

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Pájs.
Informe jeneral sobre la zona cuprífera de los departamentos de Vallenar i Freirina	3
Procedimiento electrolítico de estraccion del cobre de Greenawalt.....	30
El comercio del carbon en el mundo en 1922.....	46
Procedimientos modernos para fundir metales no ferrosos.....	49
Cotizaciones.....	51

INFORME

jeneral sobre la zona cuprífera de los departamentos
de Vallenar i Freirina ⁽¹⁾

DESCRIPCION ESPECIAL DE LAS MINAS

SEGUNDA PARTE

(CONTINUACION)

Mina «El Cobre»

Situacion i jeolojía.—En una colina que se eleva 200 metros sobre el valle i situada mas o ménos a 20 km. al oeste de la estacion de Viscachitas, en direccion al mineral de fierro de «Algarrobo», se encuentran el pique i las labores de la mina «El Cobre». La parte este i norte de la colina está formada por capas calcáreas; el oeste i la falda sur consisten de roca eruptiva. La colina está atravesada por vetas de fierro cupríferas con potencias hasta de

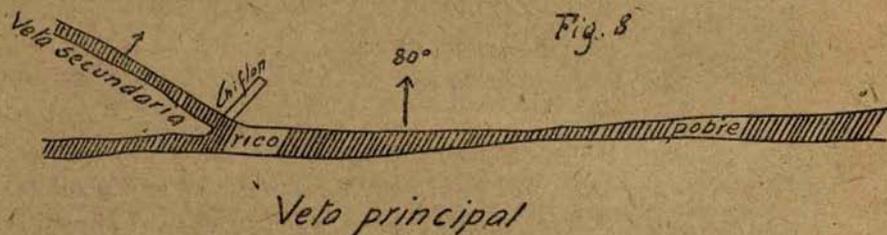
un metro, desde las cuales se ha producido la impregnacion i metasomatosis de ciertas capas calcáreas.

Trabajos.—En las capas calcáreas mineralizadas de potencia de varios metros, se había verificado la explotación a cielo abierto. Ahora estos trabajos sólo son accesibles hasta pocos metros de profundidad i tambien se ha derrumbado el pique. El mineral consiste de limonita, hematita, especularita, siderita, crisocola, malaquita i algo de almagrado. El mineral de cobre está enriquecido en ciertas capas que tienen hasta 1 m. de espesor. Al parecer se ha explotado en parte minerales ricos.

Conclusiones.—No puede verse hasta qué profundidad alcanzan el pique i los laboreos. Pero como la parte inferior de la colina se compone de rocas eruptivas dá la impresion de un trozo levantado de la formacion calcárea. Por eso es de suponer que las capas mineralizadas no alcanzan a mucha profundidad. Es posible que los trabajos se hayan paralizados por haber encontrado con el pique i los laboreos la roca eruptiva. Las vetas de mineral de fierro cuprífero se prolongan tambien en la roca eruptiva, pero no son explotables en esta parte. No puede darse una idea mas exacta por falta de informaciones sobre los trabajos ya hechos.

Mina Perdices

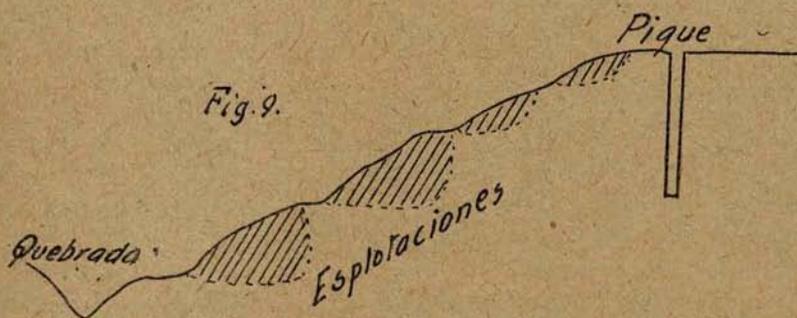
Mina Noroeste.—Cerca de 500 metros encima del valle i a algunos km. al norte del mineral de fierro «Algarrobo» se encuentran en tres puntos los cateos i laboreos de la mina «Perdices». De estos laboreos los mas occidentales, que son los inferiores, se encuentran en el afloramiento de una veta que corre de N. a S. con una fuerte inclinacion hácia el Oeste. La veta tiene una potencia de 0,5 a 2 m. i se compone de cuarzo ferrujinoso coloreado por malaquita i crisocola, habiendo tambien limonita i algo de almagrado. Donde esta veta se cruza con otra en ángulo agudo hai un enriquecimiento. (Véase Fig. 8). Por lo demas, el mineral es de mala calidad. Los trabajos



se extienden en un largo de 100 m. Mas allá el afloramiento está cubierto por rodados. 400 a 500 m. medidos en corrida mas al Norte, hai en el terreno un corte natural de varios centenares de metros de profundidad, desde el cual se podria llevar un socavon en la veta, en caso que se encuentre el afloramiento.

to de la veta en esta quebrada. Esto abarataria el reconocimiento i la explotación. El panizo es diorita.

Mina del Centro.—En una falda mui escarpada que mira hácia el norte, 500 m. al S. E. de la última mina puede verse laboreos con grandes desmontes. Estos laboreos se encuentran en el afloramiento de una veta vertical de cobre que tiene rumbo N. N. E-S. SO. i potencia variable i se extienden en un largo de mas o ménos 300 m. La magnitud de los desmontes indica que los laboreos deben alcanzar bastante profundidad; pero no se puede identificar un socavon propiamente tal, es decir, hecho con el objeto de hacer una explotación racional. Pero en la parte alta de la falda se ha profundizado un pique que ahora está derrumbado. (Fig. 9).



La veta alcanza a potencias de 2 m.; en partes se angosta hasta pocos centímetros; la roca encajadora es diorita mui descompuesta i siempre está fuertemente mineralizada en un espesor de a lo ménos 1 metro. En algunas partes la veta tiene ramificaciones a pocos metros unas de otras i cuya union con la veta principal muestra siempre una potencia superior i minerales mas ricos que la veta misma. El mineral se compone de limonita, hematita, espato de fierro con crisocola, malaquita i en partes almagrado. Los desmontes contienen solamente minerales pobres porque ya han sido palaqueados varias veces. Las partes accesibles de la veta sólo muestran minerales pobres porque tambien aquí se han estraído las partes mas ricas. Sin embargo, los laboreos i desmontes dejan la impresion que aquí se ha explotado buen mineral.

Como el cuarzo ferrujinoso tiene el aspecto de contener oro, se sacó una muestra y se ensayó, pero dió resultado negativo.

Aquí todas las circunstancias nos inducen a una explotación por socavon. Desde la quebrada al E. se podria llevar un socavon de 200 a 300 m. de largo, socavon que se encontraria a 70 m. debajo de los trabajos mas profundos i a 150 m. debajo del pique. Con esto se podria seguir la veta tambien hácia el otro lado de la quebrada, donde quizás por los rodados no se puede ver el afloramiento i por lo tanto tampoco existen trabajos.

Se podría pensar una exploración por medio de pique solo si se quisiera trasportar el mineral a la falda superior que conduce al mineral Algarrobo, para llevar los minerales por medio de andarivel al ferrocarril en proyecto.

Peró tambien en este caso será necesario el socavon para reconocimiento, desagüe i ventilación. (Fig. 10).

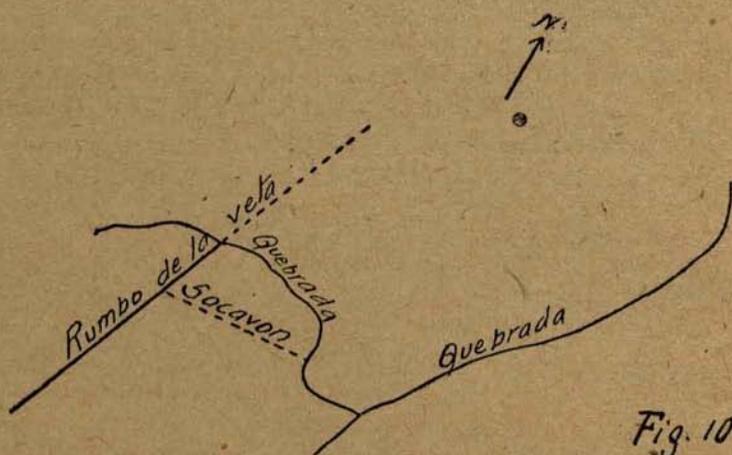


Fig. 10.

Mina del Sureste.—Como 300 m. hácia el sur, en la dirección de la corrida de la veta descrita se encuentra un pique que empieza en una falda escarpada i, que a juzgar por el desmonte, parece tener como 30 m. de profundidad. Los trabajos se paralizaron a causa del derrumbamiento del pique, que estaba sin enmaderación i que sepultó para siempre a un trabajador. Tambien aquí se ha reconocido minerales, al parecer de buena lei, pero la veta tiene solo algunos decímetros i va acompañada con impregnaciones de las cajas.

El hecho que la veta de la mina principal todavía aquí, a una distancia de 300 m., se ha encontrado con buenos minerales debe considerarse como un indicio favorable para la perspectiva de reanudar los trabajos.

El Cóndor

La mina «El Cóndor» está situada en la quebrada del mismo nombre a mas o menos 50 km. al Este de la estación Domeyko. Los trabajos se reducen a un socavon de 70 metros i de un pique de 15 m. de profundidad. El pique se ha profundizado en la falda 20 m. mas arriba de la boca del socavon. En el frente del socavon se ha alcanzado una veta de 0.30 m. de espesor que tiene una inclinación fuerte hácia el sur. El relleno de la veta se compone de cuarzo i pirita de fierro. El pique está profundizado en una veta que tiene una potencia de 0.50 m. i cuyo relleno se compone de cuarzo ferrujinoso de

color café. La roca encajadora está ricamente impregnada de silicato de cobre i tambien de carbonatos de hasta una distancia de la veta de 1 m. especialmente en el pendiente. Solo se ha explotado una parte pequeña de la veta. El desmonte del socavon no contiene minerales. Aparentemente el socavon no ha encontrado la veta buscada, porque en él no se encuentran minerales de cobre.

Agua hai suficiente en la quebrada; pero ántes de pensar en utilizarla hai que comprobar la existencia de una cantidad suficiente de mineral. La situacion es poco favorable debido a estar distante del ferrocarril i tener difícil acceso. Además por ser el yacimiento de poca importancia, presenta la mina pocas expectativas para reanudar los trabajos.

Manque

El camino de Domeyko a El Cóndor pasa al N. O. de dicha mina por un grupo de cerros llamado «Manque», que consiste de porfiritas atravesada a veces por grietas, a lo largo de las cuales se ha producido una impregnacion de minerales de cobre, principalmente silicato, que tiene potencias de hasta 1 m. Los pocos cateos no son suficientes para juzgar la importancia del yacimiento; pero en vista de su situacion arriba en los cerros i de la escasez de agua en las cercanías, la calidad del mineral no es suficientemente buena para poder explotarlo.

Las Breas

Las Breas era una fundicion situada a 25 km. al S. E. de la estacion del ferrocarril longitudinal «Viscachitas» con el cual está unido por un camino carretero. Aquí se beneficiaba hace 30 años los minerales del «Orito» (a 20 k.) mina de la cual vivian 400 obreros, mientras que en las Breas trabajan 200. A unos 100 m. de la fundicion se encuentra a lo largo de un filon eruptivo un yacimiento de contacto de potencia media de mas o ménos 1 m., que se compone de cuarzo i de mineral de fierro con algo de cobre. Este yacimiento i además otras dos vetas cercanas servian de reserva cuando no llegaban cantidades suficientes de mineral desde el «Orito». Son sin importancia. De la fundicion solo han quedado ruinas, i los trabajos en los yacimientos estan aterrados.

Orito

Situacion.—El grupo de minas «Orito» está situado en un cerro que se eleva casi hasta 3,000 m. de altura sobre el nivel del mar. El «Orito» dista mas o ménos 41 km. de la estacion del ferrocarril mas cercana i está unido a esta

por un camino carretero. La roca de la rejion muestra con sus bloques redondeados i con su desgregacion en capas concéntricas las formas de descomposicion del granito o de la grano-diorita.

Los trabajos.— 30 años atras se trabajaba aquí una docena de minas. En mi visita solo pude ver 6 hombres (Noviembre de 1920) que pirquineaban en algunas partes mejores de las pertenencias «Carmen Bajo» i «Carmen Alto». El mineral se estrae en cachos; lo grueso es escojido a mano i lo fino es separado por harneros. La casa de máquinas tiene un motor de petróleo que solo se pone en marcha de vez en cuando i que se utiliza como máquina de estraccion. Existe tambien un plantel de concentracion mecánica, en la cual se concentraba mineral de un promedio de 6% hasta un 19%. Los gastos eran de \$ 25 por tonelada trabajada. Actualmente no está en uso i se encuentra en mal estado.

Los piques de «Carmen Alto» i de «Carmen Bajo», distan uno del otro 100 m. i ámbos se hallan en la falda escarpada del cerro. La pertenencia «San Pedro» se encuentra en la misma falda mas hácia el N. i está limitada por la «Mina Blanca» en el otro lado de la quebrada. Las dos últimas i algunas situadas mas al N. de la «Mina Blanca» se encuentran llenas de agua, mientras que en los piques de Carmen situados en mayor altura se puede entrar hasta 120 m. de profundidad.

