

Ministerio de Industria i Obras Públicas

# INFORME

Presentado al Supremo Gobierno sobre la  
Importancia de la Hidrometalurjia en la  
Provincia de Antofagasta

POR

AQUILES CONCHA S.

Ex-alumno de la Escuela "Nationale Supérieure des Mines" de Paris



Santiago de Chile  
"Soc. Imprenta i Litografía Universo"  
Galería Alessandri Núm. 20

1917

Biblioteca del Congreso Nacional

Colección Folletos Vol .....

23

Sala .....

Tabla .....

X2

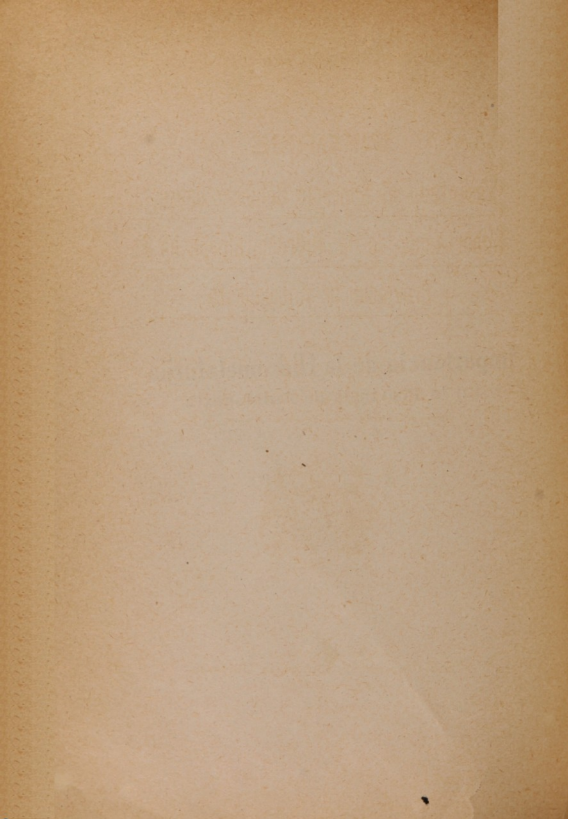
Obs. ....

185588

# **Importancia de la Hidrometalurjia**

En la Provincia de Antofagasta







# INFORME

Presentado al Supremo Gobierno sobre la  
Importancia de la Hidrometalurjia en la  
Provincia de Antofagasta

POR

AQUILES CONCHA S.

Ex-alumno de la Escuela "Nationale Supérieure des Mines" de Paris



Santiago de Chile  
"Soc. Imprenta i Litografía Universo"  
Galería Alessandri Núm. 20

1917



73109

Ministerio de Industria  
I Obras Públicas

---

Secc. 1.<sup>a</sup> Núm. 818.

*Santiago, 19 de Mayo de 1917.*

En atención a la importancia que reviste el estudio de las instalaciones mineras i metalúrgicas de la provincia de Antofagasta, que Ud. inició el año pasado, este Ministerio ha resuelto comisionar a Ud. *ad-honorem* para que complete dichos estudios e informe al Gobierno sobre el particular.

Dios guarde a Ud.

RAMÓN LEÓN LUCO.

Al señor Jeólogo don Aquiles Concha.

---





*Santiago, 1.º de Noviembre de 1917.*

SEÑOR MINISTRO:

Tengo el honor de informar a US. sobre las comisiones que ese Ministerio me encomendó por oficio N.º 818 de 19 de Mayo i por Decreto N.º 1230 de 19 de Julio del presente año.

La primera consistía en el estudio de las instalaciones mineras i metalúrgicas de la provincia de Antofagasta, que el infrascrito había iniciado en años anteriores.

A este respecto puedo decir a US.:

### MINERALES

Bajo el punto de vista hidro-metalúrgico, los minerales de Chile pueden clasificarse sólo en dos categorías. La primera comprendería los minerales de color llamados: «malaquita» o carbonato de cobre, «brocantita» o sub-sulfato de cobre; «atacamita» u oxiclорuro de cobre, i en menor abundancia el óxido

negro de cobre i el sulfato de cobre. No complicaré este estudio con variedades escasas en los yacimientos mineros de nuestro país.

La segunda categoría comprendería los minerales llamados: «cuprita» u óxido cuproso, «crisocola i dioplasio» o silicatos de cobre, «chalcocita» o sulfuro cuproso, «covelina» o sulfuro cúprico, i «chalcopirita» o sulfuro doble de cobre i fierro.

De ambas categorías eliminaremos para el beneficio hidro-metalúrgico los minerales que contengan en total, al estado libre, más de 5 a 10% de carbonatos de cal i carbonatos de magnesia por las razones que daré más adelante.

El procedimiento indicado para la extracción del cobre de la primera categoría de minerales, consiste en la vía húmeda, como lo explicaré al final de este informe. Estos minerales constituyen al mismo tiempo la variedad cuyo beneficio es más económico. Basta una molienda adecuada que en la mayoría de los casos variará entre uno i cinco milímetros i excepcionalmente hasta un centímetro, para que el mineral quede listo para la lixiviación. El dominio de la vía húmeda, cuando se aplican estos procedimientos a la extracción del cobre, significa obtener el metal de los minerales cupríferos acerca de los cuales la experiencia ha demostrado que no pueden ser provechosa i económicamente beneficiados por otros procedimientos metalúrgicos.



## MÓLIENDA

La molienda que constituye la primera operación a que se someten los minerales destinados a la hidrometalurgia debe ser hecha en condiciones de que el mineral de cobre se ponga en contacto con la solución lixivante lo más íntimamente posible, tamaño adecuado, pequeño i consistente. La molienda fina puede ser perjudicial en los métodos por «percolación» por cuanto se producen borras que pueden perturbarla. Las borras tienen además la propiedad detestable de absorber las sales metálicas, reteniendo así las soluciones ácidas en los rípios, no obstante el uso de grandes cantidades de agua de lavado. Otra desventaja de la molienda fina es su costo, que crece desproporcionalmente con el grado de pulverización. Mientras la chancadura es barata, la pulverización puede llegar a costar diez veces más caro.

Los aparatos más adecuados para chancar los minerales son los chancadores de mandíbulas (llamados vulgarmente chanchos).

Para moler se emplean los molinos de «discos», de «rodillos» i «de bolas».

Una combinación de molinos de rodillos compuesta por uno de 36", otro de 26" i dos de 26", que muelan grueso, regular i fino, respectivamente, pueden moler de 125 a 175 toneladas de mineral de regular dureza al arnero de 30 mesh (0,5 milímetros); 200 a 250 toneladas al arnero de 20 mesh (0,833 milímetros); o también 250 toneladas i más, al arnero de 14 mesh (1,168 milímetros). Para que una planta de rodillos



trabaje bien, es necesario que la reducción se haga gradualmente de un rodillo al siguiente.

Un molino de bolas Krupp N.º 5 puede moler 43 toneladas diariamente de un mineral de regular dureza i 100 toneladas con un N.º 8; empleará 18 a 23 caballos de fuerza motriz el primero i 60 a 65 el segundo. Consumen además  $\frac{1}{4}$  de kilo de bolas de acero por tonelada de mineral i las planchas interiores duran de 100 a 300 días.

Un Krupp N.º 5, incluyendo el costo de las fundaciones, puede obtenerse a £ 800 i gastará £ 400 por año de trabajo.

## LIXIVIANTE

El lixivante debe ser rejenerado en la mayoría de los casos, ya que las pérdidas aumentan el costo del tratamiento. Esta solución que disuelve las sales de cobre debe ser también barata i obtenerse con facilidad.

Entre los numerosos reactivos conocidos para disolver el cobre contenido en los minerales, estimo que pueden usarse ventajosamente en Chile: el agua, el sulfato férrico, el cloruro férrico, el cloruro ferroso i el ácido sulfúrico.

El agua se empleará cuando se trate de sulfatos de cobre; de carbonatos u oxicloruros de cobre en cuya ganga exista sulfato férrico i con aquellos minerales previamente transformados en sulfato de cobre por medio de una tuesta sulfatadora, de que hablaremos más adelante.

El sulfato férrico existe al estado natural, en minas

virjenes, sólo en Chile. Constituye una riqueza considerable. Los señores Lautaro Ponce i Mateo Skarnic poseen en Cerritos Bayos, en Mejillones i en otros puntos de la provincia de Antofagasta, yacimientos inagotables de sulfato férrico. He visitado el de Cerritos Bayos, situado a 5 kilómetros de la Estación de Cerritos Bayos del ferrocarril de Antofagasta a Bolivia. Existe ahí a la vista 150.000 toneladas de sulfato férrico, suficientes para elaborar cobre por un valor de cien millones de pesos. Puede atribuírsele a este reactivo un valor de cien pesos de 15 peniques por tonelada, pues el ácido sulfúrico que podría elaborarse en aquella rejión resultaría a ciento treinta pesos la tonelada. El sulfato férrico tiene sobre el ácido sulfúrico ventajas mui apreciables como la de disolver la plata contenida en los minerales. También disuelve la «chalcocita», la «cuprita» i el cobre nativo, cualidades todas esas que no tiene el ácido sulfúrico.

La «Cananea Consolidated Copper Co.», efectuó en el Estado de Sonora, en Méjico, una serie de experimentos destinados a probar el poder del sulfato férrico vis a vis de los minerales de esa rejión. Aunque no se llegó a adoptar en Cananea el empleo de este reactivo para la lixiviación, los resultados obtenidos son instructivos i de un valor práctico para aquellos que contemplan el mismo problema. El Jeneral de dicha Compañía, Sr. David Cole, dejó escritas interesantes informaciones de donde extractamos lo siguiente: «Se demostró en Cananea que la solución de sulfato férrico efectúa una extracción mui completa del cobre de minerales que lo contienen al estado de óxido o de carbonato, pero obra más lentamente sobre aquellos que llevan el metal en forma de chalcocita». «El 65% del cobre contenido en los

minerales molidos fué estraído en 3 horas cuando el líquido estaba hirviendo i en 7 horas cuando estaba a 70° de temperatura». «El cobre de la solución se precipitaba por medio del fierro». «El consumo de fierro era pequeño porque, cuando la solución está caliente, la precipitación es mui rápida i completa». «Damos a continuación los gastos para convertir, en Cananea, una solución de sulfato ferroso en sulfato férrico, en 24 horas, sin contar el gasto en mano de obra, ni el precio del sulfato ferroso, ni las reparaciones:

Vapor para calentar la solución....	\$ 15,00 de 15 d.
Fuerza motriz para el compresor...	3,40
Carbón para calentar el aire (262 libras).....	4,20
Acido sulfúrico (300 libras).....	8,00

El término medio de la cantidad de sulfato férrico producido en dicha operación fué de 50 libras por hora.

Se notó en estos trabajos de experimentación, que los mejores resultados de lixiviación se obtenían cuando el cobre se encontraba al estado de óxido en los minerales.

Otro experimento se hizo sobre un lote de 10 toneladas de minerales de cobre de 7,5%, i resultó una extracción de 94 a 96%.» La principal dificultad consistió en la elaboración del sulfato férrico.

Los apuntes orijinales anteriores de David Cole, demuestran la preferencia que se tenía por el sulfato férrico para reemplazar al ácido sulfúrico. Se comprenderá así el inmenso valor de los yacimientos naturales chilenos de sulfato férrico.

Otro de los reactivos que se puede usar en nuestro país, es el cloruro férrico. Este obra sobre los minerales en la misma forma que el anterior. Se prepara agregando sal común a la solución de sulfato férrico. Se forma cloruro férrico i sulfato de soda. Esta última sustancia se puede separar en parte, decantando la solución en las horas frías de la noche, en que el sulfato de soda es poco soluble i cristaliza en el fondo de los estanques.

Tanto con el primer reactivo como con el segundo, después de precipitar el cobre de la solución por medio del fierro viejo, queda una solución de sulfato ferroso i de cloruro ferroso respectivamente. Si a la solución de sulfato ferroso se le agrega sal común, se forma cloruro ferroso i sulfato de soda. Estas soluciones de cloruro ferroso sirven también para lixiviar minerales, pero se aconseja efectuar esta lixiviación a 70° C., pues en frío el poder disolvente de dicho reactivo es insignificante.

El ácido sulfúrico puede elaborarse en Antofagasta al precio de \$ 130 la tonelada, en usinas como la de Chuquicamata, es decir, con capacidad de 20 a 50 toneladas diarias.

El anhídrido sulfuroso disuelto en agua tiene muchos inconvenientes, motivo por el cual no lo recomiendo para plantas industriales.

Cuando la ganga de los minerales contiene una cantidad de bases solubles, el consumo de ácido puede llegar a hacer prohibitivo el uso de tal disolvente. La «calcita» o carbonato de cal i el carbonato de magnesia son los principales enemigos de la vía húmeda, entre los constituyentes de un mineral.

La lixiviación de minerales calcáreos de cobre no se ha llevado a cabo en forma satisfactoria. Antes de

atacar a las sales de cobre, los reactivos se combinan con la cal formando sulfatos de cal o clóruos de calcio según el caso, circunstancia que suele hacer improductivo un procedimiento. Suelen también formarse, en presencia de aire, hidróxidos férricos que molestan al extremo de hacer fracasar el sistema.

La ganga del mineral determina el consumo de reactivo i en consecuencia la mayor o menor economía del procedimiento.

Los ripios retienen mayor cantidad de solución mientras mayor sea el grado de molienda.

## TUESTA

La segunda categoría de minerales comprende aquellas variedades que necesitan ser tostadas antes de someterlas a la lixiviación de que ya hemos hablado. Esta operación consume en jeneral 10% de combustible de 8,000 calorías. Los hornos de tuesta perfeccionados que construyen hoi día en Estados Unidos son aparatos que valen caro. Así, por ejemplo, un Mc Dougal de 20 pies de diámetro, para tostar 50 toneladas diarias, vale 8.000 dollars puestó en Nueva York. Pesa 75 toneladas i usa un motor eléctrico de 2 caballos para mover los brazos interiores.

Hai varias clases de tuestas i en consecuencia muchos tipos de hornos. De la temperatura de la tuesta depende el producto final obtenido. El objeto de la tuesta es convertir el mineral en un producto soluble en los reactivos, al mismo tiempo que trasforma las sustancias nocivas en productos inatacables por los reactivos.

La mejor tuesta de los minerales de cobre se obtiene manteniendo la temperatura entre 590° i 650° C. El fierro se trasforma así en óxido de fierro i el cobre en sulfato de cobre en su mayor parte. Esto sucedería en un mineral apropiado para esta operación..

Cuando la composición del mineral no es apropiada para obtener entre esas temperaturas un sulfato de cobre, se procede a tostar el mineral en presencia de reactivos químicos como nitratos, hipocloritos, sal común, etc.

Para transformar los silicatos de cobre en óxidos de cobre, basta tostarlos a 220° C.

Abundan en los alrededores de Santiago los minerales de composición apropiada para obtener directamente sulfatos de cobre después de tostados. Como ejemplo citaré la composición química del mineral de la mina «Africana» que pertenecía a don Guillermo Acuña, sobre el cual efectué algunas esperiencias en 1914.

Estos sistemas de beneficio son los llamados, en la zona de Santiago, a dar grandes utilidades i no me estrañará más tarde ver Sociedades Hidro-metalúrgicas que repartan ciento por ciento de interés anual.

Digna de aplauso es la iniciativa de los señores Malsh i Hennes, quienes han inventado un horno para sulfatar los minerales i un dispositivo para agregar los componentes del ácido sulfúrico que le faltan al mineral, es decir, salitre i vapor de agua para los minerales sulfurosos. No me pronuncio sobre el dispositivo mismo, pero sí, no dudo del gran porvenir que les espera en la provincia de Santiago a todos los hornos destinados a efectuar tuestas sulfatadoras.

A las temperaturas que he indicado se sulfata el cobre, el carbonato de cal i el carbonato de magnesia,



de los minerales sulfurosos; se oxida el fierro, parte del cobre, el plomo, el zinc i aluminio; se volatiliza el azufre, el arsénico, el antimonio, el bismuto i el telurio; se deshidrata el mineral; se hace más poroso para que los reactivos lo penetren mejor; suelta de sus combinaciones la plata i el oro, etc.

La tuesta es una operación delicada; necesita un cuidado constante, asistencia técnica, etc., i en cambio resuelve brillantemente el desiderátum de la hidrometalurgia para los minerales sulfurosos.

Se comprende fácilmente la ventaja que ofrecen aquellos minerales de color de las provincias del norte que no necesitan ser tostados i que están próximos a los grandes yacimientos del reactivo natural sulfato férrico. Los minerales apropiados para la hidro-metalurgia que existen en la provincia de Antofagasta, por ejemplo, son inagotables en leyes de 3 a 4%. No está demás recordar que Chuquicamata tiene cubicado cobre por valor de *doce billones de pesos de 15 peniques*. He recorrido innumerables minas en esa provincia i por su constitución jeológica me he formado la idea de que existen allí unos treinta yacimientos de menor calibre que Chuquicamata, pero que en conjunto encierran unos *cien billones* de pesos aproximadamente i a vuelo de pájaro. En el yacimiento de Cerritos Bayos existe reactivo a la vista para elaborar *cien millones* de pesos en cobre. Estos datos que son positivos, demostrarán a U.S. la enorme importancia de la hidro-metalurgia en esa provincia.



## DISPOSITIVOS

Los aparatos que se emplean en la hidro-metalurgia, son por demás sencillos i aparte de la maquinaria para moler los minerales, sólo se necesitan estanques fijos o tambores jiratorios i bombas cuando se rejenen las soluciones. En la Escuela de Artes i Oficios dejó instalado un aparato para producir cobre de 70%, partiendo de minerales de 3,6%. Todo el sistema consistía en dos tambores jiratorios movidos por el eje de trasmisión de la Escuela i en dos tinas de madera. Se usaron minerales ya molidos.

Chuquicamata mismo, en síntesis, se traduce en 6 estanques para almacenar soluciones, 6 estanques de lixiviación, la casa de precipitación electrolítica, la casa de descloruración i bombas i motores i cañerías necesarias. La Fundición está allí destinada a darle la forma de lingote al cobre electrolítico i a refinarlo en el sentido de producir cobre para cables eléctricos de la mejor calidad que existe en el mundo. La Casa de ácido sulfúrico está destinada a reemplazar el ácido que consume la ganga de los minerales i el que va en la solución que se bota por haber alcanzado cierto grado de impurezas. La Maestranza, las casas, los ferrocarriles, perforadoras, palas eléctricas i a vapor, grandes laboratorios, hoteles, casas eléctricas, centrales de Tocopilla, etc., no son instalaciones indispensables para las Sociedades que puedan formarse en Chile con capitales chilenos.

Los chilenos podemos limitarnos a elaborar cobre en bruto de 50 a 100% i venderlo ganando de 500 a 1.000 pesos por tonelada de cobre. Surjirían innume-

rables establecimientos hidro-metalúrgicos i la riqueza minera de Chile, que para los chilenos es una paradoja, pasaría a ser la fuente más grande de riqueza que hayamos visto, comparable con la que tan fácilmente ganaron los que tuvieron la fortuna de encontrar ricos bolsones de plata.

## FIERRO VIEJO

### *Precipitación del cobre*

En Antofagasta, donde existe la única fundición de acero de Chile, el Ferrocarril de Antofagasta a Oruro ofrece miles de toneladas de fierro viejo al precio de tres libras esterlinas la tonelada. Este fierro constituye un precioso i económico elemento para precipitar el cobre de las soluciones de sulfato provenientes de la lixiviación.

