

Zum Schlusse seien noch die Resultate einer Temperaturmessung erwähnt, welche nach Einstellung der Bohrarbeit in dem mit Wasser gefüllten Bohrloche vorgenommen wurde.

Wasserspiegel 12° C;
200 m Tiefe 16° C;
400 m Tiefe 23° C;
600 m Tiefe 33,8° C;

800 m Tiefe 42,6° C;
1033 m Tiefe 54° C;
1043 m Tiefe 55° C.

Die wissenschaftliche Untersuchung des gewonnenen Probematerials in paläontologischer und petrographischer Beziehung ist bereits eingeleitet; das Resultat wird nach Abschluss dieser umfangreichen Untersuchung veröffentlicht werden.
Die Red.

Rio Tinto und seine neue Kupferhütte.

Mitgeteilt von **Gustav Kroupa.**

(Mit Taf. XVIII, Fig. 12—14. *)

Der Reichtum der Lagerstätte in Rio Tinto (Provinz Huelva, Spanien) und die großartige, in den letzten Jahren erzielte Produktion, die infolge der neuen Untersuchungen mehr als 70 Jahre auf der gegenwärtigen Höhe erhalten werden kann, sowie das eigenartige Erzvorkommen selbst verleihen dieser Lagerstätte ein erhöhtes Interesse; es dürften daher einige neuere Mitteilungen über diesen Bergbau nicht unwillkommen sein.

In dem südwestlichen Teile der Sierra Morena¹⁾ erstreckt sich in nordwestlicher Richtung durch die Provinz Huelva, und zwar von Aznalcollar und Castello de las Guardas in Spanien nach San Domingos in Portugal, in einer Länge von 190 km eine Zone von Thonschiefern, deren Alter noch zweifelhaft ist, da sie von einigen Geologen in die silurische Formation und von anderen wieder in die devonische Formation eingereiht wird. Dieser Schiefer schließt enorme Lagerstätten von kupferhaltigen Pyriten ein, deren Vorkommen in der erwähnten Zone ein ziemlich gleichartiges ist. Parallel mit den fast vertikal einfallenden Erzgängen kommen taube Gänge von Porphyry, Syenit und Diabas vor. Die Erzlagerstätte selbst besteht aus einer Serie von mehr oder weniger zusammenhängenden linsenartigen Massen von kupferhaltigen Pyriten, welche in der Regel an dem Kontakt mit den erwähnten Felsarten (hauptsächlich Porphyry) am reichsten sind und so eine Art von Kontakt-Lagerstätten bilden.

In Rio Tinto werden im ganzen 4 Gänge unterschieden. Die fast vertikalen Thonschiefer sind hier in der Nähe des Erzvorkommens infolge der Einwirkung der aus den Pyriten durch ihre Oxydation entstandenen Eisensalze ziemlich zersetzt und nehmen infolgedessen eine gelbweiße oder rötlich-graue Färbung an. Obwohl es in Rio Tinto auch reichere Erzeinschlüsse gibt, so ist doch die Lagerstätte bei dem Umstande, dass der mittlere Kupferhalt der Pyrite kaum 3% übersteigt, nur als eine verhältnismäßig arme zu bezeichnen. Im Streichen ist sie über 600 m lang und in den Gruben ist bereits eine Tiefe von über 300 m erreicht worden.

Außer Kupfer halten die Rio Tinto-Pyrite noch 1,5 Unzen Silber pro t (= 0,0052%) und kommen in ihnen überdies auch Spuren von Gold vor. Der Gehalt an Edelmetallen wurde früher bei der Verarbeitung der Pyrite nicht berücksichtigt und erst in neuerer Zeit werden Gold und Silber nach dem Prozesse von Claudet zum Teil ebenfalls gewonnen.

Im Jahre 1898 wurden in den Gruben 1 465 380 t²⁾ gewonnen, von welchem Quantum 820 862 t für eigene Verarbeitung reserviert wurden; die restliche Menge von 644 518 t wurde ausgeführt. Die in diesem Jahre bei den Werken erzeugte Kupfermenge betrug 20 426 t, während in den exportierten Erzen 13 456 t Kupfer enthalten waren. Der durchschnittliche Kupferhalt ergab sich mit 2,852%. Der Kupferinhalt der vorhandenen Reservehaufen, aus welchen das Kupfer bei niedrigen Kosten ausgelaugt wird, wird mit 114 700 t angegeben.

Die Erzausfuhr bildet ohne Zweifel eine wichtige Einnahmsquelle, weil gegenwärtig auch der in den Pyriten enthaltene Schwefel besser vergütet wird. Es werden pro Einheit Schwefel 5 d (50 h) gezahlt, was bei dem Schwefelhalte von 48% 24 K pro t ausmacht. In dieser Beziehung ist zu erwähnen, dass auch die in derselben Provinz liegenden Tharsis-Gruben, deren Erzvorkommen ähnlich ist und wo 6 Gänge bekannt sind, große Mengen von Kiesen zur Ausfuhr bringen.