Todas las minas nombradas están en la misma veta. 300 m. al E. corre otra veta, en la cual solo se han trabajado minas pequeñas, que actualmente todas están de pára. Además dicen que hai algunas vetas que cruzan las dos principales con un rumbo de E.-O. produciendo en los cruces enriquecimientos, como sucede en las pertenencias «Mina Blanca», «San José» i «Portezuelo».

Los yacimientos.— La veta principal del «Orito» tiene rumbo N.-S. e inclinacion parada hácia el O. Su potencia varía entre 0,5 i 2 m. i tiene una estension en corrida de varios km. En los niveles superiores el mineral consiste de silicatos i carbonatos que a poca profundidad se trasforman en minerales de cementacion. En la parte ahora accesible (120 m.), estos últimos ya se encuentran mezclados con piritas. A una profundidad alcanzada de 200 m., segun asegura el administrador, todavía existen minerales buenos. Una muestra procedente de ese punto consistia en una mezcla de pirita de fierro i chalcopirita en partes iguales. La ganga es cuarzo i espato de cal. La explotacion alcanza a esta profundidad a lo ménos en la parte rica 100 m. de largo, distancia que existe entre los dos piques Carmen; el pique solo tiene 150 m. de profundidad (segun datos proporcionados por el administrador). Se nota en el interior de la mina que las partes mas pobres i angostas no se han trabajado. Hácia el Norte del pique «Carmen Bajo» i hácia el Sur del pique «Carmen Alto» se ha avanzado en los trabajos sólo 50 m. a causa de la pobreza de la veta. Igualmente se ha trabajado poco la pertenencia «San Pedro» por ser mui angosta la veta. Pero dicen que el pique «Mina Blanca»

está en mineral bueno a pesar de que aquí en las otras minas situadas mas abajo, la pirita ya empieza a los 30 m. de hondura.

Perspectivas.—Debido a la falta completa de planos e informes solo se puede tomar como base para un juicio los datos anteriores que provienen en parte del administrador de la mina «Carmen». Las minas de «Orito» son un caso en que no se comprende porque no se han trabajado por socavones. En la pertenencia «San Pedro» se habia empezado a correr un socavon en la veta pero los trabajos se paralizaron; el porqué no se pudo averiguar. Desde el oeste, en direccion casi normal al rumbo de la veta, se podria, dado el declive abrupto de la falda, llegar hasta la veta con 500 m. de socavon, quizas 300 m. debajo de la roca del pique «Carmen». Este socavon subsanaria todas las dificultades de extraccion i desagüe. Siguiendo en corrida por la veta se podria desaguar tambien los piques vecinos i reconocer al mismo tiempo la veta en toda su estension. Cierto que el clavo rico de la veta se ha explotado; pero una veta en tal estension en corrida tiene mas de un clavo rico, i si es cierto que a los 150 m. todavia se encontraron minerales buenos, entónces no será sin perspectivas una reanudacion de los trabajos bajo nuevas condiciones, como ser reuniones de las principales minas i preparacion mecánica de los minerales a la salida de la boca mina principal, en la que se debe concentrar todo el mineral extraido. La quebrada no lleva mucha agua, pero se podria sacar de las minas, de modo que abasteciera a la concentracion si se acumulaba i se usaba prudentemente. Como fuerza motriz habria que tomar en cuenta el petróleo. Para un trabajo en pequeña escala ya no hai base. Naturalmente deberán hacerse estudios detenidos, ántes de empezar los trabajos: mensura exacta de las labores i levantamientos jeológicos.

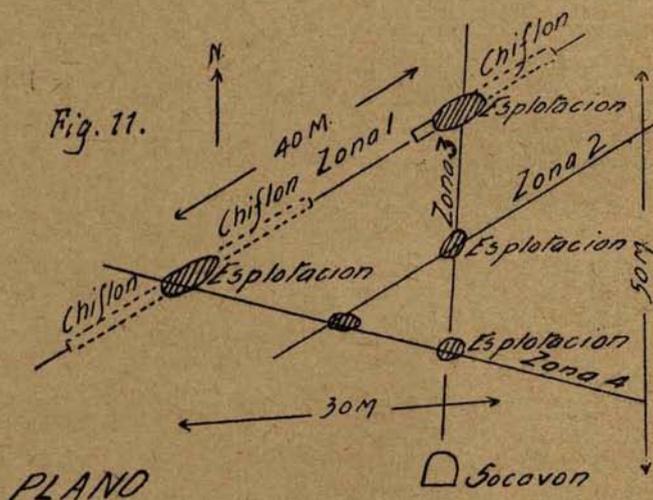
Manto Verde

En un paraje montañoso de difícil acceso se encuentra en la porfirita i en la caliza una série de impregnaciones cupríferas, que en varios puntos fueron objeto de trabajos de reconocimiento i explotacion. Ellas distan alrededor de 4 horas a caballo hácia el naciente de la estacion Agua Amarga del ferrocarril longitudinal.

La «San Luis» es la mina mas al poniente i en una capa calcárea i impregnada de 3 ms, tiene trabajo que abarca una estension de 20 ms, de largo por 10 a 12 m. de hondura. Las labores están parcialmente aterradas. En la cancha hai unas 70 toneladas de mineral de 6 a 7% i algunos centenares de toneladas de desmontes que probablemente contengan 2% de cobre.

En la pertenencia «Santa Teresa» a unos 70 m. mas al E. i 100 m. al S. E. existen cateos en un yacimiento de la misma naturaleza; pero no hai trabajos de explotacion.

La mina principal de este grupo es «Manto Verde» que se halla a 1 km. mas al S. E., en la falda escapada N. de la quebrada principal de la rejion. Allá la roca es porfirita que aparece atravesada por grietas desde las cuales provinieron impregnaciones, que constituyeron zonas mineralizadas de varios metros de espesor. En las tres o cuatro zonas principales que existen, especialmente en los cruzamientos, se encuentran los trabajos de reconocimiento i explotacion. El cróquis adjunto (Fig. 11) muestra la posicion de las zonas i el laboreo que se ha desarrollado en un terreno de 50 por 30 m.



Partiendo de un corto socavon, la explotacion continua hasta 50 m. de profundidad, por dos zonas impregnadas, hasta llegar a los planos aterrados. (Véase Fig. 12).

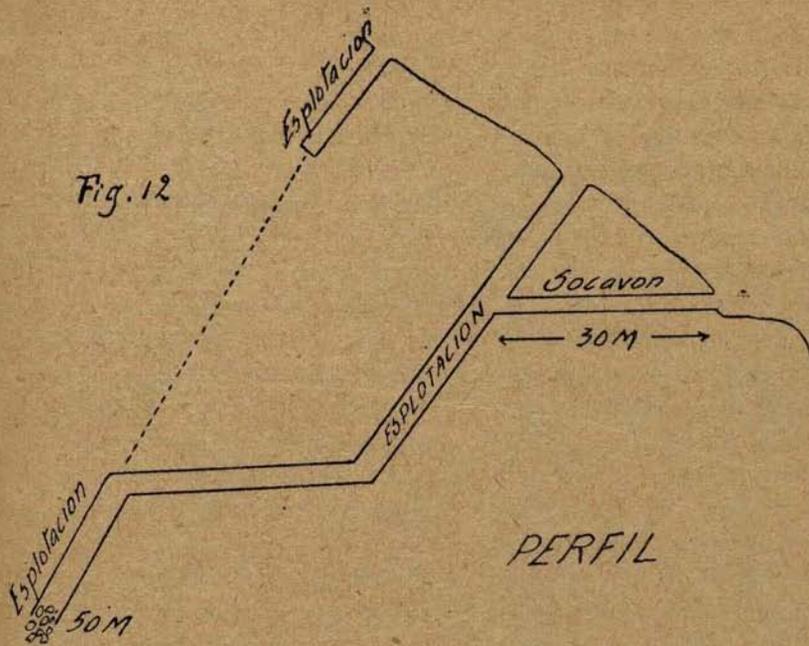
Los trabajos superficiales al N. del socavon alcanzan una profundidad de 10 a 15 m.

Los cateos mas al O. i N. de las explotaciones mencionadas ponen a la vista solo minerales pobres. En los niveles cercanos a la superficie los minerales de la mina son de color, pero a los 30 m. de profundidad ya empiezan a aparecer: chalcosina, bornita i algo de cuprita. Unas 600 toneladas de mineral que se halla en cancha, puede tener 6% de cobre.

Segun dicen, en la direccion S. E. de la mina i en un terreno mas alto existen otras minas de menor importancia que no pude visitar.

Minerales Carrizo i Remolinos

En mi viaje que hice a «Manto Verde» pasé por estos minerales, que se hallan en rejiones de rocas notablemente metamorfoseadas i de frecuentes perturbaciones tectónicas en la estratificacion, fenómenos mui favorables



para la mineralizacion. La formacion se compone de estratas mesozóicas: calizas, areniscas i capas porfíricas atravesadas en muchas partes por filones de roca (porfiritas, diabasas, pórfidos i dioritas) i por grietas. Las calizas en partes son trasformadas a epidota o se hallan silificadas. A menudo tambien la porfiritita toma un color verdoso causado por la epidota, la cual es un producto de la metamorfosis de contacto. Las minas Remolinos i Carrizo son conocidas como antiguas fuentes de gran riqueza. Ademas, cerca de la última mina de plata se encuentra un buen número de yacimientos de cobre, mantos i vetas, i algunas vetas piritosas de 5 a 6 m. de potencia.

Aunque no se me encargó visitar dichos minerales doi las observaciones recojidas en mi pasaje por esta rejion de buenas espectativas.

Los Camarones

Situacion i Jeolojía.—Este grupo de minas se halla a 22 km. al S. E. de Vallenar i está unido a ella por un camino carretero. Del ferrocarril dista 9 km. Por estar situada en la falda de un cerro se prestan para una esplotacion por socavones. El panizo es diorita atravezada por un grupo de vetas paralelas i cercanas una de otra que corren de SE. a NO. La veta principal, de fuerte inclinacion hácia el S., tiene una potencia de 1 a 2 m. En partes, como por ejemplo, al Este del pique «Marquesa» aumenta la potencia hasta 4-5 m., posiblemente orijinado por un cruzamiento o por union de la veta

principal con algunas de sus ramificaciones que la acompañan en partes. La zona de bronce, según dicen, ya empieza a los 70 m. i a juzgar por los trozos del desmonte, el mineral se compone en esta zona de una mezcla de calcopirita i espectralita con cuarzo i anfíbola como ganga. En la zona de cementación, se dice que se han explotado sulfuros ricos. Las vetas vecinas son menos potentes i mas pobres.

Trabajos.—En la veta principal se han trabajado 5 minas, mientras que solo una se ha trabajado en una veta secundaria. La mina principal «Marquesa» tiene un pique de 270 m. de profundidad, con máquina de extracción a vapor. Hasta esta profundidad la mina que es la mas importante está explotada como se dice. Las minas «Carmen Bajo», «Carmen Alto» con un pique de 160 m., «Lepidia» con un pique de 100 m. trabajan con malacate a caballo. Todas a escepcion de «Carmen Bajo» están comunicadas por dentro de la veta. Actualmente están inundados todos los piques e inaccesibles.

En la colina próxima en dirección al sur se han encontrado i cateado desde algunos años, vetas que tienen buenos minerales, pero cuyas vetas, potencias solo son de 0,5 a 1 m.

Perspectivas.—Sin informes sobre el resultado de los trabajos antiguos, i sin planos no es posible dar una opinion acertada sobre este grupo. Pero dadas las condiciones geológicas no hai razon para que no diera resultados favorables la reanudación de los trabajos con otros métodos; i reuniendo todo el grupo para explotarlo por socavones i usando concentración, etc. La veta principal de casi 1 km. de largo i algunas vetas secundarias, que se reconocerian por cortadas, seguramente contendrán todavía grandes cantidades de mineral aprovechable. Hai otros grupos de minas en la vecindad, todas podrian juntarse para un establecimiento comun de beneficio en el valle cercano del Huasco.

Las Porotas

Pocos kilómetros al Este de Vallenar en algunas faldas situadas al norte del valle del Huasco se encuentran varios cateos distantes unos de otros algunos kilómetros i que oimos designar con el nombre de «Las Porotas». En el cateo de mas al este se han reconocido impregnaciones pobres que aparecen a lo largo de dos grietas en la porfirita i en el de mas al oeste, una veta ferruginosa tambien en la porfirita que contiene algo de cobre i aparece mas potente a causa de la impregnación aunque débil de las cajas. La veta se ha trabajado en el afloramiento en un largo de 10 m. i hasta una profundidad de 5 m.

Los trabajos principales se encuentran mas arriba en la falda i consisten en dos escavaciones de mas o menos 10 m. de profundidad i de largo reducido. Ademas hai dos calicatas. El objeto de los trabajos era explotar las impreg-

naciones pobres que se encuentran a lo largo de dos grietas que corren de N. E. a S. O. e inclinan fuertemente hácia el S. E.