En Santiago, en el parque de San Eujenio, posee la Empresa de los Ferrocarriles del Estado muchos miles de toneladas de fierro viejo suficientes para elaborar cobre por valor de veinte millones de pesos. o sea para producir catorce mil toneladas de cobre. Creo que el criterio con que el Director de los Ferrocarriles del Estado evaluará el fierro viejo, no será mui distinto del que emplean en Antofagasta donde trabaja la única fundición que puede elaborar el acero viejo. Aparte de ésto, se producen en Santiago muchas toneladas diarias de recortes de hoja lata que constituye la mejor forma de fierro para precipitar el cobre.

No será, pues, el fierro viejo el que faltará, tanto

más cuanto que antes de pocos años tendremos la elaboración del hierro en nuestro país.

Los hornos eléctricos nos permitirán elaborar el hierro viejo i los lingotes, en forma de anodos para producir cobre electrolítico.

También existe el recurso de elaborar la «esponja de hierro» directamente, reduciendo las ricas hematitas sin pasar por la fundición.

De los métodos para precipitar el cobre de las soluciones, los basados sobre el uso del hidrógeno sulfurado i del anhídrido sulfuroso han demostrado ser eficaces.

La precipitación electrolítica es recomendable cuando se dispone de fuerza motriz barata, como por ejemplo a 3 centavos de 15 peniques el kilowat-hora.

En estos casos es conveniente que la solución por electrolizar tenga de 10 a 50 gramos de cobre por litro, pues, con menos lei, aumenta demasiado la resistencia óhmica del electrolito a más que el cobre depositado empieza a salir esponjoso i blando.

Usando anodos de «duriron» o de «magnetita» se logra disminuir el consumo de hierro de 100% a 12%. En tal caso el hierro viejo viene a ser reemplazado por la magnetita o el duriron, sustancias que se cotizan a un alto precio i que son muy frágiles, por lo cual Chuquicamata renunció a traerlas de Estados Unidos i las fabrica ella misma en 3 hornos eléctricos *ad-hoc*, de corriente alternativa monofásica. El horno eléctrico chico costó 8.000 dollars i cada uno de los grandes 21.000 dollars. El primero es de 100 K. W. i los últimos de 400 K. W. El horno chico tiene capacidad para fundir 250 kilos de lingotes en 20 minutos. Funciona con 2.200 amperes i 220 volts. Cada carbón de grafito dura tres días más o menos. Estos son de 0,12

metros de diámetro. Cada horno grande tiene capacidad para fundir una tonelada de lingotes en 2 horas. Los carbones de grafita valen 11 centavos americanos por libra. Se consume de 5 a 15 libras de carbones por tonelada de metal. Los hornos funcionan con una temperatura de 1.800° C. Como sustancia infusible, se emplea entre los ladrillos del horno la magnesita. Una vez fundidos los anodos se enfrían lentamente, sumergidos en kieselguhr.

Los conductores que llevan la corriente a los hornos están constituidos por manojos de cintas de cobre cubiertos o aislados por encima i por debajo por enrejados flexibles de madera. De este modo puede moverse el horno, al vaciar el metal fundido, sin peligros de cortos circuitos. (Ver dibujo).

El metal fundido se vacia en crisoles previamente calentados, i de éstos se vacia en los moldes que también han sido calentados previamente. Del molde se saca el anodo aún rojo.

Durante el funcionamiento de los hornos se produce un ruido más fuerte que la partida de un aeroplano.

El ciudadano chileno Chavarría Contardo patentó en Inglaterra un sistema ingenioso i apropiado de conexión del cable que lleva la corriente a los hornos eléctricos.

---

COMO EJEMPLOS TIPICOS CITARE ALGUNOS  
ANALISIS DE LOS PRODUCTOS USADOS. I DE  
LOS ELABORADOS EN LA HIDROMETALURJIA  
EN CHUQUICAMATA.

*Composición del cobre de cemento obtenido en la planta ubicada entre los desmontes.*—Proviene de la precipitación del cobre por medio del fierro viejo de las soluciones impuras que se botan diariamente:

Cobre, varía entre 60 a 75%; Cloro, 4 a 13%; Fierro, 1 a 5%.

. \* \* \*

*Composición del cemento de cobre obtenido en la casa electrolítica.*—Proviene de la precipitación por medio del fierro viejo de las soluciones de cloruro cuproso en agua con sal común:

Cobre 62 a 74%; cloro 5 a 9%; Fierro 8 a 9%; Agua 20%.

\* \* \*

*Composición del anodo de magnetita fabricado en la fundición:*

Sílice 5,8; Fierro, 62,7; Alúmina, 0,7; Cal viva 1; Magnesia, 4,9; Cu=0,4.

\* \* \*

*Composición de un anodo de magnetita usado durante 40 días.*

Cu=0,3; Sílice, 6,8; Fierro, 66; Alúmina, 0,7.

\* \* \*

*Análisis de la parte interior de un anodo nuevo.*

Cobre=0,2; Sílice, 8,21; Fierro, 65; Alúmina, 0,7.

\* \* \*

*Análisis de la parte exterior de un anodo nuevo de magnetita.*

Cobre, 0,18; Sílice, 8,4; Fierro, 64,8; Alúmina 0,8.

En estos tres últimos análisis se ha tomado el porcentaje de fierro como metálico, aunque en los anodos el fierro va en tres combinaciones oxidadas.

\* \* \*

*Análisis del barro depositado en el fondo de los baños donde hacen hojas delgadas de cobre.*

Cobre 59,90; Cloro 0,7; Fierro 0,2; Arsénico 0,43; Antimonio 0,16; Plata 34,3 onzas por tonelada; Oro 1,5 onzas por tonelada; Agua 34.

\* \* \*

*En la electrolisis.*—Un anodo de plomo puro perdió 86,6% del peso del cobre depositado. El mismo anodo con 6,2% de antimonio perdió 25% del peso del cobre depositado i con 10% de antimonio perdió 0,25 libra por libra de cobre depositado.

\* \* \*

*En un estanque de lixiviación.*—El tiempo necesario para que la solución atravesase los ripios i salga



por el fondo del estanque, está en la relación de 1 a 3 a 5 cuando el mineral ha sido molido a 10 a 20 i a 30 mesh. El ripio retiene 10, 12 i 14% de humedad respectivamente.

\* \* \*

*Esperimentos sobre el comportamiento del anodo de magnetita en la electrolisis de soluciones sin cloro.*

	1°	2°	3°
Duración.....	84,5 horas	88	80
Intensidad media...	8,1 amper	8	7,8
Amper-horas.....	684,45	712	625
Cobre depositado..	809	765,4	709
Voltaje medio: 2,52 volts.			
» máximo:	2,85 V.		
» mínimo:	2,39 V.		

Eficiencia de la corriente 99,75% 90,7% 96%.  
Término medio de cloro en la solución al comenzar  
0,75 gramos por litro. Lei del cobre depositado: 99,90.  
El anodo no cambió ni en peso ni en apariencia.

\* \* \*

*Esperiencias de electrolisis con anodos de «duriron» en solución agitada por aire.—Intensidad 17 amperes por pié cuadrado de superficie de anodo:*



(1) Solución con cloro; (2) Solución sin cloro.

	Cobre	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Fe	(Cl gr. p. l.)
Solución (1) al prin- cipiar.....	39,22	47,44	3,52	4,01
Sol. (1) al final.....	11,73	89,54	4,05	3,63
Sol. (2) al princi- piar.....	40,61	46,97	3,46	0,40
Sol. (2) al final.....	13,08	89,84	4,02	0,33

Resultado de nuevos experimentos:

	Primera		Segunda		Tercera		Cuarta	
	(1)	(2)	(1)	(2)	(1)	(2)	(1)	(2)
Duración en horas.....	21		20		20		19	
Intensidad media, en A	1,5		1,5		1,5		1,5	
Amper-horas.	31,5		30		30		28,5	
Voltaje me- dio.....	3,63	3,53	3,70	3,64	3,73	3,64	3,71	3,63
Cobre depo- sitado en g.	25,3	36,6	33,1	35,1	33,5	34,3	31,8	32,2
Rendimien- to de la co- rriente.....	94,2	97,9	94,2	96,3	94,3	96,3	94,3	95,3

Pérdida de anodo por kilogramo de cobre deposi-  
tado (1) 23,1 gramo (en otra serie de esperiencias re-  
sultó 36,96).

Pérdida de anodo por kilogramo de cobre deposi-  
tado (2) 18,6 gramos (en dos series de esperiencias  
más se obtuvo un término medio de 24,76 i 66,1. En

esta última, con 0,28 de cloro i anodos de 83,7% de fierro i 15,02% de sílice).

Resistencia específica de los anodos «duriron» 52,61 microhms por pulgada cúbica.

Análisis del durirón: 88,86% de fierro i 12,84% de sílice.

Solubilidad del duriron: soluble en ácido clorhídrico; soluble en ácido sulfúrico i apenas soluble en ácido nítrico.

\* \* \*

*Nueva experiencia sobre anodos duriron.*—Duración de la experiencia 144 horas.

Pérdida total en peso de anodos 5,22 gramos.

Pérdida total en peso, en por ciento del cobre depositado 7,218%.

\* \* \*

*Resumen de 5 nuevas experiencias sobre anodos duriron.*

Solución sin cloro:

Duración de la experiencia.....	455,2	horas.
Intensidad media en amperes.....	224,99	
Amper-horas en el baño.....	102,4155	
Cobre depositado.....	102,830	kilos
Voltaje medio.....	2,73	Volts.
• Rendimiento de la corriente.....	80,54	
Cobre depositado por caballo-día..	13,84	libras.

Pérdida de anodo duriron por libra de cobre depositado 0,0556 (o sea 18% más o ménos) libras.

\* \* \*

*Ensayo de electrolisis con anodos de «Tant iron».*  
Pérdida total en peso en relacion al por ciento de cobre depositado 6,319%.

\* \* \*

*Rendimiento.*—El rendimiento de la corriente baja probablemente cuando disminuye la concentración de la solución. Con una velocidad de 3 i 6 litros por hora el rendimiento es más o menos parecido.

Temperatura del baño	Rendimiento de la corriente
8,9° C.....	90,7
25,0 °C.....	84,7
54,9° C.....	13,25

\* \* \*

*Efecto producido sobre el rendimiento de la corriente por el hecho de agregar sal común al electrolito.*

Sal común agregada	Rendimiento %
Nada.....	90,5%
10 gramos.....	77,4
30 gramos.....	61,7
50 gramos.....	50,5

\* \* \*

*Efecto sobre el rendimiento de la corriente según el ácido sulfúrico libre contenido en el electrolito.*—Con 20 gramos de cobre por litro.

Acido contenido en gramos por litro	Rendimiento de la corriente
16,77.....	86,9%
38,95.....	88,7 »
58,97.....	86,8 »
78,45.....	86,7 »

\* \* \*

*Efecto sobre el rendimiento de la corriente, inyectando aire en el electrolito i variando el porcentaje de fierro.*

	Cobre	Acido sulf.	Fierro	Cloro p. l.	Gr. Rend. de la corr.	Cobre al fin
I	54	23,26	10,48	1,49	83,7	22,15
2	54	23,26	10,48	1,99	76,1	27,55
3	54	23,26	10,48	2,49	74,8	28,50
4	54	23,26	10,48	2,99	72,2	30,35

\* \* \*

*Efecto sobre el rendimiento de la corriente por aumento del cloro i del fierro en el electrolito.*

	Cobre	Acido sulf.	Fierro	Cloro	Cobre al final	Rend. de la corr. %
(a)	54,51	23,26	1,49	10,48	22,15 g. p. l.	83,7
(b)	49,45	37,87	2,84	19,05	25,72 g. p. l.	68,1

\* \* \*

*Efecto de la intensidad sobre el rendimiento de la corriente.*

Intensidad por pié cuadrado de superficie de catodo	Rendimiento de la corr. %
5,5.....	51,4
11,0.....	79,6
16,0.....	95,0
22,0.....	94,2

\* \* \*

*Efecto de la intensidad sobre el rendimiento de la corriente.*

Intensidad por pié cuadrado.

Anodo	Catodo	Rend. de la corr.
15.....	15 .....	80,7%
20.....	22,5 .....	86,8 »
20.....	30 .....	91,5%
20.....	45 .....	91,7 »
30... ..	60 .....	92,1 »

\* \* \*

*Efecto de la intensidad sobre rendimiento de la corriente.*

Intensidad en amp. por pié cuadrado	Voltaje medio	Rendimiento de la corriente
Catodo 27,5.....	2,98 .....	77,1%
Catodo 27,5.....	2,96 .....	86,9 »
Catodo 27,5.....	2,65 .....	86,7 »

\* \* \*

*Efecto del fierro sobre la eficiencia de la corriente en soluciones sin cloro:*

Cobre	Acido sulf.	Cloro	Fierro	Eficiencia de la corriente %
55,10	47,90	0,42	3,99	95,5
55,10	47,90	0,42	4,66	94,5
55,10	47,90	0,42	5,33	93,0
55,10	47,90	0,42	5,99	94,0
55,10	47,90	0,42	6,66	94,9
55,10	47,90	0,42	7,32	93,1
55,10	47,90	0,42	7,99	92,2

\* \* \*

*Efecto de la circulación del electrolito i de la cola animal en la eficiencia de la corriente.*

Cola g. p. l	Circulación	Voltaje			Eficiencia de la corriente %
		medio	máximo	mínimo	
I	ninguna	2,32	4,40	2,18	94 %
Nada	ninguna	2,24	4,35	2,7	96,2 »
»	aire	2,16	3,00	2,05	94,3 »
»	mecánica	2,20	3,90	2,05	93,2 »

\* \* \*

*Efecto de la circulación del electrolito i de la cola animal sobre la eficiencia de la corriente.*



Cola agregada	Circulación	Volts	Eficiencia de la corriente
I g. p. l.	ninguna	2,28	94 %
Nada	ninguna	2,13	93,4 »
I g. p. l.	aire	2,23	93,6 »
Nada	mecánica	2,27	93,4 »

\* \* \*

*Efecto de la re-disolución química del cobre catódico sobre la eficiencia de la corriente.*

	(1)		(2)		(3)	
	+1	+6	+1	+6	+1	+6
Sumersión en horas.....	44	44	16	16	30	30
Area catódica en pies.....	1,86	1,86	1,86	1,86	1,86	1,86
Peso inicial en gramos.....	304	315	202	164	327	323
Pérdida en peso..	102	151	67	70	137	131
Pérdida por pie cuadrado i por hora.....	1,245	1,84	2,56	2,60	2,58	2,49
Pérdida calculada en la corriente.....	9,15%		15,3%		15,1%	

(1) +1 líquido circulando; +6 con aire;

(2) Con circulación del líquido;

(3) Con circulación del líquido;

En (1) la pérdida en peso del catodo en +6 fué 48% mayor que en +1.



*Relación entre la composición del electrolito i la eficiencia de la corriente.*

Análisis en gramos por litro:

Antes de la electrolisis				Después de la electrolisis				
Cobre	Ac. sulf.	Fierro	Cloro	Cobre	Ac. sulf.	Cloro	Ac. nitr.	Eficiencia
52	43,3	2,96	0,79	16,2	95,1	0,86	—	82,4 %
53,2	53	3,38	0,86	14,8	113,8	0,76	—	78,7 »
50	66,5	4,15	0,75	15,3	123,5	1,02	4,40	77 »
53,5	47,6	4,11	0,47	14,2	121,2	0,42	2,96	71,8 »
51,6	32,6	3,29	0,40	14,1	93,8	0,35	2,25	84,8 »

\* \* \*

CONCLUSIONES SOBRE LA EFICIENCIA DE LA CORRIENTE

*Circulación del electrolito.*—No tiene efecto sino hasta la velocidad necesaria para dejar la solución con 10 gramos de cobre por litro.

*Intensidad.*—Alta intensidad en soluciones cloruradas apenas mejora la eficiencia. En cambio reduce el número de libras de cobre depositado por caballo día de 15,94 a 14,50 libras.

La pérdida de eficiencia a 30 amperes por pie cuadrado sería la mitad de la que se produce a 15 amperes.

*Calentamiento del electrolito.*—La eficiencia cae rápidamente a medida que sube la temperatura del electrolito. Mientras menor temperatura, mayor eficiencia.

*Cloro.*—La eficiencia baja en proporción directa a medida que sube la lei de cloro del electrolito.

*Gran acidez.*—Con soluciones cloruradas, ni la eficiencia ni la cantidad de cobre depositada en el cátodo es afectada.

En solución sin cloro, el ácido sulfúrico no tiende a disolver el cobre catódico mientras dura la corriente.

*Acido nítrico.*—Hasta 1%, ayudada solamente por la circulación del electrolito con ácido sulfúrico, tiene poco efecto en la redisolución del cátodo, con o sin corriente.

*Fierro i ácido nítrico.*—El sulfato férrico (4 gramos por litro o más) combinado con ácido nítrico (1%) es un solvente activo cuando los cátodos están muertos i también con corriente.

*Sulfato férrico solo.*—Es tres veces más eficaz que el ácido nítrico solo; los dos juntos son tres veces más eficaces que el sulfato férrico, o sea 9 veces más eficaces que el ácido nítrico solo.

Una solución que contenga las impurezas ya mencionadas hace bajar la eficiencia a 13,5%.

*Circulación del electrolito con cola animal.*—Ni la cola, ni la circulación, tienen efecto, sobre la eficiencia. La cola mejora la calidad del cobre, haciendo depósitos duros i densos e impidiendo el afloramiento de los cátodos.

\* \* \*

*Efectos que ejercen sobre el voltaje, el espacio entre los electrodos i la composición del anodo.*

Amperaje=2,59

Espacio entre los electrodos en pulgadas	Composición del anodo	Voltaje medio	Temperatura media	Eficiencia %
3,25	80—20	2,15	26,4° C.	80,1
4,00	80—20	2,18	26,1°	80
4,25	80—20	2,22	26	77,3
4,00	85—15	2,23	26,1	64 (circ. irreg.)
4,00	90—10	2,25	25,8	76,3

Solución: 49,1 gramos de cobre por litro,  
 42,64 gramos de ácido sulfúrico por litro.  
 11,8 gramos de cloro por litro.

\* \* \*

*Efectos de anodos nuevos.*—La corrosión de los anodos i la acumulación de sales no tienen efecto sobre el aumento de voltaje.

\* \* \*

*Efecto del espacio entre los electrodos sobre el voltaje.*

Intensidad catódica media	cara a cara en pulgadas	centro a centro en pulgadas	Temperatura	Voltaje medio	Diferencia de voltaje
175	2,75	6,125	29,9° C.	2,68	—
174	2,00	4,622	29,3°	2,36	0,32
178	1,55	4,00	21,8°	2,15	0,21

Aumento medio por pulgada de separación 0,42 Volts.

El amperaje de 175 corresponde a 10,2 A. por pie cuadrado de superficie de catodo i en el anodo se tiene 12,5 A. por pie cuadrado.

\* \* \*

*Efecto del espacio entre los anodos sobre el voltaje.*

Distancia cara a cara en pulgadas	Voltaje medio
—	—
2,25	2,65
1,50	2,50
1,00	2,34

\* \* \*

*Efecto del espacio entre los electrodos sobre el voltaje.*

El espacio en las dos primeras columnas fué de una pulgada i de dos pulgadas en las dos últimas.