In der folgenden Tabelle sind die wichtigsten statistischen Daten über Erzeugung und Ausfuhr der Rio Tinto-Gesellschaft zusammengestellt. Diese Angaben beginnen mit dem Jahre 1876 und enden mit 1900. Die Tabelle wurde der früher angeführten Arbeit von M. Eissler entnommen.

Die Erze wurden auf den Werken in Rio Tinto fast ausschließlich auf hydrometallurgischem Wege zugute gebracht und erst in jüngster Zeit scheint man sich entschlossen zu haben, einen größeren Teil der massenhaft vorhandenen Pyrite auf feuerflüssigem Wege zu verhütten. Obwohl diese Zeilen hauptsächlich nur die Mitteilung der in letzterer Hinsicht getroffenen Wahl der Öfen und Vorrichtungen bezwecken, so erscheint es, mit Rücksicht auf den neueren Prozess von Claudet, über welchen

*) Taf. XVIII liegt der Nr. 32 bei.

¹⁾ M. Eissler, The Production of copper and its sources of supply.

²⁾ The Mineral Industry, Vol. VII.

Jahr	Von den geförderten Pyriten wurden				Verarbeitete Pyrite		Kupfer- erzeugung
	ausgeführt	reserviert für eigene Ver- arbeitung.	Summe der Förderung	Durchschnittl. Kupfergehalt	Gewicht	Durchschnittl. Kupfergehalt	
	t	t	t	%	t	%	
1876	189 962	159 196	349 158	1,500	158 597	1,500	946
1877	251 360	520 391	771 751	2,375	211 487	2,000	2 496
1878	218 818	652 289	871 107	2,780	211 403	2,180	4 184
1879	243 241	663 359	906 600	2,780	236 849	2,450	7 179
1880	277 590	637 567	915 157	2,865	274 210	2,481	8 559
1881	249 098	743 949	993 047	2,750	256 827	2,347	9 466
1882	259 924	688 307	948 231	2,805	272 826	2,401	9 740
1883	313 291	786 682	1 099 973	2,956	288 104	2,387	12 295
1884	312 028	1 057 890	1 369 918	3,234	314 751	2,241	12 668
1885	406 772	944 694	1 351 466	3,102	354 501	2,270	14 593
1886	336 548	1 041 833	1 378 381	3,046	347 024	2,306	15 863
1887	362 796	819 642	1 182 438	3,047	385 842	2,283	17 813
1888	434 316	969 317	1 403 633	2,949	393 149	2,208	18 522
1889	389 943	824 380	1 214 323	2,854	395 081	2,595	18 708
1890	396 349	865 405	1 261 754	2,883	397 875	2,595	19 183
1891	464 027	972 060	1 436 087	2,649	434 352	[2,651] [1,309]	21 227
1892	406 912	995 151	1 402 063	2,819	435 758	[2,569] [1,465]	20 017
1893	477 656	854 346	1 332 002	2,996	469 339	[2,659] [1,544]	20 887
1894	498 540	888 555	1 387 095	3,027	485 441	[2,594] [0,988]	20 606
1895	525 195	847 181	1 372 376	2,821	518 560	[2,595] [0,986]	20 762
1896	591 752	845 580	1 437 332	2,931	549 585	[2,529] [1,068]	20 817
1897	575 733	812 293	1 388 026	2,810	582 540	[2,595] [0,967]	20 826
1898	644 518	820 862	1 465 380	2,852	618 110	[2,600] [1,023]	20 426
1899	644 271	1 005 573	1 649 844	2,719	636 323	[2,511] [1,120]	20 230
1900	704 803	1 189 701	1 894 504	2,744	665 967	[2,553] [1,187]	21 120

nur einige Angaben³⁾ zu finden sind, notwendig, die nassen, in Rio Tinto benutzten Methoden mit einigen Worten zu berühren.

Früher war zumeist nur die „künstliche“ und die natürliche Zementation in Übung, welche Art der Sulfatation größtenteils bis jetzt in Anwendung steht. Die Erze werden nämlich in Haufen geröstet, wobei ein Teil des dar in enthaltenen Schwefelkupfers in Sulfat überführt wird, welches man dann durch Laugen extrahiert. Die Lösung des Kupfers, welche somit durch „künstliche Zementation“ erhalten wurde, muss behufs Reduktion der Eisenoxysalze durch Erzklein filtriert werden, worauf daraus das Kupfer (als Zementkupfer) mit Roheisen niedergeschlagen wird. Die beim Laugen erhaltenen Erzurückstände halten noch einen verhältnismäßig beträchtlichen Teil des Kupfers als Schwefelkupfer zurück und werden daher der „natürlichen“ Zementation unterworfen. Diese besteht in Herstellung von Haufen (Terreros), welche durch ein System von gemauerten Kanälen verquert werden. Auf den Kanälen wird ein System von 8“igem Essen erbaut.

³⁾ The Hydro-Metallurgie of Copper von M. Eissler.

