernen Condensator geführt. Der Condensator besteht aus drei Röhrentouren. Jede Tour (U-Form) besteht aus zwei verticalen gusseisernen Röhren (22" innerer Durchmesser), die eine 10', die andere 13' hoch, welche unten mittels eines unter 20° geneigten Rohres verbunden sind. Die zu einem Ofen gehörigen drei Touren sind in einem Holzkasten eingeschlossen, der beständig mit Wasser gefüllt ist. Das nötige Wasser wird in einem Graben von den Wasserhebmaschinen gebracht. Die Verbindungs-röhren ragen auf einer Seite aus dem Kasten hervor. Die Verbindungsstücke, wie auch die verticalen Röhren werden von der anhaftenden Stupp durch eiserne, an Stangen angebrachte Scheiben befreit. Mit diesen Scheiben

wird von Zeit zu Zeit hin und her gefahren. Nach dem Durchgang der Gase durch diese U-förmigen Touren werden dieselben wieder durch Blechröhren in Kammern, wo quecksilberhaltige Stupp abgelagert wird, geleitet. Auch diese Röhren sind zum Schutze gegen saure Wässer innen und auch aussen mit einem Ueberzuge von Asphalt und Theer versehen.

Dieses Condensatorsystem wurde auch vor mehreren Jahren in Idria benutzt.

Eine andere Form der Eisencondensatoren ist Randol's Oberflächencondensator, genannt „water-back“ („Wasserrücken“). Sie versprechen vorzügliche Resultate. — In beide gegenüberliegenden Endmauern des gemauerten Condensators sind gusseiserne Kästen eingesetzt. Verbunden sind die Kästen mit eisernen Röhren, und die Anordnung ist so getroffen, dass das Wasser im beiden beständig circulirt. Die Kästen sind $\frac{3}{4}$ " dick (Wände), 3' 6" lang, 16,5' hoch und 14,5" tief.

Einer der Kästen ist durch eine horizontale Scheide-wand in zwei gleiche Theile getheilt; der untere ist durch fünf Eisenröhren mit dem gegenüberliegenden Kasten verbunden. Die Röhren müssen wasserdicht in die Kästen eingepasst sein. Sechs ähnliche Röhren verbinden die oberen Theile der Kästen. Das kalte Wasser tritt in dem unteren Theile des mit dem Scheider versehenen Kastens ein, geht durch die fünf unteren Röhren zu dem gegenüber liegenden Kasten und kehrt durch die oberen sechs Röhren zurück in den oberen Theil des getheilten Kastens, von wo es dann als ausgenutzt austritt.

Wenn die Platten an der Stirnseite weggenommen werden, so gelangt man leicht in das Innere des Oberflächencondensators und es kann dann leicht das Wegschaffen des Kesselsteins oder allfällige Reparatur besorgt werden.

Als Kühlapparate sind die „water-backs“ sehr gut, und so lange sie nur die heißen Condensatoren begrenzen, werden sie auch von sauren Wässern nicht angegriffen. Sie werden deshalb hauptsächlich am ersten gemauerten Condensator jedes Systems angebracht. Die Anschaffungskosten sind verhältnissmässig klein. Durch Einführung dieses Condensators am ersten gemauerten Condensator der Condensationsanlage beim Ofen Nr. 1 hat man ersehen, dass so ein mit „water-back“ versehener Condensator in der Leistung drei gewöhnlichen gemauerten Condensatoren gleichzuhalten ist. Hiedurch ist bewiesen, wie bedeutend energetischer mit Wasser gekühltes Eisen als gewöhnliches Mauerwerk die Ofengase abkühlt.

Die einzige und grösste Schwierigkeit jedoch ist, das Eisen vor dem Einflusse der Säure zu schützen. Wenn Asphalt und Steinkoblentheer gewissenhaft aufgetragen werden, so widersteht das Eisen so ziemlich dem Angriffe der Säuren. Doch wird durch Reinigung stellenweise das Metall entblösst und dann durch saure Wässer mehr angegriffen.

Das Bower-Barff-Eisen, wenn es nicht zu theuer ist, würde sich am besten für die Quecksilbercondensatoren eignen.

c) Glas und Holzcondensatoren.

Randol und Fiedler liessen sich einen solchen Condensator patentiren. Der Zweck desselben war, das schwere Mauerwerk überhaupt, besonders aber, wo die Temperaturen niedrig und die sauren Wässer wirksam ätzend sind, durch eine leichtere Construction von Holz und Glas zu ersetzen.

Die verbesserte Construction ist aus der Fig. 15 ersichtlich. Man entnimmt derselben, dass alle Seiten des Condensators aus Glasscheiben gemacht sind, welche ohne Glaserkitt eingesetzt werden. Die Holzbestandtheile sind auf ein Minimum reducirt und es sind weder Nägel noch andere Metallbestandtheile zur Herstellung dieser Condensatoren benützt worden. Der saft geneigte Boden ist aus geschnittenen Glasscheiben auf Art der Schindeln auf einem Dache zusammengelegt. Die Glasscheiben sind am unteren Ende in V-Form geschnitten. Ueber diesen geneigten Boden fliesst das condensirte Quecksilber in ein hölzernes Gerinne.

Die Hauptfigur des Condensators ist ein quadratisches Prisma ($4\frac{1}{2}' \times 4\frac{1}{2}' \times 25'$), bedeckt mit einem Glasdach. Die Condensatoren sind durch kurze Lutten verbunden, welche den Prismen ähnlich construirt sind.

Diese Lutten verbinden abwechselnd die Prismen oben und unten 4' über dem Boden.

Es steigen demzufolge die Gase in einem Prisma auf und gehen im zweiten herunter.

Damit die condensirten Kugelchen aus der Wirkung des Stromes weggeschafft werden, ist in jedem Prisma ein todter Raum gelassen (oben und unten), wo die Kugelchen die nöthige Zeit zum Absetzen gewinnen. Diese Condensatoren widerstehen den sauren Wässern gut und so lange sie in continuirlichem Betriebe sich befinden, arbeiten sie auch gut.

Nur im Falle einer zeitweiligen Stockung des Ofenbetriebes trocknen sie aus und in Folge dessen schrumpfen die Holzbestandtheile zusammen, wodurch der Condensator leck und der Ofenzug dann gestört wird.

Diesem zeitweiligen Uebel lässt sich aber abhelfen, wenn die Holzbestandtheile nach dem Auspumpen der Luft aus den Poren mit Steinkohlentheer oder heissem Asphalt imprägnirt werden. Da nur wenig Holz bei der Construction angewendet wird, werden auch die Imprägnirungskosten unwesentlich sein.

Als den Säuren am besten widerstehendes Holz ist das der Fichte erkannt worden.

d) Frictions-Condensatoren.

Es ist in New-Almaden die Erfahrung gemacht worden, dass die Raschheit der Condensation nicht allein von der Grösse der Kühl Oberfläche und des Raumes zur Ablagerung der Kugelchen, sondern auch von der Grösse der Frictions- oder Adhäsionsoberfläche, welchen die Gase ausgesetzt werden, abhängt.

Es ist auch ferner die Nützlichkeit des Gegenstromes und der Wirbel beobachtet worden.

Es wurden verschiedene Vorrichtungen getroffen, welche diese Erfahrung ausnützen sollten. So sind z. B.

hölzerne Gitter, Platten im Zickzack, Scheidewände u. s. f. aufgestellt worden.

Unter diesen Vorrichtungen hat sich aber besonders eine als sehr nützlich erwiesen und das sind die „Dreh-Siebe“, unter dem localen Namen „revolving screen“ bekannt.

Diese Erfindung, angebracht in den älteren geäuerten Condensatoren, hat sich so wirksam erwiesen, dass man bei den Schachtöfen für dieselben besondere gemauerte Condensatoren zwischen dem früher erwähnten Eisencodensator und die Stuppkammer eingeschaltet hat. Diese Condensatoren sind viereckige Prismen von $13' 1'' \times 10' 3'' \times 30'$ äusseren Dimensionen.

Statt Scheidemanern sind in denselben drei Dreh siebe angebracht.

Jedes Sieb besteht aus einer schweren hölzernen Achse, deren Lager sich im Mauerwerk des Condensators befinden, so dass man von aussen der Achse eine beliebige Lage ertheilen kann. Jede dieser drei Achsen trägt eine Sperrklappe von dicken Bohlen; ist diese Klappe horizontal gestellt, so versperrt sie den Durchgang der Gase gänzlich.

Wenn alle drei Klappen vertical stehen, so ist der Condensator in zwei Abtheilungen getheilt und bei Aenderung der Winkel werden auch dem Gasstrom verschiedene Richtungen vorgeschrieben.

Ausserdem trägt die Achse hölzerne Arme, die ähnlich den Zähnen eines Kamms angebracht, jedoch so vertheilt sind, dass hiedurch die Elemente einer Schraubenfläche gebildet werden. Diese Arme bieten dem Zuge der Gase ein kleines Hinderniss, verursachen aber mehrfache Richtungsänderungen derselben und geben Veranlassung zur Wirbelbildung, wobei sie natürlicher Weise gleichzeitig eine beträchtliche Frictions- und Adhäsionsoberfläche bilden.

Der Condensator, sowie auch die Siebe sind mit einer starken Schicht von Asphalt bedeckt.

e) Canäle, Luttenleitungen, Thürme und Essen.

Nachdem die Gase den letzten Condensator verlassen, ziehen sie durch hölzerne Luttenleitungen zu gemauerten Thürmen und von da durch am Bergabhang gemauerte, theilweise in die Erde eingebaute Canäle zur Esse. Die hölzerne Luttenleitungen, welche jetzt verwendet werden, sind durch Backer ziemlich vervollkommen. Der Hauptvortheil soll der sein, dass sie stets, ob im Betriebe oder ausser Betrieb, nicht bleibent. Es sind fast viereckige hölzerne Lutten, deren Seiten statt eben zu sein, schwach cylindrisch geformt sind. Sie haben $36'' \times 36''$ Seitendimensionen und 2" Krümmung (vom höchsten Punkt des Bogens zu der Mitte der Luttenseite). Die Lutten selbst bestehen eigentlich aus zwei Lutten (bis zu den Ecken), deren einzelne Theile mit Feder und Nuth eingepasst werden. Zwischen einzelne Lagen kommt eine Schicht von Asphalt Papier oder Asphalt filz zu liegen.

In Intervallen von 6' sind hölzerne quadratische Rahmen angebracht, welche inwendig dieselbe Krümmung

erhalten wie die Lutten, so dass die Rahmen innen genau die Lutte greifen. Die verticalen Theile können mittelst Keile und die horizontalen Theile der Rahmen können an die Lutten mittelst Schraubenbolzen fest angezogen werden. Sie werden in der Regel in trockenem Zustande angezogen; wenn sie dann feucht werden, schwollen sie an und werden sehr dicht.

Aus den Zeichnungen Fig. 16 und 17, Taf. II, ist die Construction genügend ersichtlich. Die Eckhölzer sind aus einem Stück gemacht. Die Luttenleitung ist gewöhnlich von innen mit einem Futter von Asphalt und Steinkohlentheer versehen und von aussen mit denselben Stoffen angestrichen. Die Hilfsfeuerungen sind in Thürmen am Fusse der Canalleitung zur Esse (an der Berglehne) aufgestellt; es bezwecken dieselben, bei ungünstigem Wetter den Zug der Gase durch den Condensator zu befördern. Die Hilfsfeuerungen sind zumeist in den Sommermonaten im Betriebe.

Die Gase von Ofen Nr. 1 und 2 gehen ebenfalls in so einen Thurm mit Hilfsfeuerungen, aus welchem sie dann in die theilweise im Berggehänge eingegrabene und am Boden befahrbare und cylindriache, 131' lange Canalleitung ziehen. Diese Canalleitung mündet in eine 20' hohe Esse. Der Essenkopf ist 61,3' über der Ofengicht und 100,6' über der Hüttensohle. Die Entfernung von der Hilfsfeuerung bis zu dem Essenkrande beträgt somit 151'.

Die Gase von den Oefen 7 und 9 gehen auch in einen gemeinschaftlichen Thurm mit einer Hilfsfeuerung. Von da ziehen sie ebenfalls durch eine 410' lange cylindrische Canalleitung (innerer Durchmesser 4') zu einer gemauerten Esse. Diese entlässt die Gase in der Höhe von 233' über der Hüttensohle und 202' über dem Gichtniveau in die Atmosphäre.

Die Esse ist 5' im Quadrat an der Sohle und 4' im Quadrat am Schornsteinkopf dimensionirt (innere Dimension) und 60' hoch.