Voltaje medio.....	2,04	1,99	2,19	2,15
Voltaje máximo..	2,15	2,05	2,26	2,17
Voltaje mínimo..	2,02	1,98	2,13	2,11
Eficiencia %.....	97,2		97,7	
Libras de Cu por H. P. día.....	22,3	22,85	20,88	21,27

\* \* \*

*Efecto del espacio entre los electrodos sobre el voltaje.*

Espacio	Acidez al principiar	Voltaje medio	Voltaje máximo	Intensidad anódica
1"	64,42 g. p. l.	2,19	2,26	15 A. por pié cuad.
2"	64,83 »	1,99	2,05	15 »

Aumento de voltaje por pulgada de separación entre los electrodos debido a la resistencia de la solución (actual) 0,205 Volts.

\* \* \*

*Efecto de la intensidad sobre el voltaje.*

Intensidad		Voltaje medio
anodo	catodo	
26,1	20,5	2,82
19,6	15,3	2,57
16,2	12,6	2,55
26,3	21,1	2,78

\* \* \*

*Efecto de la alta densidad sobre la precipitación electrolítica del cobre.*

Densidad del anodo 15 amperes por pie cuadrado.  
Intensidad media 1,04 A.

Para poder dar mayor intensidad se sumerjieron los catodos.

Intensidad en el catodo	—	Eficiencia de la corriente
5,5 A. por pie cuadrado.....		51,4
11	»	79,6
16	»	95,0
22	»	94,2

Para dar aun mayor intensidad se aumentó el ancho de los catodos.

Intensidad media 2,45 A.

Intensidad	—	Eficiencia
15		71
30		90,4

Para dar una intensidad aun mayor se aumentó el grueso de los anodos:

Intensidad media 2,59 A.

Intensidad		Eficiencia
Anodo	Catodo	
15	15	80,7
20	22,5	86,8
20	30	91,5
20	45	91,7
30	60	92,1

Voltaje 2,10 V. para 15 A. i 2,25 V para 30 A.



\* \* \*

*Efecto de gran intensidad sobre el cobre depositado.*

Intensidad catódica	Voltaje medio	Eficiencia de la corriente
27,5	2,98	77,1%
27,5	2,96	86,9 »
27,5	2,65	86,7 »

\* \* \*

*Efecto de gran intensidad sobre el cobre depositado.*

Cobre depositado.....	14,19 kilos
Amper-horas.....	14,825
Intensidad.....	29 A. por pie cuadrado
Eficiencia.....	80,7%

Doblando la intensidad de 14 A. no afectó la eficiencia de la corriente. El cobre contenía dos veces la cantidad de cloro. El cobre fué tan bueno como el anterior.

\* \* \*

*Cálculo con intensidades económicas.*

Con 15 amperes por pie cuadrado.  
10.000 amperes necesitan 666 pies cuadrados de superficie de catodo.

(1) Interés sobre el precio de un estanque para dicha capacidad \$ 150 anuales.

Interés de un pie cuadrado de superficie de catodo  
\$ 0,225 anualmente.

Voltaje 2,43 Volts.

10.000 A. por 2,43 V. = 24.300 Watts.

$24.300 : 745,6 = 32,6$  H. P.

(2)  $32,6 \times \$ 60 = \$ 1.955$  por año, por fuerza.

$\$ 1.955 + 150 = \$ 2.105$  como costo total.

10.000 A. en un año depositan 229.000 libras de  
cobre.

229.000 libras de cobre cuesta producir las \$ 2.105.

Una libra de cobre cuesta: \$ 0,00919.

(2) El caballo año se calculó a \$ 60.

(1) Un estanque vale \$ 1.500.

Para mayor claridad he puesto los signos de pesos,  
de amperes, etc., en las divisiones i multiplicaciones.

\* \* \*

**Libras de cobre producidas electrolíticamente por HP. día  
con diferentes eficiencias de corriente i voltaje**

Eficiencia %	VOLTAJE						
	2,5	2,4	2,3	2,2	2,1	2	1,9
	Libras de cobre por caballo día:						
100	18,66	19,44	20,29	21,21	22,22	23,33	24,56
90	16,80	17,50	18,26	19,09	19,19	20,99	22,10
80	14,73	15,55	16,23	16,97	17,77	18,66	19,65
70	13,06	13,61	14,20	14,85	15,55	16,33	17,19
60	11,20	11,66	12,17	12,73	13,33	14,00	14,74
50	9,33	9,72	10,14	10,60	11,11	11,66	12,28
40	7,37	7,77	8,12	8,48	8,88	9,33	9,82
30	5,60	5,83	6,08	6,36	6,67	7,00	7,37
20	3,73	3,88	4,06	4,24	4,44	4,66	4,91
10	1,87	1,94	2,03	2,12	2,22	2,33	2,45

Intensidad corriente A p p <sup>2</sup>	Superficie catódica	Interes sobre la superficie del catodo empleado	Voltaje leído en la curva	Fuerza en H. P.
1,5	6.666	\$ 1.500	1,83	24,55
2	5.000	1.127	1,86	24,95
5	2.000	450	1,98	26,55
10	1.000	225	2,22	29,80
15	666	150	2,43	32,60
20	500	113	2,67	35,80
25	400	90	2,88	38,65
50	200	45	4,00	53,60
1,5	6.666	1.500	1,82	24,42
2	5.000	1.127	1,84	24,68
5	2.000	450	1,96	26,30
10	1.000	225	2,15	28,85
15	666	150	2,35	31,35
20	500	113	2,55	34,20
25	400	90	2,75	36,90
50	200	45	3,75	50,30
1,5	6.666	1.500	1,78	23,90
2	5.000	1.127	1,80	24,15
5	2.000	450	1,90	25,50
10	1.000	225	2,07	27,75
15	666	150	2,23	29,90
20	500	113	2,40	32,20
25	400	90	2,57	34,50
50	200	45	3,38	45,35
1,5	6.666	1.500	1,92	25,75
2	5.000	1.127	1,93	25,90
5	2.000	450	2,01	27,00
10	1.000	225	2,15	28,85
15	666	150	2,28	30,60
20	500	113	2,43	32,60
25	400	90	2,57	34,50
50	200	45	3,26	43,75

Costo de la fuerza	Costo total de fuerza e intereses	Costo por libra de cobre	Tipo de anodo i solución	
\$ 1.473	2.973	0,01298	"Plate anode" en solución sin Cl.	
1.497	2.684	0,01147		
1.593	2.043	0,00892		
1.788	2.013	0,00880		
1.955	2.105	0,00919		
2.150	2.293	0,00988		
2.320	2.410	0,01052		
3.220	3.205	0,01426		
1.465	2.965	0,01295		"Plate anode" en solución no tratada.
1.480	2.607	0,01138		
1.577	2.027	0,00885		
1.730	1.955	0,00854		
1.892	2.042	0,00892		
2.054	2.167	0,00946		
2.213	2.303	0,01006		
3.020	3.065	0,01338		
1.433	2.933	0,01280	"Grid anode" en solución no tratada.	
1.450	2.577	0,01125		
1.530	1.980	0,00865		
1.666	1.891	0,00826		
1.794	1.944	0,00849		
2.043	2.043	0,00892		
2.160	2.160	0,00944		
2.765	2.765	0,01207		
1.545	3.045	0,01330	Anodos de magnetita en solución no tratada.	
1.553	2.680	0,01170		
1.618	2.068	0,00904		
1.730	1.955	0,00854		
1.835	1.985	0,00867		
1.955	2.068	0,00902		
2.070	2.160	0,00944		
2.625	2.670	0,01166		

*Solubilidad de los catodos en soluciones con 4% de sulfato férrico, sin electricidad.*

Tiempo 16,78 horas Pérdida en peso	Pérdida correspondiente de eficiencia de corriente en el mismo tiempo, con corriente
1,6 gramos	3 %
2,3 »	4,3 »
7,2 »	13,5 »

\* \* \*

*Electrólisis en soluciones con anhídrido sulfuroso.*

No se desarrollan gases en el anodo. La disminución de voltaje no excede de 0,05 Volts.

Voltaje medio.....	2,55 V.
Voltaje con SO <sup>2</sup> .....	2,05 »
Voltaje sin SO <sup>2</sup> .....	1,98 »

Diferencia en favor de las soluciones con anhídrido sulfuroso 0,07 Volts.

El anhídrido sulfuroso no puede ser absorbido lo suficientemente ligero para combinarse con el oxígeno desarrollado. Se notan siempre las burbujas de oxígeno en la superficie del electrolito.

\* \* \*

*Estracción electrolítica del cobre de una solución sin cloro.*

6 baños con 227 A. por baño (3.100 litros de solución).



Cortando la corriente, el cobre esponjoso depositado era rápidamente atacado por la solución, desprendiéndose gases de peróxido de nítrógeno.

*Análisis de la solución*

	Al principiar	Al fin de la electrolisis
Cu	23,11 gr. p. l.	0,14 gr. p. l.
H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup>	32,10 »	63,50 »
Cl	0,43 »	0,32 »
Fe	3,30 »	3,53 »
HNO <sup>3</sup>	5,00 »	5,00 »
Sólidos	123,10 »	53,30 »

*Voltaje medio en cada baño*

1.....	2,33 Volts.
2.....	2,26 »
3.....	2,29 »
4.....	2,27 »
5.....	2,20 »
6.....	2,27 »
Voltaje medio.....	2,27 »

*Anotaciones hechas.*

Cuando el electrolito contenía 9 gramos de cobre por litro, el cobre precipitado comenzó a oscurecerse; cuando quedaban 7 gramos de cobre por litro, el cobre principió a ponerse rojo oscuro i un poco blando; con 4 gramos de cobre por litro, el metal precipitado salía más oscuro i esponjoso; con 3 gramos, el

cobre salió violeta oscuro, esponjoso, blando; con 2 gramos de cobre por litro, el cobre se precipitaba en los catodos con un color negro, se caía al fondo de los baños i aparecía hidrógeno en el catodo.

La eficiencia de la corriente fué de 71,5%.

\* \* \*

#### *Anodos de magnetita.*

La corrosión de la superficie es irregular i pequeña i se debe al ataque del ácido sobre el silicato ferroso del anodo, con el resultante depósito de sílice, sulfato de bario, magnetita finamente dividida i sales de la solución. No sobrecargan el voltaje, ni se descascaran, de modo que la capa de sílice no tiene mayor importancia.

Durante un mes de servicio no muestran corrosión alguna, debido a que la superficie es mui densa i se demora en quebrarse i caerse al fondo del baño. Después comienza el depósito silicoso mui fino i crece gradualmente. La corrosión es regular.

Si los anodos permanecen bien paralelos a los catodos se evita en lo posible el depósito rugoso.

No se conoce el motivo de las quebraduras de los anodos por causas estrañas a las mecánicas. La quebradura no se hace casi nunca en toda la periferia. Empieza por un lado i sigue aumentando en largo. Golpeando con un martillo un anodo quebrado, suena sordo en vez del sonido claro, metálico que lo caracteriza.

### *Anodos de magnetita*

Con corriente durante	Cobre neto depositado	Baño N.º
104 días	595 kilos	1
108 »	647 »	2
109 »	647 »	3
109 »	650 »	4
61,7 »	362 »	5 (bajo en SiO <sub>2</sub> )
55,4 »	328 »	6
3,7 »	161 »	7

Intensidad media anódica	Número de elementos anódicos por anodo completo	Espacio de centro a centro entre los elementos anódicos de un anodo completo	Baño N.º
10,69 A. p. p <sup>2</sup>	4	5 "	1
7,28 »	6	5 $\frac{1}{4}$ "	2
8,74 »	5	6 $\frac{1}{2}$ "	3
10,89 »	4	8 "	4
8,71 »	5	5 $\frac{1}{2}$ "	5 (bajo en SiO <sub>2</sub> )
8,72 »	5	5 $\frac{1}{2}$ "	6
7,27 »	6	5 $\frac{1}{4}$ "	7

### *Anodos de magnetita*

Baño N.º	Peso inicial	Pérdida en peso	% de pérdida	Grs. perdidos por Kg. de cobre depositado
1	128,3 Kg.	3,12 Kg.	2,43 %	5,24
2	192,1 »	15,40 »	8,01 »	23,80
3	159,0 »	4,62 »	2,90 »	7,13
4	131,4 »	2,70 »	2,05 »	4,15
5	172,8 »	0,113 »	0,0065 »	0,31
6	167,1 »	2,90 »	1,73 »	8,85
7	190,3 »	1,74 »	0,91 »	10,80

Los baños 3 i 5 parecían haber perdido lo mismo que los otros.

Cálculo de la vida probable de los anodos, suponiendo que la mitad de la magnetita pueda ser corroída sin romper el anodo:

$$\text{Vida del anodo} = \frac{75 \text{ por } 3,6}{10} = 27 \text{ meses.}$$

\* \* \*

#### *Tapa de los anodos.*

Los anodos van suspendidos en los baños, gracias a dos orejas de cobre soldadas interiormente, orejas que hacen cuerpo con el revestimiento interior de cobre del anodo. Para llenar el hueco interior del anodo se tapa, a la altura de las orejas, con un poco de huaipe, encima del cual se coloca una composición que puede ser la siguiente: limaduras de fierro, grafito i cemento Portland. Estando bien hecha la soldadura de las orejas, los anodos pueden suspenderse sin refuerzo de cemento i bastaría tapar la parte superior con breá.

\* \* \*

#### *Análisis del polvo de la superficie del anodo de magnetita.*

Fe.....	6,5%
SiO <sup>2</sup> .....	61,16
CaO.....	Trazas
SO <sup>3</sup> .....	Trazas
MgO.....	Trazas
Cu.....	3,52
Tl.....	Nada.

\* \* \*

*Análisis de un anodo de magnetita de 37".*

Fe <sup>3</sup> O <sup>4</sup> .....	9,72%
BaSO <sup>4</sup> .....	7,20 »
SiO <sup>2</sup> .....	37,40 »
CuSO <sup>4</sup> 5H <sup>2</sup> O.....	10,48 »
Na <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	21,16 »
K <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	4,31 »
Al <sup>2</sup> (SO <sup>4</sup> ) <sup>3</sup> .....	4,59 »
Humedad a 110° C.....	5,42 »
Total.....	99,87%

\* \* \*

*Análisis del anodo de magnetita.*

SiO <sup>2</sup> .....	6,20%
Fe <sup>3</sup> O <sup>4</sup> .....	93,39 »
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	0,28 »
Total.....	99,87%

\* \* \*

*Dimensiones de un anodo de magnetita.*

1 7/8" de grueso; 4 1/4" de ancho; 5/16" grueso de la pared; 1/8" de irregularidades.

\* \* \*

*Voltaje perdido en el revestimiento interior i en el material mismo que constituye el anodo de magnetita.*

La magnetita tiene regularmente 10 veces más resistencia que un buen carbón i 40 veces más resistencia que la grafita. La magnetita tiene 33.000 veces más resistencia que el cobre, cuya conductibilidad es 100%.

El electrolito de Chuquicamata tiene 150 veces más resistencia que la magnetita.

\* \* \*

En Estados Unidos (Niágara Falls) fundieron anodos de magnetita en 1913. Ignoro los resultados que se obtuvieron, pero dudo que hayan sido concluyentes.

En Chuquicamata fundieron también magnetita en horno eléctrico. Los anodos hechos ahí no dieron tan buenos resultados como los importados de Alemania. Por este motivo siguieron fundiendo anodos de «durirón», también en horno eléctrico, para reemplazar a los de magnetita.

En Chile tiene su fortuna asegurada el que logre fundir buenos anodos de magnetita en horno eléctrico.



\* \* \*

*Cola animal agregada a los baños donde se fabrican hojas de cobre para catodos.*

Actualmente se estudia en Chuquicamata la descomposición de la jelatina durante la electrolisis. Se ha verificado que la jelatina se oxida durante la electrolisis i no se hidroliza por el ácido sulfúrico. También se estudia el efecto de la jelatina i otros coloides sobre la velocidad de los iones en los electrolitos.

34.5 gramos de cobre depositado destruyen 0,25 gramos de jelatina.

\* \* \*

*Cloro en la atmósfera de los galpones de electrolisis.*

4 estanques estuvieron funcionando:

Duración de la esperiencia.....	7 días
Cantidad de aire ensayada.....	700 pies cúbicos
Cloro total en 700 pies cúbicos....	0,0284 gramos
Cloro en 100 pies cúbicos de aire.	0,00406 »
Cloro total en la casa electrolítica.....	0,07714 gr. en 1.900 pies cúb. de aire.

% de cloro en la casa electrolítica..... 0,000116 (en peso).

En el aire no hai olor a cloro.

\* \* \*

*En otra esperiencia:*

Cloro removido por kilógramo de cobre depositado.

	(1)	(2)	(3)
En gramos.....	180	144	164

\* \* \*

*Experiencia de eliminación del cloro de la solución por medio del cobre.*

Electrolitos sin movimiento.

En 30 minutos el cloro bajó de 12,42 a 2,97 gramos por litro. En 30 minutos más bajó a 1 gramo por litro i en una hora i media sólo quedaba en solución 0,5 gramo de cloro por litro.

El cloruro cuproso tenía 1,96 de cobre por uno de cloro. La proporción matemática daría 1,79 por 1, pero había también cobre fino.

\* \* \*

*Experiencia para eliminar el cloro de la solución por medio del cobre.*

Sin movimiento del líquido:

Tiempo durante el cual se trató la solución		Análisis de la solución por litro		en gramos
		Cu	H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup>	Cloro
4 horas	A	43,29	38,78	12,82
»	B	59,26	4,64	1,28
8 »	A	50,18	32,70	14,20
»	B	52,21	16,80	0,79
24 »	A	46,78	35,02	13,07
»	B	45,18	19,20	0,35
24 »	A	44,22	35,58	7,17
»	B	39,72	34,12	0,43
36 »	A	42,63	44,17	14,82
»	B	38,78	32,59	0,36

A=Solución antes del tratamiento.

B=Solución después del tratamiento.

\* \* \*

*Esperiencia igual a la anterior, pero con movimiento de la solución.*

Tiempo	Cloro en gramos por litro
Al principiar.....	16,6
1 hora.....	2,84
2 horas.....	0,65

\* \* \*

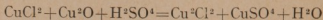
*Esperiencia de descloruración.*

	Cu	H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup>	Cloro
Antes.....	52,10	27,43	7,24
Después.....	47,87	24,10	1,19

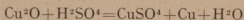
Peso del precipitado de cloruro cuproso.....	6,05	gramos	por	litro
Cobre precipitado.....	5,32	»	»	»
Cobre disuelto de las granallas para formar CuCl.....	5,32	»	»	»
Cu disuelto de las granallas para formar sales cúpricas solubles.....	1,09	»	»	»
Acido destruido.....	1,65	»	»	»

\* \* \*

*Descloruración con Cu<sup>2</sup>O:*



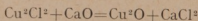
El exceso de Cu<sup>2</sup>O reacciona con el H<sup>2</sup>SO<sup>4</sup>



Solución:

	Antes		Después	
	—		—	
Cu.....	42,83	42,40	gramos	por litro
H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	57,15	50,04	»	» * »
Cl.....	2,20	0,35	»	» »

El Cu<sup>2</sup>O se preparó con CuCl i cal viva. El calor desarrollado aviva la reacción



\* \* \*

*Experiencia igual a la anterior efectuada con un agitador forrado con plomo.*

En 15 minutos el color cambió a amarillo débil, gradualmente pasó a naranja i al fin de media hora a rojo brillante. La temperatura alcanzó la ebullición.