Sobald die zugeführten Laugenrückstände eine bestimmte Höhe erreicht haben, beginnt die Zersetzung von Sulfiden unter erheblicher Temperaturerhöhung. Ein Brennen dieser Haufen muss vermieden werden. Von Zeit zu Zeit werden sie ausgelaut und das Kupfer aus den Lösungen wie im früheren Falle ausgefällt. Dieses Verwitternlassen der Rückstände geht sehr langsam vor sich; es sollen gegenwärtig auf diese Weise über 7 000 000 t Erze in Behandlung stehen.

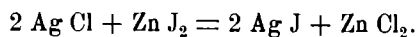
Nach diesem Prozess benötigt man volle 2½ Jahre, um 80% des Kupferinhaltes zu extrahieren. Cumonge gibt in seinen Notizen über Rio Tinto die Kosten pro Tonne behandelter Erze mit 4,0955 Frcs an und Eissler berechnet die Kosten pro 1 t Zementkupfer mit 725 Frcs. Obzwar also die Gesteungskosten ziemlich günstig sind, so sind die nach dem daselbst ebenfalls seinerzeit verwendeten Prozesse von Doetsch erhaltenen Ergebnisse noch günstiger gewesen, und zwar nach Eissler um 125 Frcs pro Tonne Kupfer. Nach dem Doetsch-Prozesse wird bekanntlich das Schwefelkupfer mit Hilfe von Eisenchlorid in Cupro- und Cuprichlorid verwandelt.

Auf den Tharsis-Werken geschieht die Überführung des Schwefelkupfers in Chlorkupfer durch Röstung mit

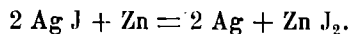
Kochsalz in einem Muffelofen. Aus den Lösungen, welche das Kupfer als Chlorkupfer enthalten, wird das Kupfer ebenfalls durch Eisen ausgefällt.

Bezüglich der Gewinnung der Edelmetalle nach dem Verfahren von Claudet ist zu erwähnen, dass dieser Prozess hauptsächlich in England zur Verarbeitung der spanischen Pyrite versuchsweise angewendet wurde. Nach diesem Verfahren werden Kiesabbrände mit 13 bis 20% Kochsalz in einem Muffelofen chlorierend geröstet. Das noch heiße Röstgut wird in Lauggefäßen mit Wasser und den sauren, im Kondensator des Muffelofens erhaltenen Wässern ausgelaugt. Die ersten starken Laugen gehen zu besonderen Bottichen, wo die Fällung nach dem Claudet-Prozess erfolgt. Die schwachen Laugen werden beim Waschen neuer Partien von Röstgut benützt. Die Rückstände der Laugerei (purple iron ore) werden an die Eisenhütten abgesetzt.

Nach Bestimmung des Silbers in den reichen Laugen wird Zinkjodid in kleinem Überschusse zugesetzt, wobei die Fällung des Silbers nach folgender Gleichung erfolgt:



Der Niederschlag wird mit Wasser und schwacher Säure gewaschen, worauf er durch Digerieren (unter Zusatz von Salzsäure) mit Bruchzink zersetzt wird. Dies findet nach folgender Gleichung statt:



Das Zinkjodid wird somit nach diesem Prozess regeneriert und kann neuerdings zur Fällung des Silbers benutzt werden. Der Silberrückstand, welcher sich bei dem vorerwähnten Digerieren mit Zink nach Auflösen des gebildeten Zinkjodids ergibt, enthält außer Silber größere Mengen von Bleisulfat, dann auch Zink etc. und wird daher zur weiteren Verarbeitung an die Blei- und Silberhütten abgesetzt.

Nach dem Berichte der Zeitschrift „The Iron and Coal Trades Review“ (J. 1903) vollzieht sich in Rio Tinto bei der Verarbeitung der kupferhaltigen Pyrite insoferne ein Wechsel, als man gegenwärtig einen Teil der in kolossaler Menge vorhandenen Erze auf trockenem Wege zu verhütten trachtet. Beim Entwerfen der neuen Hüttenanlage wurden selbstverständlich nur die vollkommensten technischen Behelfe herangezogen; es kann in dieser Beziehung gewiss nicht wundernehmen, dass man sich das Beste in Amerika holte, wo schon seit geraumer Zeit die veralteten und hinsichtlich der Leistung unzureichenden Einrichtungen verlassen wurden, und wo dank der umgestaltenden Tätigkeit der Amerikaner das Kupferhüttenwesen einen ungeahnten Aufschwung nahm, welcher sich insbesondere in der Vereinfachung des Hüttenprozesses und der Vollkommenheit der Öfen äußert.

Jener Quelle entnimmt man, dass die Verhüttung auf dem Schmelzen der Pyrite in den großen Schachtöfen mit Wassermantel auf Stein und auf Verblasen des Steines in der Bessemerbirne basiert. Demzufolge umfasst die Hüttenanlage eine Schachtofen- und eine Konverteranlage.