Nauches

Situacion i Jeolojia.—El mineral de «Nauches» en panizo granítico, se encuentra a 75 kilómetros al E. N. E. de Vallenar i mas o ménos 40 kilómetros al S. de la estacion Merceditas final del ferrocarril. El mineral se compone de cierto número de minas que se dividen en dos grupos; se trabaja en vetas poco potentes con espesores hasta de 30 cm. que tienen diversos rumbos e inclinaciones, i a lo largo de las cuales se ha ido impregnado tambien la roca encajadora. El relleno cuprífero de las vetas consiste de un material ferruginoso, a veces cuarzoso i a veces calcáreo, i de trozos de roca encajadora descompuesta. Arriba el mineral es, como en todas partes, silicato i carbonato de cobre, mas abajo consiste en calcosina i calcopirita que tambien pueden encontrarse entrelazados con la roca de la caja. La zona primaria, con pirita de fierro, empieza por término medio a los 70 m. de hondura, segun nos ha dicho un minero de esta rejion. Por lo jeneral el mineral es pobre, salvo cuando se concentra en algunos nidos mas ricos. Actualmente hai tres mineros que trabajan tales nidos, en aquellos puntos que no necesitan muchas perforaciones ni tiros costosos. Tampoco la cantidad del mineral es grande, correspondiendo a la poca potencia de las vetas.

Trabajos.—El nombre de las principales minas de los dos grupos son, empezando desde arriba del cerro hácia el valle, «Compañía», «Carmen Alto», «Carmen Bajo», «San Juan», «Torre Blanca», «Blanca Torre», «Jerónimo» i «Andacorro». El grupo Sur se compone de «Manto Rosario», «Santa Rosa» i «Purísima». La última está al otro lado del valle i se trabaja en grietas de impregnacion que corren en la direccion S. N., con inclinacion suave hácia el O. Especialmente se ha trabajado un cruce de vetas. «Santa Rosa», situada en el valle, mas abajo de «Purísima», trabaja una veta que tiene rumbo E. O. i que tambien pasa por la mina Purísima. Esta veta tiene una potencia de 50 cm. i está inclinada fuertemente hácia el N. Los afloramientos observables tienen aspecto pobre.

La mina «Rosario», situada en la colina mas próxima que hai en la direccion S. E. tiene una pequeña cantera para explotar los nidos i depositaciones de forma irregular, que contienen minerales con lei de 6 a 12%. Parece que aquí se cruzan algunas grietas de impregnacion; sin embargo la zona impregnada puede ser mas grande de lo que parece, porque hai síntomas de muchas perturbaciones tectónicas i de fuerte mineralizacion en las cercanías. Siendo poco favorables las condiciones locales, resulta que la única mina en que se puede recomendar trabajos de reconocimiento es «Rosario».

Mina Dolores

Situación i Jeología.—Se encuentra situada a 25 kilómetros al Sur de la estación Merceditas i a un kilómetro al Norte de la hacienda «La Barranca», en un paraje montañoso. El panizo se compone de grano-diorita i andesita anfibólica, atravesadas por vetas mas modernas de pórfido de color claro. Casi en la misma dirección, pero no paralela a los diques corre la veta que contiene minerales de fierro i cobre.

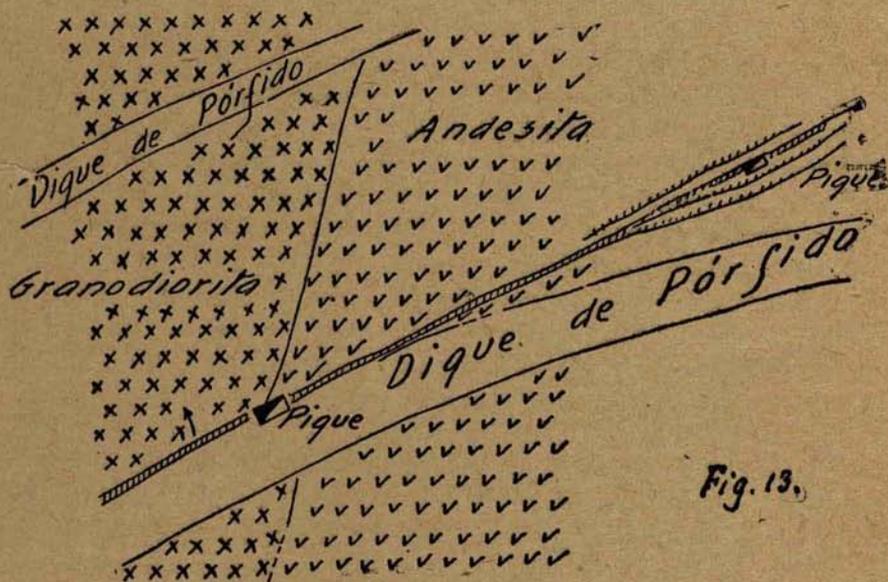


Fig. 13.

Esta veta alcanza en partes potencias de dos metros i tiene una inclinación de 60° hácia el noroeste. Precisamente en el límite de las tres rocas, es decir donde un dique cruza el límite de la grano-diorita i la andesita se ha profundizado un pique, encontrándose aquí la parte mas rica que probablemente se ha formado por contacto. En la dirección Sureste, la veta se ramifica parcialmente pero su afloramiento desaparece en la falda de la loma siguiente a una distancia de 500 m. del pique principal. En dirección opuesta (Noroeste), la veta tiene mayor extensión i existen ahí varios trabajos. Por los trozos encontrados en el desmonte, el mineral del término del pique se compone de una mezcla de specularita i calcopirita, mientras que en los niveles superiores se han explotado, según se dice minerales ricos de cementación.

Trabajos.—El pique principal tiene según dicen una profundidad de 240 m. Desde el pique se han explotado 50 m. de la veta en dirección S. E. i

100 m. hácia el N. O. En un lugar en que la veta muestra varias ramificaciones se ha profundizado un pique que está situado como a 150 m. mas abajo que el pique principal i 300 m. al S. E. Todavía mas al S. E., en la quebrada se ha corrido un socavon de mas o ménos 50 m. de largo, pero en direccion errada de modo que no se encontró la veta. Ahí mismo se está trabajando un chiflon nuevo, que ha dado con una rama pendiente de la veta. Mas conveniente que usando piques para hacer aquí reconocimientos es emplear socavones, que resultarian mas baratos. (Véase figuras 13, 14 i 15).

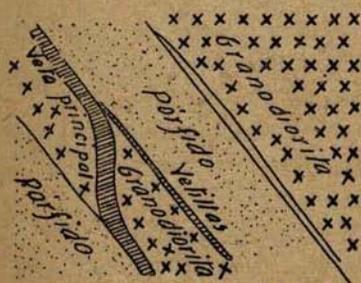


Fig. 14.

Perfil arriba del pique nuevo.

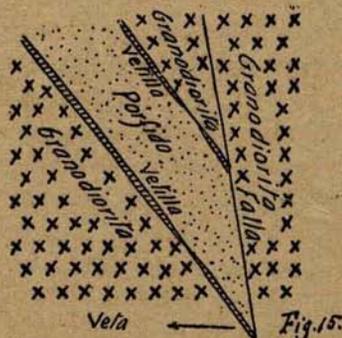


Fig. 15.

Perfil en el pique auxiliar.

La mina presenta, especialmente para un jéologo, problemas interesantes pero cuya solucion demandaria un tiempo mayor que las pocas horas que tuve yo para estudiarlo. Tambien son necesarios para un juicio sobre el yacimiento los resultados de los trabajos hechos hasta ahora.

Los mantos de Algarrobito

Situacion.—Se encuentran a seis horas a caballo hácia el Este de la estacion «Punta de Diaz», i a pocos kilómetros al norte del ferrocarril Carrizal Yervas Buenas (actualmente de pára), cerca de una estacion antigua, en una rejion montañosa escasa de agua i leña.

Jeología.—La inclinacion fuerte hácia el E. de las capas calizas que componen esta rejion corresponde al rumbo N. S. de estas mismas capas. La caliza se encuentra destrozada por erupciones de la porfiritita, que atraviesa los estratos en forma de filones, cubriéndolas en partes o rompiéndolas de modo que se han formado cuerpos de capas calizas separados por roca eruptiva, como se observa en la segunda colina al O., de los trabajos principales. Las capas calcáreas, especialmente los trozos que están separados se encuentran atravesadas por muchas grietas, a lo largo de las cuales se han formado imbragnaciones i fenómenos de metasomatosis. Las grietas i vetas,

estas últimas con cuarzo ferruginoso, también se prolongan por la roca eruptiva; pero allá son pobres en cobre i tampoco han producido impregnaciones tan ricas en la porfirita como en las calizas. En las pertenencias orientales se encuentra las calizas en masa compacta i no se encuentran tantas grietas de impregnacion como mas al O. donde los cruces de varias vetas han producido, en partes nidos muy ricos de minerales que han sido explotados a cielo abierto. Por eso podemos, por lo jeneral esperar hácia el O. minerales mas ricos debido a la roca eruptiva que divide el terreno por todas partes; mientras que en el E. que es ménos accidentado, el agrietamiento es menor i por esto también las cantidades mineralizadas no pueden ser muy grandes. Las calizas como la porfirita está en parte fuertemente epidotizada lo cual se observa frecuentemente en los yacimientos cupríferos.

Trabajos.—En muchas partes se han explotado superficialmente desde el afloramiento las partes mas ricas, pero no se han internado mas de 30 m. Los trabajos principales se encuentran en la pertenencia «Merceditas», donde todavía se observan ruinas de algunos ranchos. En la próxima loma, al E. de Merceditas se ha escavado un corte de 20 m. de largo i diez de profundidad, siguiendo una grieta en la cual la caliza está impregnada en un espesor del 2 a 3 m. Debido a la existencia de una sola grieta i de la impregnacion muy regular el yacimiento da la impresion de una veta. Al O. de «Merceditas» se han hecho algunos pocos cateos en vetas cupríferas que atraviesan la porfirita; pero solo se encuentran minerales pobres.

Conclusion.—La calidad del mineral que consiste de impregnaciones de silicato i carbonato, no es buena i solo corresponde a pocos por cientos de Cu.; en algunas partes mas ricas se encuentran mejores leyes. La cantidad es muy difícil de apreciar por lo removido que están las calizas debido a la erupcion de la porfirita i porque no se sabe hasta que profundidad alcanzan los diversos trozos de las calizas mineralizadas. Para hacer una cubicacion mas o ménos segura, es preciso hacer una série de sondajes.

Si todas las partes mineralizadas estuvieran juntas de modo de formar un yacimiento compacto, explotable a cielo abierto, entonces tendria buena expectativa un trabajo en gran escala, única forma de trabajo aplicable por ser los minerales pobres. Pero como las zonas de impregnacion están separadas, i como por esto no se puede centralizar la explotacion, una instalacion grande seria de éxito dudoso.

Mina Paico

Situacion i Jeología.—Está situada a los piés de un grupo de colinas fácilmente accesibles, a una distancia de 8 kilómetros de la estacion Punta de Díaz, en direccion al oeste, i en una rejion muy escasa de agua. Un cómodo

camino carretero une la mina con la estacion. La colina se compone de roca eruptiva de color gris azulejo atravesada cerca de los trabajos principales por una serie de vetas cuyos afloramientos se reconocen por su coloracion rojo-café. El rumbo de la veta principal es de N. O. a S. E., su inclinacion hácia el S. O. es muy fuerte. La mina parece estar ubicada en un cruce de vetas; en todos los alrededores se ven partes ferruginosas que hacen suponer la presencia de otros afloramientos. Los afloramientos mismos no tienen la coloracion que indica la presencia de cobre; el cobre aparece a algunos metros de profundidad. La veta principal tiene en el afloramiento un espesor de 1 a 2 m., pero se ensancha mas abajo, i segun dicen, alcanza espesores de hasta 10 m. Habria que ver si esta potencia se mantiene o si solo es el efecto de un cruce.

Trabajos.—El yacimiento está reconocido en corrida en poca estension sólo hasta 60 m. a contar del pique, que segun dicen, tiene una profundidad de 130 m. El pique es accesible hasta 70 metros mas o ménos. Sin embargo sólo descendí hasta los 30 m. por considerar demasiado peligroso bajar por las escaleras viejas i semi-podridas. A esta profundidad se ha trabajado hasta 25 m. a ámbos lados, i dicen que a los 60 m. hai 30 i a los 70 m. de profundidad hai 40 m. trabajados en direccion lateral. Ya a la profundidad de 30 m. se encontraron piritas. La zona del mineral de color alcanza hasta los 20 m. En el tercer nivel a los 70 m. de profundidad la potencia es de 6 m., segun me informaron, i el comun de los minerales tiene la siguiente composicion:

Cobre.	2.2%
Azufre.	32%
Oro	4 gr. por tonelada.

Otra muestra de esta profundidad ha dado, segun informe oral de un ingeniero que visitaba la mina, el resultado siguiente:

Ca Co ^o	12%
Cu.	2 a 3%
S.	28 a 30%
Fe.	40%
Au.	4 a 7 gr. toneladas.

Segun el mismo informante el mineral mejora con la profundidad, alcanzando a tener 6 a 8% en cobre. El mineral del desmonte se compone de pirita i calcopirita mezclados en trozos, i entrelazados con cuarzo i anfíbola fibrosa.

En las cercanías del pique existen unas pocas escavaciones de cateo, pero están derrumbadas. No existe ningun otro trabajo de reconocimiento en el afloramiento.

Conclusiones.—Por lo visto el contenido en cobre de los minerales es bajo en toda la mina, de modo que no se la podría tomar en cuenta o, a lo sumo en segundo lugar, como mina de cobre. Pero como parece haber grandes cantidades de pirita, se podrían explotarla si estudios mas detenidos, especialmente sobre la potencia i estension hácia el sur de la veta, dieran resultados favorables. Los datos que proporcionan los mineros sobre los reconocimientos de la mina, ahora inaccesibles, son poco seguros i contradictorios, i no se podrá dar un juicio definitivo ántes de visitar toda la mina también en las partes que en la actualidad no son accesibles.