Die Gase von den Oefen Nr. 3, 6 und 8 gehen aus den bezüglichen Condensatoren durch eine 117' lange hölzerne Luttenleitung in einen gemauerten Thurm, wo sie alle vereinigt werden. In diesem Thurm ist die Hilfsfeuerung durch einen Ventilator von Guibal ersetzt. Die Gase gehen dann durch eine cylindrische gemauerte, 650' lange Canalleitung zu der zu diesen Oefen gehörigen Esse. Dieser Schornstein ist 80' hoch, unten 5' im Quadrat und am Kranze 4' im Quadrat gross.

Der Schornsteinkranz befindet sich 385' über der Hüttensohle. Der totale Weg, welchen die Gase von den Oefen 3, 6 und 8 zu machen haben, ist daher:

Luttenleitung	117'
Gemauerte Canäle	650'
Essenhöhe	80'
Im Ganzen	847'

Der Guibal'sche Ventilator hat 8' im Durchmesser, ist 27" breit und läuft mit einer Geschwindigkeit von 60—70 Touren. Betrieben wird er durch ein kleines Wasserrad, System Knight. Das nötige Betriebswasser liefern die Gruben, und es wird dasselbe nach der Kraftabgabe zur Condensation verwendet. Der

Ventilator gibt befriedigende Resultate; die einzigen Kosten, die er verursacht, sind Reparaturen.

Die Flügel des Ventilators leiden wohl durch die sauren, nassen Dämpfe; doch ist die Auswechselung derselben nicht theuer.

Der Vortheil, der durch Einführung des Ventilators entstand, ist außer Kohlenersparniß noch der, dass man nun die früher geheizte, 410' lange Canalleitung (in der Berglehne) als einen Theil des Condensators betrachten kann. Eine derartige Änderung wird auch bei den anderen Ofensystemen eingeführt werden.

II. Analyse der Condensationssysteme.

Es ist schon früher erwähnt worden, dass jeder Ofen sein eigenes Condensationssystem hat, welches zwischen dem Ofen und dem Punkte, wo die Gase in die Canalleitung der Berglehne eintreten, liegt. Dieselben sind sämmtlich verschieden angeordnet. Dies ist theilweise die Folge zahlreicher Versuche und Einführungen von Neuerungen, hauptsächlich aber sind sie durch die Bemühungen, das Quecksilberausbringen zu vergrössern, entstanden.

Die Hütte ist, seit sie das Eigenthum der Gesellschaft wurde, beständig im Betriebe und alle die Änderungen sind während des Betriebes vorgenommen worden.

Die einzelnen Systeme sind somit nicht aus freier Wahl, sondern durch das Bedürfniss entstanden; es genügt hier, wenn nur ein System als Beispiel angeführt wird.

Das Condensationssystem des Oefens Nr. 1 besteht aus:

Gemauerte Condensatoren	6 Stück	{ 4 Doppel-
Eisenoberflächencondensatoren	2	"
Verbindungsrohren von Eisen	12	"
"	Thon	13
Holz- und Glascondensatoren	10	"
Holz- und Glasleitungen	5	"
Hölzerne Luttenleitungen	7	"
Gemauerte Thürme	1 1/2	"
"	Canalleitung	2/3
"	Esse	2 3/4

Das Totalvolumen des soeben analysirten Systems beträgt 26 667 Kubikfuss, die gesamte Kühlfläche 18 653 Quadratfuss und der Weg 687'.

Der erste gemauerte Condensator ist mit dem eisernen Oberflächencondensator oder dem "Wasserrücken" (water-back) versehen.

Die Condensatoren stehen nebeneinander und haben einen Zwischenraum von 4'. Verbunden sind sie durch die früher genannten Eisen- und Thonröhren.

Zwei der Doppelcondensatoren enthalten Drehsiebe. Die gewöhnliche Höhe der Condensatoren ist 24' 9" und die Breite 6—11', diese ist abhängig davon, ob der Condensator einfach oder doppelt ist.

Die Fundamente der Condensatoren haben überwölbte Canäle, in welchen das eventuell durchgehende Quecksilber sich sammelt und von wo es in die Wagzimmer geführt wird.

Das meiste Quecksilber setzt sich in den gemauerten Condensatoren ab; das Hauptproduct der Holz- und Glascondensatoren ist saures Wasser mit sehr kleinen Mengen Quecksilber.

Der kürzeste Weg der Gase vor ihrem Austritt in die Atmosphäre ist erfahrungsmässig mit 690' bestimmt worden.

(Fortsetzung folgt.)

Production der Bergwerke, Salinen und Hütten im Deutschen Reiche und Luxemburg im Jahre 1887.

I. Bergwerks-Production.		Production im Jahre 1887		Production im Jahre 1887	
		Menge t zu 1000 kg	Wert M	Meng. t zu 1000 kg	Wert M
I. Mineralkohlen und Bitumen.					
Steinkohlen	Deutsch. R.	60 333 984	311 077 310		
Braunkohlen	"	15 898 634	40 201 381		
Asphalt	"	34 483	186 125		
Erdöl	"	10 444	933 122		
Graphit	"	2 960	186 342		
2. Mineralsalze.					
Steinsalz	Deutsch. R.	405 419,692	1 862 063		
Kainit	"	239 412,380	3 409 015		
Andere Kalisalze	"	840 691,246	9 437 041		
Bittersalze	"	23 235,475	178 260		
Boracit	"	153,169	61 069		
3. Erze.					
Eisenerze	Deutsch. R.	6701 394,982	28 664 251		
detto	Luxemburg	2649 711,200	5 341 021		
Zinkerze	Deutsch. R.	900 712,229	10 022 099		
Bleierze	"	157 570,006	15 923 240		
Kupfererze	"	507 586,729	14 551 715		
Silber- und Golderze	"	25 725,580	4 177 720		
Zinnerze	"	125,666	165 002		
Kobalt-, Nickel- u. Wismuth-erze	"	318,945	543 471		
Antimon- und Manganerze	"	38 386,679	1 023 606		
Arsenikerze	"	323,000	19 886		
Uran- und Wolframerze	"	32,997	66 190		
Schwefelkies	"	101 135,648	771 298		
Sonstige Vitriol- u. Alaunerze	"	549,900	4 625		
II. Salze aus wässriger Lösung.					
Kochsalz (Chlornatrium)	Deutsch. R.	484 092,347	11 433 603		
Chlorkalium	"	128 230,089	17 170 195		
Chlormagnesium	"	12 667,390	151 331		
Schwefelsaure Alkalien:					
a) Glaubersalz	"	53 996,516	1 536 114		
b) Schwefelsaures Kali	"	25 364,667	4 024 348		
c) Schwefelsaure Kali-magnesia	"	24 082,023	1 235 376		
Schwefelsaure Magnesia	"	28 974,408	291 928		
Schwefelsaure Erden:					
a) Schwefelsaure Thonerde	"	21 929,913	1 949 198		
b) Alaun	"	3 776,743	480 769		
III. Hütten-Production.					
Roheisen:					
a) Holzkohlen-Roheisen	Deutsch. R.	29 845,105	3 537 000		
b) Steinkohlen- u. Cokes-Roheisen, sowie Roh-eisen aus gemischtem Brennstoffe	Luxemburg	3502 069,128	146 833 183		
detto	"	492 038,971	16 072 423		
Zink (Blockzink) (einschl. des zu Blechen, Zinkweiss od. Zinkwaren verwendeten)	Deutsch. R.	130 493,931	36 597 406		
Blei: a) Blockblei (einschl. des zu Bleiblechen und Bleiwaaren verwendeten)	"	94 920,884	22 495 189		
b) Kaufglätte	"	4 445,534	1 043 590		
Kupfer: a) Hammergares Block-, Rosetten- (einschl. des zu Kupferwaaren verwendeten)	"	20 847,940	18 171 998		
b) Schwarzkupfer z. Verk.	"	19,810	6 264		
c) Kupferstein z. Verk.	"	396,561	166 650		
Silber (Reinmetall)	Kilogramm	367 633,12	48 158 010		
Gold (Reinmetall)	"	2 250,74	6 281 480		
Nickel u. nickelhaltige Neben-produkte, Blaufärbwerk-produkte, Wismuth (Metall) und Uranpräparate	Tonnen	711,305	3 896 197		
Cadmium (Kaufwaare)	Kilogramm	7 310,00	48 497		
Zinn: a) Handelswaare	"	65,619	147 620		
b) Zinnsalz (Chlorzinn)	"	356,539	596 616		
Antimon u. Mangan (Antimon-, Zinn- und Bleilegi-rungen, Mangankupfer, Manganmetall u. Mangan-bronze)	Tonnen	56,668	59 323		
Arsenikalien	"	1 755,099	417 006		
Schwefel	"	2 286,247	242 098		
Schwefelsäure: Engl. Schwefelsäure, rauch. Vitriolöl	"	382 893,636	12 725 723		
Vitriol: a) Eisenvitriol	"	8 771,149	289 349		
b) Kupfervitriol	"	4 797,455	1 274 865		
c) Gemischter Vitriol	"	329,757	43 827		
d) Zinkvitriol u. e) Nickel-vitriol	"	1 268,212	83 730		
f) Farbenerden	"	880,253	114 526		

(„Chem. Ztg.“, 1888, 1643.)

Notizen.

Ueber Naphthagas- und Lustgemenge entnehmen wir nach der „Revue universelle“ den Versuchen von Jawein und Lamansky über Leuchtkraft und Explosionsfähigkeit kurz folgende Angaben.

	1.	2.	3.
Naphthagas	= 0,685	- 3,3 - 31.	
Gemenge mit 5% Luft	= 0,719	- 3,3 - 25.	
" " 10% "	= 0,732	- 3,3 - 21.	
" " 20% "	= 0,755	- 3,4 - 15.	
" " 50% "	= 0,796	- 3,5 - 5 ¹ 2.	

Hiebei ist 1. das specifische Gewicht des Gemenges, 2. der stündliche Verbrauch in Cubikfuss und 3. die Leuchtkraft in Kerzen.

Mit zunehmender Luftmenge steigt das Gewicht, während die Lenchkraft abnimmt; letztere kann natürlich auf Kosten des Consums durch hinreichenden Druck erhöht werden. Mit 16" Druck erzeugte das Gas mit 50% Luft circa 23 Kerzenstärke, aber der stündliche Consum war 5,7 Cubikfuss. Die Explosionsfähigkeit anlangend, so wurde Nachstehendes constatirt. Es explodierte 1 Volum Gas mit folgenden Luftmengen: 4,9 bis 5,2 nicht, 5,6 bis 5,8 schwach, 6,0 bis 6,5 stark, 7,0 bis 9,0 sehr stark, 10,0 bis 13,0 stark, 14,0 bis 16,6 schwach, 17,0 bis 17,7 sehr schwach und mit 18,0 bis 22,0 Volumen Luft gar nicht. Ein Gas- und Luftgemenge ist also schlagend, wenn es aus 1 Volumen Gas und 5,6 bis 17,7 Volumen Luft besteht, das heisst, wenn es nicht unter 85% und nicht über 94,4% Luft enthält. Diese Grenzwerte sind natürlich nicht absolute, sondern

Fläche von 166 016,0 ha vertheilte sich auf 1608 ha | durchschnittlich eine Fläche von 103,2 ha (+ 2,1 ha)
(— 38 ha) Privatbesitzer, so dass auf einen derselben | entfiel.
(Fortsetzung folgt.)

Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Aus dem Englischen des Samuel B. Christy von Gustav Kroupa.

(Mit Tafel II.)

(Fortsetzung von S. 45.)

III. Temperatur der Oefen und Condensatoren.

Die Temperaturmessungen sind beim Ofen Nr. 9 vorgenommen worden; das Resultat derselben war:

a) Ofentemperaturen.

Im niedrigsten Schauloch (über der Feuerung)	823° C.
„ nächstfolgenden „ „ „	946 „
„ „ „ „ „	878 „
und im höchsten „ (vor dem Austritt aus dem Ofen)	372 „

Das zweite Schauloch weist die grösste Temperatur auf, wahrscheinlich in Folge der Verbrennung der Cokes, welche mit dem Erze gemischt wurden.

Die Gase entweichen also mit einer Temperatur von 372°, somit um 12° höher als der Siedepunkt des Quecksilbers, was für den vorliegenden Fall vollständig genügend ist.

b) Condensatorstemperatur.

Austrittstemperatur der Gase aus dem Ofen 372° C.

Eintrittstemperatur beim ersten gemauerten Condensator	190,6° C.
Ende des zweiten gemauerten Condensators	37,8 „
„ „ ersten Glas- und Holzcondensators	25,6 „
„ „ zweiten „ „ „	17,8 „
„ „ dritten „ „ „	15,6 „
„ „ vierten „ „ „	14,1 „
„ „ fünften „ „ „	14,4 „
„ „ sechsten „ „ „	13,9 „
„ der Holzluftleitung, Eintritt in die gemauerten Canäle am Bergabhange . .	13,3 „
hiebei Aussentemperatur	12,8 „

Aus dieser Zusammenstellung der Temperatur geht zunächst hervor, dass die Temperatur am schnellsten in dem Zuleitungsrohre und am wenigsten in den Holz- und Glascondensatoren sinkt.