Schachtofenanlage. Es sind zwei Schachtöfen vorhanden. Diese sind Öfen mit Wassermantel mit rechteckigem Horizontalquerschnitt, welcher in der Formebene 13 Fuß 4 Zoll \times 42 Zoll (4,01 m \times 1,07 m) groß ist. Wie aus der Fig. 12, Taf. XVIII, zu ersehen ist, verjüngt sich der Querschnitt gegen den Herdboden, und zwar von 1,07 m auf 0,97 m. An dem oberen Ende des Wassermantels nimmt aber die Breite zu, und zwar von 1,07 m auf 1,30 m. Die Formen liegen 28 Zoll (71 cm) über dem Tiegelboden und die totale Höhe des Ofens über der Hüttensohle beträgt 23 Fuß 4 Zoll (7,11 m). Der Wassermantel erstreckt sich über dem Tiegelboden auf eine Höhe von 8 Fuß 4 Zoll (2,534 m). Da sich die Chargiertüren nur zirka 10 Fuß (3,047 m) über dem Tiegelboden befinden, so unterstützt selbstverständlich der über die Gicht ragende Ofenteil nicht die Schmelzung direkt, sondern es wird durch rückgehaltene Wärme desselben nur die gegichtete Beschickung warm gehalten. Der Tiegelboden, welcher aus mit feuerfestem Material verkleideten Eisenplatten besteht, ruht auf einem Wagengestelle. Letzteres besitzt eine Stellvorrichtung, mit deren Hilfe der Boden leicht herabgelassen und durch einen neuen ersetzt werden kann. Der Wassermantel besteht aus 8 Teilen — Kühlkasten — von welchen auf jeder Längsseite 3 und auf jeder Schmalseite 1 Stück vorhanden sind. Die Kühlkasten sitzen gleich auf der Herdsohle auf und werden durch einen auf den Ofensäulen angebrachten Rahmen getragen. Auf jeder langen Ofenseite befinden sich 10 Düsen. Auf den Ofensäulen sind Träger gelegt, welche den oberen Ofenteil tragen. Hierdurch wird dieser von dem unteren, das Gestelle bildenden Teile, sowie von dem Ofenherd ganz unabhängig gemacht, was mit Rücksicht auf etwaige Reparaturen von Vorteil ist. Das Beschicken des Ofens geschieht durch zwei Türen, welche die langen Ofenseiten gänzlich ausfüllen und die Türöffnungen luftdicht abschließen. Der Brennstoff wird abwechselnd mit der Beschickung gegichtet. Das Windrohr, von welchem die Gebläseluft zu den einzelnen Düsen verteilt wird, besitzt einen Durchmesser von 20 Zoll (51 cm). Ein zweites Rohr von kleinerem Durchmesser, welches um den Ofen herum angebracht ist, leitet das Kühlwasser zu. Aus demselben fließt das Wasser durch engere Röhren zu den unteren Teilen der Kühlkasten und von da erst durch Röhren zu den oberen, von wo es in längs des Ofens laufende Rinnen ausfließt. Eine derartige Leitung des Wassers hat natürlich den Vorteil, dass ein Leckwerden der Kühlkasten durch den mit dem Wasser entweichenden Dampf sofort wahrgenommen werden kann. Der obere Teil des Ofens ist durch Stahlplatten abgeschlossen; dieses Abschlusstück ist nach einem solchen Winkel gebogen, dass es genau das Rauchleitungsrohr einschließt. Ein stets offenes Stichloch bringt die Schmelzerzeugnisse in einen Vorherd, der zu ihrer Ansammlung aus dient. Der Vorherd besitzt einen aus Stahlblechen hergestellten Mantel, um welchen inwendig ein Futter aus feuerfestem Material angebracht ist. Der Boden ist durch ein flaches Gewölbe aus Schlacken-

steinen abgeschlossen, auf welchem erst das Futter aufgeführt wird. Oben ist der Vorherd ebenfalls durch ein flaches Gewölbe abgeschlossen. Bezüglich der Abmessungen des Vorherdes wird angeführt, dass er einen Durchmesser von 12 Fuß (3,656 m) und eine Höhe von 40 Zoll (1,016 m) besitzt. Auf der vorderen Seite ist oberhalb des Bodens ein Stichloch angebracht, durch welches der Stein für die Konverter abgestochen wird. Auf der Rückseite, u. zw. am oberen Ende des Vorherdes ist die Schlackenrinne situiert. In die abfließende Schlacke wird ein Wasserstrahl mit bedeutendem Druck geleitet, welcher sie in Granalien verwandelt; in diesem Zustande kann sie mit verhältnismäßig kleinen Kosten weggeschafft werden. Über die Leistungsfähigkeit eines solchen Ofens ist in der Quelle keine Angabe enthalten, doch muss sie in Ansehung der großen Ofendimensionen eine beträchtliche sein. Zur Orientierung wird in dieser Beziehung erwähnt, dass beispielsweise der Ofen der Hall Mines Co. in Britisch-Columbia⁴⁾, welcher im Formniveau nur $3,65 \times 1,117$ m gegen $4,01 \times 1,07$ in Rio Tinto misst und 16 Formen (auf jeder Seite 8) besitzt, in 24 Stunden 308 t Beschickung durchsetzt.