Análisis del CuCl i del Cu<sup>2</sup>O:

	CuCl	Cu <sup>2</sup> O
	—	—
Cu combinado %.....	49,41	49,27
Cu metálico %.....	6,56	
Pb.....	4,00	2,97
SO <sup>3</sup> %.....	3,44	3,23
Cl %.....	25,14	2,48
Insoluble %.....	0,32	
Calcio %.....	...	14,45

En presencia de ácido nítrico el cobre se disuelve i no queda nada para combinarse con el cloro.

\* \* \*

*Precipitación del cobre como cloruro cuproso por adición de sal común i cobre metálico.*

Solución con 59 gramos de cobre por litro i sal suficiente para producir 65,5 gramos de cloro por litro. La sal se agregó en dos mitades. La segunda mitad cuando la primera porción de cloruro cuproso estaba precipitada.

Después de 24 horas de contacto la solución contenía.....	34,25 gr. de Cu
Después de 36 horas de contacto la solución contenía.....	18,30 » » »
Después de 48 horas de contacto la solución contenía.....	5,32 » » »
Después de 72 horas de contacto la solución contenía.....	0,76 » » »

La solución primitiva contenía 111 gramos de ácido sulfúrico (libre i combinado con cobre).

\* \* \*

*Cobre consumido en la descloruración.*

Cloro en solución al principiar g.						
p. l.....	2,44	2,03	1,05	2,75	2,9	0,7
Cloro en solución después en g. p. l	0,37	0,64	0,79	0,86	0,75	0,4
Cloro removido en g. p. l.....	2,07	1,39	0,26	1,89	2,15	0,3
Cu empleado hoy día para precipitar Cl.....	1,82	1,22	0,23	1,56	2	0,3
Pérdida teórica de cobre en solución.....	1,82	1,22	0,23	1,56	2	0,3
Actual ganancia en Cu de la solución.....	0,30	0,10	3	1,40	...	2,8
Actual Cu consumido por la solución desclorurada.....	3,94	2,54	3,47	4,52	4	3,4
% del cobre total consumido por HNO <sup>3</sup> .....	52,6	51,95	93,00	65,42	50,0	91
Gramos de cobre consumidos por HNO <sup>3</sup> .....	2,12	1,32	3,24	2,96	2	3,1



Término medio del cobre removido por litro.....	1,47 gramos
Cobre necesario calculado por litro.....	1,29 »
Cobre actualmente consumido por litro.	4,04 »
% del cobre total consumido para precipitar cloro.....	31,8%

\* \* \*

*Precipitación del cloro en solución por medio del cemento de cobre.*

	Análisis	
	Antes	Después
Cu.....	43,30	39,60
H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	45,30	
Fe.....	4,46	
Cl.....	5,25	0,35
HNO <sup>3</sup> .....	1,50	1,30
Cu.....	55,30	56,12
H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	32,40	
Fe.....	3,08	
Cl.....	5,53	0,57
HNO <sup>3</sup> .....	1,10	

En dos días un desclorurador hecho de «durirón» no fué atacado por la solución.

\* \* \*

*Reacciones en el desclorurador.*

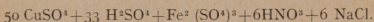
La precipitación del cobre i del cloro de la solución

por la acción del cobre metálico, el cual forma cloruro cuproso insoluble.

La disolución de una cierta cantidad de cobre metálico por la acción del ácido nítrico u otros oxidantes en presencia de ácido sulfúrico.

La acción oxidante del ácido nítrico es superior a la acción reductiva del cobre metálico, de modo que la solución aumenta en cobre.

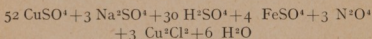
Solución primitiva:



Cobre metálico:



Solución desclorurada:



El compuesto nitroso  $\text{N}^2\text{O}^4$  forma un compuesto oscuro con el sulfato ferroso i es oxidado nuevamente poco a poco para formar ácido nítrico. En la electrolisis esta reacción es rápida.

La composición de los 8.000 litros enviados a la descloruración era en gramos por litros:

49,60 gramos de cobre, 60 gramos de ácido sulfúrico, 2,70 de cloro. Los 8.000 litros que salieron del desclorurador tenían, en gramos por litro, 52,20 gramos de cobre, 52,80 gramos de ácido sulfúrico, 0,81 gramos de cloro.

Durante la descloruración:

Cobre precipitado de la solución por el cloro.....	1,69	gramos	por	litro
Cobre disuelto por agentes oxidantes i ácidos.....	4,29	»	»	»
Aumento neto en cobre, en la solución.....	2,60	»	»	»

\* \* \*

*Cálculo de las dimensiones de una planta descloruradora como la de Chuquicamata.*

Un pie cúbico de granallas de cobre pesa de 180 a 209 libras. En la planta de Chuquicamata pesa alrededor de 200 libras.

Peso para llenar el cilindro de la experiencia anterior con cobre hasta la mitad =  $554 \frac{1}{2}$  libras.

Angulo del cobre dentro del cilindro en movimiento =  $45^{\circ}$ .

Diámetro interior del cilindro =  $11 \frac{1}{2}$ "; largo = 9 pies 1"

Para tratar 10.000 toneladas diarias de mineral con 0,15% de Cl., la cantidad de cloro que debe ser precipitada es 13.500.000 gramos. Necesitará un peso en cobre de 675.000 libras i un espacio para cobre de 3.375 pies cúbicos.

Si la capacidad de un cilindro desclorurador es de 140 pies cúbicos, con 24 cilindros, se formaría la planta con capacidad para precipitar las trece i media toneladas de cloro.

Si el mineral contiene 0,20% de cloro, los 24 cilindros podrían desclorurar la solución proveniente de la lixiviación de 7.500 toneladas de mineral.

Esta es la capacidad actual de la planta descloru-

radora de Chuquicamata con 23 cilindros descloruradores de las dimensiones que ya he dado en detalle en mi informe anterior.

\* \* \*

*Filtros para separar el cloruro cuproso de la solución.*

En los decantadores Dorr de Chuquicamata se obtiene el cloruro cuproso impregnado con bastante solución. Para separarla i dejar al cloruro cuproso más espeso, se ha ensayado los siguientes filtros:

«The Moore filter», «The Butters filter», «Frame presses», «Worthington press», «The Kelly press», «The Burnt press» i «The Oliver Filter», aparato este último por el cual se decidieron. La descripción i dimensiones las he dado ya en mi informe anterior.

\* \* \*

*Tratamiento del cloruro cuproso.*

Cuando, en comisión del Gobierno, visité Chuquicamata en 1915, trataban el cloruro cuproso en hornos de fundición con el fin de estraer el cobre i habían hecho los ensayos siguientes para solucionar dicho problema:

Fundición del cloruro cuproso en un pequeño horno a gas; en Rockwell Tilting Furnace; i en Massachusetts Institute of Technology de Boston.

Briqueta seca: Cu.....	32,19%
CaO.....	12,79 »
Cl.....	16,10 »
SO <sup>3</sup> .....	22,05 »

1.133 gramos de cloruro cuproso + 30 gramos de cal + 15 gramos de coke, secados 30 minutos en un pequeño horno a gas i fundidos:

*Por cada 100 gramos:*

Peso del cobre en carga.....	32,1900	gramos.
Peso del botón de cobre obtenido...	14,2811	»
% de cobre en el botón.....	98,23	
Peso de cobre puro.....	14,0280	»
Peso de escoria.....	61,3995	»
% de cobre en la escoria.....	29,55%	
Peso del cobre puro en escoria.....	18,1436	»
% de cobre perdido.....	0,06%	
Recobrado.....	99,94%	

La aplicación de este procedimiento en Chuquimata tenía el inconveniente de desprender humos con cloro por la chimenea de la fundición. Los obreros se acercaron a hacerme presente lo insalubre que era el aire cargado con humo con cloro, al mismo tiempo que el trabajo en la fundición era insoportable. Con este motivo solicité una conferencia con el Jefe Jeneral Mr. Fred Hellman, con el Químico Organizador del procedimiento Mr. Cappelen Smith i con el Jefe de Negocios Mr. Walter A. Perkins. Espliqué los motivos que tenía para permitirme interrogarlos acerca del por qué usaban ese procedimiento para extraer el cobre del cloruro cuproso en circunstancias que habían otros talvez más económicos i que evitarían los daños de que se quejan los obreros de la Planta. El Sr. Smith me interrogó acerca de qué procedimiento proponía yo para solucionar el problema. El infrascrito propuso entonces disolver el clo-

ruro cuproso en una solución saturada con sal común i precipitar el cobre por la cal u otro de los tantos ingredientes conocidos. Después de una corta discusión concluimos la conferencia i antes de abandonar Chuquicamata tuve la satisfacción de ver que ya principiaban a elaborar el cloruro cuproso disolviéndolo en una solución saturada con sal común i a precipitar el cobre de la solución por medio del fierro viejo, sistema que han seguido empleando hasta hoy día.

\* \* \*

*Electrólisis de la solución de cloruro cuproso en baños con diafragmas.*

Como diafragma para separar el anodo del catodo han empleado lo que los americanos llaman «porous clay cup».

*Resultados:* Usando un anodo de magnetita i dos catodos de cobre. La solución anódica compuesta por ácido sulfúrico diluído. La catódica compuesta por una solución de cloruro de sodio acidulada con ácido clorhídrico i diluída en cloruro cuproso. El electrolito estaba cubierto con vaselina durante la electrolisis para evitar el contacto con el aire. Electrolitos sin circulación. Espacio entre los electrodos  $1\frac{1}{2}$ " de superficie a superficie.

Duración.....	1,25 horas
Intensidad media.....	4,06 A.
Amper-horas.....	5,08
Peso del Cu depositado.	No pudo pesarse



Eficiencia de la corriente	67,5% (basada en el análisis de la solución)
Voltaje.....	2,56 V.
Intensidad anódica media.....	21,6 A. p. pie cuadrado
Intensidad catódica media.....	15 A.
Temp. del electrolito catódico.....	28,5° C.
Volumen de solución anódica.....	400 c. c.
Volumen de solución catódica.....	10,70 c. c.

Análisis de la solución catódica:

10,55 gramos de cobre por litro al principio, 6,75 gramos de cobre por litro al final, cerca de 11% de cloruro de sodio, 4% de ácido clorhídrico al principio, peso específico 1,130.

Solución anódica:

Cerca de 4% de ácido clorhídrico al principio.

El cobre electrolítico precipitado fué esponjoso i blando. Eficiencia baja. La solución catódica no quedó saturada con cloruro cuproso.

\* \* \* \*

*Electrólisis de solución de cloruro cuproso en baño con diafragma.*

Solución catódica más rica en cobre que la anterior i saturada de sal común al principiar. Intensidad menor.

Duración.....	5,48 horas
Corriente media.....	2,04 A.
Amper-horas.....	11,18
Peso del cobre depositado....	24,9 gramos
Eficiencia.....	188%
Voltaje medio.....	2,15 V.
Intensidad media anódica....	10,8 A. por pie cuad.
Intensidad media catódica....	7,55   »   »   »
Temperatura catódica.....	28° C.

Análisis de la solución catódica:

Al principiar: 44,8 gramos de cobre por litro, 3,81 g. p. l. de ácido clorhídrico. Al final: 17,40 gramos de cobre p. l., 11,74 gramos de ácido clorhídrico p. l.; 202 gramos de cloro p. l. (cerca de 304 gramos de sal común por litro calculado).

Solución anódica: 36,2 gramos de ácido clorhídrico p. l. al principiar. El depósito catódico fué esponjoso i mucho cobre cayó al fondo. Se le agregó mucha cola a la solución catódica. Teóricamente se obtiene eficiencia de 200% cuando se deposita electrolíticamente cloruro cuproso, comparada con la del cobre cúprico. Esto explica la alta eficiencia de 188%, la cual es 94% de la teórica en soluciones cuprosas.

\* \* \*

*Electrolisis de solución de cloruro cuproso con diafragma.*

Electrolito constituido por cloruro cuproso disuelto en una solución de sal común. El cloro se aspiró en el anodo. A la solución pobre se le agregó de nuevo cloruro cuproso.

Resulta: anodo con solución de 15% de sal común i el catodo con la misma solución saturada con cloruro cuproso. La solución saturada tenía de 27 a 30 g. p. l. de cloruro cuproso. Se usó 9 días la misma solución. Voltaje, los 4 primeros días, 2,25 V. i los últimos 5 días 2,20 V. Intensidad 10 A. por pie cuadrado.

Eficiencia i libras de cobre producidas por caballo:

Horas	Eficiencia basada en soluciones cúpricas	Libras de cobre por H.P.—día
18,25	189,4 <sup>6</sup> %	39,2 libras
22,1	147,6 »	30,5 »
25,1	131,8 »	27,2 »
23,4	135,8 »	28,1 »
24,75	129,0 »	27,3 »
25,2	124,4 »	26,4 »
21,6	87,8 »	18,6 »
24,6	65,0 »	13,8 »
17,6	53,4 »	11,3 »

El cloro libre en el anolito disminuyó rápidamente después del cuarto día i el octavo no hubo cloro libre. El diafragma se había echado a perder. El cobre depositado fué cristalino i poco adherente al catodo. Un poco de cobre cayó al fondo del baño.

\* \* \*

*Electrólisis de solución con diafragma.*

El cloro i oxígeno producidos en el anodo, fueron aspirados. La solución tenía: 47 gramos de cobre por litro; 6,39 gramos de cloro por litro; 31 de ácido sulfúrico por litro i 4,20 de fierro.

	Cobre	Cloro
Al principio.....	47,00	6,39 g. p. l.
Después de 2 horas.....	46,00	
» » 9 horas.....	40,50	6,19 »
» » 14 horas.....	38,30	6,05 »
» » 21 horas.....	31,00	5,98 »
» » 31 horas.....	27,10	4,62 »
» » 40 horas.....	23,20	4,12 »
Duración de la electrolisis....	40 horas	
Corriente media.....	14,9 A	
Amper-horas.....	596	
Cobre depositado.....	679 gramos	
Intensidad catódica.....	15 A. por pie cuadr.	
Voltaje medio.....	2,86 Volts.	
Eficiencia.....	96,6%	
Cobre depositado por H. P. día.....	15,8 libras.	

*Baño N.º 2*

Duración de la experiencia 28 días. Total amper-horas 3.663

Horas	Amper- horas	Voltaje	Cu Obte- nido	Eficiencia % en Cu-ico	Anodi- to, Cu total	Cátodo Cuproso	Total
112,5	812	3,08	1181	124	62	26,4	28
156,9	1137	2,69	2154	161	84,2	20,3	21,5
238,	1.714	2,66	3066	152	89	20,6	21,1
507,4	3663		6401	149%			

La intensidad media fué de 12 A. por pie cuadrado de catodo. La eficiencia se mantuvo hasta el último. Tomando 2,66 Volts como voltaje que habría podido obtenerse en la práctica i una eficiencia media de 149%, la cantidad de cobre depositada por H. P. día habría sido de 26,2 libras.

Mayor rendimiento que 149% se podría talvez obtener en la práctica por cuanto el cloruro cuproso que se empleó en la esperiencia estaba más o menos oxidado por una estadía en cajas i secadura. En la práctica lo usarían fresco antes que se oxide.

\* \* \*

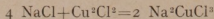
#### *Electrolisis del CuCl con diafragma*

Se usó como diafragma una hoja de «poplar» de 1/32". Permaneció en el baño 21 días, de los cuales trabajó 17. El diafragma se rompió. A 1/2" del nivel normal la madera estaba en buen estado, pero más abajo se había reblandecido del lado del anolito.

El anolito tenía 33,8 gramos de cobre por litro. El catolito contenía 15 gramos de cobre cuproso por litro i 16,4 gramos como cobre total.

Intensidad media catódica.....	11,4 A. por pie cuad.
Voltaje medio.....	2,65 Volts.
Eficiencia.....	149,5%
Cobre depositado por H. P. día.....	26,6 libras.

Se notó que el anolito tenía más cobre que el catolito. Cuando el cloruro cuproso es disuelto en sal se forma un verdadero compuesto  $\text{Na}^2\text{CuCl}^3$ , que actúa como  $\text{NaCl}$ .



En la electrolisis los iones de esta sal serán  $\text{Na}^2$  i  $\text{CuCl}^3$ ; el  $\text{Na}^2$  que pasa al catodo actuará sobre  $\text{Na}^2\text{CuCl}^3$ , dejando libre al  $\text{Cu}$  que se deposita cristalina-mente i formando sal, mientras el  $\text{CuCl}^3$ , pasando al anodo, se transforma en  $\text{CuCl}^2$  i  $\text{Cl}$ .

\* \* \*

*Electrolisis del  $\text{CuCl}$  con diafragma de asbesto.*

Estos diafragmas tenían el inconveniente de no impedir el paso del  $\text{Cl}$  libre, del anolito al catolito. En consecuencia, el catolito contenía una gran cantidad de sales cúpricas i la eficiencia fué baja.

En 8 días la eficiencia fué solo 52,1% basada en cobre cúprico.

\* \* \*

*Electrolisis de cloruro cuproso con diafragmas de «porous clay» (porcelana porosa).*



Cementada con «mastic plugs».  
 Grueso  $5/8''$  en el baño N.º 1.  
 »  $1/2''$  en el baño N.º 2.

Baño N.º 1

Duración de la electrolisis 48 días. Número de amper-horas 7.050.

Eficiencia basada en cobre cúprico.

Horas	Amper- horas	Voltaje	Eficien- cia%Cu- ico	Fuerza Anoli- to Cu total	Catolito Cuproso	Total	Cobre obtenido en gr.
66,6	668	7,27	142	13,6	18,2	18,4	1.122
41,2	412	6,51	124	31,0	15,3	17,3	603
207,8	2.086	4,93	130	39,5	21,3	21,5	3.207
134,1	1.033	3,69	141	45,1	19,3	20,0	1.716
156,9	1.137	3,29	151	56,0	21,5	22,5	2.029
238,1	1.714	3,14	157	58,5	20,0	21,5	3.177
844,7	7050		142				11854

\* \* \*

*Resistencia del «filtrous tile», del CuCl i de la solución de cloruro de sodio.*

Catolito con 15,8 gramos de CuCl por litro i en total 18 gramos de cobre por litro.

La solución contenía más o menos 140 gramos de sal por litro.

Fuerza contra-electro-motriz del baño 1,50 Volts.

Resistencia de un pie cuadrado de catolito de 1" de grueso 0,014 ohms.

Resistencia de un pie de area de «filtrous tile» de una pulgada de grueso 0,110 ohms.

\* \* \*

*Electrólisis de CuCl con diafragma de fibra de madera.*

Catolito con 130 gramos de sal por litro, fué ajitado con CuCl i la solución clara pasó continuamente por la celda.

Tiempo	Corriente	Voltaje	Eficiencia sobre Cu-ico
(1) 111,2 hrs.	181,6	3,30 V.	122 %
(2) 100,2 hrs.	182,3	3,17 V.	124 »
(3) 185,9 hrs.	181,6	3,11 V.	106 »

En (3) la hoja se perdió por la caída del marco del diafragma. El cloruro cuproso estaba mui oxidado,

por lo cual no se consideró bueno. Por consiguiente, la eficiencia fué baja.

(1) i (2) tenían 10,1 gramo de CuCl por litro i en total 12,5 gramos de Cu por litro.

(3) tenía 10,9 gramos de CuCl por litro en total 21 gramos de Cu por litro.