In Folge dessen wäre auch ein weiteres Hinzufügen von Condensatoren ohne Erfolg und es müsste wahrscheinlich, um noch unter die angegebene Grenze gehen zu können, künstliche Kühlung angewendet werden.

Man kann mit dem erzielten Resultate beim Kühlung des Condensators gewiss zufrieden sein, nachdem ja die Austrittstemperatur der Gase die Aussentemperatur nur um 0,5° C übersteigt.

IV. Das Product der Condensation.

Man bekommt im Condensator nicht reines Quecksilber, nachdem ja stets etwas Erzstaub mitgetragen wird. Der Flugstaub setzt sich gewöhnlich in dem ersten Condensator jeder Condensationsanlage ab.

Es sind auch schon neutrale schwefelsaure Salze gefunden worden, obwohl solche Funde rar sind. Die

inneren Flächen des Condensators sind mit schwarzem Russ — mit der Stupp — bedeckt.

Die Stupp besteht hauptsächlich aus unverbranntem Kohlenstoff und verschiedenen Kohlenwasserstoffen. Dieselten sind Producte einer unvollständigen Verbrennung des Brennmaterials und der Destillation des in den Erzen enthaltenen Bitumens.

Die Stupp hält einen grossen Theil des Quecksilbers eingeschlossen; es kann theilweise durch mechanische Behandlung aus derselben abgeschieden werden.

Die New-Almadener Stupp ist nicht analysirt worden, doch nimmt man an, dass sie von der Irianer Stupp in der Zusammensetzung nicht besonders abweichen wird.

Das meiste Quecksilber kann — wie schon bemerkt — durch mechanische Mittel extrahirt werden. Man gibt dann die Rückstände von der mechanischen Behandlung der Stupp mit 10% Quecksilberhalt an, wovon jedoch der grössere Theil als Sulphate und Sulphide vorhanden sein soll.

Die Stupp enthält auch Bruchstücke aus den gemauerten Condensatoren; in den Holz- und Glascondensatoren ist sie jedoch mit verdünnter Schwefelsäure vermischt. Die heissen Condensatoren — die ersten hinter dem Ofen — enthalten zumeist nur Quecksilber und trockene Stupp gemischt mit etwas Erzstaub. Die weiteren Condensatoren geben Quecksilber, feuchte Stupp und die letzten (Glas- und Holzcondensatoren) liefern schwarzes, saures Wasser, in welchem die meisten Quecksilbersalze aufgelöst sind und in welchem winzig kleine Kugelchen von fein vertheiltem Quecksilber schwimmen.

Die Canalleitung am Berggehänge endlich enthält fast nur trockene Stupp und selten mit blossem Auge sichtbare Quecksilberkugelchen.

Die Stupp der Holz- und Glascondensatoren, welche eigentlich nur einen schwarzen Schmud bildet, wird in besonderen Setzkästen separirt und filtrirt. Die Kästen sind aus starken Bohlen construirt und besitzen verticale Scheidewände, die den Strom zu einem Wege in Schlangenlinie zwingen. In den einzelnen Abtheilungen befinden sich Filter von Holzkohle und Cokes, welche von Zeit zu Zeit herausgenommen und erneuert werden. Die benützten Filter werden der Beschickung zugeschlagen. Das am Boden jeder Abtheilung sich ansammelnde Quecksilber fliesst durch ein Ansatzrohr auf dem Boden zum Wagg Zimmer, ohne dass es nöthig wäre, dasselbe früher zu reinigen.

In den Condensatoren sammelt sich die Stupp nach und nach an den Wänden und fällt dann zu Boden, von wo sie von Zeit zu Zeit durch die Mannlöcher mit langen Krücken herausgeschafft wird.

Diese Arbeit besorgen besondere Arbeiter, die so genannten „Stupp-Männer“ (soot-men). Die Krücken sind von Holz gemacht, oder werden auch, damit beim öfteren Reinigen der Boden nicht viel abgerieben werde, aus groben und dicken Tuchlappen, welche in der Mitte durch Eisenplatten zusammengehalten werden, hergestellt.

Der Boden der Condensatoren kann während des Ofenbetriebes gekehrt werden, weil die Arbeiter wegen des guten Zuges von Dämpfen nicht belästigt werden und weil hiebei stets nur ein einziges Loch aufgemacht wird. Das zweite Mannsloch wird erst dann aufgerissen, wenn das erste solide zugestellt ist. Nur am Ende der Campagne (bei der Hauptkehrung) treten die Arbeiter in die Condensatoren, wo Alles von den Decken und Wänden gründlich abgekehrt wird.

Da sich bei dem folgenden Anlassen der Oefen zunächst wieder die Wände mit der quecksilberhaltigen Stupp bedecken müssen, dauert es oft tagelang (bis 7 Tage), bevor ein Quecksilber zum Vorschein kommt; desswegen wird auch das bei der vorhergehenden Kehrung gewonnene Quecksilber der nächsten Campagne zugeschlagen.

Unter diesen Verhältnissen ist es selbstverständlich äusserst schwer, das genaue Ausbringen eines gewissen Theiles der Brennzeuge — wenn auch nur versuchsweise — ermitteln zu können.

Es ist da Alles abhängig von der Sorgfalt, mit welcher die Kehrung vor und nach der Campagne ausgeführt wurde. Die zu reinigende Fläche ist ziemlich gross, die Reinigung in Folge der ungesunden Einwirkung des Quecksilbers dem Arbeiter unangenehm, die Beaufsichtigung derselben beschwerlich und es ist deshalb kein Wunder, wenn diese auf das Ausbringen so grossen Einfluss nehmende Arbeit in einzelnen Fällen nicht genau ausgeführt wird.

V. Behandlung der Stupp.

Es sind hier auch in dieser Richtung zahlreiche Versuche gemacht worden. Gegenwärtig breitet man die Stupp auf geneigten Flächen von Cement aus und arbeitet sie nach Zusatz trockener Holzasche mit langen hölzernen Krücken gründlich durch. Es wird mit den Krücken so lange gerieben, als sich noch überhaupt ein Quecksilber auf diese Weise gewinnen lässt. Sodann werden die Rückstände demjenigen Ofen zur Verarbeitung zugeheilt, von welchem sie zu der Stupparbeit gekommen sind.

Es sind hier auch Versuche gemacht worden, die Stupp mit heißer, aus der Holzasche gewonnenen Lauge zu mischen und in derselben aufzuröhren. Man versuchte es in Amalgamationsfässern, welche durch Wasserkraft betrieben wurden, doch ist die gegenwärtige Methode billiger und gibt bessere Resultate.

Besondere Aufschreibungen über die Menge der Stupp sind nicht vorhanden. Das Quecksilber aus der Stupp wird jenem Ofen gut geschrieben, von welchem sie stammt. So wurden zum Beispiel im Jahre 1882 26 948 Flaschen Hg aus den Condensatoren und 1122 Flaschen aus Stupp = 28 070 Flaschen erzeugt. Aus der Stupp

also 3,997%. Man kann sagen, dass nur 4—5% der ganzen Quecksilbererzeugung durch mechanische Mittel extrahirt werden. Dies soll auch die Ursache sein, dass man auf die Verbesserung dieser Arbeit keine besondere Sorgfalt verwendet. Die Stupparbeit kostet in New-Almaden, die Kehrungskosten inbegriffen, pro Flasche hiebei gewonnenen Quecksilbers, 2,237 Dollar, hiezu kommen noch die Kosten der Erzarbeit. Diese sind früher mit 0,066 Dollar angegeben worden.

Die Stupparbeiter leiden wohl von Fall zu Fall an Quecksilbervergiftungen, obwohl, um die Einwirkung des Quecksilbers hintanzuhalten, Masken angeschafft und die Benützung der Bäder angeordnet wurde. Die Arbeiter sind bei dieser Arbeit verhältnissmässig besser bezahlt.

Es werden auch Versuche gemacht, die Handarbeit durch hydraulische Pressen zu ersetzen; auch wenn sich dieselben erfolgreich erweisen, so wären die Kosten der Stupparbeit auf ein Minimum reducirt. Nachdem das vorhandene Wassergefälle zur Erzeugung der nötigen Pressung genug gross ist, so wären dann nur die Kosten der Kehrung zu berücksichtigen.

VI. Der Verlust bei der Verhüttung der Quecksilbererze.

In der schon ziemlich voluminösen Quecksilberliteratur ist der Verlust bei Verhüttung der Quecksilbererze verschieden angegeben worden, so von 50% bis 0,1%; dafür findet man nirgends eine angemessene Bestimmung der niedrigsten Grenze des Verlustes bei gegebenen Verhüttungsarten und ebenso wenig auch ein Kriterium zur Beurtheilung der Leistung und Bestimmung des relativen Werthes eines bestimmten Condensationsystems.

Für die Quecksilbergewinnung ist die Condensation der delicateste Punkt; wir müssen deshalb der vorzüglichen Arbeit von S. B. Christy um so grösseren Werth beilegen, als sie die erste ist, welche uns in diesem wichtigen Punkte so werthvolle Anhaltspunkte liefert. Es werden zunächst die Verlustquellen wie folgt eingetheilt:

1. Ofenverlust: Verlust im Quecksilberhalte der Ofenrückstände.
2. Condensatorsverlust: Verlust an Quecksilber in Dampfform und in flüssigem Zustande.
3. Essenverlust: Verlust an Quecksilber: a) in Dampfform und b) in flüssigem Zustande.

1. Der Ofenverlust.

Bei der modernen Construction der Oefen ist dieser Verlust, wenn gut gearbeitet wird, fast ohne Bedeutung.

Wenn der Ofen gut construirt und mit einem Eisenmantel und mit Eisenplatten in den Fundamenten versehen ist, wenn die Gase mit einer Temperatur über dem Siedepunkte des Quecksilbers abgeleitet werden und die Erze genügend lang im Ofen verbleiben, so dass alles Quecksilber frei wird, und wenn schliesslich der Zug gut erhalten wird, damit keine Rückpressung entsteht, so ist zweifelsohne diese Verlustquelle unbedeutend. Treten trotzdem grössere Verluste ein, so sind sie nur

der Unvorsichtigkeit der Arbeiter und der Nachlässigkeit der Aufsicht zuzuschreiben.

Die erwähnten Bedingungen sollen in New-Almaden in bewunderungswürdiger Weise erfüllt sein.

Die Rückstände zeigen unwägbare Mengen von Quecksilber. Bei gutem Ofengange soll das Maximum des Quecksilberhaltes in den Rückständen 0,05% gewesen sein. Die Analyse der Rückstände wird nach der Methode Reese's von Falkenau und Reese's aus San Francisco ausgeführt, welche sehr einfach und genau sein soll. Die Beschreibung derselben ist nicht gegeben.

2. Condensators-Verlust.

Wenn ein guter Zug im Condensator erhalten wird, so ist der Verlust an Quecksilber in Dampfform mit Null zu bezeichnen. Größer ist jedenfalls der Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande, denn ein Teil desselben dringt in das Mauerwerk ein, doch ist dieser Verlust mehr als unproductives Capital zu betrachten, weil das Quecksilber nach dem Niederreissen der alten Condensatoren durch Zuschlägen des Mauerwerkes zur Ofenbeschickung wieder gewonnen wird.

3. Der Essenverlust.

Dieser unvermeidliche und grösste Verlust ist, wie schon früher erwähnt, zweifach. Verlust an Quecksilber a) in Dampfform, b) in flüssigem Zustande. Die Gase, welche vom Ofen entweichen, müssen natürlicherweise bei der Temperatur gesättigt sein, bei welcher sie entweichen.

Regnault's Versuche zeigen, dass das Quecksilber bei jeder Temperatur, ja sogar bei -39°C ., flüchtig ist. Da das Volumen der entweichenden Ofengase enorm ist, muss auch der Verlust an Quecksilber in Dampfform bedeutend sein. Es ist nicht schwer, diesen Verlust für gegebene Fälle zu berechnen.

Schwieriger jedoch verbüllt sich's mit dem Verluste an Quecksilber im flüssigen Zustande.