Die Bessemeranlage. Es sind 2 Konverterständer vorhanden. Die hier in Verwendung stehende Birne besitzt eine zylindrische Form und hat eine Länge von 15 Fuß (4,57 m) und einen Durchmesser von 6 Fuß 10 Zoll (2,082 m). Die konstruktiven Details sind in der Quelle nicht angeführt, aber die Fig. 13 u. 14, Taf. XVII, welche die Birne der neuen Kupferhütte darstellen, sind deutlich genug, um daraus die Einrichtung des Apparates zu erkennen. Man ersieht aus der Abbildung, dass die Birne sehr ähnlich jener ist, die von Douglas in Copper Queen Mine (Arizona) eingeführt wurde. Letztere ist eine Modifikation der Leghorn Type-Birne; ihre Zeichnung ist in dem bekannten Werke Modern Copper Smelting (von Peters) zu finden.

Die Birne in Rio Tinto ruht mittelst zwei aus Eisenbahnschienen angefertigten und an ihrem Mantel befestigten Rollkränzen auf 4 Rollen, deren Lager auf zwei mit dem Unterbau verankerten Trägern montiert sind. An dem einen Ende der horizontal gelagerten Birne ist ein segmentartiger Zahnkranz angenietet, dessen Zähne in die Zähne einer hydraulisch bewegten Zahnstange eingreifen. An dem zweiten Ende der Längsachse des Birnen-Zylinders befindet sich das Windleitungsrohr, welches durch ein schiefes Verbindungsstück mit dem an der vorderen Seite angebrachten Windkasten verbunden ist. Die Verbindung der Windleitung mit der Birne dürfte durch eine Stopfbüchsenanordnung bewerkstelligt sein. An der rückwärtigen Seite des Windkastens befinden sich 12 Öffnungen, durch welche die Düsen — und zwar bis in das Innere der Birne — hereinragen. Die Windkastenöffnungen sind mit Kugelventilen versehen, welche beim Herausziehen der zur Reinigung

der Düsen verwendeten Stange ein Entweichen der Gebläseluft verhindern. Um während des Verblasens der Birne eine sichere Lage zu erteilen, ist eine einfache Stützvorrichtung vorhanden. Diese besteht aus einem Stück eines Zylinder-Mantels, das in einem Charnieransatz der mit dem Fundamentträger verbundenen Stützstange drehbar angeordnet ist. Das Stützblech kann beim Gießen an die Mündung der Birne angelegt werden, wobei es als Rinne dienend ein Verspritzen des Metalles verhindert. Ist eine Auswechslung der Birne infolge schadhafte Futters notwendig, so wird sie mit Hilfe der an ihrem Mantel angebrachten Ringe durch den elektrischen Krahn ausgehoben und in das zur Vornahme der Ausfütterung bestimmte Lokal gefahren. Auf demselben Wege wird dann eine andere, mit neuem Futter versehene Birne auf die zum Tragen derselben dienenden 4 Rollen des Konverterständers aufgesetzt. Der elektrische Krahn besorgt auch den Transport des Leches aus dem Vorherd der Schachtöfen zu den Konvertern, was mit Hilfe einer großen Gießpfanne geschieht.

Wie aus den Figuren wahrzunehmen ist, besteht die Bessemerbirne aus 2 Teilen, wovon der obere wesentlich kleiner ist. Das Futter dieses kleineren Teiles leidet naturgemäß bedeutend weniger als jenes des Unterteiles; es ist daher die Auswechslung des Futters nicht so oft wie beim letzteren nötig. Die Zylinderteile werden durch an denselben angenietete Laschen mit Schrauben verbunden, und es kann infolge dieser Anordnung das Abheben des oberen Teiles in verhältnismäßig kurzer Zeit bewerkstelligt werden.

Zwischen den beiden Konverterständern ist die Steuerbühne situiert, von welcher die Windzuführung und der Zufluss des Wassers zu den hydraulischen Zylindern reguliert werden kann.

Was nun die Ausfütterung der Birnen anbelangt, so wird erwähnt, dass sie zunächst auf eine Dicke von 4 Zoll (10,16 cm) ausgemauert werden, worauf erst das Futter, welches im unteren Teile 26 Zoll (66,04 cm) und im oberen 22 Zoll (55,88 cm) dick ist, hergestellt wird. Das Material des Futters besteht aus reinem Quarz und möglichst plastischem Thon, und zwar werden hiezu 90 % Quarz und 10 % Thon verwendet. Je weniger Thon genügt, desto dauerhafter die Ausfütterung der Birne, und dies ist auch der Grund, warum für diesen Zweck ein möglichst plastischer Thon verlangt wird.

Bezüglich der Größe der Charge lässt sich keine bestimmte Menge angeben, weil die Charge — wie bei allen Kupferkonvertern — von dem Zustande des Futters abhängt. Eine mit frischem Futter versehene Birne fasst nur 3—4 t Lech, während bei den letzten Chargen vor der Erneuerung des Futters darin 8 t Raum finden. Man sieht, dass bei diesen Chargen das Gewicht des eingetragenen Leches das doppelte der ersten Charge beträgt. Die Gießpfanne hat einen Fassungsraum für 8 t Lech, weshalb auch für die letzten Chargen eine einmalige Füllung pro Charge genügt.