En (1) i (2) el cobre blando obtenido fué de 92% i en (3) sólo fué de 59% del total.

\* \* \*

*Electrolisis de CuCl con diafragma de fibra de madera.*

Solución de CuCl en NaCl.

Tiempo total horas	Cu en catolito Cuproso gr. p. l.	Cu en catolito total gr. p. l.	Voltaje medio	Cu en grs.	Eficien. % "ico"	% del Cu adherido al catodo
161,13	8	10,3 (4)	3,15	42003	121,5	21%
138,57	6,8	9 (5)	3,15	31152	105	20
235,45	6,3	10,8 (6)	3,30	63051	125,5	20,5
159,37	6,7	11,5 (7)	3,22	35393	109	26

Intensidad 182 A. o sea 12 A. p. pié cuadrado de catodo.

En (5) el cobre bajó a 6 gramos por litro, por lo cual se ve alto voltaje i por consiguiente baja eficiencia. En la práctica no se debe bajar de 6 gramos por litro.

Actualmente los catodos de Chuquicamata pesan alrededor de 160 libras.

Las orejas i barras de suspensión han sido corroídas

debido al Cl que se escapa del anodo. En la práctica habría que protegerlas con pintura.

Con cloruro cuproso fresco se obtendrá una eficiencia considerable de la corriente.

En (7) la baja eficiencia se debió al paso del anolito en el catolito. La proporción de cobre cúprico respecto al total subió mucho en el catolito (1 : 2).

\* \* \*

*Análisis de «Board Wood fibre», madera del diafragma.*

Cenizas..... 5,44%

Análisis de la ceniza:

SiO <sup>2</sup> .....	50,88%
Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	4,50 »
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	30 »
CaO.....	5,56 »
MgO.....	6,80 »

\* \* \*

*Análisis de la solución del compartimiento de cloruro cuproso después de funcionar durante tres semanas con diafragma de madera.*

Cu.....	29,870 gr. p. l.
Fe.....	0,135 »
Mn.....	0,044 »
P.....	nada
CaO.....	1,028 »
MgO.....	0,973 »
Pb.....	0,406 »
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	0,096 »
SO <sup>3</sup> .....	18,070 »
Cl.....	99,970 »
HNO <sup>3</sup> .....	0,200 »
As.....	0,013 »
Sb.....	0,0096 »

Alcalis pesados como cloruros i calculados como óxidos (Na<sup>2</sup>O) 71,690 gramos.

Peso específico..... 1.155  
 Temperatura..... 84° F.

\* \* \*

*Electrolisis de cloruro cuproso con diafragma de madera.*

El compartimiento anódico, consistía en un cilindro de fibra de madera de 1/8" de grueso, 3" de diámetro interior i 13" de altura. Los tubos estaban cubiertos en la parte superior i arreglados para poder aspirar el cloro. Se usó el mismo electrolito anterior para ver qué efecto producían las impurezas en la eficiencia.

(1)

Intensidad anódica.....	17 A. por pie cuadrado
» catódica.....	12 » » » »
Catolito medio: Cu cuproso..	25 gr. por litro
» » Cu total.....	29 » » »
Anolito medio cobre total....	27 » » »
Duración de la experiencia....	112,74 horas
Voltaje medio.....	2,08 Volts.
Eficiencia media «ico».....	63,7%

También se rompió el fondo de los tubos i se mezcló el anolito con el catolito, por lo cual bajó la eficiencia.

(2)

Con dos nuevos diafragmas:

Catolito medio: Cu cuproso.....	23,5 gr. por lit.
» » Cu total.....	25 » » »
Anolito medio: Cu total.....	31,1 » » »
Duración.....	86,65 horas
Voltaje medio.....	2,15 Volts.
Eficiencia media «ico».....	106%. Al principio fué 160%, pero después bajó a 57%. La causa fué un diafragma malo.

85,6% de cobre adhirió al catodo.

(3)

Intensidad.....	34 A. por pié cuadr.
Catolito medio: Cu cuproso..	27 gr. por litro
» » Cu total....	28,7 » »
Anolito medio: Cu total....	41,1 » »



Duración.....	133,5 horas
Voltaje medio.....	2,32 Volts.
Eficiencia media «ico».....	121,5%

Todo el cobre adhirió al catodo. Al último el cloruro cuproso agregado fué mui malo. El anolito trabajó con 42 gramos de cobre por litro i quedó así los últimos tres días:

(4)

Catolito medio: Cu cuproso.....	28 gr. por litro
» » Cu total.....	31 » »
Anolito medio: Cu total.....	43,2 » »
Duración.....	170 horas
Voltaje medio.....	2,38 Volts.
Eficiencia media «ico».....	116%
Cobre adherente al catodo.....	90 »

Un depósito de materias orgánicas se acumuló en el fondo del catodo i el CuCl también fué de mala clase.

En todas las esperiencias adhirió al catodo entre 80 i 90% de cobre. Esto se debe a que la superficie del catodo fué rugosa, bajando la intensidad de la corriente. La concentración del cobre en el catolito se mantuvo entre 25 i 30 gramos por litro.

\* \* \*

*Análisis de CuCl hecho en cilindro «durirón», sin lavar.*

SiO <sup>2</sup> .....	0,82%
Na <sup>2</sup> SO <sup>4</sup> .....	4,34 »
CuO.....	2,92 »
Fe <sup>2</sup> (SO <sup>4</sup> ) <sup>3</sup> .....	1,25 »
CuSO <sup>4</sup> .....	4,50 »
Agua combinada.....	5,20 »
Al <sup>2</sup> (SO <sup>4</sup> ) <sup>3</sup> .....	1,74 »
Cu <sup>2</sup> Cl <sup>2</sup> .....	79,23 »
<hr/>	
Total.....	100%

\* \* \*

*Ensayos físicos del alambre de cobre.*

Conductibilidad.....	100,66 i 100,63
Resistencia a la estensión.....	62.930 libras p.p. <sup>2</sup> .
% de alargamiento en 20 pulgas.....	0,7
Twists en 6 pulgadas.....	25
Corte transversal.....	6.390 cir. mills.
Observación: Muestra fundida sin flujo i sin pulir.	

\* \* \*

*Agua para cubrir el mineral en un estanque.*

11.371 kilos de mineral molido a 1/2" mesh. Formaba una columna de 13' 1/2" de altura sobre un área de 24 pies cuadrados, de manera que el mineral ocupaba 320 pies cúbicos por tonelada. Se dejó 4" como cama para filtro. 3.768 litros de solución cubrían 12'9 1/2" de mineral i 4" de cama que se cubrían con

57 litros. El mineral sólo quedaba saturado con 3.680 litros; por consiguiente, se necesitan 324 litros para cubrir 1.000 kilos de mineral.

\* \* \*

*Clasificadores Dorr usados en la lixiviación.*

Tiempo tratado con solución ácida....	6 horas
Lei de cobre del mineral.....	1,43%
Lei de cobre del ripio.....	0,16 »
Cobre extraído.....	89,4 »

Mineral molido a 1/8 mesh. i de 1,43% de cobre.

Tiempo tratado con solución ácida	Cobre en el ripio	Cobre extraído
1 hora	0,26%	82,7%
2 horas	0,23 »	84,6 »
3 horas	0,19 »	87,4 »
6 horas	0,16 »	89,4 »

Si se le dan 3 horas de tratamiento con solución ácida, seguida de lavados en una serie de 6 clasificadores, el tiempo total de operación será más o menos de 4 horas. Se supone que el grueso del lecho de mineral movido sea 6" i se emplee clasificadores del tamaño Standard, de 15' 6" de largo i 4' 6" de ancho, que dan un área de lecho de 70,5 pies cuadrados. El volumen ocupado por una tonelada métrica de mineral molido a 1/8 mesh., húmedo, se calcula en 20 pies cúbicos.

Para tratar 10.000 toneladas en 24 horas, estimando en cuatro horas la lixiviación i lavados, los classifica-

dores deben contener 1.666 toneladas de mineral; un volumen de 33.320 pies cúbicos. Si el lecho es de 6" de grueso, el área total cubierta por el lecho sería de 66.640 pies cuadrados, de manera que se necesitarían 950 clasificadores.

Si la velocidad se regula de manera que el lecho emplee 10 minutos en pasar a través de un clasificador, los clasificadores se arreglarían en 40 series de 24 cada una. Suponiendo que un hombre pueda manejar 12 clasificadores, 80 hombres serían necesarios para manejar esta parte de la planta.

Tomando como fuerza necesaria 1/2 caballo para hacer andar un clasificador de 6" de lecho, la fuerza motriz total sería de 475 H. P. Por supuesto que se necesitaría aun más fuerza para levantar el mineral de un clasificador al siguiente i para otros usos, como bombas, etc.

El costo de un Standard Dorr Classifier de 15' 8" de largo por 4' 6" de ancho, contra ácidos, es de 700 dollars.

La planta de Dorr Classifier necesitaría un estanque para solución nueva i otro para solución desclorurada.

Habría que tener también decantadores Dorr i una planta de filtros para tratar 1.000 toneladas diarias de precipitados.

La instalacion de cañerías i válvulas sería menor en los clasificadores Dorr que en los estanques lixivadores i almacenadores de ácidos actuales. La instalación de bombas también sería menor, pero tendría que tener 240 bombas de aire, cada una con capacidad para levantar 70 toneladas de solución por día, i entregando el chorro de un clasificador a otro.

El costo de operación sería mucho mayor i se recuperaría  $2\frac{1}{2}\%$  menos. Hai que tomar también en consideración que la molienda para clasificadores Dorr sería de  $1/8''$  en vez de  $3/8$  que se necesita en los estanques. La molienda sería pues más cara.

\* \* \*

### *Lixiviación.*

Se tratan 1.000 kilos de mineral con 300 kilos de solución. La cantidad total de ácido sulfúrico perdida en los rípios es de 6,52 libras por tonelada de mineral lixiviado.

Para que la acidez permaneciera constante, habría que agregarle 6,52 libras de ácido sulfúrico por cada tonelada de mineral tratado. Se cuenta con que el mineral no introduzca ácido; con que, fuera del cobre, ninguna otra sustancia neutralice al ácido sulfúrico i con que no haya evaporación durante la lixiviación.

#### Lixiviación:

La primera solución que lixivia los minerales contiene 1.695 libras de cobre o  $5,65\%$  de Cu; la segunda solución contiene 1.270 libras de cobre o sea  $4,235\%$  de Cu; la tercera sale con 840 libras de cobre o sea  $2,80\%$  de cobre i la cuarta con 423 libras de cobre o sea  $1,41\%$  de cobre.

La cantidad de cobre contenido en la solución que queda humedeciendo los rípios es de 106 libras. La cantidad de cobre precipitado electrolíticamente es de 1.394 libras.

El porcentaje recobrado del cobre total disuelto es de 92,9%.

El porcentaje perdido del cobre total disuelto es de 7,1%.

El cobre total recobrado es de 27,88 libras por tonelada de mineral.

El cobre disuelto perdido en los ripios es de 2,12 libras por tonelada de mineral.

No se toma en cuenta la evaporación.

Pérdida de ácido sulfúrico:

La solución virjen tiene 10% de ácido sulfúrico libre.

El primer filtrado tiene 706 libras o 2,35% de ácido sulfúrico libre.

El licor virjen tiene 3.000 libras o 10% de ácido sulfúrico libre.

El segundo filtrado tiene 510 libras o 1,70% de ácido sulfúrico libre.

El tercer filtrado tiene 351 libras o sea 1,17% de ácido sulfúrico libre.

El cuarto filtrado tiene 180 libras o 0,60% de ácido sulfúrico libre i queda en la solución que humedece los ripios 0,045 libras o sea 0,90% libras por tonelada de mineral tratado. Se pierde también en la solución que humedece los ripios 0,159 libras de ácido sulfúrico combinado con cobre al estado de sulfato de cobre, lo que equivale a 3,18 libras por tonelada de mineral tratado. La pérdida total en los ripios es de 4,08 libras de ácido sulfúrico por tonelada de mineral tratado.

Resumen por tonelada de mineral tratado:



Método usado	Cobre recobrado	Cobre perd. disuelto	ácido sulfúrico perdido
Circulación.....	28,96 lbs.	1,04 lbs.	6,52 lbs.
» .....	27,88 »	2,12 »	4,08 »

\* \* \*

*Acumulación de sales en las soluciones.*

El total de impurezas contenidas en las soluciones que se botan, es igual al monto que entra en solución en la lixiviación.

El fierro permanece entre 2 i 3 gramos por litro.

El volumen evaporado en 80 lotes, es igual al volumen de solución electrolizada.

*Volumen de soluciones:*

La solución por desclorurar i electrolizar contiene 50 gramos de cobre por litro i la misma solución, una vez electrolizada, contiene 12 gramos de cobre por litro. El volumen de solución se da en pies cúbicos por tonelada de mineral tratado.

**Lei por cobre del mineral %**

	1,5	2,	2,5
Volumen	11	11	11
i orden de	11,4	15,2	19,2
los lava-	11	11	11
dos	11	11	11
	7	7	11
	—	—	11
	—	—	7
	3,2	3,2	3,2

	p <sup>a</sup> .	
Solución para electrolizar después del segundo lavado.....	»	
Soluc. que va a la electrolisis.....	»	
Soluc. que lavará 2 veces más.....	»	
Soluc. que lavará 3 veces más.....	»	
Soluc. que lavará 4 veces más.....	»	
Soluc. que lavará 5 veces más.....	»	
Soluc. que lavará 6 veces más.....	»	
Soluc. que lavará 7 veces más.....	»	
Agua.....	»	

No se ha tomado en cuenta la evaporación.

El ácido sulfúrico libre en el electrolito es de 40 a 45 gramos por litro. Se usa dos estanques para la solución que va a la electrolisis, con 33 pies cúbicos de capacidad, cada uno, por tonelada de mineral tratado diariamente.

Los lavados con agua se botan precipitando el cobre por medio del hierro viejo.

#### CONCLUSIONES:

El mineral se molerá a media pulgada.

El mineral se lixiviará con 13 pies de altura.

Disposición para poder limpiar i reemplazar fácilmente el filtro de los estanques de lixiviación.

2 estanques para la solución desclorurada con capacidad cada uno de 33 pies cúbicos por tonelada de mineral tratado, provistos en algunas formas con agitadores para poder mezclar las soluciones.

Estanques almacenadores para la solución electrolizada con capacidad igual a los anteriores.

8 estanques para soluciones, más altos que los de lixiviación, con capacidad de 11 pies cúbicos de solución por tonelada de mineral tratado.

Los minerales pueden ser lixiviados con solución ácida durante dos días i lavados en dos días.

Se puede así obtener una extracción de 90% del cobre contenido en los minerales.

Disposición para precipitar por medio del hierro viejo parte del último lavado.

Como precaución contra una indebida acumulación de cobre en las soluciones de lavados, debe adoptarse una disposición para poder desclorurar i electrolizar parcialmente una de esas soluciones.

\* \* \*

*Dimensiones de las cañerías.*

La cantidad de solución que se saca de una carga de 10.000 toneladas de mineral, mientras este mineral recibe lavados, es de 3,000.000 de litros en 4 horas, o sea 442 pies cúbicos por minuto.

Esta solución corre por las cañerías hasta las bombas que la elevan al estanque depósito. El frotamiento en la cañería es mayor para el estanque de lixiviación que queda más lejos del estanque depósito, motivo por el cual lo tomaremos como término medio.

La altura de líquido o cabeza que produce la corriente es la altura efectiva de solución en el estanque lixivador i la cabeza actual entre el piso del estanque lixivador i el punto de descarga de la solución en el estanque depósito. Si la cañería no descarga solución en la parte superior del depósito, sino en el fondo, entonces esta cabeza debe ser tomada como la diferencia de nivel entre el piso del estanque de lixiviación i el nivel de la solución en el estanque depósito.

La cabeza efectiva de un estanque lleno de mineral i solución hasta una altura de 12 pies, no es 12 pies, pero sí mucho menos i con seguridad no se puede considerar superior a 4 pies.

La cabeza actual entre el piso del estanque lixivador i el punto de descarga de la solución (suponiendo que la solución salga por la parte superior del depósito) es de 6 pies. El total de cabeza es, pues, de 10 pies.

La solución se descarga primero por 8 cañerías de 6" con válvulas i codos; las cañerías son paralelas i de 3 pies de largo. El frotamiento en esta parte es equivalente al de una cañería de 15" de diámetro i 10 pies de largo. La solución corre después por 4 cañe-

rías paralelas i de 9" con una válvula i un codo cada una. El largo medio de cada una es de 60 pies. El frotamiento en esa parte sería equivalente al de una cañería de 60 pies i 15" de diámetro. La solución se junta entonces en una cañería de 15" de diámetro i de 73 pies de largo, la cual tiene dos codos i otro largo de 20 pies, para entrar en la cañería principal de 15". El frotamiento en esta parte de la cañería sería equivalente al de una cañería de 66 pies i 15" de diámetro.

La solución pasa en seguida por una cañería de 800 pies de largo i 15" de diámetro. La cabeza total es, pues, de 10 pies.

Equivale a un largo total de cañería de 15" de 10+60+66+800 pies=936 pies. La velocidad con que la solución recorrerá esta cañería será de:

$$V = \frac{64,32 \times h \times d \times 1,2}{1,487 d^{1,2} + 0,508 \left( L - \frac{d}{6} \right)}$$

V=velocidad en pies por segundo.

h=cabeza en pies.

d= diámetro de las cañerías en pulgadas.

L=largo de la cañería en pies.

De esa ecuación resulta V=5,68 pies por segundo.

La cantidad que pasa por segundo es de 6,9 pies cúbicos, o sea 414 pies cúbicos por minuto.

Como la solución es más viscosa que el agua, el volumen actual será inferior, pero como en caso de necesidad se puede emplear una cañería doble de 15", dicha cañería es suficiente. (Suponiendo siempre que la cañería principal se descargue encima del depósito i si se descarga más abajo queda un minimum de di-

ferencia de nivel de 6' entre el nivel normal de la so-  
lución en el depósito i el piso del estanque de lixivia-  
ción).

*Evaporación en Chuquicamata, en 24 horas, en  
cañones de fierro galvanizado, en centímetros de al-  
tura:*

Diciembre 30/1912 a Enero 6/1913.....	1,310	cm.
Febrero 4/1912 a Febrero 11/1913.....	1,26	»
Marzo 5/1912 a Marzo 11/1913.....	0,99	»
Abril 2/1912 a Abril 8/1913.....	0,83	»
Mayo 1. <sup>o</sup> /1912 a Mayo 7/1913.....	0,85	»
Junio 5/1912 a Junio 11/1913.....	0,88	»
Julio 1. <sup>o</sup> /1912 a Julio 7/1913.....	0,76	»
Agosto 1. <sup>o</sup> /1912 a Agosto 7/1913.....	0,76	»
Octubre 17/1912 a Octubre 23/1913.....	1,28	»
Noviembre 1. <sup>o</sup> /1912 a Noviembre 7/1913	0,957	»

*Evaporación por el viento y precipitaciones.*

	Oct. 1. <sup>o</sup> » 7	Nov. 27 Dic. 1. <sup>o</sup>	Dic. 1. <sup>o</sup> » 9	Dic. 11 » 16	Dic. 16 » 23	En. 6 » 13	En. 13 » 20	En. 20 » 28
	1912		1913					
Evaporación li- tros en 24 horas	11,3	11,82	12,60	12,80	13,1	12,6	11	8,3
Gramos de sólidos depositados por metro cua- drado de superfi- cie de agua, en 24 horas.....	6,5	8,25		9,10	7,17	4,65	8,6	22,



\* \* \*

*Elevación de temperatura del electrolito.*

La única fuente de calentamiento por la corriente reside en la resistencia del electrolito i voltaje requerido para vencer esta resistencia. El voltaje requerido para vencer la polarización del anodo no es factor de calentamiento, desde que la energía eléctrica representada por este voltaje es convertida en energía química. El activo oxígeno libre o cloro descargado en el anodo, posee una gran cantidad de verdadero calor o energía para combinarse i esto se deriva directamente de la corriente sin producción intermediaria de calor.