Man müsste zunächst die Grenze für den Durchmesser der Quecksilberkugelchen berechnen, bei welchem sie in einem aufsteigenden Strome von gegebener Geschwindigkeit und Dictheit noch entfliegen. Aber bis jetzt sind keine verlässlichen Mittel bekannt, um zu berechnen, wie viele solcher Kugelchen in dem Strome der Ofengase mitgetragen werden. Ausserdem ist es noch eine Streitfrage, ob dieser Quecksilbernebel aus festen Kugelchen oder nur aus hohlen Bläschen besteht. Die Beseitigung dieses Verlustes kann vielleicht durch mechanische Mittel, z. B. durch Filtration oder durch eingelegte Reibungsflächen gelingen. Was jedoch den ersten Verlust betrifft (Quecksilberdampf), kann man die Behauptung aufstellen, dass er unter den gegebenen Verhältnissen unvermeidlich sei; es ist deshalb die Aufgabe des Quecksilberhüttenmannes, diesen Verlust bei bestehender Hütteinrichtung wenigstens auf das Mögliche zu reduzieren. Man muss deshalb zunächst die Beschaffenheit dieser Gase genau kennen, das Volumen und das Gewicht der entweichenden Gase ermitteln. Dieses erhält man durch die Analyse der Ofengase und durch Messen des Volumens derselben. Derartige Bestimmungen müsste man aber wenigstens ein

Jahr bindurch ausführen, dann erst würde man einen ziemlich verlässlichen Durchschnitt erhalten.

b) Zusammensetzung, Gewicht und Volumen der trockenen Ofengase.

Christy ist der Ansicht, dass man den besten Durchschnitt durch Calculation erhält. Wenn das Gewicht und die Sorte des Brennstoffes bekannt ist, und wenn man ferner die übliche Annahme macht, dass zur vollkommenen Verbrennung das doppelte der theoretischen Luftmenge nötig ist, so ist es einfach, die Producte der Verbrennung zu bestimmen. In New-Almaden ist von Smedburg die Luftbestimmung bei Ofen Nr. 9 ausgeführt worden, wobei 36% mehr als das Doppelte der theoretischen Luftmenge gefunden wurde. Zufolge dieses Resultates ist dann die Röstfläche angemessen reducirt worden.

Zur Berechnung nimmt Christy die Betriebsdaten eines jährlichen Durchschnitts-Ofentages an.

Alle Ofen hatten im Jahre 1882 insgesamt 1811,75 Arbeitstage. Verarbeitet wurden 36 073,60 t Erze mit einem Halte von 2,976% (aus dem Ausbringen an Quecksilber berechnet).

Der Brennstoffverbrauch war

Holz	2234,624	cords à	2 780 ft^3	=	6 212 254,72 ft^3
Cokes	80 736	"		=	427 124,00 "
Holzkohle	346 388	"			395 860,00 "

Dividirt man dieses Gewicht durch 1811,75 und wandelt man die Gewichte in Kilogramm um, so bekommt man den Brennstoffverbrauch für einen Durchschnitts-Ofentag von 24 Stunden in New-Almaden, wie folgt:

Pro Ofentag	Holz	1 555,032 kg
	Kohle	99,109 "
	Holzkohle und Cokes . . .	106,936 "

Verhüttetes Erzquantum pro Ofentag . 18 063,006 "

Die durchschnittliche Zusammensetzung des Holzes (lufttrocken), der Kohle, der Holzkohle, Cokes und der Erze gibt die Tabelle Nr. 1. Diese Tabelle enthält auch die Verbrennungsproducte von 1 kg der obigen Brennstoffsorten, welche als trockene Gase dem Volumen nach bei 0°C . und 760 mm Barometerstand angegeben sind. Die Berechnung ist einmal mit der theoretischen Luftmenge und das anderemal mit dem doppelten derselben ausgeführt worden.

In dieser Tabelle sind ferner noch die Gasproducte enthalten (gleichfalls im trockenen Zustande), welche durch Rösten von 1 kg Erz entstehen.

Nach der Bestimmung von Smedburg resultirte beim Rösten der Erze mit 7% Quecksilberhalt im Ofen Nr. 7 und 9 eine Rückstandsmenge von 67,55% des Gewichtes der Roherze.

Der Durchschnittshalt aller im Jahre 1883 verarbeiteten Erze war 3%, es ist demgemäß 75% als „fester Stoff“ der Erze angenommen worden.

Der am Quecksilber gebundene und der in Pyriten enthaltene Schwefel wurde mit 2%, wahrscheinlich etwas zu hoch, angenommen.

Es bleibt dann 20% für chemisch und hygroskopisch

gebundenes Wasser der Serpentine und der Gangmasse und für die Kohlensäure der dolomitischen Gangausfüllung. Die Mengen wurden als gleich gross angenommen (zu 10%).

Hienach enthalten die Erze:

Feste Stoffe	75%
Schwefel	2%
Quecksilber	3%
Wasser	10% { (chemisch und hygroskopisch gebunden)
Kohlensäure	10%
	100%

Es wird auffallen, dass der grössere Theil der Bestandtheile nur angenommen ist; doch entsprechen die Zahlen so ziemlich der Wirklichkeit und sogar ein vorausgesetzter kleiner Fehler übt keinen Einfluss auf die der Berechnung gemäss gezogenen Schlüsse aus. Die Tabelle enthält noch das Gewicht eines Kubikmeters aller gasförmigen und trockenen Verbrennungsproducte, welche zur Berechnung der Tabelle benutzt wurden, bei 0° und 760 mm.

Diese Werthe sind dem Werke „Bunsen's Gasometrische Methoden“ entnommen worden.

(Fortsetzung folgt.)

Metall- und Kohlenmarkt

im Monate Jänner 1889.

Von C. Ernst.

Aus dem alten Jahre war eine ziemlich gute Tendenz des Metallmarktes in das neue herübergemommen worden, die sich, kleinere Schwankungen abgerechnet, jedoch bei überwiegend sehr ruhigem Geschäftsgange auch den ganzen Monat hindurch erhielt. Der sonst nur von den Beteiligten mit Aufmerksamkeit verfolgte Metallmarkt hat übrigens durch die bekannten Erscheinungen, die im verflossenen Jahre in Folge der grossen Kupferspeculation auf ihm hervorgetreten sind, eine grosse Bedeutung für weitere Kreise genommen, und kann es daher nicht befremden, wenn sich auch die Tagesblätter mit denselben viel eingehender beschäftigen als es früher der Fall gewesen.

Eisen. Während des ganzen Monats wurde unser Eisenmarkt von Vorgängen beherrscht, welche mit dem am 15. Jänner ablaufenden und nun zu erneuernden Stabeisen-Cartelle der österreichisch-ungarischen Werke zusammenhingen. Es wurde bald bekannt, dass die Unterhandlungen durch Schwierigkeiten in's Stocken gerathen seien, welche die Staatsbahngesellschaft dadurch herbeiführte, dass sie eine höhere Zutheilung von Arbeit an ihr Reschitzaefernwerk forderte. Die Prager Eisenindustrie-Gesellschaft nahm dieser Forderung gegenüber eine drohende Stellung ein, und es entspann sich ein Kampf zwischen beiden Unternehmungen, der sofort die bisher festgehaltenen Preise in's Schwanken brachte; bei der Stärke beider Parteien schien es einige Tage, als ob die gegenseitige Befehlung für unseren Markt verhängnissvoll werden könnte. Allgemein wurde bereits angenommen, dass eine Einigung nicht mehr zu erzielen sei und dass daher das Vertrags-Verhältniss zwischen den österreichisch-ungarischen Eisenwerken nicht mehr erneuert werden würde. Es gewann aber schliesslich die bessere Einsicht doch noch das Uebergewicht, die Staatsbahn-Gesellschaft schränkte auch ihre Forderung ein, und so gelang es den vereinten Bemühungen einflussreicher Factoren in den letzten Tagen des Monats eine Verständigung herzuführen. Das Cartell wurde im Prinzip auf weitere zwei Jahre verlängert und man ist nunmehr nur mit der Lösung der Detailfragen beschäftigt, welche auch den Ansprüchen der streitenden Theile Rechnung tragen dürfen. — Die Tendenz des Marktes konnte, wie bereits angekündigt, von den geschilderten Vorfällen nicht unberührt bleiben. Namentlich in einigen Walzeisenarten veranlassten die gegenseitigen Unterbietungen ein Herabgehen der Preise. Glücklicher Weise kam es auf Grund derselben zu keinen nennenswerthen Geschäftabschlüssen, und da nunmehr die Differenzen ausgeglichen sind, ist die Position dieser Artikel wieder fest geworden wie zuvor. Roheisen stand den ganzen Monat hindurch in recht guter Frage und erzielte theilweise selbst bessere Preise als in den letzterverflossenen Monaten. In den Eisen verbrauchenden Industrien, namentlich in Maschinen-Fabriken und Giessereien, herrscht befriedigende Thätigkeit. Commerzartikel finden guten Abzug und ist überhaupt die Tendenz des Marktes, nachdem die Schwierigkeiten, die der neuerlichen Einigung der heimischen Werke, hinweggeräumt sind und die gegenseitige Verständigung zur Thatache geworden, eine ausgesprochen aufstrebende, so dass Preiserhöhungen in der nächsten Zeit nicht ausgeschlossen erscheinen. Es notiren zu Ende des Monates pro t: Roheisen. A) Holz-

kohlen-Roheisen ab Hütte, Vordernberger weisses fl 41 bis fl 43, Innerberger weisses fl 42 bis fl 43, Kärntner, weisses fl 42 bis fl 43, detto halbirtes fl 45 bis fl 46, detto graues fl 47 bis fl 48, detto Bessemer fl 47 bis fl 48; ferner loco Wien: oberungarisches weisses fl 43 bis fl 45, detto graues fl 45 bis fl 48. B) Cokes-Roheisen ab Hütte: Schwechater, weisses fl 39 bis fl 41, detto halbirtes fl 41 bis fl 42, detto graues fl 44 bis fl 45, detto Bessemer fl 44 bis fl 45, Kärntner, weisses fl 37 bis fl 39, detto halbirtes fl 37 bis fl 39, detto graues fl — bis fl —, detto Bessemer fl 49 bis fl 49, Mährisch-Ostrauer weisses fl — bis fl —, detto graues fl 48 bis fl 49, detto Bessemer fl 43 bis fl 45, Böhmisches weisses fl — bis fl —; ferner loco Wien: Schottisches graues fl — bis fl —, detto Bessemer fl — bis fl —, detto Coltniss fl 63 bis fl 66, eng. Cleveland, graues fl — bis fl —, detto Clarence fl 50 bis fl 53. C) Ingots: Bessemer kärntnerische und steirische ab Wien fl 78 bis fl 88. Eisen-Raffinate. Grundpreis loco Wien: niederösterreichisches und steirisches Stabeisen pro Tonne fl 115 bis fl 125, Schloss- und Dachblech fl 157 fl 162, Kesselblech fl 170, Reservoirblech fl 145 bis fl 155, Verzinkte Bleche fl 255 bis fl 315, Weissblech pro Kiste fl 34,25, Träger pro Tonne fl 122 bis fl 127,50, böhmisches pro Tonne Stabeisen fl 110 bis fl 120, Schloss- und Dachblech fl 157 bis fl 162, Kesselblech fl 160, Reservoirblech fl 145 bis fl —, Verzinkte Bleche fl — bis fl —, Weissblech pro Kiste fl —, Träger pro Tonne fl — bis fl —, ungarisches pro Tonne Stabeisen fl 110 bis fl 120, Schloss- und Dachblech fl 155 bis fl —, Kesselblech fl —, Reservoirblech fl — bis fl —, Verzinkte Bleche fl — bis fl —, Weissblech pro Kiste fl —, Träger pro Tonne fl — bis fl —, mähr.-schles. Stabeisen pro Tonne fl 110 bis fl 115, Schloss- und Dachblech fl 155 bis fl —, Kesselblech fl —, Reservoirblech fl — bis fl —, Verzinkte Bleche fl — bis fl —, Weissblech per Kiste fl —, Träger pro Tonne fl — bis fl —. — Der englische Eisenmarkt verkehrte in ziemlich guter Haltung, welche auch in den Preisen zum Ausdrucke gelangt wäre, wenn die colossalen Vorräthe dem nicht entgegenwirken würden. Bergen doch die Glasgower Magazine nicht weniger als 1033000 Tons Roheisen und zeigen somit gegenüber dem gleichen Zeitpunkte im Vorjahr eine Vermehrung von rund 300000 Tons. — In Deutschland herrscht die haussirende Tendenz in allen Theilen des Eisenmarktes vor. Insbesondere Roheisen findet lebhaften Abzug; in Rheinland-Westphalen vermögen einzelne Hütten trotz gesteigerter Production nicht immer den Anforderungen der Raffinerwerke zu genügen. Unter den verarbeiteten Eisen- und Stahlsorten hat namentlich in verzinkten Blechen der Verkehr einen sehr erheblichen Aufschwung genommen. Man notirt weissstrahliges Eisen M 54, Thomaseisen M 46, Luxemburger Puddeleisen M 43 bis 44, deutsches Giessereisen M 54 bis M 58, deutsches Bessemer Eisen M 55, Spiegeleisen mit 10 bis 12% Mn M 58, Stabeisen (Grundpreis) M 125 bis M 127,50 ab Werk.