Calaveras

Situacion. Jeolojía. Yacimientos.—En las colinas de una rejion sin agua situada a 12 kilómetros al este de la estacion Chacritas del Lonjitudinal i a 40 kilómetros al norte de Vallenar se encuentra Calaveras. La mina debe su nombre a un grupo de rocas de las cercanías que semejan calaveras debido a fenómenos de corrosion atmosférica. Los cerros formados de rocas eruptivas modernas están atravesados en dos direcciones por filones aún mas modernos, cuyos afloramientos ferrujinosos de varios metros de ancho se pueden seguir a menudo por algunos kilómetros. A ámbos lados de uno de estos filones que tiene rumbo N. S. e inclinacion hácia el O., encontramos 2 vetas, cuyo relleno se componede brecha, roca encajadora descompuesta, arcilla blanda (Letten) i cuarzo ferrujinoso. Partes de la veta principal situada al E. del filon contienen bastante cobre, i parece que tal enriquecimiento es mas pronunciado en aquellos puntos donde la veta se cruza con otros filones ferrujinosos. En la mina principal tal cruzamiento da oríjen a una zona especialmente rica, que en la veta principal alcanza espesores de 4 m.

Una parte del afloramiento que sobresale de la superficie con una potencia de varios metros, muestra con su cuarzo ferrujinoso el aspecto comprometedor de una veta cuprífera i importante.

Trabajos.—En la parte rica ya mencionada de la veta, pero no en el yacente como debiera suponerse, sino en el pendiente, es decir en el dique existe un pique inclinado en 70° a lo largo de la veta (fig. 16). Se dice que dicho pique tiene una profundidad de 200 m. En los niveles superiores se encontraron silicato i carbonato, i a continuacion cobre negro, amalgrado i ademas specularita. Se dice que hasta los 100 m. se han explotado minerales ricos. La pirita mezclada con calcopirita i bornita apareció en esta veta a los 100 m. i en la veta al O. ya a los 35 m. A los 200 m. el relleno consistia

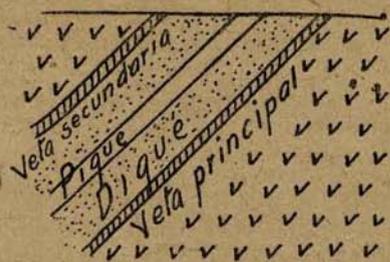


Fig. 16.

de brecha con algo de pirita. En corrida se han trabajado solamente como 150 m., según muestra un plano antiguo, hasta encontrarse en un lado con un dique i en el lado opuesto con mineral no explotable. Al otro lado del dique parece que no se encontraron minerales explotables, porque no hai laboreos aunque se corrieron galerías. El dique crucero se acerca al pique a profundidad i según comunicacion de los mineros se deben encontrar a los 220 m.; por esto las galerías hácia el dique son cada vez mas cortas. Actualmente el pique está lleno de agua hasta la mitad. La parte superior es muy peligrosa para visitarla debido a que las escaleras están en estado de putrefaccion. El pique está situado encima de la colina. Mas o ménos 50 m. verticales mas abajo se corrió un laboreo llamado socavon, pero cuya primera parte es un chiflon inclinado en 25°.

Las demas minas que están en esta misma veta, que tiene un afloramiento visible en varios kilómetros, pueden considerarse solamente como cateos porque no se han explotado mayores cantidades de mineral. La veta es aquí mas pobre que en la mina principal. Existen ademas otras vetas cupríferas de las cuales se han cateado algunas cerca de la mina principal; pero sólo muestran minerales pobres. Por lo demas no se ha cateado mucho a pesar de que los numerosos cruces de diques en dos sistemas que se cortan en ángulo agudo, invitan a hacer reconocimientos. Tambien la veta paralela a la principal se ha estudiado poco. Parece que no se han tenido esperanzas de encontrar ahí minerales ricos en cantidades suficiente para ser trasportados.

Espectativas.—Los trabajos se paralizaron despues que se arrancó todo el mineral de mejor lei, en el año 1911. El único clavo rico hasta ahora encontrado parece que se ha explotado hasta una profundidad en que el mineral llegó a ser demasiado pobre para ser explotable. Hai probabilidad de encontrar otras partes ricas, pero se necesita para esto cierto capital i mayores trabajos de reconocimiento hechos en forma racional. Con un trabajo en mayor escala (la continuacion de los trabajos en pequeña escala, como hasta ahora no es posible), serian explotables tambien mayores cantidades de minerales

mas pobres. En todo caso es necesario un estudio detenido para fijar el valor de las probabilidades mencionadas i para tener las bases de un presupuesto de reconocimiento.

El Morado

Situacion.—El distrito de «El Morado» es uno de los mas importantes i uno de mejor expectativa de la rejion, a pesar de ya ser mui trabajado. Su situacion puede llamarse favorable entre los valles «Honda» i «Chañaral», a 11 leguas de la costa (caleta Sarco) i 18 a 20 leguas al S. de Freirina. Está unido a la costa i a Freirina por caminos carreteros. El mineral se lleva en carretas a la costa i desde ahí a las fundiciones de Guayacan o Huasco. El distrito minero tiene un ancho de 11 kilómetros i comprende un gran número de minas, que actualmente están casi todas de pára. Las condiciones locales i costo de trabajo son parecidas a los en otros distritos, leña buena (quisco) se paga a \$ 30 la tonelada; agua se puede obtener por escavaciones en las quebradas en caso que el agua de la quebrada principal «El Morado» no alcanza; los jornales son de 4 a 5 pesos por dia; el trasporte a la costa vale \$ 60 a 70 el cajon.

Condiciones jeológicas.— En toda la rejion la roca principal consiste de porfirita que presenta frecuentes zonas de epidotizacion. El distrito debe al color morado de la roca el nombre de «El Morado». En partes aparecen filones andesíticos de color oscuro. Los yacimientos forman un sistema de vetas paralelas, con rumbo N. E. a S. O. i con fuerte inclinacion hácia el Este. (Véase fig. 17). Las principales de ellas que son mas o ménos una docena se presentan a los alrededores de la Placilla del Morado. La lonjitud de ellas alcanza hasta algunos kilómetros i sus potencias varian entre pocos decímetros i varios metros. El relleno de las vetas se compone de cuarzo i espato de cal como ganga, i de specularita, piritita i minerales de cobre como minerales metalíferos. La specularita se presenta especialmente en «Arenillas» i otras minas situadas al norte, miéntras que en las minas del sur el representante único de los minerales de fierro es la piritita. El mineral de color no alcanza por lo comun mucha profundidad, i la zona de cementacion es de una estension mui variable en las diversas minas. En las minas situadas en el valle la zona de enriquecimiento secundario es por lo jeneral de mayor profundidad que en las situadas en los cerros o en las faldas, donde la erosion es mas fuerte. Los minerales piritosos aparecen a los 80 a los 100 m., en algunas minas situadas a mucha altura ya a los 30 m. Estos minerales son principalmente calcopiritita, piritita i specularita. Esta última aparece tambien junta con los minerales secundarios i aun en la superficie misma.

des diversas, se han corrido galerías, de las cuales, segun se me informó, la mas larga es una que se dirige hácia el norte i es su longitud de 300 m.; las galerías en direccion al sur son mas cortas. Hasta una profundidad de 100 m. se han explotado minerales ricos de bornita i chalcosina, i de las calcopiritas que siguen a partir de esa profundidad, se dice que contenian hasta 20 % de cobre. Solamente se han explotado los minerales cuya lei era superior a 10 % de cobre, dejando sin extraer los demas o arrojándolos al desmonte. El desmonte ha sido pallaqueado por los mineros para sacar minerales de 8 a 9%. En una profundidad de 154 metros i hácia el lado sur la veta se divide en 3 i hasta 4 ramas, las cuales se juntan cerca del pique i dan un espesor de 6 m. De un informe antiguo (Osterstock) del año 1900, hemos tomado estos datos: se estima la cantidad de minera a la vista en 21,000 quintales i su lei media en 6%, datos que están en contradiccion con los suministrados por los mineros, pero que deben ser mas probables. El mismo informe refiriéndose al desagüe dice, que no ocasionará grandes dificultades.

En la pertenencia «Farellon» i en la pertenencia «Millonaria» situadas al N. E. de Arenillas, hai solamente trabajos de cateos i en las pertenencias «Emperatriz» i «Blanca Alta» hácia el Suroeste la veta sólo se ha trabajado en trechos. En «Blanca Baja», aun mas al S. O. se ha profundizado un pique de 100 m. de hondura i un socavon de 150 m. de largo, estas labores son inaccesibles. Dicen que el mineral en el término del pique sea pirita.

Mina La Paz.—La mina La Paz es la mas suroeste de las minas de la veta «Arenillas» i se formó sólo hace pocos años. La pertenencia se ha mensurado en corrida en una estension de 1,300 m. i en inclinacion en 300 m. En el afloramiento situado en la quebrada se hacian, en el tiempo de mi visita, trabajos de desarrollo por medio de un pequeño pique vertical i de una galería que partía del pique a los 35 m. de profundidad. El pique está provisto de una pequeña máquina de estraccion a vapor i de una bomba a mano. El nivel del agua subterránea se halla precisamente debajo de la galería. La galería se ha corrido 48 m. en la veta i su direccion se ha cambiado en diversas partes para salvar algunas fallas. La veta que contiene principalmente una mezcla de minerales de cobre i de fierro con una alta lei en cobre, tiene una potencia de 30 a 120 cm. i una inclinacion de 50° al oeste. El administrador informa que en Octubre de 1920 se vendieron en Huasco 67 toneladas de este mineral de lei de 27 a 26% de cobre por el valor de \$ 17,000, es decir, a \$ 250 por tonelada. La eleccion del lugar del pique en el centro de la quebrada no fué muy acertada. La preparacion de la mina en mayor profundidad deberia hacerse por medio de un pique ubicado mas al N. O. en la falda de cerro. Por lo demas las expectativas son buenas porque la mina posee una gran estension de la veta en estado vírjen, veta que es la mejor del Morado, i seguramente se tendrá éxito en la exploracion si se emplea bastante capital.

Otras minas.—Las minas «Aurora», «Coqueta», «Cocinera», «Santo Domingo», «Salto» i «Castillo», están situadas en la veta próxima a «Arenillas» en direccion S. E. Sus piques, de 180 m. en Castillo i Santo Domingo, de 120 m. en Cocinera i de 80 m. en Salto, han alcanzado todos la zona primaria. La potencia es de 0,8 a 3 m. Dicen que la paralización de los trabajos se debe a diversas causas: dificultades con el agua, fallas, disgustos entre los propietarios, bancarrota del propietario i otras mas. Con seguridad tambien ha tenido su influencia una disminucion en la lei del cobre en la zona primaria.

En la veta siguiente, en direccion S. E. se encuentran las minas «Morel» i «Chorrillos», de las cuales la primera tiene un pique de 120 m. i como dicen, existe bornita aun en profundidad. Siguen en seguida hácia el S. E. las vetas de: «San Juan», en la cual se encuentran, además de la mina «San Juan», las minas «Socavon», «Infiernillo», «Vega» i «Manto Sierra»; «Rincon» con la mina «Espejuelo» i la veta «Quebradita». Todas estas minas han alcanzado con sus piques la zona de bronce. La única que se trabajaba en la época de mi visita era «Quebradita» i el trabajo se reducía a desaguar i profundizar el pique.

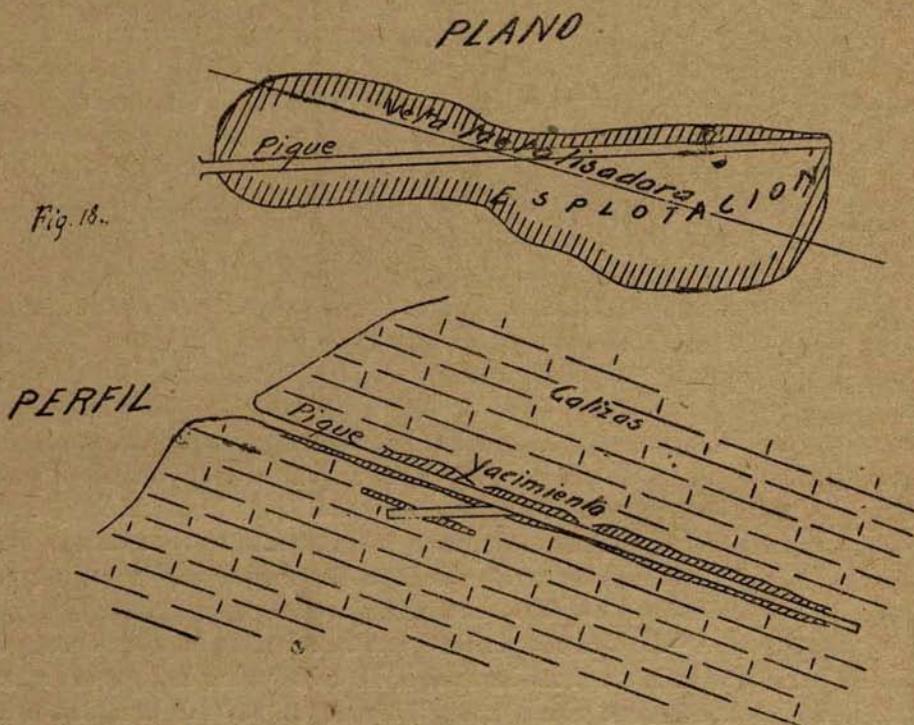
Al N. E. de Arenillas se encuentran vetas de rumbos paralelos i distantes una de otra algunos 100 a 1,000 m.; ellas son: «Dolores», con las minas «Dolores» i «Chinche», «Verdeona» con las minas «Verdeona» i «Mantos Galleguillos», «Farellon» con las minas «Farellon», «Bellavista» i «Santa Ines». Además se encuentran en vetas, no bien identificadas, las minas «Suerte», «Bandera Prusiana», «San Miguel» i otras. Estas minas tienen en partes piques hasta de 120 m. de profundidad i han sido explotadas anteriormente sólo durante un corto período; no han pasado del estado de preparacion. La potencia de las vetas es en parte considerable, hasta 5 m., i es de suponer que se pueda obtener aquí una gran cantidad de minerales de lei media i baja.