⁴⁾ The Mineral Industry Vol. VII.

R. Riedel: Der Fürst Salm'sche Braunkohlenbergbau in Gaya (Mähren).

(Fig 1-6)

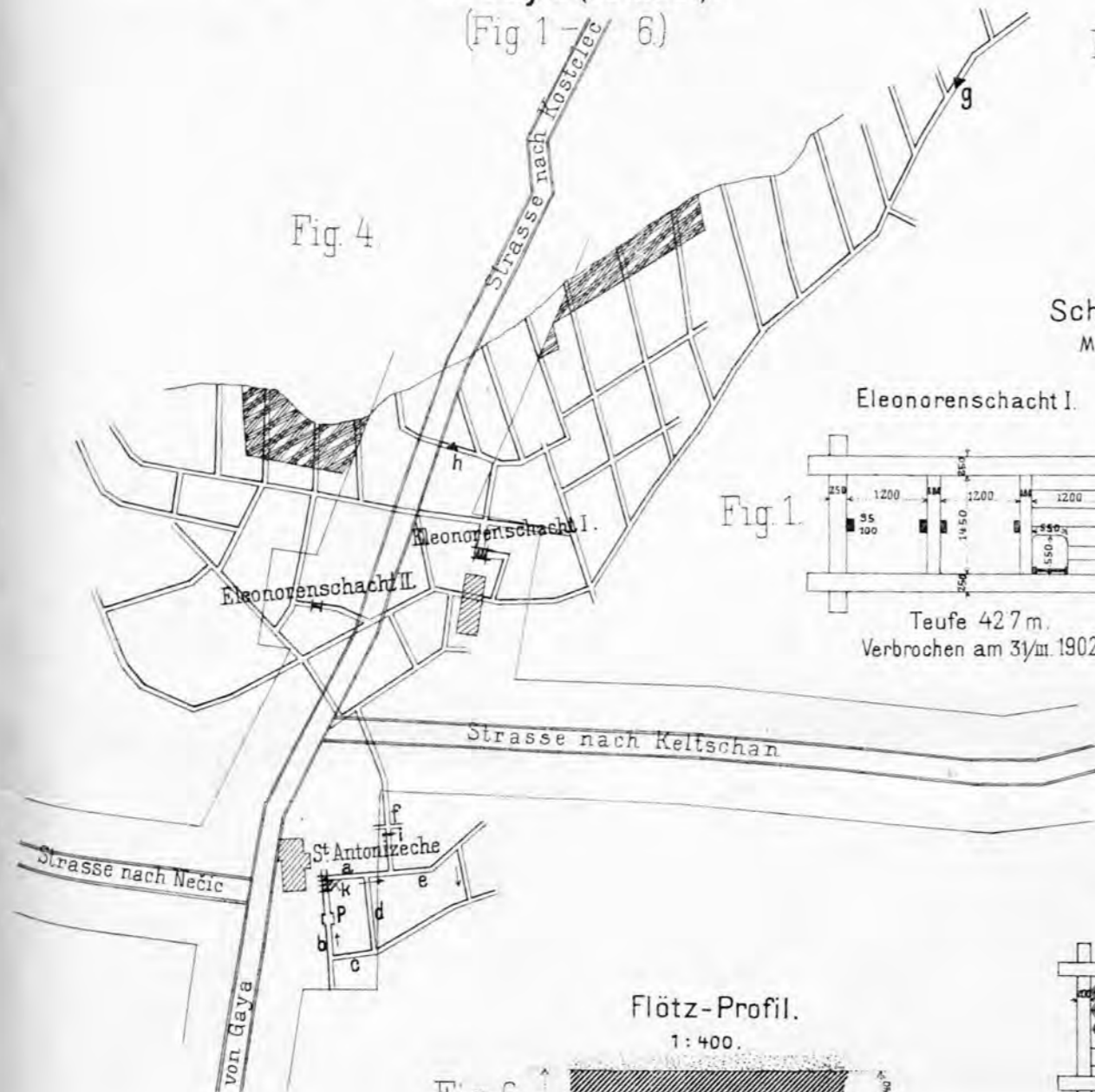
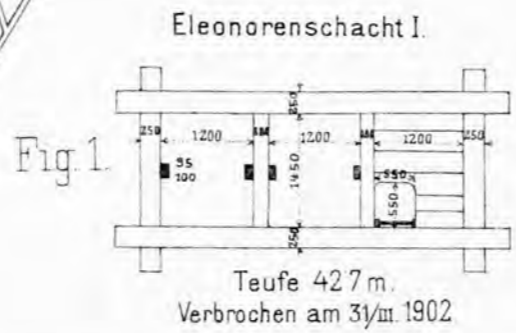


Fig. 4



Schachtprofile
Maßstab 1:100.