Kupfer: Das Geschäft im ablaufenden Monate würde nicht viel Anlass zur Berichterstattung bieten, wenn nicht das Alles beherrschende Räthsel über die Entwicklung der Operationen des

Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Aus dem Englischen des Samuel B. Christy von Gustav Kroupa.

(Mit Tafel II.)

(Fortsetzung und Schluss von Seite 58.)

Tabelle I.

Zusammensetzung und Volumen der trockenen Gasproducte eines Kilogramms Brennstoff und Erz bei 0° C. und 760 mm Barometerstand.

Substanz (Gewicht in allen Fällen 1 kg)	Zusammensetzung				Kohlenstoff		freier Wasserstoff	Verbrauchter Sauerstoff	Stickstoff entspr. dem Sauerstoff	Theoretische Luftmenge	Total Wasser dampf	Trockene Verbrennungsproducte theoret. Luft
	Asche	C	Freier H	chemisch und hygroskop. gebund. Wasser	Erfordert O = 16 a	Erzeugt b						
	kg	kg	kg	kg	kg	kg						
	a	b	c	d	e	f	g	h	i	k	l	m
Holz (lufttrocken)	0,01	0,40	—	0,59	1,067	1,467	0,746	—	1,067	0,746	3,536	2,814
Bituminöse Kohle	0,05	0,69	0,03	0,23	1,840	2,530	1,287	0,240	2,080	1,421	6,893	5,486
Durchschnitt Holzkohle und Cokes	0,05	0,85	—	0,10	2,267	3,117	1,585	—	2,267	1,585	7,513	5,979

	Hg	S	H ₂ O	CO ₂	Erfordert O	Erzeugt		S erforder. O ₂ total Gewicht kg	Erzeugt	Total O m ³	N in der Luft kg	N in der Luft m ³	Totale theoretische Luftmenge kg	Total Wasser dampf wie oben m ³	wie oben m ³	
						CO ₂ kg	CO ₂ m ³									
Erze (feste Stoffe 0,75)	0,03	0,02	0,10	0,10	0	0,100	0,051	0,020	0,040	0,014	0,014	0,066	0,053	0,086	0,067	0,100

Gewicht benutzt bei der Berechnung dieser Tabelle:
1 m³ bei 0° C. und 760 mm Barometerstand.

$$\begin{aligned} O & \dots = 1,4303 \text{ kg} \\ N & \dots = 1,2566 \text{ "} \\ \text{Luft} & \dots = 1,2936 \text{ "} \\ \text{CO}_2 & \dots = 1,9666 \text{ "} \\ \text{SO}_2 & \dots = 2,8640 \text{ "} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Luft bei } 0^\circ \text{ C. und } 760 \text{ mm} \\ \text{Nach dem Volumen} & \left\{ \begin{array}{l} O = 20,96\% \text{ N} \\ N = 79,04\% \text{ O} \end{array} \right. = 3,314 \\ \text{Nach dem Gewichte} & \left\{ \begin{array}{l} O = 23,18\% \text{ N} \\ N = 76,82\% \text{ O} \end{array} \right. = 3,771 \end{aligned}$$

Auf Grund dieser Tabelle und des Vorhergehenden sind wir in der Lage, die Zusammensetzung und das Volumen der Ofengase berechnen zu können. Zur Vereinfachung führen wir die Berechnung mit dem trockenen

Gasvolumen bei 0° C. aus; erst später wird man die richtige Correctur vornehmen. Die folgende Tabelle II geht aus der Tafel I und dem Angeführten direct hervor.

Tabelle II.

Pro 24 Stunden	CO ₂	H ₂ O	N	Ueberschüssige Luft	SO ₂	Hg	Trockene Verbrennungsprodukte bei zweifacher Luftmenge
kg	kg	kg	kg	kg	kg	kg	0° C. u. 760 mm
Holz	1 555,320	2 281,66	917,64	5 499,61	7 159,14	—	11 073,90
Kohle	99,103	250,75	49,56	683,16	889,31	—	1 353,83
Holzkohle und Cokes	106,936	333,32	10,69	803,41	1 045,84	—	1 617,73
Erze	18 063,060	1 806,31	1 806,31	1 192,16	1 553,42	722,52	2,976% Ausbringen
	19 824,425	4 672,04	2 784,20	8 178,34	10 647,71	722,52	537,557
							3 341,67
							17 387,13

Die vom Ofen entweichenden Gase haben die Temperatur über dem Siedepunkte des Quecksilbers und werden nach und nach in dem Condensator abgekühlt.

So lange die permanenten Gase nicht auf die Temperatur des „Thaupunktes“ des Quecksilbers abgekühlt werden, so lange wird auch kein Quecksilber condensirt, oder mit anderen Worten: die Gase müssen vorher mit Quecksilberdampf gesättigt sein. Nachdem die kalten Condensatoren stets Wasser enthalten, so geht daraus hervor, dass die Gase auch mit Wasserdampf gesättigt sein müssen.

Diese Umstände werden das Volumen der Gase in trockenem Zustande vergrössern und es handelt sich zunächst um Bestimmung dieser Vergrösserung.

c) Das Volumen der Gase im nassen Zustande.

Es wird zunächst die Zunahme an Volumen bestimmt, welche der Sättigung der trocknen Gase mit Wasserdampf bei verschiedenen Temperaturen entspricht.

Wenn v_0 = Volumen der trockenen Luft bei einer Temperatur t (° C.),

p_0 = Barometerstand,

p = Tension des gesättigten Wasserdampfes bei t (° C.),

v = Volumen der Luft gesättigt mit Wasserdampf bei der Temperatur t (° C.), bezeichnet,

so ist nach dem Mariotte'schen Gesetze:

$$v : v_0 = p_0 : (p_0 - p) \text{ oder}$$

$$v (p_0 - p) = v_0 p_0 \text{ und}$$

$$v = v_0 \frac{p_0}{p_0 - p} = v_0 \frac{760}{760 - p}.$$

Tabelle III.

t (° C.)	p in mm Quecksilber Bestimmungen v. Magnus	$v = \frac{p_0}{p_0 - p} \times v_0$
0	4,5	$1,006 v_0$
15	12,7	$1,016 v_0$
20	17,4	$1,023 v_0$
40	55,0	$1,078 v_0$
60	148,6	$1,243 v_0$
80	353,9	$1,871 v_0$
100	760,0	∞

Die Tension der Quecksilberdämpfe wird auch das Volumen der Gase vergrössern, da aber sogar bei 100° C. diese Tension nur 0,21 mm beträgt, so kann man von dieser unbedeutenden Volumenzunahme absehen.

Man bestimmt zunächst das Gewicht derjenigen Menge von Wasserdampf, welche nötig ist, um 1 m³ trockener Gase bei verschiedener Temperatur zu sättigen.

Da nun alle Gase unter constantem Drucke gegenseitig gleichsam Vacuum bilden, so ist das Gewicht eines Cubikmeters mit Wasserdampf gesättigten Gases dasselbe wie das Gewicht desjenigen Wasserdampfes, welcher allein — ohne Gase — in 1 m³ bei gleicher Temperatur und gleichem Drucke enthalten ist.

Man kann deshalb direct die Resultate der Tabelle I b des Werkes von Zeuner, „Grundzüge der mechanischen Wärmetheorie“ benutzen.

Diese Tabelle gibt in der letzten Column, bezeichnet mit w , das specifische Volumen des Wasserdampfes bei gegebener Temperatur und Drucke. Das ist ein Volumen im m³, welches dem gesättigten Dampfe eines kg Wassers unter diesen Bedingungen entspricht.

Daher gibt der reciprocal Werth dieser Zahlen das Gewicht eines m³ Wasserdampf im luftleeren Raum oder in irgend einem Gase unter den Bedingungen der Sättigung. In der Tabelle IV ist nach Zeuner das Volumen des gesättigten Dampfes entsprechend 1 kg Wasser ersichtlich; w ist dann berechnet nach $w = \frac{1}{v}$.

Tabelle IV.

Das Gewicht des Wasserdampfes enthalten in 1 m³ gesättigten Gases.

Temperatur ° C.	Tension des Dampfes mm	v m ³	$w = \frac{1}{v}$ kg			
			° C.	mm	m^3	kg
0	4,600	210,660	0,00475			
15	12,699	79,346	0,01290			
20	17,391	58,720	0,01703			
40	54,906	19,644	0,05091			
60	148,786	7,6531	0,13067			
80	354,616	3,3789	0,29595			
100	760,000	1,6496	0,60621			

Nun bestimmt man das Volumen der Ofengase bei verschiedenen Temperaturen, im trockenen und gesättigten Zustande.

Tabelle V.

Volumen der Verbrennungsproducte (samt Rötgasen) trocken und gesättigt mit Wasserdampf bei verschiedenen Temperaturen.

$t^{\circ}\text{C}$	$1 + \alpha t$	Volumen des trockenen Gases $v = v_0(1 + \alpha t)$ $p = p_0 = 760\text{mm}$	$\frac{p_0}{p_0 - p}$ $p = \text{Tension des Wasserdampfes}$	Volumen des gesättigten Gases $v_1 = v \frac{p_0}{p_0 - p}$
0	1,0000	17 387 m^3	1,006	17 491 m^3
15	1,0550	18 343 "	1,016	18 637 "
20	1,0733	18 661 "	1,023	19 091 "
40	1,1466	19 936 "	1,078	21 491 "
60	1,2199	21 210 "	1,243	26 365 "
80	1,2932	22 485 "	1,871	42 069 "
100	1,3665	23 759 "	∞	—

Diese Tabelle kann aber nicht direct benutzt werden, denn die im Ofen erzeugte totale Wassermenge (Tab. II) ist nur 2784 kg.

Es ist evident, dass diese Wassermenge nicht genügt, die Gase bei jeder Temperatur zwischen 0—100°C. zu sättigen. Diese Temperatur aber findet man für diesen Zweck genug genau mit Hilfe des vereinigten Gesetzes von Mariotte und Gay-Lussac.

Wenn v_0 = Volumen des trockenen Gases bei 0°C. und $p_0 = 760\text{mm}$,

v = Volumen der Gase im Momente der Sättigung durch $C = 2784\text{kg}$ Wasser.

w = Gewicht des Wasserdampfes im m^3 bei der Sättigung.

v_1 = Volumen des gesättigten Wasserdampfes bei $t_1 = 100^{\circ}\text{C}$,

w_1 = Gewicht 1m^3 Dampf bei $t_1 = 100^{\circ}\text{C}$,

$p_1 = 760\text{mm} = p_0$ in diesem Falle,

t = gesuchte Temperatur,

α = Spannungskoeffizient für $1^{\circ}\text{C} = 0,003665$ bezeichnet,

so hat man

$$C = vw = v_0(1 + \alpha t) \frac{p_0}{p_0 - p} \times w_1 \frac{1 + \alpha t_1 p}{1 + \alpha t_1 p_1}$$

Substituiert man statt $p = p_1$ und reducirt, so ist

$$Cp_0 - Cp = v_0 w_1 (1 + \alpha t_1) p$$

$$C + v_0 w_1 (1 + \alpha t_1) p = Cp_0$$

$$p = \frac{Cp_0}{C + v_0 w_1 (1 + \alpha t_1)}.$$

Setzt man die obigen Zahlwerthe ein, so bekommt man $p = 122,49\text{mm}$ Tension.

Zufolge der Versuche von Regnault entspricht diese Tension einer Temperatur von $55,8^{\circ}\text{C}$.

Die Gase beginnen daher erst bei der Temperatur von $55,8^{\circ}\text{C}$ ihre Feuchtigkeit abzugeben.

Die Dichte des gesättigten Wasserdampfes, oder das Gewicht eines m^3 Wasserdampfes bei dieser Temperatur ist aus der Zeuner'schen Tabelle durch Inter-

polation bestimmt als $w = 0,10876\text{kg}$. Daher das Volumen der Ofengase am Punkte der Sättigung

$$v = \frac{C}{w} = \frac{2784}{0,10876} = 25598\text{m}^3.$$

Für alle Temperaturen (t_2) über $55,8^{\circ}$ sind die Gase nicht mehr mit Wasserdampf gesättigt und folgen dem Mariotte-Gay-Lussac'schen Gesetze, so

$$v_2 = v \frac{1 + \alpha t_2}{1 + \alpha t}$$

und das Gewicht des Wasserdampfes pro m^3 wird nach der Formel $w_2 = \frac{C}{v_2}$ bestimmt.

Ans diesen Formeln ist die Tabelle VI berechnet, und zwar für die Temperaturen über dem Sättigungspunkt (somit hier über $55,8^{\circ}$) und für Temperaturen unter diesem Punkte. Zu dieser Berechnung sind die Tabellen IV und V benutzt worden.

Tabelle VI.