Impregnaciones.—A distancias mayores del centro del distrito minero «El Morado», especialmente hácia el O. i S. O., se encuentran numerosas zonas de impregnacion en porfirita. Las grietas de las cuales han provenido de estas impregnaciones, son irregulares i se estienden sobre una gran parte de la falda sur de los cerros. Los cateos son de sólo pocos metros. Desgraciadamente, las diversas impregnaciones no están ligadas unas con otras, sino parecen estar separadas por partes estériles. El mineral es, en jeneral, pobre i solamente sería apropiado para una lixiviacion en grande escala.

Lomo Grueso.—De esta misma clase son tambien las impregnaciones de Lomo Grueso, situadas algunas horas al S. E. del Morado. Las grietas metalizadoras se estienden irregularmente sobre una gran parte de la falda sur del cerro. Las salicatas son de pequeña profundidad. Desgraciadamente las zonas irregulares de impregnacion aparecen separadas por otras estériles. Los minerales son en término medio, pobres i por esto sólo pueden ser beneficiados por una explotacion en gran escala con lixiviacion.

Mina Lechuza

Impregnaciones que han dado lugar a trabajos mineros, se encuentran tambien en capas calcáreas al O. i S. O. de «El Morado». La mas importante de estas empresas es la mina «Lechuza» situada al N. O. de la quebrada i a dos leguas al S. O. de la placilla de «El Morado». A una distancia de algunos cientos de metros desde el pique, se puede observar el contacto entre la porfirita i la caliza pendiente. En esta capa calcárea aparecen vetas de cuarzo ferruginoso i calcáreas, que contienen tambien algo de cobre i que han impregnado fuertemente algunas capas de la caliza hasta una distancia de 50 a 60 m. en direccion lateral. Se ha profundizado un pique con una inclinación de 35° en la direccion del manto, que corta la zona de impregnacion cuyo rumbo corresponde al de las vetas metalizadoras. Este rumbo forma un ángulo con la proyeccion horizontal del pique, de modo que los labores de arriba se encuentran principalmente a un lado del pique i los de abajo al otro lado. (Fig. 18). El pique era accesible sólo en su parte



superior, abajo habia agua. Las labores de disfrute en parte bastante considerables i una cortada en el yacente demuestran que aquí se han explotado grandes cantidades de mineral, i que las impregnaciones se encuentran en diversas capas. Tambien dicen que el mineral ha sido rico i que en la zona del medio se componia de calcosina i cuprita mezclada con mineral de fierro.

En la profundidad dicen que hai calcopirita. Habrá que averiguar la clase de mineral en profundidad, buscar otras impregnaciones en el pendiente i yacente de las capas i otras vetas criadoras.

Perspectivas.—«El Morado» pertenece a los minerales de la provincia que tienen mejor expectativa por las grandes cantidades de mineral aún existentes, por su situación favorable i otras condiciones locales. Ya 15 años atras se intentó trabajar en mayor escala algunas de las mejores minas, empleando métodos de explotación modernos. Se proyectó un socavon en la veta desde la quebrada, debajo de la «Mina Blanca» hácia «Arenillas», que debería haber pasado a 150 m. debajo de la boca del pique. Además se proyectó una fundición ahí mismo para el beneficio de los minerales. Desgraciadamente todo esto fracasó por falta de capitales. Es seguro que se podría abaratar considerablemente los gastos por la centralización de los trabajos i de la administración uniendo las minas mas importantes, preparando el mineral extraído i beneficiándolo en una concentración i fundición ubicada cerca de las bocas de los socavones que se llevarian por las diversas vetas desde la quebrada. Cierto es que las partes mas ricas ya se han explotado, especialmente en la zona de cementación, pero ha quedado gran cantidad de minerales, medios i pobres, que pueden explotarse en trabajos de mayor escala. Además, aun están vírgenes grandes partes en las diversas vetas, debido a que los afloramientos habrán parecido pobres o bien a causa de no encontrar la continuación de la veta detras de las fallas. Naturalmente, se deberán hacer previamente estudios exactos especialmente sobre el valor del mineral primario, i además mensuras de las minas.

Mineral de Quebradita

Situación.—Yacimientos.—Este antiguo centro minero situado en la quebradita de «San Juan», entre los grupos de minas de «Labrar» i «Fraguita», se encuentra a 45 km. al S. de Freirina i 15 km. de la caleta de Peña Blanca. Geológicamente pertenece esta rejion al gran campo grano-diorítico de la costa. Los yacimientos consisten de varias vetas paralelas que corren de N. a S. i tienen manteo hácia el O. i que presentan en partes potencias bastante grandes. El relleno de las vetas se compone además, del cuarzo ferruginoso, de minerales de cobre, que son de color hasta una profundidad de 50 a 60 m. Debajo de esto sigue una zona de cementación de pequeña extensión (20 a 30 m.) con bronces negros i ya a los 70 a 80 m. de profundidad empieza la zona de los bronces.

Mina Quebradita.—La mina principal es «Quebradita» de la cual tomó el nombre el grupo de minas i la población que se formó con los trabajos en varias vetas que atraviesan su pertenencia.

Los trabajos consistían en un pique i varios socavones; los situado en la quebrada alcanzaron una profundidad [de 200 m. miéntras que el alcance de las galerías en corrida fué de 200 a 300 m. Dicen que aun a esta profundidad existen bronce amarillos ricos i que paralizaron los trabajos por dificultades con el agua i por la baja que esperimentó el cobre años atras. Actualmente la mina está completamente derrumbada e inaccesible, despues de haber explotado grandes cantidades de mineral rico durante muchos años.

Mina Socavon.—La mina «Socavon» situada en la misma quebrada i mas abajo que la mina «Quebradita» trabaja actualmente con un pique de 500 metros de profundidad i con laboreos que han llegado a los 580 m. La estension de los laboreos a lo largo del rumbo es pequeña, sólo tiene de 50 a 100 m.; mas allá de estos límites la veta está cortada a un lado por un dique i por el otro se brocea. Los mejores minerales se encuentran entre las profundidades 100 i 300 m. Aquí la veta se ha rajado hasta el mismo pique, de modo que éste amenaza derrumbarse, por lo cual se vieron obligados a colocar tubos de fierro por 125 m. de largo. En la zona primaria se encontró primero pirita pura, i a los 400 m. se puede observar la veta con una potencia de 2 m. i con relleno de pirita. Debajo de los 400 m. otra veta corta la veta principal, i desde aquí el relleno vuelve a ser calcopirita. A los 530 m. la potencia en la parte media de la zona explotada en un largo de 50m. es de 3,80m. Agua hai poca, pero la temperatura en esta profundidad es bastante alta, de modo que los mineros se ven obligados a trabajar desnudos. Sólo se arranca mineral de una lei superior a 19%. Los gastos de arranque i estraccion son de \$ 80 por tonelada. Si se llega a extraer mineral mas pobre se somete a un escojido en la superficie. El transporte a la costa se hace en carretas tiradas por mulas.

Mina Constituyente.—Esta mina situada al sur de la mina Quebradita, trabaja en una veta descubierta hace sólo algunos años, perteneciente al mismo sistema de vetas, i que, quizas por cruzamiento con otras, tiene una zona rica. En la falda escarpada sur de la quebrada hai un pique vertical de 70 m., con malacate, i un poco mas abajo, un socavon que comunica con el pique. A partir desde el pique hai 70 m. de galería corrida en buen metal, consistente en una mezcla de chalcosina (bronce negro) con calcopirita (bronce amarillo) i con ganga de cuarzo. Por los gastos elevados de transporte i los precios bajos del cobre los trabajos se habian reducido; pero eran esta mina i la «Socavon» las únicas que trabajaban. La mina «Constituyente», como tambien la mina «Quebradita» i otras de importancia de este distrito i de distritos vecinos, són de propiedad del señor Tomas Marambio.

Perspectivas.—El mineral de «Quebradita» es mui antiguo i por esto mas trabajado que otros, por ejemplo que «El Morado». Sus minas principales con vetas mas ricas están en la quebrada, de modo que sólo podria explotár-

selas por medio de piques. Que aún hoy día pueden encontrarse vetas ricas, lo demuestra el caso de la «Constituyente» i que debajo de las piritas encontradas en las minas importantes puede descubrirse calcopirita, lo que demuestra la mina «Socavon». Dado el gran número de vetas podemos esperar nuevos cruzamientos en profundidad. Aún no se ha hecho un levantamiento jeológico exacto, el cual quizás daría resultados favorables. Los trabajos actuales en pequeña escala han dejado los minerales de ménos de 10%, los cuales podrian explotarse con trabajos en mayor escala. Pero es claro que dado el estado de las minas paralizadas se necesitará un gran capital para su estudio i habilitación. La primera condicion seria un estudio mas detenido, utilizando todos los informes i planos de las minas de mayor importancia.

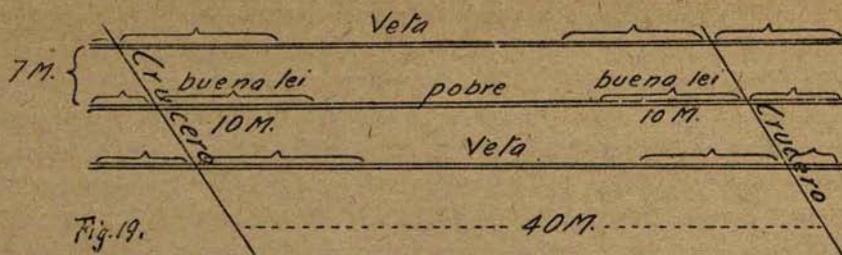
Mineral de Fraguita (1)

Sólo visitamos este mineral de pasada, por estar dos de las minas situadas en nuestro camino. El «Mineral» comprende un gran número de minas, que, en jeneral, están ménos trabajadas que las de «Quebradita», probablemente porque no contienen minerales tan ricos. Las condiciones Jeológicas son parecidas a las de «Quebradita». Tambien está situado en un paraje montañoso que dista 22 km. de la costa i 40 km. de Freirina al sur. La roca eruptiva está atravesada por un gran número de vetas, cuyo relleno consiste de cuarzo i de minerales de fierro, como en la jeneralidad de los casos. Los trabajos se basan en su lei en cobre. El rumbo de las vetas es jeneralmente de N. a S., como en «Quebradita» i la inclinacion es hácia el O. La estension en corrida es grande, i la potencia es variable i a menudo de importancia.

Mina Manto Aracena.—Situada en la cuesta de un cerro se encuentra esta mina que dista 700 m. de la placilla de la Fraguita al N. E. Se trabajan 3 vetas paralelas, rumbo N. E., inclinacion 55°O. Las zonas mas ricas se encuentran en los cruces con otras vetas verticales que las cortan en ángulo agudo. (Fig. 19). La mina se trabaja por un socavon de 500 m. de largo, que alcanza hasta una profundidad de 110 m. El mineral de color sólo se encuentra hasta la profundidad de 100 m. i de aquí hácia abajo existe una mezcla de almagrado i de bronce amarillo. Con un socavon a un nivel inferior se podria explotar esta zona de cementacion de minerales mas ricos.

Mina Santa Rosa.—Esta mina contiene las mismas vetas i se encuentra al lado sur de la mina anterior i es algo mas rica que ella. Una veta principal i otras dos de menor importancia, son cruzadas por otras vetas en distancias de mas o ménos 40 m. En los cruces mismos i hasta 10 m. de ellos se en-

(1) Descripciones mas estensas de los minerales de Fraguita, Arenillas, Quebradita, i otros, dados por el señor Echegarai se encuentran en el Boletín de la Inspeccion de Jeografía i Minas, 1911 i 1912.



cuentra en las vetas el mineral que se explota. La veta principal tiene una potencia de 1 a 2 m. El pique labrado en la veta alcanza una profundidad de 230 m.; el socavon existente tiene mas o ménos 400 m. de largo; la estension lateral de los laboreos i galerías es de 450 m.

Mineral de Arenillas

Situacion.—Este mineral está situado a pocos kilómetros al sur de la estacion Nicolasa, que se encuentra entre Huasco i Vallenar. Su situacion se puede llamar favorable, pues está a 22 km. del puerto i unido por un camino plano al ferrocarril. Las vetas que sirven de base a los trabajos, se encuentran en los cerros i su explotacion por medio de socavones será barata i fácil. El agua es escasa i difícilmente alcanzará para un trabajo en mayor escala.