Se hace imposible la acumulación indefinida de calor en el último baño de una serie. Su temperatura no puede subir arriba de la temperatura calculada teóricamente para el chorro de solución descargada. Haremos este estudio suponiendo que la radiación, evaporación i pérdida de energía por el desprendimiento de gases anódicos no existan.

En jeneral, siendo constante la energía eléctrica i la corriente de solución, mientras más estanques se conecten en el circuito de la solución, mayor será el aumento final de temperatura.

Consideremos:

16 baños en serie, electrodos conectados en sistema múltiple. Intensidad 13.000 A.; velocidad de la solución = a 3 pies cúbicos por minuto.

(Esta velocidad corresponde a electrolisis de 56 a

15 gramos de cobre por litro con una eficiencia de corriente de 85%).

Tomemos la resistencia total en los baños igual a 0,45.

El calor específico de 7,5% de ácido sulfúrico es 0,97.

El peso específico de dicha solución es de 1,051.

La cantidad de calor desarrollada por baño por minuto sería de:

$$13.000 \times 0,45 \times 60 = 352.000 \text{ joules.}$$

$$\text{Un joule} = 0,2387 \text{ gran calorías.}$$

$$352.000 \times 0,2387 = 84.100 \text{ gran calorías.}$$

3 pies cúbicos de solución contienen 85.200 c.c.

Elevación teórica máxima de temperatura:

$$\frac{84.100}{85.200 \times 1,051 \times 0,97} = 0,968^\circ (1,74 \text{ F.})$$

por baño, por minuto.

Para un circuito de solución sería:  $16 \times 0,968 = 15,5^\circ \text{ C.}$ , desde que 3 pies cúbicos de solución demoran 16 minutos en recorrer los baños.

Esto significa que la solución fría entrará en el primer baño a la temperatura del galpón o pieza,  $24^\circ \text{ C.}$  por ejemplo, i saldrá del último baño a una posible temperatura máxima de  $24 + 15,5 = 39,5^\circ \text{ C.}$  El último baño puede alcanzar esta temperatura i permanecer en equilibrio. En la práctica no se obtendrá esta temperatura por la pérdida de calor por radiación, pequeña evaporación i por el oxígeno caliente que se desprende en el anodo. Todos estos factores contribuirán a enfriar la solución, pero no se han tomado en cuenta en los cálculos. Por otra parte, el ácido nítrico oxida el plomo del revestimiento de los baños i lo calienta.

\* \* \*

*Comparación entre la cantidad de ácido i sustancias solubles en la solución electrolizada i en los lavados.*

	Cobre	Acido	Fe	Cl	Acido nítrico	Sales descontando el sulfato de Cu.	Acido total
Solución electrolizada	14,70	114,87	—	0,84	4,80	141,5	136,9
Lavado.....	19,94	28,81	1,62	0,83	1,86	54	58,7
Solución electrolizada	13,04	92,62	4,16	0,72	2,37	106,9	112,2
Ultimo lavado.....	7,78	20,02	1,21	0,63	0,54	300,8	31,7

Como en la solución se acumula 5,50 kilos de ácido sulfúrico por tonelada de mineral tratado, es posible botar una cierta proporción de solución i reemplazarla por agua sin reducir el porcentaje de ácido necesario para la lixiviación.

Este fenómeno constituye una ventaja considerable por cuanto permite botar las soluciones cargadas con fierro, cloro, ácido nítrico i sales alcalinas. Además, una gran cantidad de agua de lavado puede usarse al final de la lixiviación, lo que permite dejar menos cobre en el ripio.

\* \* \*

*Ante-proyecto de beneficio de los minerales de Chuquicamata.*

Se tratarán 10.000 toneladas de minerales diariamente, con una producción diaria de 335.000 libras

de cobre i precipitación de 15 toneladas de cloro de la solución. Se extraerá el 90% del cobre i del cloro contenidos en el mineral.

Para producir 335.000 libras de cobre i 15 toneladas de cloro de 10.000 toneladas de mineral, con 90% de rendimiento el mineral debe contener 1,86% de cobre i 0,167% de cloro. En el cálculo que sigue se considerará un mineral de esas leyes.

### *Lixiviación.*

El mineral será molido a 1/4" mesh i se distribuirá por medio de correas sin fin en estanques revestidos interiormente con mastic i de las siguientes dimensiones: 110' x 150' x 16'.

Estos estanques tienen un filtro de madera i de fibra de coco, con un pie de altura de ripio permanente que sirve de cama filtrante. Lleno el estanque con mineral, una solución entrará por abajo. Solo el primer ácido entra por abajo para evitar que el polvo baje i obstruya el filtro.

La superficie superior del mineral quedará a 2½', de la superficie superior del estanque. La primera solución permanecerá dos días i después se sacará por abajo mientras otra solución se vacía encima de los minerales simultáneamente. Esta otra se reemplazará en la misma forma hasta que hayan sido aplicados 5 volúmenes de lavados; entonces el estanque se desagua durante 24 horas hasta que las últimas gotas que humedecen el ripio salgan por el fondo. El mineral permanece así constantemente cubierto con agua durante la lixiviación hasta que todas las soluciones i aguas hayan sido aplicadas. En este sentido el tiempo total de tratamiento para cada lote de mi-

neral, incluyendo un día para cargar i otro para descargar, es de seis días.

La primera de las soluciones de sulfato de cobre estraida del estanque va a la planta descloruradora i después a la electrolisis. Las otras cinco soluciones vuelven a sus respectivos estanques almacenadores i después, por turno, a la próxima carga de mineral. 27.400 pies cúbicos de la última solución se entregan directamente a la electrolisis sin desclorurar para extraerle completamente el cobre contenido después de lo cual se bota. El volumen de agua usado para lavar debe ser lo justo para compensar la pérdida total del volumen de solución, causada por la extracción de dicha porción del sistema i también por la pérdida de agua descartada como humedad del ripio. El ripio contiene 10% de humedad.

La pérdida de ácido en la solución electrolizada i descartada es de 47.740 libras por día, o sea una pérdida de 4,77 libras de ácido sulfúrico por tonelada de mineral tratado.

Volumen i análisis de soluciones aplicadas sobre el mineral:

	Solución N.º 2	Solución electrolizada	Solución N.º 3	Solución N.º 4	Solución N.º 5	Solución N.º 6	Agua
Pies <sup>3</sup> ...	107.000	147.000	107.000	107.000	107.000	107.000	59.400
Cu. gr.							
p. l. . .	28	15	25	20	15	8	—
H <sup>2</sup> SO <sup>4</sup>							
gr. p. l.	70	88	55	40	30	16	—
Fierro.							
gr. p. l.	4,4	4,5	4,2	3,9	3	1,2	—
Cloro..							
gr. p. l.	3,5	0,7	3	2,3	1,5	0,7	—

Volumen i análisis de soluciones estraidas de los estanques:

	Solución E.	Solución N.º 2	Solución N.º 3	Solución N.º 4	Solución N.º 5	Solución N.º 6
Pies <sup>3</sup> ...	147.000	107.000	107.000	107.000	107.000	107.000
Cobre.						
gr. p.l.	50	28	25	20	15	8
Acido sulfúrico.....						
gr. p.l.	35	70	55	40	30	16
Fierro.						
gr. p.l.	4.5	4.4	4.2	3.9	3	1.2
Cloro..						
gr. p.l.	4	3.5	3	2.3	1.5	0.7

La Solución E, es desclorurada i electrolizada produciendo solución electrolizada que regresa a la lixiviación i el ciclo se repite como anteriormente.

Si se usaran 4 soluciones en lugar de 6, mayor cantidad de agua se necesitaría para hacer la misma extracción i habría mayor cantidad de solución débil por electrolizar, lo que bajaría la capacidad de la planta electrolítica mientras sólo se obtendría 50% de eficiencia de la corriente en esta completa extracción del cobre.

	Estanque N.º 6	Estanque N.º 5	Estanque N.º 4	Estanque N.º 3	Estanque N.º 2	Estanque N.º 1
1er día	Carga Cu	Con S.2	Con S. 2	Lavando	Vaciando	Descarga
2.º día	Con S. 2	Con S.2	Lavando			
3.º día	Con S. 2.	Lavando.	Vaciando			
4.º día	Lavando	Vaciando	Descarga			
5.º día	Vaciando	Descarga	Carga Cu.			
6.º día	Descarga	Carga Cu	Con S. 2.			

Durante el día en que el mineral se está lavando, las 5 soluciones se hacen pasar por el mineral (Solu-



ción electrolizada, Soluciones N.º 3, N.º 4, N.º 5 i N.º 6).

Dos soluciones N.º 2 están trabajando todo el tiempo. Las 6 soluciones son achicadas cada día una vez, de los estanques de lixiviación a los estanques almacenadores; la última solución se demora todo el día en vaciarse completamente. Esta operación exige elevar por día 575.000 pies cúbicos de solución con la bomba de 16" i 107.000 con la bomba de 9", las cuales, junto con los 147.000 pies cúbicos de solución electrolizada achicada de la casa electrolítica a su estanque almacenador, requieren cerca de 300 caballos de fuerza continua.

\* \* \*

#### *Descloruración de la solución.*

Antes que la solución N.º 1 corra a la descloruración, necesita ser mezclada porque en el caso contrario la primera porción tendría más cloro i cobre. Esto se hace por medio de 8 cañerías de aire de 6" i 6' de altura, instaladas en el estanque almacenador N.º 1. Se emplean cada 4 horas 142.000 pies cúbicos de aire para mezclar completamente. Un compresor de 25 caballos hace este trabajo. El tiempo necesario para achicar la solución N.º 1 i mezclarla es de 9 horas. Durante este tiempo no se puede enviar solución a la descloruración, motivo por el cual se ha previsto el envío de un suplemento de la solución N.º 1 producida el primer día en el estanque N.º 1-A. Esta parte de la solución corre por gravedad del estanque N.º 1 al N.º 1-A.

La solución N.º 1, después de mezclada, corre por gravedad i se vacia en dos distribuidores que la reparten en 21 cilindros descloruradores. El cloro se reduce de 4 a 0,7 gramos por litro.

La solución corre en seguida a 7 estanques de concreto revestidos interiormente con asfalto, donde se deposita el cloruro cuproso i la solución clara es achicada al estanque cabeza de la electrolisis.

La corriente en cada cilindro desclorurador es de 4,7 pies cúbicos por minuto.

El cilindro es de acero de 4' 8" de diámetro i 30' de largo, forrado interiormente con 6 libras de plomo, dentro del cual hai cilindros de porcelana (stone-ware) de 4' de diámetro interior, unidos unos a otros i revestidos por dentro con 2" de mastic de asfalto, entre la porcelana i el plomo. Cada cilindro contiene 20 toneladas de cobre granulado, las que lo llenan hasta la mitad. El cilindro da 8 vueltas por minuto i emplea un motor eléctrico de 50 H. P. Diariamente se introduce  $1 \frac{1}{3}$  toneladas de cobre a cada cilindro. La descloruración consume, pues, 28 toneladas de cobre diariamente, cuando se tratan minerales con 0,167% de Cl. Al interior del cilindro hai zanjas longitudinales que levantan el cobre al jirar.

La capacidad de cada desclorurador depende de la superficie de cobre limpio presentado a la solución i aumenta con el número de revoluciones. A una velocidad de 100 pies por minuto precipitan 15 toneladas de Cl por día.

Cada litro de solución lleva 10 gramos de cloruro cuproso. En cada decantador Dorr de 12' de hondura i 20' de diámetro, se obtiene diariamente 6 toneladas de este cloruro cuproso (pesado seco). Cada decantador tiene interiormente, en el fondo, dos vigas cruza-

das, movidas por un eje vertical a razón de 1/10 de revolución por minuto, lo que consume 1/4 de caballo de fuerza. Diariamente se deposita en el fondo 2.500 pies cúbicos de pulpa con 50% de humedad. Esta pulpa corre por gravedad por cañerías de plomo a pequeños estanques provistos con monta-jugos de plomo, accionados por aire comprimido, los que envían la pulpa al filtro Oliver.

El filtro reduce la humedad de 50% a 20%. En este estado se llevaba en carritos Decauville al departamento correspondiente donde se mezclaba con cal, carbón i aserrín. Se usaba 25 toneladas de cal i 6 toneladas de coke por día.

### *Electrolisis.*

La solución se divide por medio de 5 distribuidores en 28 partes iguales que corren por gravedad a las 28 secciones de 16 estanques cada una.

La cantidad de cobre de la solución queda reducida, en la electrolisis, de 50 a 15 gramos por litro i el ácido sulfúrico libre aumenta de 35 a 88 gramos por litro. Las bombas achican en seguida la solución electrolizada a los estanques almacenadores.

La solución corre con una velocidad de 3,64 pies cúbicos por minuto. Cada estanque contiene 267 pies cúbicos de solución i, por consiguiente, la solución se reemplaza en 73 minutos.

Los catodos son hojas de cobre de un milímetro de grueso i de 3' por 4' de largo, sumerjidas en la solución hasta las orejas.

Cada anodo de magnetita se compone de 5 electrodos prismáticos rectangulares de 4 3/4" por 2" de sección i 4' de largo.

La intensidad en cada estanque es de 13.600 A. La intensidad catódica es de 15 A. i la anódica es de 20 A.

En los 32 estanques que electrolizan la solución de lavado, el rendimiento de la corriente es de 50% i producen 13.640 libras de cobre por día. En los otros 448 baños se obtiene una eficiencia de corriente de 88,6% con una producción diaria de 321.360 libras de cobre. Esto permite que 5% de los estanques estén continuamente fuera del servicio para cambiar anodos o catodos o para reparaciones.

El cobre impuro producido en los 32 estanques ya mencionados, se emplea para hacer anodos solubles i granallas i corresponde al 4% de la producción de cobre electrolítico.

El voltaje es de 2,4 Volts.

#### *Hojas catódicas de cobre. Su elaboración.*

Con sulfato de cobre puro como electrolito i anodos de cobre.

Se emplean 12,5 toneladas de cobre diariamente, de las cuales 2,5 se vuelven a fundir en forma de anodos.

Una bomba centrífuga hace circular el electrolito, el cual se calienta por medio de una cañería de vapor. Requiere 15 H. P. para achicarlo i un caldero de 100 H. P. para calentarlo.

Los sulfatos de sodio i potasio acumulados en la solución son beneficiosos en la electrolisis, porque aumentan la conductibilidad del electrolito i algo la eficiencia; pero se cree que tienen la tendencia a producir cobre rugoso.

La solución tenía, normalmente, calculados como óxidos:

Na <sup>2</sup> O.....	21,60	gramos	por	litro
K <sup>2</sup> O.....	5	»	»	»

El control de las impurezas se lleva en el laboratorio.

*Volumen de solución.*

Los cilindros descloruradores i los estanques de decantación, tienen una capacidad de una i media vez el volumen de la solución empleada diariamente lo que permite un suplemento para asegurar la producción en la electrolisis.

Total de cobre existente en la planta de beneficio:

	Volúmen en piés	Acido sulfúrico libre en T.	Cu en T
Solución N.º 1.....	210.500	230,3	328,9
» N.º 2.....	214.000	468,0	187,0
» N.º 3.....	107.000	183,5	83,5
» N.º 4.....	107.000	133,5	66,8
» N.º 5.....	107.000	107,0	53,5
» N.º 6.....	107.000	53,4	26,7
Solución electroli- zada.....	147.000	404,0	68,9
Estanques electro- líticos.....	108.500	208,3	110,3
Depósitos fuera de los estanques.....	8.500	5,8	1,1
Estanques fabrica- ción hojas cató- dicas.....	8.000	29,2	10,3
Total.....	1,124,500	1.823,0	937,0

Estas 937 toneladas de cobre en solución están bajo la forma de sulfato i en su electrolisis rejenerarán 1.433 toneladas de ácido sulfúrico, lo que hace un total de 3.131 toneladas de ácido sulfúrico en las soluciones de la planta.

Cobre en soluciones...	937 T.
» en descloruradores.....	400 »
Cobre en la fundición	100 »
» en catodos.....	900 » (Planta electrolítica).
» en anodos solubles.....	300 »
<hr/>	
Cobre total en el procedimiento.....	2.637 T.
Cobre en suspensiones de anodos i catodos, barras triangulares, hojas catódicas i conductores hacia la Sub-estación.....	600 »
Cobre en 100.000 anodos.....	100 »
<hr/>	
Cobre total en la planta.....	3.337 T.

Fuerza consumida en la planta:

Lixiviación.....	350 H. P.
Descloruración.....	1.100 » »
Electrolisis.....	20.000 » »
Grúas, compresores, luz.....	250 » »
Total de fuerza consumida...	21.700 » »



*Petrografía del granito de Chuquicamata.*

1) Apariencia jeneral: color gris débil, grano cristalino regular.

2) Carácter aparente: tipo de granito medio ígneo.

3) Estudio microscópico para clasificarlo.

Textura granitoidea.

Estructura orijinal: maciza, uniforme.

4) Mineralojía.

(X) Primario. Minerales esenciales.	(Y) Primario. Minerales accesorios.	(Z) Secundario. Productos de alteración	(M) Metamórfico. Minerales.
Ortoclasio Plajioclasio ácido Cuarzo Biotita Hornblenda	Magnetita Apatita Titanita Zircón	Mica Clorita Kaolín	

La roca está bien cristalizada, compacta, sonora, durable, tipo fresco. No contiene minerales primarios inestables i se presenta mui poco alterada o con poco disturbio dinámico, apenas visible en algunos granos. El plajioclasio ácido está inclinado, lo que muestra mejor sus contornos que el ortoclasio i exhibe una estructura zoneada. No se presenta con elementos que no le sean naturales a esta clase de roca.

Orijen de la roca: Ígneo i probablemente ocurrió como una gran masa intrusiva o asociación plutónica.

Clasificación: Granito sódico.

Nota: Esta roca no tiene constituyentes solubles en ácidos diluídos.

No es porosa.

\* \* \*

*Hojas catódicas.*

La metalografía microscópica no ha ayudado a explicar las diferentes propiedades físicas de las distintas hojas catódicas.

*Anodos de plomo i antimonio.*

En los anodos Pb-Sb la corrosión es menor cuando la cristalización es fina.

\* \* \*

*Mastic de los estanques electrolíticos.*

1" de grueso.

Mastic: Se pasa primero una mano de pintura de asfalto o sea de brea disuelta en nafta o bencina. El mastic mismo se compone de brea i arena. La brea buena la vende «The Barber Asphalt C.<sup>o</sup>» El mastic va armado con metal desplegable de  $\neq 27$  con barras de fierro de  $3/8''$ .

\* \* \*

*Para preparar el material.*

La mezcla i calentamiento del material es mui sencillo. El mastic funde entre 280 i 300°. C i una vez

fundido sólo necesita poco fuego para mantener caliente la mezcla. Cuando el mastic está fundido i ha adquirido una regular consistencia se le revuelve frecuentemente.