Volumen der Ofengase und das Gewicht des Wasserdampfes.

$t^{\circ}\text{C}$	Volumen der Ofengase	Gewicht des Wassers in 1m^3	Gewicht des Wassers in totalen Mengen des Gases
0	17 491 m^3	0,00475 kg	83 kg
15	18 637 "	0,01290 "	240 "
20	19 091 "	0,01703 "	971 "
40	21 491 "	0,05091 "	1094 "
55,8*)	25 598 "	0,10876 "	2784 "
60	25 925 "	0,10739 "	2784 "
80	27 484 "	0,10130 "	2784 "
100	29 040 "	0,09587 "	2784 "

*) Thaupunkt.

d) Specifisches Gewicht des Quecksilberdampfes.

Zunächst hat man das Gewicht des in 1m^3 Ofengase enthaltenen Quecksilberdampfes zu bestimmen.

Dieses Gewicht wird selbstverständlich gleich sein dem des gesättigten Dampfes, welcher in ein Vacuum von gleichem Volumen und gleicher Temperatur ausströmt. In dieser Richtung sind noch keine Bestimmungen gemacht worden.

Es sind bereits die Dichtebestimmungen des Dampfes über seinem Siedepunkt und die von Regnault und Hagen gemachten Bestimmungen der Tension des gesättigten Dampfes bei verschiedenen Temperaturen bekannt. Man kann aber die genaueste Bestimmung des Gewichtes nach dem vereinigten Gesetze von Mariotte und Gay-Lussac vornehmen.

Die Bestimmung ist jener des Wasser-Thaupunktes der Ofengase ähnlich. Man weiss, dass der Quecksilberdampf 100,7 mal schwerer ist, als der Wasserstoff bei gleicher Temperatur und gleichem Drucke. Das Gewicht von $1\text{m}^3 H$ bei 0°C . und 760mm ist $0,08961\text{kg}$, daher wird bei 357° , als dem Siedepunkte des Quecksilbers und bei dem vorigen Drucke $1\text{m}^3 H$ wiegen

0,08961, und demgemäss das Gewicht von $1 m^3$ Quecksilberdampf unter gleichen Bedingungen

$$w_1 = \frac{100,7 \times 0,08961}{1 + 0,003665 \times 357} = 3,9091 \text{ kg. Wenn nun } v_1 = \text{Volum. d. Quecksilberd. bei } t_1 = 357^\circ \text{ u. } p_1 = 760 \text{ mm}$$

$$2 = \frac{100,7 \times 0,08961}{1 + 0,003665 \times t} \text{ u. } p$$

$$w = \text{Gew. } \frac{100,7 \times 0,08961}{1 + 0,003665 \times t} \text{ u. } p$$

bezeichnet, dann ist

$$\frac{w}{w_1} = \frac{v_1}{v} = \frac{1 + \alpha t_1}{1 + \alpha t} \cdot \frac{p}{p_1}$$

$$w = w_1 \cdot \frac{1 + \alpha t_1}{1 + \alpha t} \cdot \frac{p}{p_1}$$

$$w = 3,9091 \cdot \frac{2,3084}{1 + \alpha t} \cdot \frac{p}{760}$$

$$w = 0,011873 \frac{p}{1 + \alpha t}$$

Die Tensionsbestimmungen (p) sind — wie schon erwähnt — von Regnault und Hagen gemacht, und da jene von Regnault unverändert höher sind und die von Hagen als mit grösserer Sorgfalt ausgeführt erscheinen, werden letztere zur weiteren Berechnung benutzt.

Tabelle VII.

Specificisches Gewicht (Gewicht $1 m^3$) des Quecksilberdampfes.

$t^\circ \text{ C.}$	$p \text{ mm}$	$1 + \alpha t$	$w \text{ kg}$
0°	0,015	1,0000	0,0001781
15°	0,0195	1,0550	0,0002195
20°	0,021	1,0733	0,0002323
40°	0,033	1,1466	0,0003417
60°	0,055	1,2199	0,0005353
80°	0,102	1,2932	0,0009365
100°	0,210	1,3665	0,0018247

Das Diagramm A, Fig. 18, Taf. II, stellt die Curve der specificischen Gewichte des Quecksilberdampfes dar.

Die Ordinatenachse gibt Gramme Quecksilberdampf pro Cubikmeter und die Abscissenachse Grade Celsius an.

Aus dem Diagramm ist hauptsächlich zu ersehen, dass das specificische Gewicht unter 20° C. bei weiterer Temperaturerniedrigung sehr wenig abnimmt.

e) Bestimmung des Verlustes an Quecksilber in Dampfform für verschiedene Austrittstemperaturen zwischen 0— 100° C.

Wir haben zu diesem Zwecke nur das specificische Quecksilbergewicht (enthaltan in der letzten Columnne, Tafel VII) mit dem entsprechenden Volum in der zweiten Columnne der Tafel VI zu multipliciren und wir haben den gesuchten Verlust an Quecksilber (in Dampfform) in Kilogrammen bestimmt. Die in einem Ofentage verarbeiteten Erze waren mit 18 063 kg und mit einem der Erzeugung entsprechenden Halt von 2,976 Proc. bestimmt. Es ist daher die Erzeugung pro Ofentag gleich 537,56 kg.

Die letzte Columnne der folgenden Tabelle gibt Pro-

cente des Verlustes an Quecksilber in Dampfform und ist auf Grundlage der wirklichen Erzeugung berechnet worden.

Tabelle VIII.

Verlust an Quecksilber in Dampfform pro Ofentag bei verschiedenen Temperaturen an der Austrittsstelle.

$t^\circ \text{ C.}$	Totaler Verlust an Quecksilber in Dampfform für den durchschnittlichen Ofentag	
	kg Quecksilber	Procente vom Ausbringen (537,56 kg)
0°	3,115	0,58
15°	3,249	0,60
20°	4,435	0,83
40°	7,344	1,37
60°	13,878	2,58
80°	25,737	4,79
100°	52,989	9,86

In der Figur 19, Taf. II, ist das Diagramm B dargestellt, welches die Procente des Quecksilberverlustes in Dampfform (mit dem doppelten der theoretischen Luftmenge) angibt.

Die Ordinatenachse gibt die Procente des Quecksilberverlustes und die Abscissenachse die Temperaturgrade C. an.

Man sieht aus dem Diagramm, dass die Curve bei höheren Temperaturen rascher fällt als bei niedrigen Temperaturen. Daran ist die Contraction der Gase, in welche der Quecksilberdampf diffundirt, schuld.

Es muss auch bemerkt werden, dass die Verlustcurve bei Temperaturen unter 20° C. und bis 0° langsam und wenig fällt; es würde somit eine Verminderung des Verlustes durch weitere Condensation mittelst künstlicher Kühlung von keinem besonderen Erfolge begleitet sein.

VII. Vergleich dieser theoretischen Betrachtungen mit der Hüttenmanipulation in New-Almaden.

Nur bei dem „Tierra-Ofen Nr. 8“ werden die Erze systematisch probirt, wobei von jeder Charge ein Karren Erze zur Probe diente. Die Erze wurden dann zerkleinert und gut durchgemischt, wonach die eigentliche Probe ausgestochen wurde.

Die Probe ergab bei der chemischen Untersuchung durch H. G. Hanks, Probirer in San Francisco, einen Halt von 1,51% Quecksilber.

Der Ofen gab während seines Betriebes ein durchschnittliches Ausbringen von 1,40%, somit gegen das Probenresultat eine Differenz von 0,11%.

In die Flaschen wurden 92,71% des Quecksilbers in den Erzen verpackt; es beträgt deshalb der Verlust und dann der Theil des Quecksilbers, welcher als Überzug in den Condensatoren und Röhren zurückgeblieben ist, 7,29%. Bei den vorhergehenden Berechnungen wurden Erze mit 3% angenommen, hier sind die Erze aber nur mit 1,51% nachgewiesen; es sind deshalb obige Berechnungen nicht direct anwendbar. Nehmen wir

nun die Betriebsdaten des Ofens Nr. 8 selbst in Rechnung, so haben wir pro Tag (24 Stunden):

Tierras 23 424 Tons = 46 848 lbs = 21 250kg.
Holz 2 028 cords = 5 637,84 , = 2 557 ,

Tabelle IX.

Nr. 8 Tierra pro Ofentag	CO ₂	H ₂ O	N	Ueber-	Trockene Ofengase (doppelte Luftmenge)
				schüs- sige Luft	
				kg	0° C. 760mm m ³
Holz 2,557kg	3 751	1 509	9 042	11 770	18 206
Erze 21,250kg	2 125	2 125	1 403	1 828	850
Hg 320,875kg	5 876	3 634	10 445	13 598	850
					22 137

Die Gase entweichen vom Condensator mit einer Temperatur von 12,8° C.

Diese Temperatur wird wahrscheinlich im Jahresdurchschnitt 15° C. betragen; um jedoch sicher zu sein, nehme man sie mit 20° in die Rechnung.

Das Volumen der aus dem Condensator entweichenden und mit Wasserdampf gesättigten Dämpfe ist dann:

$$v = v_0 (1 + \alpha t) \frac{p_0}{p_0 - p}, \frac{p_0}{p_0 - p} = \frac{760}{760 - 17,4} = 1,023.$$

$$v = 22 137 (1 + 20 \times 0,003665) 1,023 = 24 306 m^3.$$

24 306 m³ Ofengase tragen aber pro Ofentag und bei 20° C. als Quecksilberdampf 24 306 × 0,0002323 = 5,67kg (Tabelle VII) Quecksilber mit.

Dieses Volum der Ofengase ist bei Verhüttung von 21 250kg Erze mit einem Quecksilberhalt von 1,51% oder einem Inhalt von 320,875kg Quecksilber erzeugt worden. Hierbei ist ein Ausbringen von 297,5kg erzielt worden, was einem Erzeugungshalte von 1,40% entspricht.

Daher beträgt der Quecksilberdampfverlust:

$$\frac{5,67}{320,875} = 1,73\% \text{ vom Quecksilberinhalt}$$

oder

$$\frac{5,67}{297,5} = 1,91\% \text{ von dem wirklichen Ausbringen an Quecksilber.}$$

Früher ist angegeben worden, dass die reichsten Ofenrückstände bis 0,05% gehalten haben, dass aber in den meisten Fällen nur Spuren von Quecksilber nachzuweisen sind. Man kann den Halt derselben mit 0,01% annehmen. Schwieriger ist aber, den Verlust, welcher bei der Kehlung entsteht, zu bestimmen; für diesen Zweck genügt es, diesen Fehler nicht zu berücksichtigen, indem man annimmt, dass vor diesem Versuchsbrennen in den Condensatoren gerade so viel Quecksilber war, als bei dieser Kehlung darin geblieben ist. Stellt man diese zwei Annahmen auf, so hat man den Verlust, wie folgende Zusammenstellung zeigt:

Direct erzeugt (verpackt)	92,71%
Verlust an Quecksilber im Halt der	
Rückstände $\frac{0,01}{1,51} \times 100$	0,66%
Quecksilberdampfverlust	1,73 ,
Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande (d. Differenz) = 4,90 ,	7,29 ,
	100,00%

Hiezu muss bemerkt werden, dass der Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande fast dreimal (2,8mal) so gross ist, als der Quecksilberdampfverlust.

Die obigen Resultate setzen uns in die Lage, den Gesamtverlust der Hüttenmanipulation bestimmen zu können. Man wird den Halt der Rückstände mit 0,01% annehmen, obwohl er wahrscheinlich etwas zu hoch ist, und setzt ferner voraus, dass die Gase aus dem Condensator mit 20° C. entweichen. Der Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande wird zufolge der obigen Aufstellung dreimal so gross genommen, als der Quecksilberdampfverlust.

Im Jahre 1882 war der Halt der Erze aus der Erzeugung berechnet 2,976%, woraus dann, basirt auf das Ausbringen, der Verlust folgt:

Verlust an Quecksilber in Rückständen

$$\frac{0,01}{2,976} \times 100 = 0,34\%$$

Quecksilberdampfverlust bei 20° C. (Tab. VIII) = 0,83 ,

Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande

$$(\text{dreimal der Quecksilberdampfverlust}) = 2,49 ,$$

3,66%

Reducirt man es auf die Basis des Quecksilberinhaltes der Erze, so ist der Verlust $\frac{0,0366}{1 + 0,0366} =$

$$= 0,03531.$$

Aehnlich wie oben erhält man nun:

Verlust an Quecksilber in Rückständen = 0,328%

Quecksilberdampfverlust = 0,801 ,

Verlust an Quecksilber im flüssigen Zustande = 2,402 ,

3,531%

des Quecksilberinhalt.