Las vetas tienen una potencia de 0,50 m. a varios metros, con rumbo N. O. a S. E. e inclinacion al S. O. El relleno de las vetas se compone principalmente de cuarzo ferruginoso i en jeneral contiene sólo minerales pobres de cobre. Todas las minas están de pára i en ruinas. Tambien aquí se podrian reanudar los trabajos; reuniendo las minas principales i haciendo una explotacion en mayor escala se tendria probabilidades de éxito.

Mina Pellejo.—Esta mina explota tres vetas de potencias de 1 m. situadas al S. O. de la quebrada «Rincon», que corren paralelamente a pocos metros una de la otra; a veces se juntan i orijinan partes ricas. Por chiflones se ha internado hasta 40 m. en la veta explotando mineral de color.

Mina Malaquita.—Esta mina contiene las mismas vetas que la anterior i se halla al S. E. limitando con ella. Se trabaja por medio de un pique inclinado, provisto de malacate a caballo. El pique tiene mas o ménos 100 m. de profundidad.

Mina Negra i otras.—Las minas que siguen al S. E.: «Negra», «Estrella», «Martita» i «Atahualpa» trabajan tambien en las mismas vetas; pero no alcanzaron gran profundidad. Las vetas se reúnen aquí en una sola de varios metros de potencia. Todas estas minas se podrian explotar económicamente

por medio de un socavon que se corriera desde el pié de la colina, mas abajo de la mina «Pellejo» i por la veta misma.

Mina Blanca.—Al otro lado de la quebrada pequeña, i al N. trabajaba la mina «Blanca», así llamada por el color claro del panizo descompuesto. Estas vetas son parecidas a las de «Pellejo»; pero ménos potentes. En algunos laboreos derrumbados pueden observarse los afloramientos de dos vetas paralelas, i parece que su potencia es de medio metro i que sólo distan algunos metros una de otra.

Moratona.—Siguiendo al N. E. en la falda escarpada S. O. de la quebrada del Rincon, está la mina «Moratona» con dos vetas paralelas. Una de las vetas tiene una potencia de 1 m.; la otra tiene dos metros i corre a poca distancia de la primera. En los afloramientos, que jeneralmente parecen pobres, se encuentran grandes escavaciones, pero no se ve ningun socavon para lo cual se prestaria bien el terreno.

San Antonio.—En el lado opuesto (N. E.) de la quebrada trabajó la mina San Antonio una veta vertical de rumbos S. O., cuya potencia en el afloramiento es de 0,80 m. Se ven escavaciones que alcanzan una profundidad de 50 m. i un pequeño pique de 15 m. En el desmonte se encuentran minerales de color en abundancia.

Mina Nueva Freirina.—Esta mina se encuentra inmediatamente encima de la mina Rincon i trabaja 3 vetas que tienen rumbos N. S. e inclinacion fuerte hácia el O. Un minero solitario se ganaba la vida en ella pirqueando los nidos mas ricos.

La Rincon de Arenilla.—Esta mina situada en la parte superior de la quebrada Rincon parece haber sido la mina principal del grupo. El pique profundizado en la veta principal está provisto de malacate i dicen que tiene 200 m. de profundidad, donde la veta alcanza una potencia de 1,20 i tiene un relleno de piritita. La veta de rumbo N.º 25º E. i de fuerte inclinacion hacia el O. se compone de cuarzo, limonita i mineral de color de cobre. En el afloramiento se encuentran escavaciones que distan hasta 100 m. del pique. La potencia de la veta alcanza aquí 1 m. i mas. Otro pique existe 50 m. mas al norte del pique principal; en esta rejion se encuentran otros dos afloramientos en los que tambien hai escavaciones. Estos afloramientos situados mas al oeste parece que se juntan mas al norte con la veta principal. En esta union parece que hubo una zona mas rica como lo demuestra la mejor calidad del desmonte. Mas al norte i 10 m. al este de la veta principal, se encuentra otra veta que ha sido cateada, pero sólo ha dado mineral de calidad inferior al de la primera.

Parece que aquí sólo se ha explotado la zona de cementacion en su parte mas rica llegando hasta la zona primaria, pero por falta de datos sobre el resultado de los trabajos en este grupo es difícil formarse una opinion sobre las expectativas que pueda tener.

Aguadita

En la falda S. E. de los mismos cerros i algunos kilómetros al S. E. de Rincon de Arenillas i unos 30 km. al S. O. de Vallenar, está la mina «Aguadita», la cual se ha trabajado muy poco. En la falda se puede observar el afloramiento de una veta de cuarzo ferruginoso, coloreado débilmente de carbonato de cobre. La veta tiene rumbo N. S. e inclinacion fuerte al O., en ella se ha profundizado un pique inclinado hasta una profundidad de 50 m. El afloramiento i el desmonte sólo muestran minerales pobres. Geológicamente pertenece al criadero de Arenillas. Segun un minero a esta mina tambien se la llama «Purísima». No se pudieron observar otros trabajos en los alrededores. Segun mi opinion los yacimientos no tienen importancia.

J. KUNTZ.

Procedimiento electrolítico de estraccion del cobre de Mr. Greenawalt ⁽¹⁾

Importante reduccion de sales férricas por medio del gas anhídrido sulfuroso caliente en REDUCTORES ESPECIALES que dan tiempo suficiente a la reaccion.—Usa, ademas, sulfuro de cobre precipitado, de soluciones pobres, por medio del hidrógeno sulfurado.

La estraccion del cobre de sus minerales por medio de la vía húmeda constituye uno de los campos mas prometedores de la metalúrgia moderna. Cuando se lixivia con ácidos, es opinion unánime que el problema vital consiste en la precipitacion del cobre de las soluciones i que la precipitacion electrolítica ofrece las mayores ventajas. Sin embargo, la precipitacion electrolítica ofrece algunas dificultades. La mas seria de éstas consiste en la presencia del fierro, el cual se disuelve inevitablemente junto con el cobre. El sulfato ferroso en el electrolítico no es particularmente dañino, pero el sulfato férrico es altamente perjudicial. Si se electroliza una solucion de sulfato de cobre que contenga sulfato ferroso, el cobre se deposita en el catodo mientras en el anodo se forman ácido sulfúrico i sulfato férrico. El

(1) *Engineering and Mining Journal Press*, 21 Octubre, 1923.—Traduccion del Servicio de Minas i Jeolojia.

sulfato férrico así producido se combina con el cobre recién depositado, reduciéndose de nuevo al estado ferroso. La pérdida en el rendimiento debida a esta causa, es mas o ménos proporcional a la cantidad de sulfato férrico del electrolito, o solución cuprífera, i bajo ciertas condiciones puede ser aun mucho mayor.

Cuando el electrolito contiene 0,5% de fierro férrico la precipitación del cobre se hace con bastante deficiencia, i con 0,75% la precipitación se hace sin provecho alguno. Si aumenta aun el porcentaje sucede que la pérdida de rendimiento debida al fierro férrico puede ser tan grande que el cobre se disuelva con la misma rapidéz con que se deposita.

El problema de la precipitación electrolítica del cobre de las soluciones provenientes de lixiviaciones prácticamente se concreta a la reducción de las sales férricas i a mantener las sales férricas en el electrolito a un cierto máximo bajo, como ser 0,25% de fierro férrico, para un buen trabajo. Esto es lo que realiza el procedimiento Greenawalt, además de hacer frente a la menor dificultad que se suscite en la lixiviación del cobre i electrolisis. La precipitación por el fierro ha sido muy usada en la lixiviación del cobre. Sin embargo, precipitando por fierro tanto el ácido como el fierro, se pierden irremediabilmente i el cemento de cobre que resulta no tiene prácticamente mayor valor que un concentrado de alta lei. Con procedimientos electrolíticos, donde haya disponible abundancia de minerales sulfurados o concentrados para utilizar la reducción por medio del anhídrido sulfuroso, cada libra de cobre depositado rejenerará tres libras de ácido. El procedimiento puede alimentarse a sí mismo en ácido tratándose de minerales sulfurados i parcialmente o enteramente tratándose de minerales de color.

Es bien sabido que dos de las mas grandes compañías cupríferas están tratando en la actualidad sus minerales esclusivamente por lixiviación i electrolisis i que están probablemente produciendo cobre al mas bajo costo; sin embargo, es razonable, por supuesto, que los métodos usados no son jeneralmente aplicables sin correcciones radicales especialmente al aplicarlo al tratamiento de minerales de cobre o concentrados que contengan un alto porcentaje de fierro. Ahora el fierro debe probar, a tiempo, ser un decidido benefactor.

Varios métodos se han propuesto para vencer los deletéreos efectos de las sales férricas en el electrolito. En resúmen son los siguientes:

- 1) Interponiendo un diafragma entre los electrodos de manera que se prevenga que las sales férricas formadas en el anodo pasen al catodo;
- 2) Precipitando químicamente el fierro de las soluciones ántes de la electrolisis;
- 3) Apartando una porción de la solución cuprífera en cada ciclo de manera que se mantenga las sales de fierro a un porcentaje tan pequeño como

sea posible i precipitando químicamente el cobre de la solución apartada usualmente con esponja de fierro;

4) Convirtiendo en inofensivas a las sales férricas, o talvez siempre que sea útil, reduciéndolas efectivamente al estado ferroso.

El primero de estos métodos ha sido ensayado repetidas veces, pero las complicaciones derivadas del uso de un gran número de diafragmas, su poca duración i el aumento de fuerza necesaria para adoptarlos no le ha dado a este método de atacar el problema grandes esperanzas de éxito.

El segundo método envuelve serias complicaciones. El fierro no se precipita fácilmente de soluciones ácidas i si se neutralizan las soluciones, el cobre se precipitará probablemente con el fierro. Si el fierro se precipita en la primera parte de la lixiviación cuando las soluciones se neutralizan, dichos precipitados, en gran parte, entrarán nuevamente en solución al final de la lixiviación.

El tercer método es aplicable, especialmente con minerales de cobre hasta cierto punto puros, donde no entre mucho fierro en solución. Se gasta una gran cantidad de ácido, el procedimiento debe ser suplementado con una estensa precipitación química de manera que mucho del cobre producido está constituido por el cemento de cobre impuro i este representa una pérdida de fierro i una pérdida de ácido. El cemento de cobre así producido debe ser fundido i refinado, lo que constituye un procedimiento separado.

El cuarto procedimiento ofrece una verdadera solución de la dificultad con tal que la reducción de las sales férricas pueda llevarse a cabo con éxito. Para efectuar esta reducción se ha usado jeneralmente anhídrido sulfuroso proveniente de quemar azufre o tostar minerales sulfurados, pero no ha dado los resultados pensados.

Se admite jeneralmente que si se efectúa una reducción completa de las sales férricas, se puede obtener con soluciones impuras un rendimiento en la corriente muy aproximado al que se obtiene con soluciones puras i que el rendimiento de la energía con una solución que contenga un alto porcentaje de fierro ferroso, puede exceder considerablemente al obtenido con soluciones puras. Consiste esencialmente en el problema de mantener el fierro reducido al estado ferroso, de manera que el fierro férrico en el electrolito no exceda de un pequeño porcentaje—digamos de 0,10 a 0,25%. El grado de desintegración de los ánodos se reduce también enormemente cuando el electrolito lleva un alto porcentaje de fierro ferroso.

REDUCCION POR EL ANHIDRIDO SULFUROSO

El procedimiento Greenawalt consiste, esencialmente, en la reducción efectiva de las sales férricas, formadas por la electrolisis, por el anhídrido sulfuroso (1); por el sulfuro de cobre (2) i (3) por una combinación de (1) i (2).

En el desarrollo del procedimiento Greenawalt fué pronto descubierto que el anhídrido sulfuroso, como se aplica ordinariamente, no era un agente efectivo de reduccion para las sales férricas. Tres factores importantes entran en la operacion: tiempo, temperatura i acidez de la solucion.

En la aplicacion corriente del anhídrido sulfuroso, ambos tiempo i temperatura se reducen ordinariamente al minimum i no se aventura a reducir las sales férricas en soluciones altamente ácidas. La solucion se demora sólo unos pocos minutos en pasar a traves de las torres de absorcion en contra de una corriente ascendente de anhídrido sulfuroso i aun si hai varias torres en series, el tiempo es aun demasiado corto para una reduccion efectiva. La reduccion de las sales férricas es muy lenta, especialmente en soluciones ácidas i a temperaturas ordinarias i debe recordarse que el ácido se rejenera continuamente mientras se precipita el cobre.

Al principio mientras se desarrollaba el procedimiento Greenawalt, se pensó en remediar esta falla colocando un gran estanque almacenador debajo de las torres de absorcion i repitiendo el paso de la solucion a traves de la torre en contra de la corriente ascendente de anhídrido sulfuroso. Esto mejoró el procedimiento pero se notó aun que el gas absorbido por la la solucion cuprífera se iba pronto, especialmente si la solucion cuprífera se mantenía a una regular temperatura i fué precisamente a las mas altas temperaturas cuando fue mas efectiva la aplicacion del gas a la solucion cuprífera.

Acabados esperimentos se hicieron tambien aplicando el anhídrido sulfuroso directamente al electrolito en los compartimientos de los baños o estanques de precipitacion del cobre, pero siempre cuando el electrolito se mantuvo saturado con el gas, las sales férricas aumentaban rápidamente. Indudable, el elemento tiempo tuvo la culpa.