Eleonorenschacht I.

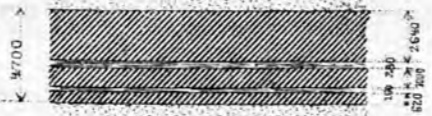
Eleonorenschacht II.

Teufe 427 m.
Verbrochen am 31/III. 1902.

Wetterschacht, Teufe 360 m

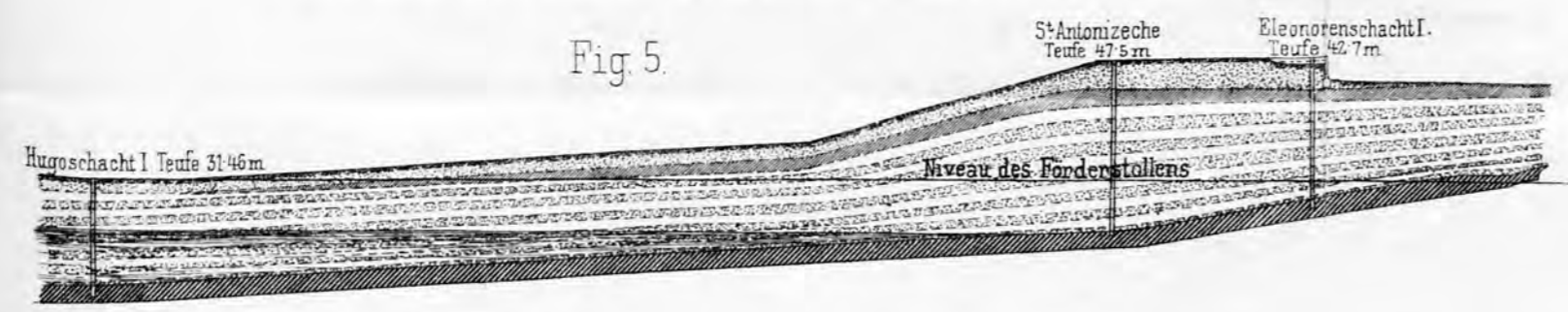
Flötz-Profil.
1:400.

Fig. 6



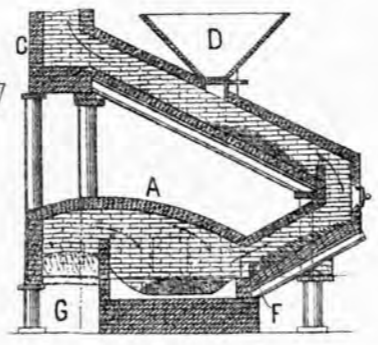
Profil durch die Schächte Hugo I, St Antonizeche u. Eleonorenschacht I

Fig. 5



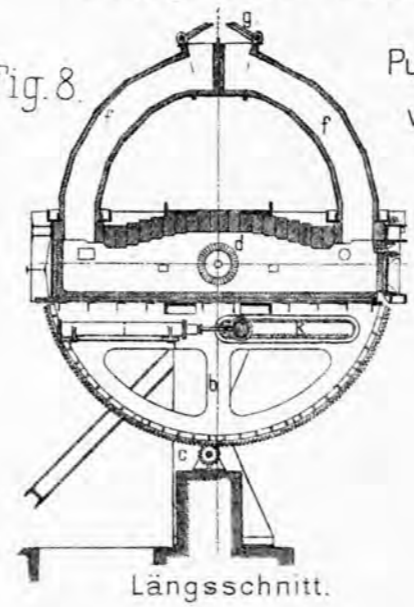
Puddelofen von Kent.

Fig. 7



Einige neue Puddelöfen. (Fig. 7-9.)

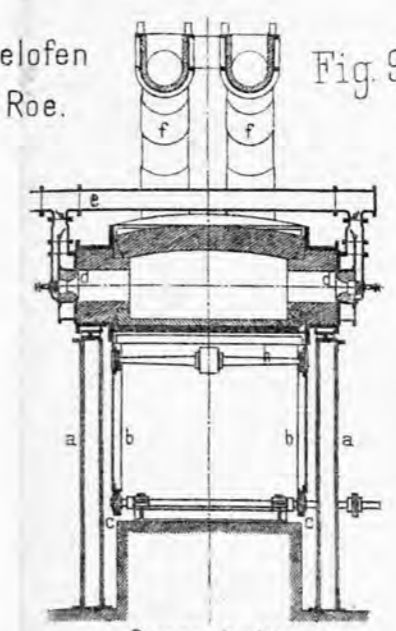
Fig. 8



Längsschnitt.

Puddelofen von Roe.

Fig. 9



Querschnitt.