Es geht aus den früheren Berechnungen hervor, dass das vereinigte Mariotte-Gay-Lussac'sche Gesetz angewendet auf Wasserdampf sehr gute Resultate gibt; dagegen war bei der Anwendung auf den Quecksilberdampf eine Correctur nothwendig. Es ist möglich, doch kaum wahrscheinlich, dass die Abweichung der Quecksilberdämpfe von dem erwähnten Gesetze obige Resultate merkbar beeinflusst.

Der Druck der Gase im Ofen ist mit 760 mm angenommen worden. Diese Annahme ist jedenfalls zu hoch, denn um den nötigen Zug im Ofen zu erhalten, muss eine kleinere Pressung im Ofen herrschen (Depression).

Doch auch dieser Fehler gibt keinen grossen Ausschlag, denn wenn man den Druck nun auch mit 700 mm annimmt, so resultirt in Folge der Volumsvergrösserung auch eine Vergrösserung des Quecksilberverlustes, welche

jedoch in diesem Falle kaum 1% vom obigen berechneten Resultate ausmacht. Die wichtigste Annahme ist jedoch die des doppelten der theoretischen Luftmenge. Aber sogar wenn man die dreifache Luftmenge der theoretischen Luft annimmt — was kaum je eintreten wird —, ist die Vergrösserung des Volumens der Ofengase und dem zufolge die Vergrösserung des Quecksilerverlustes weniger als $\frac{1}{3}$ der früher berechneten Grösse.

Wenn man daher die äusserste Schätzung mit 5% als den durchschnittlichen Verlust in New-Almaden annimmt — 4% wird wahrscheinlich der Wahrheit näher liegen —, so muss man die Hüttenmanipulation als eine sehr gute bezeichnen.

VIII. Die Verbesserungen der Quecksilber-Condensation in der Zukunft.

Unter diesem Titel entwirft Christy als Resumé seiner Betrachtungen, wie auch auf Grund seiner Erfahrungen das Bild derjenigen Verbesserungen, welche in der Zukunft bei den Oefen und bei den Condensatoren einzuführen wären.

1. Das Volum der sogenannten permanenten Gase, welche den Condensator passiren, muss auf ein Minimum reducirt werden.

Diese Reduction des Volumens steht in einem directen Verhältnisse mit dem Quecksilberdampfverlust. Der Verlust an flüssigem Quecksilber würde sich hiedurch verhältnissmässig noch kleiner gestalten. Wenn beispielsweise das Volum der entweichenden Gase auf die Hälfte reducirt wird, so reducirt sich der Quecksilberdampfverlust auf die Hälfte und der Verlust an flüssigem Quecksilber wird nicht mehr als $\frac{1}{4}$ des gegenwärtigen Verlustes betragen. Der Verlust an flüssigem Quecksilber (durch die Esse) wird eine Function der Geschwindigkeit sein, oder des Volumens der entweichenden Gase.

Dieser Verlust wird sich wahrscheinlich mit dem Quadrate der Geschwindigkeit ändern. Ferner wäre durch Reduciren des Volumens auch die Zahl der Wärmeeinheiten, welche der Condensator zu kühlen hat, verringert und daher die Leistungsfähigkeit der bestehenden Condensatoranlage vergrössert, oder es wäre die frühere Leistung durch kleinere Anlage zu erzielen.

Es muss bemerkt werden, dass die Bedingungen für eine vollkommene Condensation und eine ökonomische Verhüttung im directen Widerspruche stehen.

Die beste Condensation müsste bei Benützung des alten Retortensystems und des Kalkzuschlages zu erzielen sein. Dies ist aber die theuerste Verhüttung. Man kann deshalb die Hüttenmanipulation und die Hütten-einrichtung in New-Almaden als die meist ökonomische von allen, welche momentan in dieser Art existiren, betrachten, obwohl das Volum und demzufolge der Verlust viel grösser ist, als er bei einem gut geleiteten Retortensystem sein würde.

Da die Quecksilbergewinnung nur einen kaufmännischen Vortheil bezweckt und nicht der Zweck wissenschaftlicher Versuche ist, so muss nur eine Erwägung der beiden Umstände bestimmen, ob und wie die Ver-

besserungen in dieser Richtung — ohne dabei das mercantile Interesse zu schädigen — platzgreifen sollen.

Die einfachste Einführung, welche in grossen Hüttenanlagen angewendet werden könnte, wäre die Benützung des Gases statt des festen Brennmaterials. Das Low-Strong-Gas würde das billigste und in Folge seines hohen calorischen Effectes per Volumseinheit das beste sein. Hiedurch wäre es möglich, fast nur die theoretische Luftmenge anzuwenden, was wieder die Reduction der Gase auf ein Drittel oder die Hälfte zur Folge hätte.

Die vollständigste Reduction des Gasvolums würde bei Einführung continuirlich arbeitender Retorten- oder Muffelöfen zu erzielen sein.

Die Oefen müssten von aussen zu heizen sein; in das Innere der Retorten dürfte nur so viel Luft zugeführt werden, als gerade zur Oxydation des Schwefels nothwendig ist. Aus der Tabelle II ersieht man, dass man dann pro durchschnittlichen Ofentag statt $17\,000\ m^3$ nur circa $3\,300\ m^3$ permanente Gase erhalten würde. Dies wäre vom grössten Vortheil für die Condensation, doch wäre der Brennmaterialverbrauch hiebei gross, die Ofenconstruction schwer und die Reparaturen des Ofens theuer.

2. Wichtig ist ferner ein hinreichendes Volum zum Absetzen des Quecksilbers und eine genügende Reibungs- und Kühloberfläche.

Der Verlust an flüssigem Quecksilber (durch die Esse) scheint nach dem früher Angeführten jetzt zweibis dreimal so gross zu sein, als der Quecksilberdampfverlust. Es scheint möglich, dass in dieser Richtung eine Reduction des Verlustes durch Verminderung der Geschwindigkeit und bei Benützung einer grösseren Reibungs-oberfläche zu erreichen wäre.

Die Anwendung eines Condensators nach dem Prinzip des Condensators für Kohlentheer (bei den Gasfabriken) von Pelouze und Audoin wäre vielleicht vom Vortheil.

3. Die Temperatur beim Austritte darf nicht 15° oder 20° übersteigen. Es ist schon früher gesagt worden, dass eine Kühlung unter 15° keinen Einfluss auf Verminderung des Quecksilberdampfverlustes ausübt, und es kann deshalb von der Anwendung der Eismaschinen (zur künstlichen weiteren Kühlung) keine materielle Erhöhung der Leistung des Condensators erwartet werden.

In Gegenden, wo das Brennmaterial billig und Wasserkraft im Ueberfluss vorhanden ist, wäre die Benützung der künstlichen Kühlung nur aus dem Grunde zu rechtfertigen, weil die Condensationsanlagen bedeutend kleiner sein könnten, aber eine grössere Oekonomie ist nicht zu erwarten.

Es gibt noch einen Umstand, der gegen die Anwendung der Eismaschinen spricht; die plötzliche Condensation des Quecksilberdampfes würde stärkere Bildung von kleineren Kugelchen verursachen, als es bei allmälicher Kühlung der Fall ist, und es würde demzufolge ein grösserer Verlust an flüssigem Quecksilber (durch die Esse) folgen.

4. Weitere Erwähnung verdient der künstliche Zug.

Die Anwendung eines künstlichen Zuges ist eine der grössten Nöthwendigkeiten zum Zwecke der Kühlung der Gase, deren Temperatur sich dann der äusseren Lufttemperatur nähert. Hilfsfeuerungen und Dampfstrahlgebläse sind öfters benützt worden, doch waren beide eine Verschwendug an Kraft und Wärme.

Ein einfacher Saugventilator — ähnlich dem „Guibal“ — oder ein modifizierter und derart konstruierter Root-blower, dass bei demselben Reparaturen leicht und schnell vorgenommen werden könnten, wären die besten Anordnungen.

5. Material für den Bau der Condensatoren. Dieses bildet noch ein offenes Feld für

Am 7. Mai v. J. hielt diese Gesellschaft eine ausserordentliche Generalversammlung zu dem Zwecke ab, die Mittel zur Erbauung einer neuen Anlage, unter Anwendung des basischen Martinsof-processes zu beschaffen. Wie der Bericht des Verwaltungsrathes an die XIX. ordentlichen Generalversammlung vom 4. December 1888 ausführt, werden alle nöthigen Einleitungen zum Baue der neuen Hüttenanlage in Sava, welche basische Martin-Stahl-Ofen mit Block-. Grobstreck- und Feineisenwalzwerk enthalten wird, bereits getroffen; ferner wird eine Giesserei und mechanische Werkstätte errichtet, deren Bestandtheile von dem Werke Feistritz nach Sava übertragen werden sollen. Der Bauplatz wurde an einem Punkte gewählt, wo die Save mit einem durchschnittlichen Wasserquantum von 10 m^3 pro Secunde auf ein Gefälle von 28 m benützt werden kann, somit eine Wasserkraft von effectiven 2500 P.S. zur Verfügung stehen wird. Bis Ende 1889 wird die Neu-Anlage in Betrieb kommen.

Ueber die Betriebsergebnisse im Verwaltungsjahre vom 1. Juli 1887 bis 30. Juni 1888 entnehmen wir dem Berichte der Direction nachstehende Daten:

Bergbaubetrieb. In den Spatheisenstein-Bergbauen am Reichenberge wurden zwei neue Erzstücke aufgeschlossen von denen der erste, circa 2.5 m mächtige, graue Stuferze, die mit Bleiglanznestern durchzogen sind, der zweite 2 m mächtige, weisse, reine Spatheisensteine von krystallinischem Gefüge zeigt. Es wurden in diesen Bergbauen 64224 q Spatheisenstein, 906 q Bleiglanz und 162 q Zinkblende gefördert.

Im Manganerz-Bergbau in Vigunšica wurden 17351 t Manganerze abgebaut.

Die Bergbaue Lapaine, Beušca und St. Margarethen waren gar nicht, die Eisenstein-Bergbaue in der Wochein waren im reducierten Betriebe; letztere lieferten 2505 q Bohnerze und Thoneisenstein.

Hochofen- und Cupolofenbetrieb. In den Hochöfen wurden erzeugt:

	Sava	Jauer- burg	Fei- stritz	Zu- sammen
	während Betriebswochen			
	40	49	12	
	9	9	9	9
Ferromangan mit 37—56% Mn	—	4 994	—	4 994
" 21—36% "	—	370	—	370
Spiegelisen " 11—20% "	—	12 396	—	12 396
" 10% "	11 465	—	365	11 830
Weisses Manganeisen . . .	1 491	2 234	—	3 725

Erfindungen Das Material muss zunächst fest genug sein, um es in der Construction möglichst dünn halten zu können. Es muss ferner ein guter Wärmeleiter sein, welcher jedoch dem Abreiben und der wechselnden Einwirkung von Wärme und Kälte, ohne zu springen oder Risse zu bekommen, widersteht und welcher gleichzeitig der Einwirkung von Quecksilber und verdünnter Schwefelsäure Widerstand leistet.

Das „Bower-Barff nicht rostende Eisen“ scheint gegenwärtig das geeignete Material zur Construction der Condensatoren zu sein.

6. Die Condensatoren müssen schliesslich so construirt werden, dass sie leicht und ohne Unterbrechung des Betriebes gereinigt werden können.

Krainische Industrie-Gesellschaft.

	Sava	Jauer- burg	Fei- stritz	Zu- sammen
	während Betriebswochen			
	40	49	12	
	"	"	"	
Graues Roheisen	—	223	1 203	1 426
Halbirtes	485	—	2 618	3 103
Weissstrahliges Rohstahleisen	6 320	—	—	6 320
Summa	19 761	20 917	4 186	44 164

Im Cupolofen zu Feistritz wurden durch Umschmelzen erzeugt Gusswaren 1406

Gesamterzeugung an Roheisen und Gusswaaren 45 570
 Raffinirwerke. In Sava, Jauerburg und Rothwein wurden in zwei Siemens'schen Gaspuddelöfen 10 647 q Roheisen verfrischt und daraus 9 569 q Stahlmasse erzeugt. Zwei Masselschweissfeuer lieferten aus letzteren 601 q Rohstahl, 7 696 q Stahlkölbl und 331 q Flachstahl; in 6 Stahlziehhämmern wurden 5 495 q Stahlkölbl verarbeitet. und daraus dargestellt 4 381 q feiner Kisten- und

In Feistritz, Požabljeno und Althammer waren 5 Herdfrischfeuer mit dem Luppenwalzwerke und einem Feinstreckhammer, der Schweißsofen mit dem Feineisen-Walzwerke, ferner die mechanische Werkstätte mit der Zeugschmiede und die Nagelschmiede in Betrieb.

In Neumarkt ein Herdfrischfeuer mit einem Streckhammer und die Feilhauerei.