\* \* \*

### *Estanques de concreto.*

Los estanques fueron provistos con alambre de fierro galvanizado  $\neq 18$ , separado un alambre de otro por 12" i salientes hacia el interior del estanque.

En 15 minutos se seca la primera capa de pintura de asfalto. Las murallas interiores fueron cubiertas con metal desplegable, sujeto con los alambres ya mencionados, i sostenido verticalmente por barras de fierro de  $3/8$ ", colocadas cada 12" entre la muralla i el metal desplegable. Mejor que dichas barras de fierro son los fierros ángulos, puesto que su objeto es mantener el metal desplegable a cierta distancia de la muralla para que el mastic pueda correr libremente i el metal desplegable quede ahogado casi al medio del mastic.

El piso del estanque está cubierto por una capa de  $3/8$  a  $1/2$ " de mastic caliente. Antes que se enfríe, es decir entre 5 i 10 minutos después de vaciado, se coloca encima el metal desplegable. Mas encima se coloca otra capa de  $1/2$ " a  $5/8$ ". En 30 minutos queda seco i duro.

Observaciones: El mastic puro es elástico, pero quebradizo al golpe de un martillo. Mezclado con arena es más quebradizo, por cuyo motivo el refuerzo armado es necesario. A 50° C. es un poco blando, pero

sólo se corre a 200° C. Una pulgada de revestimiento es el mejor grueso.

*Cantidad de materia consumida.*

3 estanques revestidos tenían: 148,93 pies cuadrados de 1" o sea 12,41 pies cúbicos de materia. Para esto se usó: 1 3/4 barriles de «mastic Compound», aproximadamente, o sea 3 3/4 pies cúbicos o 237 libras, 160 pies cuadrados, o sea 65 libras de metal desplegable, 96 pies o sea 35,3 libras de barras de fierro de 3/8" i 12,5 pies cúbicos de arena.

Un estanque de 20 pies por 4'3" de hondura por 3'7" de ancho interior necesita aproximadamente:

22,7 pies cúbicos de arena, 460 libras de mastic Compound, 2 2/3 de metal desplegable de  $\neq 27$ , o sea 95 libras, 58,8 libras de barras de fierro de 3/8" o de fierros ángulos.

Mano de obra: Un trabajador i un ayudante concluyeron en 5 días 3 estanques.

\* \* \*

*Baños electrolíticos recibidos de Baltimore.*

Peso específico del material..... 1,452  
 Peso por pie cúbico..... 90,5235 libras

Dimensiones:

	Afuera	Adentro
Largo.....	46,0"	41,5"
Ancho.....	19,0"	15,0"
Hondura.....	56,5"	53,75"

En cada estanque entran 9,214 pies cúbicos de material.

Peso del estanque de Baltimore..... 875 libs.

\* \* \*

*Análisis de asfalto Barber:*

1.250 toneladas enviadas a Chuquicamata:

Peso específico a 21,5° C.....	1,405
Materias volátiles a 110° C.....	0,81%
Materias bituminosas (Solub. en CS <sup>2</sup> )....	59,25
» orgánicas no bituminosas.....	3,49
Residuos.....	36,45

Análisis del residuo:

Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	15,88%
Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	8,23 »
CaO.....	0,58 »
MgO.....	0,19 »
SiO <sup>2</sup> .....	70,32 »
Indeterminadas.....	4,80 »
<hr/>	
Suma total.....	100%

*Corrosión de una hoja de plomo en solución con cloro:*

Una hoja de 24" por 3" colgada en un estanque electrolítico.

*A (7 días):*

Peso primitivo.....	101,7537 gr.
Peso después de sumerjida 7 días....	97,7705 »
	<hr/>
Pérdida de peso.....	3,9832 gr.
Pérdida de peso por pulgada cuadrada de superficie, en 24 horas.....	0,00395 gr.

*B (4 días):*

Peso primitivo.....	97,7705 gr.
Peso después de sumerjida 4 días....	95,010 »
	<hr/>
Pérdida de peso.....	2,7605 gr.
Pérdida de peso por pulgada cuadrada de superficie, en 24 horas.....	0,00479 gr.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre barniz Bakelite.*

2 cañones de fierro barnizados por dentro i por fuera i colgados en solución durante 5 días.

La solución penetró el barniz i los cañones tenían pintas de cobre.

\* \* \*

*Corrosión de hojas de plomo en solución desclorurada.*

8 libras i 6 libras cada hoja de plomo puro i de plomo duro con 6% de antimonio, colgadas en electro-



litos 60 días i 50 días respectivamente. Se sacaron i limpiaron con acetato de amonio.

	Pb.	Pb-Sb
Area espuesta (ambos lados)		
en pulgadas cuadradas.....	118	96
Tiempo sumerjidas, en días	60	50
Peso primitivo.....	1405,3 gr.	938,7 gr.
Peso final, en gramos.....	1402,8	936,9
Pérdida total en peso, en gramos.....	2,5	1,8
Pérdida total en peso por pulgada cuadrada.....	0,0212 gr.	0,018 gr.
Idem en 24 horas, en gra- mos.....	0,00036	0,00036

Cuando se sacaron las hojas de los baños, tenían una lijera capa de sulfato de plomo. Al pesarlas habían aumentado de 2 i 1 gramos respectivamente.

\* \* \*

*Corrosión de granito de Chuquicamata sumerjido  
7 días en solución a la ebullición (160° F.)*

Análisis de la solución:

Acido sulfúrico.....	12%
Acido clorhídrico.....	10%
Sulfato de cobre.....	3%
Peso primitivo del granito.....	5,7584 gr.
Peso después de 7 días.....	5,6920 »
Peso perdido.....	0,0664 »

El pedazo de granito no parecía haber sido atacado. La corrosión fué sobre los pedazos más chicos.

\* \* \*

*Corrosión de hojas de plomo.*

Una plancha de plomo i otra de plomo con 6% de antimonio, sumerjidas en un electrolito durante 21 días.

	Pb.	Pb-Sb.
Peso primitivo.....	1.209 gr.	937 gr.
Peso después de 21 días.....	1.168 »	812 »
Peso perdido.....	41 »	125 »
% perdido en peso.....	3.39%	13.34 %

\* \* \*

*Efecto de la solución de Chuquicamata sobre durirón.*

Cañón de durirón colocado delante de la bomba para que toda la solución de Chuquicamata pasara por él durante 58 días.

Aparte de dos gramos de cobre metálico depositado en un extremo del cañón, estaba en perfecto estado i no corroído. No hubo diferencia apreciable en el peso.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre Cocoa Matting.*

Ninguno en 12 meses.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre un filtro de madera de «soft pine».*

Dura sus dos años.

\* \* \*

*Efecto de la solución caliente sobre Cocoa Matting.*

En 3 días quedó mala i perdió su consistencia.

\* \* \*

*Efecto de la solución de Chuquicamata sobre una aleación de fierro-silicio.*

Una fuente de fierro fundido de 4" por 6" por 1/2" de hondura, recubierta interiormente con fierro-silicio fundido, se llenó con solución ordinaria de Chuquicamata i se mantuvo durante 15 días. La pérdida fué de 0,05 gramos. La fuente apareció un poco atacada.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Bitumastic enamel».*

Un cañón revestido interiormente con dicha pintura, sumerjido durante 7 días en la solución.

No sirvió para nada.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Matawan Tiles».*

Estos ladrillos de una especie de porcelana se colocan

en la periferia de los baños electrolíticos para evitar el ataque.

En 6 meses estaban en perfecto estado.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Sitting cement».*

Se usó en vez de los ladrillos anteriores. En 6 meses estaba en perfecto estado.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Didier-Mach Stoneware, Cement».*

En 8 días inservibles.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Unglazed Porcelain Tiles».*

Composición de la porcelana.

SiO <sup>2</sup> .....	66,88%
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	27,67 »
CaO.....	Nada.
Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> .....	»

Dura perfectamente.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre «Unglazed red porcelain Tiles».*

Ladrillos para usar al nivel de la solución:



Análisis:

SiO <sub>2</sub> .....	94,78%
Fe.....	0,05 »
CaO (total).....	5,36 »
CaO (no combinada).....	2,53 »
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,27 »
Ba.....	Nada
MgO.....	»

Este cemento resultó malo.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre cañones revestidos con Barber asphalt.*

Cañón de 5" de diámetro i 5' de largo revestido con mastic por la Vulcanite Paving C.<sup>o</sup>

3 semanas en solución. Asfalto en excelente condición i el cañón no había sido atacado.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre revestimiento de plomo i sobre diafragma de goma en válvulas de 15".*

La goma se portó mui bien. El plomo un poco atacado en las esquinas después de servir varios años.

\* \* \*

*Efecto de la solución sobre aparatos Durirón.*

Desclorurador de 2' de diámetro en 11 meses.

Ningún signo de corrosión.



\* \* \*

*Durirón Centrifugal pumps. Bombas centrífugas Durirón.*

3 meses. Absolutamente ningún signo de ataque o desgaste.

La «stuffing box» fué empaquetada dos veces en tres meses.

\* \* \*

GANANCIAS QUE PUEDEN OBTENERSE ESTRAYENDO EL COBRE DE LOS MINERALES, EN ANTOFAGASTA, USANDO COMO REACTIVO EL SULFATO FÉRRICO I ABASTECIÉNDOSE CON MINERALES COMPRADOS.

Los dueños de los grandes depósitos de sulfato férrico natural de Cerritos Bayos pueden beneficiar minerales de cobre de baja lei, construyendo usinas en Sierra Gorda, por ejemplo.

Con \$ 500,000 de 14 peniques pueden instalar dos usinas con capacidad para producir dos toneladas de cobre fino diariamente, en cada una. Esta cantidad de cobre se obtendría comprando los desmontes de las minas que existen en los alrededores de Sierra Gorda. Hai varios grupos de minas, cada uno de los cuales tiene más de cinco millones de pesos en cobre en los minerales de 3,5% de lei arrojados a los desmontes desde tiempos inmemoriales.

Los dueños de estas minas venden dichos minerales al precio de TRES PESOS LA TONELADA.

El acarreo hasta el pueblo de Sierra Gorda, en camiones automóviles, por los buenos caminos exis-

tentes, costaría DOS PESOS por tonelada. Hoi día las carretas que bajan minerales de más de 10% cobran siete pesos por tonelada, debido a que el forraje para las mulas es allí mui caro. La molienda de sesenta toneladas costaría doscientos cuarenta pesos, o sea CUATRO PESOS POR TONELADA. En resumen, la tonelada de mineral molido al harnero de dos milímetros, puesta en la usina en Sierra Gorda, vendría costando DIEZ PESOS, si se estima en un peso el gasto de cargar i descargarla del camión.

### *Reactivo.*

Para estraer el cobre de las 128 toneladas de minerales de cobre de 3,5% se necesitarían 20 toneladas de sulfato férrico natural. El yacimiento donde se encuentra este reactivo dista 5 kilómetros de la estación de Cerritos Bayos, estación vecina a la de Sierra Gorda i situada más arriba que esta última. La extracción del reactivo, en vista de su enorme abundancia, costaría siete pesos por tonelada i su trasporte hasta la estación de Cerritos Bayos lo avalúo en cinco pesos por tonelada debido a que el camino no es tan bueno como el anterior. El Ferrocarril de Antofagasta a Bolivia pide cinco pesos por el trasporte de la tonelada de dicho reactivo desde Cerritos Bayos a Sierra Gorda, por carros completos, a granel. Cargarlo en carros en la primera i descargarlo de los carros en la segunda, costaría un peso por tonelada i otro peso por el trasporte desde la estación hasta la usina en el pueblo mismo de Sierra Gorda.

En resumen, estimando en dos pesos la chancadura del reactivo al harnero de dos centímetros, la tonelada de reactivo vendría costando, puesta en la usina, la

suma de VEINTIÚN PESOS i como se emplearan 20 toneladas diarias, tendríamos un gasto de \$ 420.

El agua la vende el ferrocarril a \$ 1,40 el metro cúbico. Se consumiría diariamente 200 metros cúbicos por los cuales se pagaría \$ 280. La usina quedaría ubicada al lado de la cañería de agua del ferrocarril, de modo que por este capítulo no habría otro gasto.

El mismo ferrocarril vende fierro viejo para precipitar el cobre, al precio de £ 3 la tonelada, o sea \$ 51, a lo que habría que agregar el flete hasta la usina que asciende a \$ 25 por tonelada. A pesar de esto, avaluaremos el gasto de fierro viejo en \$ 240 por dos toneladas que se necesitan en una usina para precipitar dos toneladas de cobre.

El precio del mineral de cobre es de \$ 3 mientras la cotización se mantenga arriba de £ 80 i de \$ 2 cuando el cobre baje de dicho precio.

*Costo de elaboracion de 4 toneladas de cobre contenidas en mayor número de toneladas de «cobre de cemento».*

Estimo que los actuales dueños de yacimientos de sulfato férrico pueden elaborar, por ejemplo, 4 toneladas de cobre al día con el costo siguiente:

Precio costo de toda la materia prima necesaria, puesta en una usina en Sierra Gorda (Estación del ferrocarril de Antofagasta a Bolivia):

128 toneladas de desmonte de 3,5% de cobre, molidas al harnero de 2 milímetros, a \$ 10 de 14 peniques cada una.....	\$	1.280,00
20 toneladas de sulfato férrico, mo-		

lidas a 2 centímetros, a \$ 24 de 14 peniques cada una.....	\$	480,00
200 metros cúbicos de agua, a \$ 1,40 cada uno.....		280,00
4 toneladas de fierro viejo, a \$ 120 cada una.....		480,00

*Lixiviación.*

30 obreros a \$ 8 diarios, cada uno...	\$	240,00
Fuerza motriz, 80 H. P.....		240,00

*Precipitación del cobre.*

12 obreros a \$ 8 diarios, cada uno...	\$	96,00
<i>Administración e imprevistos.....</i>		200,00
Fletes del cemento a Chuquicamata		240,00

---

Total.....	\$	3.536,00
------------	----	----------

Precio de venta de las 4 toneladas de cobre contenidas en mayor número de toneladas de «cobre de cemento» a £ 90 cada una, o sea mil 542,00 pesos de 14 peniques cada una, tomando en consideración el precio actual del cobre.....

	\$	6.168,00
--	----	----------

---

Utilidad diaria.....	\$	2.632,00
Utilidad anual, en 360 días de trabajo.....	\$	947.520,00

De los cálculos anteriores cuya exactitud he verificado minuciosamente, se desprende el gran porvenir que le espera en la provincia de Antofagasta a las Sociedades que se dediquen a la elaboración del cobre.

AQUILES CONCHA S.,  
Ex-alumno de la Escuela «Nationale Supérieure  
des Mines» de Paris

Santiago, Calle Compañía 2473.



---

*Santiago, 19 de Julio de 1917.*

S. E. decretó hoy lo que sigue:

Secc. I.<sup>a</sup>—N.º 1,230.—Vistos estos antecedentes

DECRETO:

Se autoriza al Director de la Escuela de Artes i Oficios para que jire contra la Tesorería Fiscal de Santiago hasta por la suma de tres mil pesos (\$ 3.000) que invertirá en la instalación de una planta hidrometalúrgica con capacidad para beneficiar hasta 300 kilogramos de minerales de cobre en 24 horas, que se destinará a las demostraciones prácticas que hará el Jeólogo don Aquiles Concha para que los alumnos de la Escuela estudien el procedimiento de extracción del cobre de los minerales por medio de la vía húmeda. Ríndase cuenta de la inversión de dicha suma i



dedúzcase del ítem 696 del presupuesto de Industria  
i Obras Públicas.

Refréndese, tómese razon, rejístrese i comuníquese.

—SANFUENTES.—*Alberto González E.*

Lo que trascribo a Ud. para su conocimiento.

Dios guarde a Ud.

M. ASTABURUAGA M.

A don Aquiles Concha.

---

---

SEÑOR MINISTRO:

Respecto a la comisión que el señor Ministro me confirió por decreto N.º 1230 de 19 de Julio, tengo el honor de informar a U. S. que concluí la construcción de la planta hidro-metalúrgica para la enseñanza en la Escuela de Artes. Hice también una demostración i tuve el alto honor de recibir la visita de Su Excelencia el Presidente de la República don Juan Luis Sanfuentes, acompañado del señor Ministro de Industria i de distinguidas personalidades. He apreciado en su verdadero valor el interés con que el Supremo Jefe de la Nación impulsa moralmente estas iniciativas encaminadas a fomentar la minería de nuestro país.

Respecto a la demostración misma, nada tengo que agregar al completo informe que pasó al Supremo Gobierno el ingeniero de la Escuela de Artes i Oficios.

Dios guarde a U. S.

AQUILES CONCHA,  
Ex-alumno de la Escuela Nacional  
Superior de Minas de París.

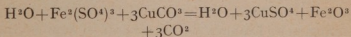
Al señor Ministro de Industria i Obras Públicas.

---

INFORME PRESENTADO AL GOBIERNO SOBRE LOS RESULTADOS OBTENIDOS EN LA PLANTA HIDRO-METALÚRGICA DE PRUEBA CONSTRUÍDA EN LA ESCUELA DE ARTES Y OFICIOS POR EL INGENIERO DON AQUILES CONCHA.

En un tambor jiratorio horizontal (1) colocado a 3 metros de altura sobre el nivel del suelo, i accionado por la trasmisión mecánica de la Escuela (5) se introdujeron 181 kilos de minerales (desmontes) de cobre de una lei de 3,6%, molidos al harnero de 5 milímetros, mezclados con 38 kilos de reactivo «sulfato férrico» molido a 2 centímetros i 270 litros de agua.

El tambor jiró durante 24 horas consecutivas a razón de 16 revoluciones por minuto. Durante este tiempo se verificaron dentro del tambor las reacciones químicas siguientes:



El primer término representa la composición química de las sustancias que se introdujeron en el tambor antes de comenzar la lixiviación. El segundo término representa la composición química de los com-

puestos formados durante las 24 horas que duró la lixiviación. Las reacciones producidas consisten en el ataque del carbonato de cobre (desmontes) por el sulfato férrico, trasformándose ambas sustancias en sulfato de cobre que queda disuelto en el agua i sesquíóxido de fierro que queda en suspensión en la solución.

El anhídrido carbónico del mineral de cobre se escapa en forma de gas.

Después de 24 horas de lixiviación la solución pasó por gravedad a un segundo tambor (2), colocado a dos metros sobre el nivel del suelo. Como al comen-zarse la esperiencia se introdujo en el primer tambor (1) un exceso de reactivo (sulfato férrico), una vez la solución en el segundo tambor (2) se le agregó 2 kilos de mineral de cobre (carbonatos) de alta lei, molidos al harnero de un milímetro, con el fin de neutralizar la solución i consumir menos fierro viejo llegado el momento. En este segundo tambor continuó la lixiviación durante dos horas jirando a razón de 16 vueltas por minuto.

De este segundo tambor la solución pasó por gravedad a una tina de «decantación» (3), situada a un metro de altura sobre el suelo, donde permaneció durante 48 horas.