La siguiente mejora consistió en descartar las torres de absorcion por completo i mantener un ancho estanque con electrolito cuprífero bajo continuo tratamiento de anhídrido sulfuroso, i hacer circular el electrolito entre el reductor, o ancho estanque, i los baños, de manera que el electrolito de los reductores estaria lo mas completamente reducido. Esto puede hacerse haciendo en proporcion el tamaño del ancho estanque i la velocidad de la corriente.

El arreglo jeneral para la operacion comercial de una planta Greenawalt comprende varias series de anchos estanques de reduccion por el anhídrido sulfuroso, varias series de grupos de baños de precipitacion del cobre, i una corriente de solucion arreglada de manera que haya un chorro regulado de solucion reducida de los estanques de reduccion a los baños, i un chorro regulado tambien de los baños a los estanques de reduccion, esta vez de solucion electrolizada, en una especie de circuito cerrado, mientras al mismo tiempo hai una regular corriente de entrada de una parte de la solucion a traves de todas i de cada una de las series de estanques de reduccion i baños.

La solución electrolizada, descubrizada en gran parte i rejenerada en ácido, vuelve entónces al mineral con el fin de pasar nuevamente por un ciclo completo de lixiviación i electrolisis.

Bajo estas condiciones operatorias se ha llegado a depositar prácticamente 1,4 libras de cobre por kilowatt-hora, con anodos de plomo, midiendo el voltaje entre los conductores de los baños o estanques para precipitar el cobre. Esto indicaría de 1 a 1,1 libras de cobre por kilowatt-hora en los tableros de distribución de la corriente, i esto representa un rendimiento superior en 50% al obtenido en las plantas donde se opera actualmente.

Ensayos hechos cuidadosamente muestran los siguientes resultados:

Fierro total en el electrolito, por ciento.....	3,06
Cobre en solución, al principio, por ciento.....	3,89
Cobre en solución, al final, por ciento.....	1,04
Por ciento de cobre precipitado.....	2,84
Cobre extraído, por ciento del total.....	73,3
Acido en la solución cuprífera, al principio, por ciento.	1,72
Acido en la solución, al final, por ciento.....	10,30
Libras de cobre depositado por 1,000 amper-hora.....	2,4
Libras de ácido producido por libra de cobre precipita- do.....	3,17
Libras de cobre depositado por kw.-hora en el baño...	1,38

Estos resultados son significativos. El aumento de eficiencia en la corriente, aunque importante, es un asunto secundario. La importancia real se basa en el hecho de que bajo las condiciones de este procedimiento es bastante práctico tratar *concentrados o minerales de alta ley de cobre*. El tratamiento de estos productos no es práctico donde se trate de precipitar sólo una parte del cobre de la solución—digamos un 15% del cobre total—i tampoco donde se rejenere sólo un poco de ácido, ántes que la solución vuelva nuevamente a la lixiviación de minerales. Donde, digamos, 1% de ácido se rejenera en la precipitación del cobre, se presentará un problema de lixiviación de cierta magnitud al tratar un concentrado cuprífero de 15% con un alto porcentaje de fierro.

DISTRIBUCION JENERAL DEL PROCEDIMIENTO GREENAWALT

Una idea jeneral del procedimiento se puede obtener de la lámina N.º 1. La lámina N.º 2 representa los reductores por anhídrido sulfuroso. Estos reductores, así lo creemos, presentan una decidida ventaja sobre las torres de absorción, aparte de las consideraciones químicas. Las torres de absorción están espuestas a taparse por el polvo que arrastra el gas caliente del horno

de tuesta i no es fácil ademas obtener una distribucion uniforme del gas. Con los reductores Greenawalt, no puede ocurrir nada de semejante, no importando la temperatura del gas del horno, ni la cantidad de polvo que arrastra. El gas del horno de tuesta es aspirado a traves de los reductores, sobre los estanques de solucion cuprífera i la solucion cuprífera está continuamente pulverizada en el gas. Limpiar los reductores es mui sencillo, pero no hai razon para pensar que necesiten ser limpiados. El electrolito está en todo momento saturado por el gas, i tanto el anhídrido sulfuroso como el calor del horno de tuesta son absorbidos por la solucion. Esto apresura la reaccion reductora i la mayor temperatura del electrolito tiene una tendencia a bajar en consecuencia el voltaje de la precipitacion i por lo tanto el consumo de fuerza. Esto aumentaria tambien la accion del sulfato férrico para redissolver el cobre depositado, si se le permitiera acumularse, pero, como ya se ha dicho, este procedimiento no permite la acumulacion del sulfato férrico.

Las operaciones mecánicas en los reductores no presentan la menor dificultad. La solucion debe tambien ser mantenida, con ventajas, a una alta temperatura, ya que la solubilidad del gas en la solucion no es de mayor consecuencia en esta forma en que se aplica el anhídrido sulfuroso.

Un problema distinto i de alguna magnitud se presentaria, en la lixiviacion al tratar un concentrado de cobre de 15% por los métodos ordinarios, si la solucion lixivadora evacuada contiene, digamos, 3% de fierro en total, i 3% de cobre si se estrae por electrolisis sólo 0,5% del cobre ántes de que las sales férricas alcancen un límite prohibitivo, en forma que la solucion volviera a la lixiviacion del mineral conteniendo 3% de fierro i 2,5% de cobre. Semejante solucion lixivadora no sería un agente efectivo para disolver el cobre de los minerales. Miétras mas saturada de cobre se encuentra una solucion, ménos activa es para seguir disolviendo mas cobre.

SE EVITA EN GRAN PARTE LA PRECIPITACION QUÍMICA DEL COBRE POR EL MÉTODO PROPUESTO

En el tratamiento de un mineral de cobre con alto porcentaje en fierro o de un concentrado, el fierro en la solucion cuprífera se acumularia tan rápidamente que, por los procedimientos comunes de reduccion i electrolisis, una gran cantidad del cobre tendria que ser precipitada químicamente. Tratando minerales mui silicosos, cerca de un 25% del cobre hai que precipitarlo químicamente, i en el tratamiento de un mineral o concentrado alto en fierro, este porcentaje aumentará al punto de presentar sérias dificultades. Al contrario, por medio del procedimiento Greenawalt de reduccion por medio del anhídrido sulfuroso no se encontrarán dificultades debido a que la

cantidad de cobre que requiere una precipitación química, en cualquier caso, no excederá de 5% del cobre total.

De esta aplicación del anhídrido sulfuroso resultará un gran aumento en la eficiencia del amperaje en la precipitación del cobre, una reducción del voltaje, una regeneración más efectiva del ácido y utilización del gas sulfuroso, prolongación de la vida de los ánodos, y simplificación en la lixiviación del cobre de los minerales debido a que las soluciones evacuadas de la electrolisis contienen menos cobre y más ácido y el volumen de solución para disolver el cobre de los minerales será mucho menor. Además, un mayor porcentaje de hierro puede ir en las soluciones y en el electrolito, de lo que es posible por otros procedimientos. Es evidente que una solución alta en hierro y baja en cobre disolverá más cobre y menos hierro del mineral que una solución alta en cobre y baja en hierro, y esto constituye un factor importante en la lixiviación de los minerales de cobre.

REDUCCIÓN POR MEDIO DEL SULFURO DE COBRE

En la lixiviación de los minerales de cobre por medio del ácido sulfúrico, precipitación del cobre por electrolisis y reducción de las sales férricas por medio del anhídrido sulfuroso, hay que tomar en cuenta dos dificultades. Primero, la solubilidad del anhídrido sulfuroso es considerablemente menor en solución ácida que en solución neutra, y la reducción de las sales férricas en solución ácida, en los últimos baños de la precipitación electrolítica presenta mayores dificultades que en los primeros baños. Segundo, grandes cantidades de cobre tienen que ser precipitadas químicamente de las soluciones pobres e impuras, y este cobre precipitado químicamente viene en una forma no deseable comparada con el cobre electrolítico.

El procedimiento Greenawalt se guarda bien de estas dos dificultades. En la reducción por medio del anhídrido sulfuroso, en el procedimiento Greenawalt, la acidez de la solución dentro de límites prácticos no es un asunto difícil, ya que se proporciona el tiempo y temperaturas necesarios para la reducción completa en las condiciones ordinarias. Sin embargo, en los últimos baños electrolíticos, será de mayor provecho usar un agente reductor más enérgico que el anhídrido sulfuroso. Este agente reductor se encuentra en el sulfuro de cobre concentrado, especialmente en el precipitado obtenido al precipitar el cobre de las soluciones pobres e impuras por medio del hidrógeno sulfurado.

Actualmente es costumbre universal precipitar el cobre de las soluciones pobres e impuras por medio del hierro viejo o por las esponjas de hierro. Esto significa la precipitación cabalmente de soluciones ricas evacuadas de la planta electrolítica. Si el cobre de las soluciones impuras se precipita

electrolíticamente, la solución electrolizada será mui ácida. Tanto la acidez como las sales férricas tendrán que ser neutralizadas a espensas del fierro metálico ántes que el cobre de la solución esté totalmente precipitado. Esto está demostrado claramente por los resultados obtenidos por la New Cornelia Copper Co. en Ajo, Arizona, en la precipitación por fierro de las soluciones que salen de la electrolisis. (Tobelman and Potter, Trans. A. I. M. E., Febrero 1919).

SOLUCIONES QUE ENTRAN I QUE SALEN DE LA PLANTA DE CEMENTACION, NEW CORNELIA

Soluciones	H ² SO ⁴	Cobre	Fierro ferroso	Fierro férrico	Peso específico
	—	—	—	—	—
	%	%	%	%	
Que entran.....	2,34	2,12	1,07	1,44	1,31
Que salen.....	0,08	0,02	4,54	0,08	1,25

Se ve, por consiguiente, que tanto el ácido como el fierro férrico se neutralizan prácticamente a espensas del fierro metálico, en la precipitación del cobre, i la pretension de precipitar el cobre por electrolisis, en esas condiciones, se traducirá en una pérdida de energía, pérdida de ácido i pérdida de fierro.

En el procedimiento Greenawalt el cobre se precipita de las soluciones pobres i estrechamente impuras por medio del hidrógeno sulfurado, i el sulfuro de cobre así obtenido se aplica entónces en el electrolito para reducir las sales férricas formadas por la electrolisis en los últimos baños electrolíticos. Es ventajoso precipitar el cobre de soluciones ácidas usando el hidrógeno sulfurado, i el cobre en el electrolito impuro podrá ser precipitado por electrolisis en la proporción que se desee.

SUFICIENTE ÁCIDO REJENERADO

Si se aplica el hidrógeno sulfurado, digamos, a las aguas de lavado, se precipitará un sulfuro de cobre, mientras un equivalente de ácido se rejenera.

ACCION REDUCTORA DEL SÚLFURO DE COBRE PRECIPITADO

El sulfuro de cobre, especialmente el sulfuro de cobre precipitado, constituye un efectivo agente reductor: el sulfuro de cobre precipitado queda prácticamente libre de impurezas odiosas, se produce fácilmente i se aplica fácilmente. En soluciones calientes que contengan 3,5 gramos de fierro férrico por litro, (0,35%), una reducción del 90% puede hacerse en 5 minu-

tos a una temperatura de 145° F., en solución ligeramente ácida, i agitando en su oportunidad. Bajo las mismas condiciones, a 62° F., puede reducirse 56% del hierro férrico. Bajo las mismas condiciones, agitando violentamente i con continuidad, tanto en solución caliente como fría, el hierro férrico puede ser reducido completamente en un minuto.

Los siguientes resultados se han obtenido en pruebas de reducción con sulfuro de cobre de una solución cuprífera previamente electrolizada i reducida con anhídrido sulfuroso, i que contenía al aplicarle el sulfuro de cobre precipitado, 3,06% de fierro i 10,3% de ácido:

	Antes	Después
Porcentaje en cobre.....	1,04	1,32
Porcentaje de hierro férrico.....	0,48	0,07
Porcentaje de ácido.....	10,30	9,16

Los resultados que siguen evidencian que la reducción es rápida, especialmente en soluciones calientes, con solución agitada por aire comprimido, con abundante precipitado de sulfuro de cobre i con muestras tomadas a intervalos diferentes en la solución tratada i a 50°C. de temperatura:

	Fierro férrico	Acido	Fierro total
Antes del tratamiento con CuS.....	0,45	9,80	3,06
Después de agitar cinco minutos.....	0,11		
Después de agitar quince minutos....	0,12		
Después de agitar 95 minutos.....	0,14		

Dichos resultados indican que la acción reductora es rápida i positiva i que nada se gana prolongando la agitación.

APLICACION PRÁCTICA

Las aguas débiles de lavados i las soluciones pobres impuras de los baños electrolíticos corren hácia el precipitador de hidrógeno sulfurado, como se muestra en el diagrama, Fig. 1, donde el cobre se precipita con hidrógeno sulfurado. Este precipitador por hidrógeno sulfurado es semejante a los reductores por anhídrido sulfuroso, de manera que un gran estanque de solución puede ser precipitado completamente i con continuidad por medio del gas, i el gas será consumido completamente. La precipitación está controlada en todo momento porque el chorro de solución que va al precipitador puede ser regulado a voluntad, i el aparato está suficientemente regulado para cuidar automáticamente de toda corriente de gas irregular.