Der Riecken Process. (Fig. 10-11)

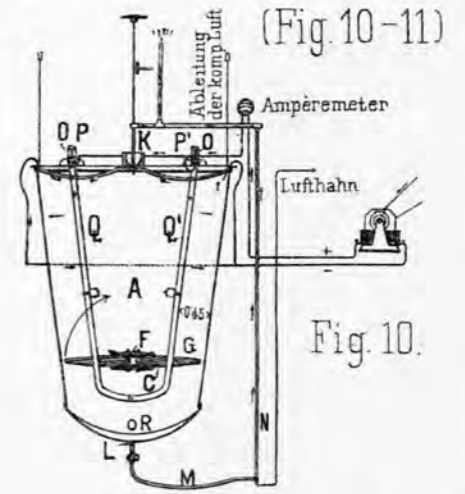


Fig. 10.

Längsschnitt und Ansicht des Lauggefässes.

Fig. 11

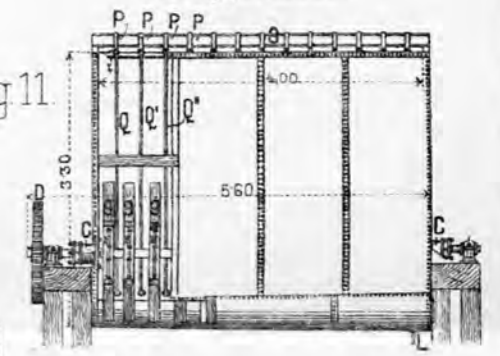
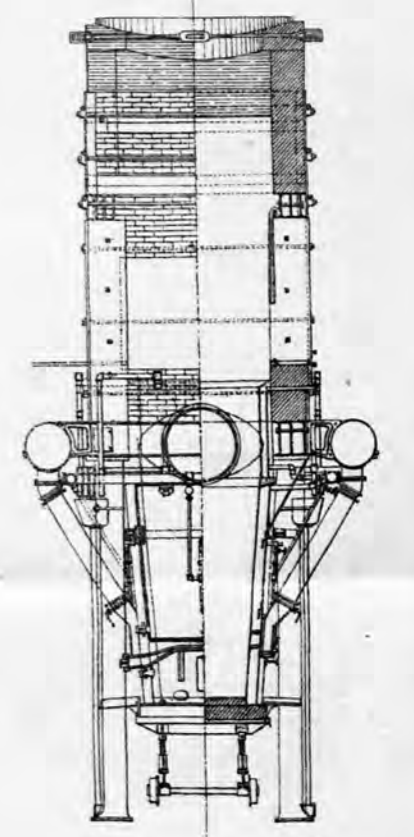


Fig. 12



End-Ansicht.

Die neue Kupferhütte in Rio Tinto. (Fig. 12-14)

Vordere Ansicht.

Fig. 13

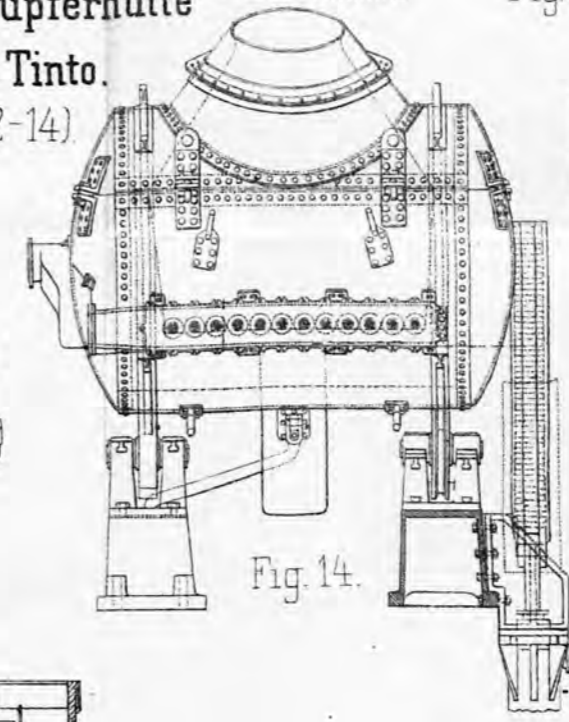
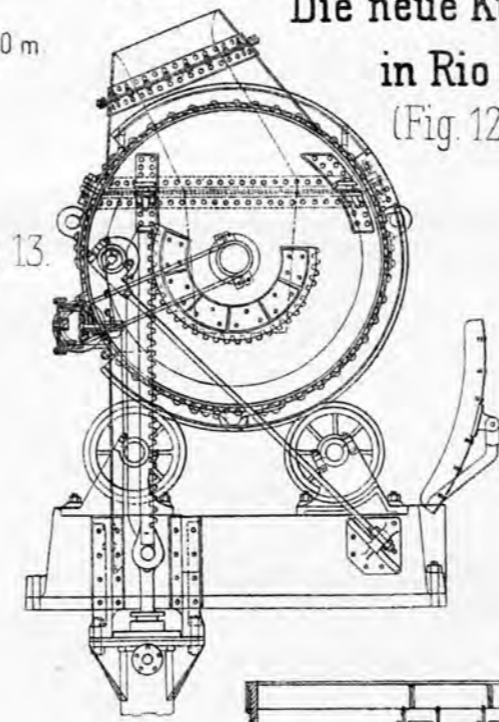


Fig. 14.

Meguins Kohlenwäsche.

Fig. 15