Apenas vaciado el líquido del primer tambor, se introdujo nuevamente 180 litros de agua con el fin de lavar los ripios, diluyendo así la solución que los impregnaba. Después de hacer jirar el tambor durante media hora, se vació la solución al segundo tambor donde también lavó los ripios i los minerales de alta lei que se habían introducido, por espacio de media hora. El último trabajo de esta solución, fué lavar los precipitados obtenidos en la tina de decan-

tación donde había estado la primera solución. Esa primera solución, una vez decantada durante 48 horas, se vació por gravedad al estanque de «precipitación» (4) donde se había introducido previamente 20 kilos de fierro viejo (latas). La segunda solución que venía lavando los ripios del primer i segundo tambor i los precipitados de la tina de decantación, pasó por último también al estanque de precipitación. La primera solución permaneció 24 horas, después de las cuales abandonó todo el cobre que traía en disolución. Igual cosa sucedió con la segunda solución, la que también abandonó en 24 horas el cobre que traía en disolución. El fierro viejo introducido entró en solución al estado de sulfato ferroso al mismo tiempo que precipitaba el cobre que venía en disolución al estado de sulfato de cobre.

Este cobre precipitado salió con una lei de 79,20% de cobre. La cantidad de fierro viejo consumido fué casi igual a la cantidad de cobre puro elaborado.

Después de 16 horas de funcionamiento del primer tambor, el mineral que había entrado con una lei de cobre de 3,6%, sólo conservaba 0,86% de cobre. A las 20 horas contenía aun una lei de cobre de 0,73% i después de las 24 horas que duró la lixiviación, quedó con 0,50% de cobre, es decir la mitad de 1%.

Si los minerales de cobre hubieran estado molidos más finos, con seguridad se habría obtenido ripios con un porcentaje aún menor de cobre.

La fuerza motriz consumida por un tambor que jire a razón de 16 revoluciones por minuto, con un peso de 50 toneladas de mineral, sería de 30 caballos efectivos aproximadamente.

En resumen, empleando sólo fuerza motriz i mano de obra, se ha producido cobre de cemento de 79,20%,

partiendo de minerales de cobre de 3,6%, reactivo sulfato férrico, agua i fierro viejo. El dispositivo mecánico, para efectuar la hidro-metalurgia, ideado por el señor Concha es de gran sencillez. El procedimiento no emplea ninguna materia prima extranjera.

Estimo que el señor Concha ha dejado demostrada la posibilidad de producir «cobre de cemento» de 79%, partiendo de minerales de 3 a 4% i en forma industrial, pues en Chuquicamata mismo funcionan tambores de 9 metros de largo, que jiran a razón de 8 vueltas por minuto, empleando 50 caballos de fuerza motriz i en circunstancias que solo el tambor pesa 20 toneladas. Estos se usan en la descloruración de las soluciones cupríferas.

Estimo que estas plantas darán excelentes resultados industriales para beneficiar desde 10 hasta mil toneladas diarias de minerales apropiados, con lei superior a 2% de cobre, en rejiones donde exista reactivo sulfato férrico o ácido sulfúrico barato. Siendo naturalmente la utilidad anual tanto mayor cuanto menor sea el costo de la fuerza motriz en el lugar en que han de beneficiarse los minerales.

Dios guarde a US.

(Firmado)—J. GANTES ARESTIZÁBAL.



---

## CONCLUSIONES SOBRE EXTRACCION DEL COBRE DE LOS MINERALES

PRESENTADAS AL SUPREMO GOBIERNO POR EL JEÓ-  
LOGO DE LA DIRECCIÓN DE OBRAS PÚBLICAS DON  
AQUILES CONCHA, EN MAYO DE 1916.

«Señor Ministro:

Tengo el honor de informar a US. que:

Con las experiencias prácticas que he efectuado por orden ministerial en el local de la Escuela de Minería de Santiago;

Con la visita e informe que tuve el honor de presentar a US. sobre la planta beneficiadora de minerales de cobre de la Chile Exploration Company en Chuquicamata;

Después de instalar i hacer funcionar en el último Congreso de Minería en Santiago, la planta modelo que exhibió dicha Sociedad; i

Después de detenidos estudios sobre hidro-meta-

lurjia, ramo en que me he especializado durante muchos años en Europa i en Chile, he llegado a las conclusiones siguientes:

El mejor procedimiento industrial, práctico i económico que se puede adaptar ventajosamente en Chile para estraer el cobre de los minerales apropiados, consiste en la hidro-metalurjia electrolítica, por las consideraciones siguientes:

a) No emplea combustibles sino con determinados minerales i en pequeña cantidad. Cuando se llega a este caso, el carbón de leña es el mejor;

b) Exije fuerza motriz que se puede obtener en Chile económicamente aprovechando la enerjía producida por las caídas de agua que abundan en nuestro territorio;

c) Con las tarifas actuales de compra de minerales i con capitales superiores a \$ 400.000 (cuatrocientos mil pesos moneda corriente) se puede obtener en numerosos centros mineros, una ganancia líquida superior al 100 por ciento (ciento por ciento) del capital invertido en la instalación de la usina o sea un beneficio equivalente a la tercera parte del valor del cobre electrolítico elaborado;

d) En muchísimos distritos mineros, con un capital de \$ 800.000 (ochocientos mil pesos) se puede hacer una instalación para producir dos toneladas de cobre electrolítico al día, obteniendo así una ganancia líquida diaria de 100 libras esterlinas o sea \$ 972.000 anuales (novecientos setenta i dos mil pesos anuales), tomando a 150 libras esterlinas la cotización de la tonelada de cobre electrolítico. Si esta última se cotiza a 90 libras esterlinas, por ejemplo, la ganancia líquida anual sería de \$ 593.200 (quinientos noventa i tres mil doscientos pesos, moneda corriente). En

estos cálculos tomo la libra esterlina a veintisiete pesos;

e) La hidro-metalurjia electrolítica es mui sencilla no necesita obreros especiales i su aplicación industrial es cada día mayor;

f) Su aplicación en Chile reúne mayores ventajas que la fundición de minerales por no necesitar coke ni hulla, por producir un cobre que se puede emplear directamente en la laminación i en toda clase de manufacturas, por permitir beneficiar los minerales al mismo costo que en Europa i porque en su elaboración entran sólo materias primas netamente nacionales;

g) Mientras en mayor escala se haga la explotación, mayor será el interés que obtendrá el capital que se invierta, pudiéndose llegar corrientemente a un beneficio líquido anual de 200 por ciento (doscientos por ciento) i con minas propias i abundantes, como en Chuquicamata, este beneficio puede alcanzar a una ganancia equivalente a las cuatro quintas partes del valor del cobre elaborado, contando la extracción del mineral, el transporte de la mina a la planta de beneficio, molienda i transporte por correas, lixiviación, 10 por ciento sobre la lixiviación por administración i varios, precipitación electrolítica, transporte a puerto, derechos de puerto, seguro, flete a Europa, comisión de venta y amortización.

La Inspección de Minas publicará anualmente, a medida que se efectúe, la monografía minera en las diferentes provincias de Chile, la lista de los centros mineros donde se pueda aplicar ventajosamente la hidro-metalurjia electrolítica.

En el laboratorio que instalará esta Inspección hará, sobre un común de minerales, la determinación

del voltaje i amperaje más ventajoso a que deberán someterse las soluciones provenientes de la lixiviación de minerales de cada centro minero, del rendimiento de la energía eléctrica en la electrolisis i de otros datos científicos i técnicos que pondrán en relieve las condiciones más o menos ventajosas de cada provincia para el beneficio de sus enormes riquezas cupríferas.

El consumo mundial de este metal ha venido aumentando de año en año i estimo que los esfuerzos del Supremo Gobierno por valorizar esta extraordinaria riqueza, serán coronados con el resurjimiento económico del país i de los particulares.

Dios guarde a US.

(Firmado).—AQUILES CONCHA S.

---

NOTA.—El párrafo (d), tomando el peso a 14 peniques, quedaría:

En muchísimos distritos mineros, con un capital de \$ 508.000 se puede hacer una instalación para producir dos toneladas de cobre electrolítico al día, obteniendo así una ganancia líquida diaria de 100 libras esterlinas, o sea \$ 617.000 anuales, tomando a 150 libras esterlinas la cotización de la tonelada de cobre electrolítico. Si esta última se cotiza a 90 libras esterlinas, por ejemplo, la ganancia líquida anual sería de trescientos setenta i nueve mil ochocientos pesos (\$ 379.800).

---

---

## INFORMES

PRESENTADOS POR EL AUTOR, A LA DIRECCIÓN JENERAL DE OBRAS PÚBLICAS COMO INJENIERO DE SECCIÓN, MINERALOJISTA I JEÓLOGO, DESDE JUNIO DE 1912 HASTA DICIEMBRE DE 1916.

*Publicados en el Boletín de la Inspección de Minas:*

Informe sobre los aparatos para descubrir minas i aguadas;

Estudio sobre los esplosivos;

Informe sobre las salinas de Tarapacá;

Mapas en relieve;

Estudio sobre los hornos metalúrgicos;

Apuntes sobre la combustión;

Jeología del Canadá;

Teoría sobre el orijen del petroleo. Usos del petróleo i sus ventajas. El petróleo en Tarapacá;

Estudio comparativo sobre diferentes procedimien-

tos para convertir el cobre negro en cobre comercial;

Informe sobre los procedimientos i dispositivos empleados para aumentar la duración de las maderas;  
Informe sobre la Planta Beneficiadora de minerales de cobre de la Chile Exploration Co. en Chuquicamata.

*No publicados aún:*

Crítica a la elaboración actual del salitre en Tarapacá;

Estudio sobre la contaminación de las aguas subterráneas, de M. Bousquet;

Monografía sucinta de las minas de estaño de Altenberg;

Pozo cerca de Pintados (Tarapacá);

Informe sobre el poder calorífico dado por el salitre a los diferentes combustibles;

Informe sobre la zona Mineral de Sapte (Tarapacá);

Estudio sobre metalografía microscópica;

Informe sobre la posibilidad de irrigar la pampa del Tamarugal;

Informe sobre la zona mineral de Lagunas (Tarapacá);

Monografía minera de Pintados (Tarapacá);

Informe sobre la solfatara «San Antonio de Chaiviri» (Tarapacá);

Informe sobre el mineral de Copaquire o Sindicato Minero «El Tolar de Collahuasi»;

Informe sobre la posibilidad de encontrar petróleo en Tarapacá;

Datos sobre la «Société des mines de cuivre de Collahuasi, La Grande»;

Datos sobre la Compañía minera «Poderosa» de Collahuasi;



- Compañía minera «Tarapacá» de Collahuasi;  
Monografía minera del asiento mineral de Mocha,  
Tarapacá;  
Informe sobre Collahuasi;  
Informe i monografía de las minas de estaño de Zinnwald;  
Procedimientos para la extracción del cobre de los minerales;  
Procedimiento de conservación de la madera.  
Estudio sobre Fotometría;

*Estudios practicados sobre el terreno:*

- Punto para ubicar un sondaje en la pampa del Tamargal, cerca de Huara, con el fin de buscar aguas subterráneas. Se efectuó el sondaje por la Inspección de Minas i a 97 metros se encontró una abundante napa de agua, conforme a lo previsto;
- Puntos para sondajes en Peldehue (Colina). A los siete metros de hondura se encontró una napa de agua artesiana que brotó a más de un metro de altura sobre el nivel del suelo;
- Informe en contra del pretil que se deseaba hacer en el río Copiapó. A pesar de esto, los vecinos lo construyeron. El río arrastró con el pretil;
- Bases sobre la cual se debía ubicar el estanque para agua potable de Hualqui (Provincia de Concepción);
- Peligro de derrumbe, por abertura de grandes grietas en una ladera del río Mulchen, frente a la ciudad de Mulchén;
- Informe sobre las grietas i hundimientos del San Cristóbal;
- Informe sobre el supuesto carbón de Curicó;

Estudios preliminares sobre la zona carbonífera de Angol;

Ha desempeñado también una comisión de carácter reservado del Ministerio de Relaciones Exteriores.

Mientras desempeñó el puesto de Mineralojista tuvo a su cargo la clasificación de muestras del Museo Mineralógico de la Inspección. A indicación del que suscribe se construyó el laboratorio que posee la sección de mineralojía.

AQUILES CONCHA S.,

Ex-alumno de la Escuela Nacional Superior de Minas de París.—Jeólogo de la Dirección General de Obras Públicas



---

## ÍNDICE

	Págs.
Comisión Ministerial.....	5
Minerales.—Su clasificación hidrometalúrgica.....	7
Molienda.—Capacidad i costo de los molinos.....	9
Lixivante.—Ventajas del sulfato férrico.....	10
Tuesta.—Su objeto i hornos para efectuarla.....	14
Dispositivos.....	17
Fierro viejo i horno eléctrico para fundir anodos.....	18
Análisis de cobres de cemento i de anodos.....	21
Análisis de residuos en la refina electrolítica.....	22
Duración de diferentes anodos.....	22
Electrolisis de soluciones diferentes.....	24
Variaciones en el rendimiento de la corriente.....	26
Conclusiones sobre la eficiencia de la corriente.....	31
Factores que influyen en el voltaje.....	32
Efecto de la intensidad en la precipitación electrolítica.....	35
Cuadros i cálculos con intensidades económicas.....	37
Solubilidad de los catodos i electrolisis de soluciones.....	42
Anodos de magnetita.—Su duración, análisis i resistencia....	44
Efecto de la cola animal en el electrolito.....	49
Cloro en la atmósfera del galpón de electrolisis.....	49
Descloruración de soluciones para la electrolisis.....	50
Cálculo de una planta descloruradora.....	57
Filtros i tratamiento del cloruro cuproso.....	58
Electrolisis de soluciones en baños con diafragmas.....	60
Análisis de un diafragma i de soluciones.....	70
Análisis del cloruro cuproso, ensayos físicos de alambres de cobre i volumen de agua para cubrir el mineral.....	73
Clasificadores Dorr usados en la lixiviación.....	75
Cobre i ácido sulfúrico en las soluciones.....	77
Gasto de agua por tonelada de mineral.....	79
Disposiciones adoptadas para la planta lixivadora.....	81

	Pájs.
Dimensiones de las cañerías. Su cálculo.....	82
Evaporación en Chuquicamata.....	84
Cálculo de la elevación de temperatura del electrolito.....	85
Comparación entre la cantidad de ácido i sustancias solubles en la solución i en los lavados.....	87
Ante-proyecto de beneficio de los minerales de Chuquicamata.	87
Lixiviación.....	88
Descloruración de la solución.....	91
Electrolisis.....	93
Elaboración de hojas catódicas de cobre.....	94
Contenido y volumen de las soluciones.....	95
Petrografía del granito de Chuquicamata.....	97
Descripción de los estanques para electrolisis.....	98
Corrosión de diversas sustancias sumergidas en electrolitos.	101
Ganancias que pueden obtenerse estrayendo el cobre de los minerales en Antofagasta, usando como reactivo el sul- fato férrico y abasteciéndose con minerales comprados...	109
Informe presentado al Gobierno sobre los resultados obteni- dos en la Planta Hidrometalúrgica de prueba construida en la Escuela de Artes y Oficios por el ingeniero don Aqi- les Concha.....	117
Conclusiones sobre extracción del cobre de los minerales pre- sentados al Supremo Gobierno en Mayo de 1916.....	121
Informes presentados por el autor, a la Dirección Jeneral de Obras Públicas como Ingeniero de Sección, Mineralojista y Jeólolo, desde Junio de 1912 hasta Diciembre de 1916.	125

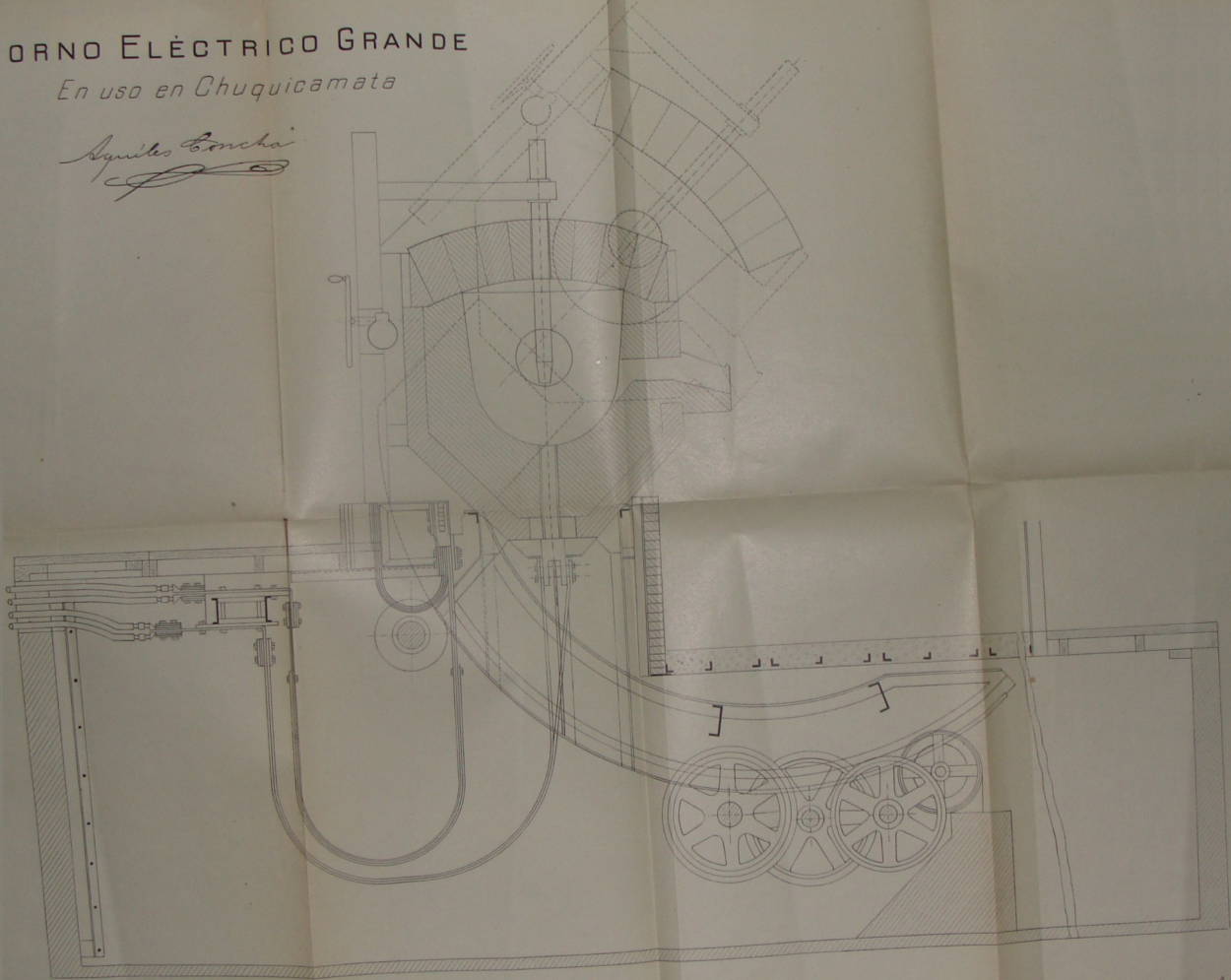


<b>Biblioteca del Congreso Nacional</b>	
Colección Folletos Vol.....	
Sala.....	
Tabla.....	
Obs.....	

# HORNO ELÉCTRICO GRANDE

*En uso en Chuquicamata*

*Aguilón Boncha*





Biblioteca del Congreso Nacional



3 5607 00189 4758

**Biblioteca del Congreso Nacional**

Colección Folletos Vol.....	
Sala.....	
Tabla.....	
Obs.....	