Die Gesamtproduktion an Eisen- und Stahlwaren 1887/88 betrug:

Gehämmertes Grobstreckeisen	1 752	q
" Feinstreckeisen	1 141	"
Gewalztes	4 777	"
Gewalzter Rollendraht	2 965	"
Gewalztes Nägeleisen (Distendino)	3 868	"
Gehämmertes " (Verzella)	35	"
Gehämmelter Grob- und Flachstahl	932	"
" Zwitterstahl	214	"
" feiner Kisten- und Buschenstahl	4 381	"
" ordinärer Kistenstahl	700	"
Gewalzter	83	"
" feiner	1 427	"
Diverse Schlosser- und Zeugschmiedwaare	560	"
" Nägel	83	"
" Feilen und Raspeln	76	"
	Zusammen	22 994 q

Zusammen . . . 22 554,-
Der Gewinn- und Verlustconto weist einen Gewinn pro Saldo
von fl 1588,20 aus, welcher auf neue Rechnung vorgetragen wurde.
E

A. Röstöfen.

Fig. 1. Schnitt A B C D.

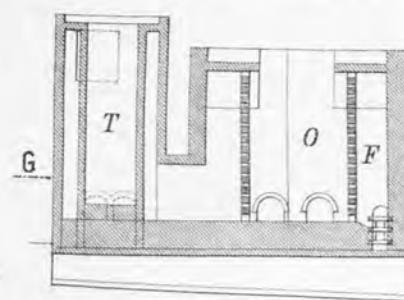


Fig. 2. Schnitt E F.



Fig. 4. Schnitt E F.

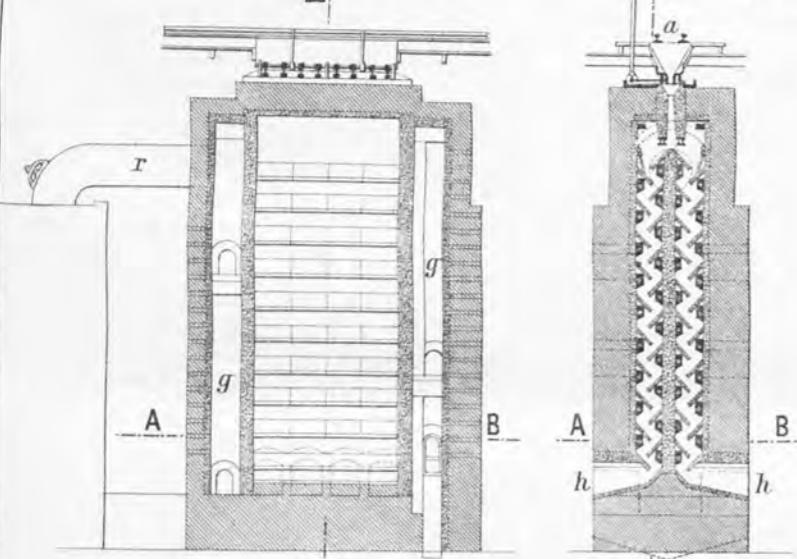
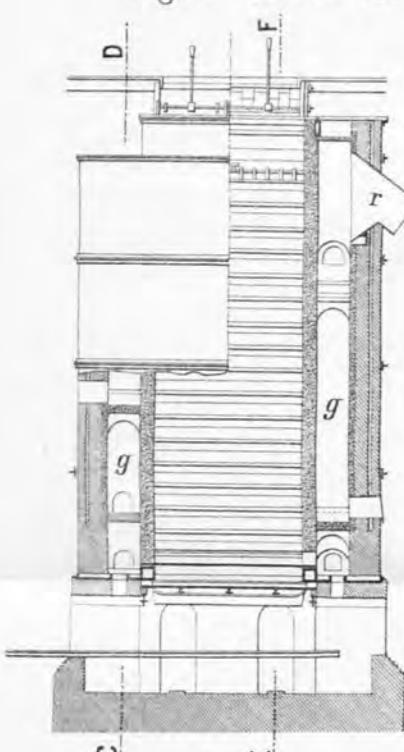
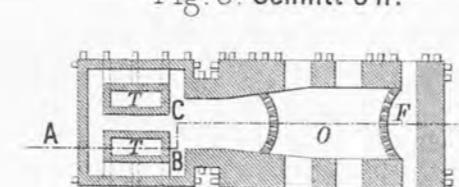


Fig. 7. Schnitt A B.



Die Quecksilbergewinnung in New-Almaden (Californien).

Fig. 3. Schnitt G H.



Maßstab $\frac{1}{24}''=1'$.

Fig. 5. Schnitt C D.

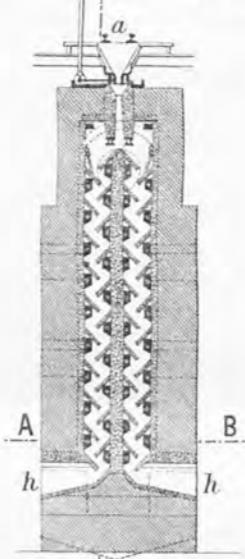
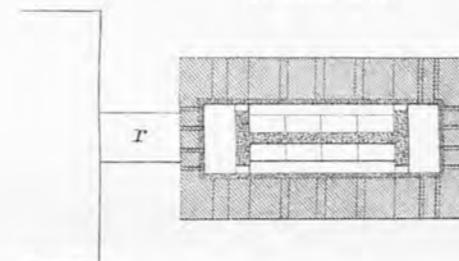
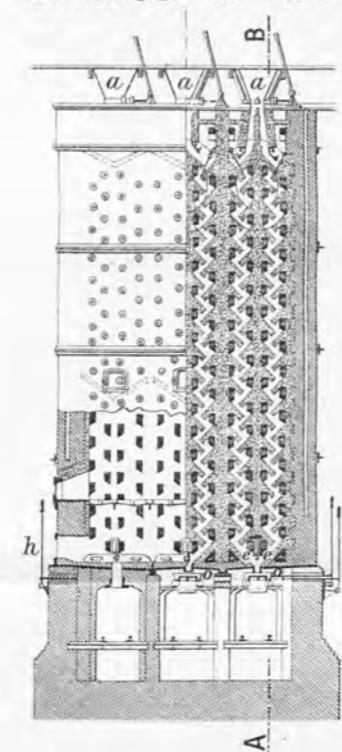


Fig. 6. Schnitt A B.



Maßstab $\frac{1}{16}''=1'$.

Fig. 8. Schnitt C D. Schnitt E F.



Maßstab $\frac{1}{16}''=1'$.

Fig. 12. Schnitt E F.

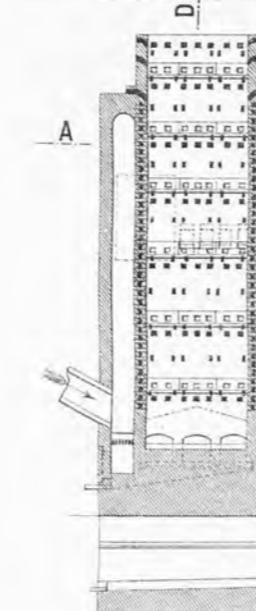
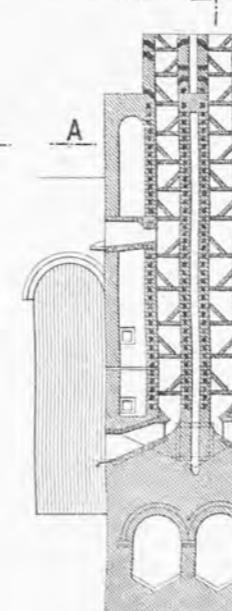


Fig. 13. Schnitt C D.



B. Kondensatoren.

Fig. 14. Schnitt A B.

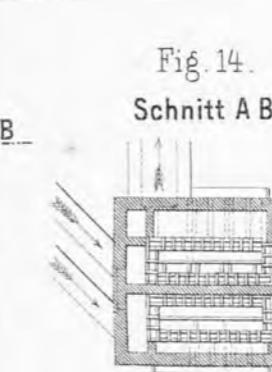
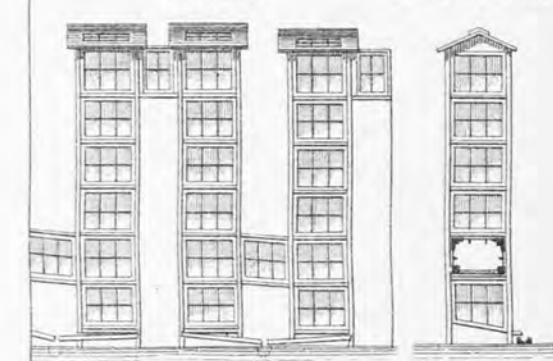


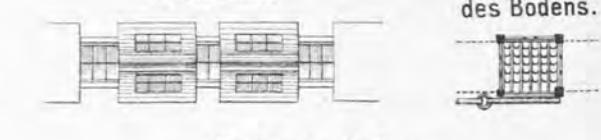
Fig. 15.

Glas-Holzkondensator (Randol-Fiedler).

Aufriss. Seiten-Ansicht.



Grundriss.



Einrichtung des Bodens.

Maßstab $\frac{1}{16}''=1'$.

Diagram A.
Curve der spezifischen Gewichte
des Quecksilberdampfes.

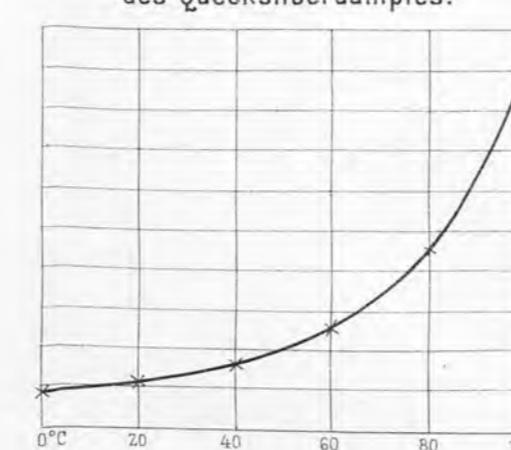
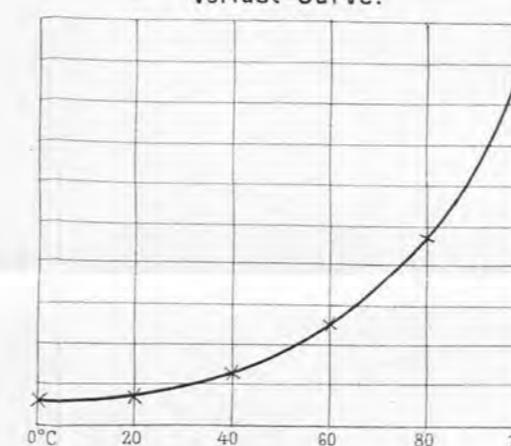


Fig. 18. Diagram B.
Verlust-Curve.



Gemauerte Kondensatoren.

Fig. 9. Schnitt A B C D.

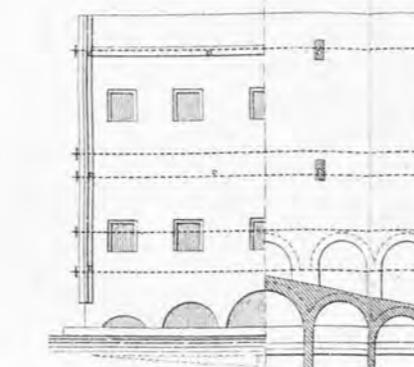


Fig. 10. Schnitt E F G H.

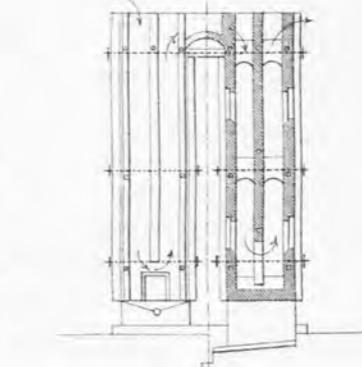


Fig. 16. Seiten-Ansicht.

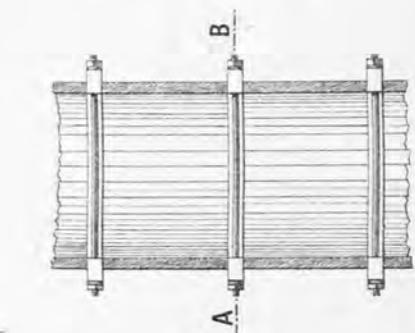
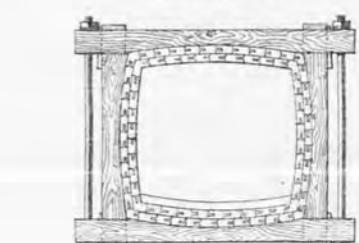


Fig. 17.

Baker's Holzluttenleitung.
Schnitt A B.



Maßstab $\frac{1}{16}''=1'$.

Maßstab $\frac{1}{8}''=1'$.