El precipitado i las soluciones estériles, provenientes del precipitador,

corren hácia un separador, el cual puede ser semejante a un decantador Dorr, i las soluciones estériles pueden ser usadas de nuevo o evacuadas, miéntras el sulfuro de cobre decantado se saca por el fondo en forma de barro i va hácia el agitador de la unidad reductora por sulfuro de cobre.

La sal férrica es reducida rápidamente en el agitador por el precipitado de sulfuro de cobre i la solución reducida i casi clara del agitador, corre hácia otro separador, donde la solución decantada, clara, rebalsa i va a las últimas series de baños electrolíticos, miéntras el barro decantado vuelve al agitador. Cuando el barro de sulfuro de cobre llega a ponerse impuro, contaminado con azufre, i pobre en cobre, debe ser descargado del reductor por sulfuro de cobre.

La reducción por el sulfuro de cobre, como la reducción por anhídrido sulfuroso, debe hacerse de preferencia discontinuamente, especialmente en grandes plantas. La solución electrolizada, de la cual se ha extraído ya el 75% como cobre electrolítico, con la rejeneración de ácido correspondiente, vuelve entónces a la lixiviación de minerales para pasar nuevamente por un ciclo completo de solución, reducción, electrolisis i rejeneración, pero miéntras la solución vuelve a los estanques de lixiviación, con el porcentaje de cobre reducido, digamos, de 3,89% que tenía al entrar a la electrolisis, a 1,04% que tenía al salir de los baños electrolíticos, se separa del chorro principal una pequeña porción, la cual se somete a una precipitación electrolítica hasta bajar el porcentaje de cobre a 0,25 ó 0,50%. Esta pequeña cantidad de cobre en solución se precipita completamente con hidrógeno sulfurado, i el sulfuro de cobre resultante se usa como agente reductor para las sales férricas en el electrolito, miéntras el cobre se convierte en metal electrolítico, como ya se ha dicho.

La precipitación de las soluciones pobres e impuras por medio del fierro envuelve numerosas i serias dificultades: Primero, el fierro i el ácido se pierden. Segundo, es un inconveniente, aunque no impracticable, el manejo de la esponja de fierro i la separación del cemento de cobre automáticamente o mecánicamente. Tercero, si el cemento de cobre se usa como un agente reductor de las sales férricas en el electrolito, su acción es lenta i el fierro i otras impurezas saturan el electrolito hasta un punto peligroso.

La esponja de fierro no se obtiene comunmente a un precio razonable en los distritos mineros de cobre. Si se usa la esponja de fierro, el cobre de cemento será probablemente tan impuro hasta hacer imposible su uso económico en la reducción de las sales férricas i en la conversión del cobre de cemento en cobre electrolítico. Se gasta cerca de dos libras de fierro, en la práctica, para precipitar una libra de cobre de las soluciones provenientes de la electrolisis que contengan aún sobre 2% de cobre.

Con el hidrógeno sulfurado, la precipitación del cobre de las soluciones

pobres e impuras, la acidez es inmaterial; es preferible tener la solución ligeramente ácida a lo ménos, para impedir la precipitación de impurezas.

El sulfuro de cobre aplicado al electrolito producirá 3 libras de ácido por libra de cobre depositado, por el procedimiento Greenawalt. Si el hidrógeno sulfurado se genera con ácido i ejes impuros, el único gasto extra lo constituye el eje, i éste se obtiene fácilmente a un costo que no excederá de cinco dollars la tonelada.

APLICACION PRÁCTICA DEL PROCEDIMIENTO GREENAWALT

Las principales consideraciones en que se basa la aplicación práctica del procedimiento son:

- 1) El anhídrido sulfuroso es mas activo como agente reductor en soluciones que no son muy ácidas.
- 2) El sulfuro cúprico se disuelve mas facilmente en soluciones altamente ácidas que en soluciones poco ácidas. La reacción es también mas enérgica en soluciones calientes que en soluciones frías.
- 3) Con una reducción efectiva de anhídrido sulfuroso i sulfuro cúprico la cantidad de cobre que requiere una precipitación química es pequeña. No deberá exceder de 0,25 a 0,50% del cobre de las soluciones electrolizadas i no deberá exceder de 5% del cobre total producido.
- 4) Es preferible tener toda la producción de cobre en la forma de metal electrolítico puro.

La figura N.º 1 muestra un diagrama de la sección del procedimiento Greenawalt, i la figura N.º 3 un diagrama del plano en la forma cómo se aplica a los minerales «sulfuros» o a los concentrados. Los minerales oxidados de baja ley se deben lixiviar de preferencia por percolación; los minerales tostados de alta ley i los concentrados *deben lixivarse con agitación*.

Refiriéndonos a los dibujos, se verá que la solución cuprífera de la planta de lixiviación se hace correr hacia el reductor N.º 1, donde es tratada con gas anhídrido sulfuroso obtenido en la tuesta del mineral sulfuro o del concentrado. Esceptuando una cámara de humos ordinaria, no se trata de purificar mas el gas ni de extraerle el polvo. La solución ya reducida, conteniendo, digamos 4% de cobre, cerca de 1% de ácido i de 3 a 4% de fierro en total, corre al estanque de decantación N.º 1 el cual se comprende, es de un tamaño suficientemente grande para poder clarificar la solución reducida.

El fierro férrico de la solución proveniente del primer reductor, quedará completamente reducido.

Del estanque de decantación la solución corre en un chorro continuo al primer grupo de baños electrolíticos i la velocidad de la solución se regula de manera que la solución que sale de un grupo de celdas no tenga mas de un cierto porcentaje de fierro férrico, o sea, digamos, de 0,25%. La solución

electrolizada vuelve entónces al reductor N.º 1, pero al volver, una porcion, el suplemento del chorro regular, se vácia en el reductor N.º 2. La solucion cuprífera corre dentro de un circuito casi cerrado en la unidad electrolítica que consiste en el reductor i el correspondiente grupo de celdas hasta que el porcentaje de cobre del suplemento del chorro sea cerca de 3%, i el de la acidez cerca de 4%. Esto quiere decir que la solucion circula a traves de la primera unidad electrolítica hasta que se ha precipitado 1% de cobre. Similarmente, circula en la segunda unidad electrolítica, que consiste en el reductor N.º 2 i el correspondiente grupo de celdas, hasta que el suplemento de solucion contiene 2% de cobre i cerca de 7% de ácido. Similarmente circula en la tercera unidad electrolítica, que consiste en el reductor N.º 3 i en el correspondiente grupo de celdas, hasta que el suplemento de solucion contiene 1% de cobre i 10% de ácido. El suplemento de solucion corre entónces a la unidad que reduce por medio del sulfuro de cobre en la cual el cobre de los precipitados obtenidos de las soluciones pobres e impuras se vuelve a disolver reduciendo simultáneamente el fierro férrico, i el cobre se convierte en metal electrolítico.

La solucion electrolizada, vuelve entónces de nuevo a la lixiviacion del mineral, pero una pequeña porcion se desvia cada vez hácia el precipitador por hidrójeno sulfurado, donde todo el cobre en solucion se precipita i la pequeña porcion de solucion se bota. En esta forma la solucion regular de lixiviacion puede ser mantenida a un tipo standard, el cual será determinado comunmente por el fierro contenido, porcentaje que no será ordinariamente mucho menor de 3% ni mayor de 4% en fierro total. Hasta qué punto es conveniente estraer el cobre ántes que la solucion vaya a la lixiviacion de minerales, es nuevamente cuestion de utilidad. La ineficacia del procedimiento debido a la acidez de la solucion, no se manifiesta miéntras la acidez no exceda de 7 a 8%. A medida que aumente la acidez se hace mas difícil reducir las sales férricas, pero con una planta bien apropiada esto puede ser subsanado por medio del tiempo i de la temperatura, los cuales están siempre controlados.

Es evidente que el procedimiento entero puede hacerse mecánicamente i que no se necesita emplear ningun aparato que no sea conocido i probado.

Incidentalmente debe mencionarse que precipitando por fierro las soluciones que se han de botar, las soluciones que abandonan la planta de cementacion raramente contendrán ménos de 0,02 a 0,05% de cobre. Donde se precipita por esponja de fierro cerca del 25% del total del cobre producido, esa cantidad de cobre representa una pérdida bastante regular.

EL PROBLEMA DE LA DESPOLARIZACION

Se sabe desde hace tiempo que una despolarización efectiva reduce el consumo de fuerzas i mejora el rendimiento jeneral de la precipitación de cobre. Los anodos de plomo no son tan nombrados por su acción despolarizadora como los anodos de carbon. En condiciones normales i apropiadas, el voltaje para la precipitación puede ser reducido a la mitad usando anodos de carbon en vez de anodos de plomo. Los anodos de carbon no pueden emplearse con seguridad en soluciones de sulfato, debido a la desintegración excesiva del carbon. Se conoce desde hace tiempo sin embargo, que con una despolarización efectiva, el carbon resiste bastante bien la desintegración. Queda por probarse si la despolarización puede hacerse tan efectiva como para que sea práctica en soluciones de sulfato. Las principales condiciones para una despolarización efectiva son:

- 1) Un electrolito alto en fierro.
- 2) El fierro en el electrolito en forma ferrosa.
- 3) Agitación, o circulación muy rápida, del electrolito durante la electrolisis.
- 4) Temperatura regularmente alta del electrolito.
- 5) Baja densidad de corriente.

Hasta hoy ha habido pocos ensayos sobre el uso del carbon como anodo para soluciones de sulfato, debido a la dificultad para mantener el electrolito alto en fierro ferroso.

Cuando se piensa en que una reducción de 50% en el voltaje requerido para la electrolisis significa salvar 50% de la fuerza motriz, la posibilidad del uso de anodos de carbon toma una importancia capital.

El procedimiento Greenawalt, se cree, ofrece las mayores probabilidades de éxito para realizar las condiciones necesarias para el uso efectivo de los anodos de carbon.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE COBRE QUE CONTIENEN
MINERALES PRECIOSOS

Uno de los problemas que se presentan frecuentemente en la lixiviación de minerales de cobre—especialmente en los minerales de alta ley i en los concentrados—consiste en recobrar los metales preciosos. Esto tambien se aplica a la lixiviación i electrolisis de ejes de cobre de baja ley.

Cianurar los rípios provenientes de la lixiviación de minerales de cobre es hacedero en minerales de metales preciosos que contienen cobre, siempre que la extracción del cobre sea justamente completa i que los rípios estén bien

lavados. La cianuración de los minerales de cobre que contienen metales preciosos es sumamente difícil i a menudo enteramente impracticable.

Una solución de cloruro es capaz de extraer el cobre, oro i plata, en una sola operación, pero cuando se trata de la electrolisis, es mejor lixiviar el cobre con una solución de sulfato. Esto es tambien a menudo el mejor tratamiento para los metales preciosos a causa de que usando soluciones de sulfato para el cobre, los metales preciosos quedan en el residuo i pueden ser extraídos separadamente, de preferencia con una solución de cloruro. Esto significa un paso adicional en el tratamiento, pero no un paso costoso necesariamente. La producción electrolítica de cloro partiendo de la sal común, es, hoy día, tan común, que su adopción no inspira ninguna incertidumbre i la cloruración de los minerales de oro i plata constituye un procedimiento digno de este tiempo.

La aplicación del cloro no presenta hoy día las dificultades que presentaba años atrás. Nadie pensaría hoy en la cloruración en barril, pues hoy se construyen aparatos para aplicar eficazmente el cloro, en mejores condiciones que en el sistema del barril, i en unidades con capacidad para tratar desde algunos cientos hasta mil toneladas de mineral por día. Esto sería particularmente fácil si el mineral contiene cobre i oro i que no haya que recuperar la plata. La extracción de la plata implicaría el uso de una solución de cloruro; mientras que si hubiera que extraer sólo el oro, bastaría una simple solución de cloro.

En una investigación experimental de minerales de Arizona, con alto porcentaje de oro i cobre, que contenían 19,3% de cobre, tostados i lixiviados con ácido, dió una extracción de 96,3% del cobre. Los rípios de cobre ya lixiviados dieron 0,9% de cobre i 1,11 onza de oro. Los rípios después de ser tratados por cloro dieron 0,1% de cobre i 0,02 onzas de oro, mostrando así una extracción total en el laboratorio de 99,5% del cobre i 98,2% del oro. Estos resultados son considerados poco comunes, pero el punto de principal interés consiste en que 0,80% del total de 19,3% fue extraído con cloro. Manifiestamente, esto representa un alto consumo de cloro, pues éste obrará mas o menos sobre el cobre excluyendo el oro. Esto indica tambien la estrecha relación entre el oro i el cobre, i que cuando el cobre ha sido extraído casi totalmente es tambien casi segura una total extracción del oro.

Esto induce a preguntar hasta qué punto el costo del cloro que obra sobre el cobre hace que el procedimiento del cloro sea provechoso. No es el caso si se presume, que el cobre se extrae como cloruro cúprico, en cuyo caso consumiría aproximadamente una libra de cloruro para extraer una libra de cobre. El cloro, producido por electrolisis de la sal común, no costaría mas de 5 c. americanos por libra; se puede presumir que el cobre extraído tenga un precio de 15 c. americanos por libra. Esto dejaría un márgen considerable para otros gastos de extracción del cobre, ántes que una pérdida o algun otro gasto posible, pueda ser cargado al oro a cuenta del cobre.

TUESTA DE LOS MINERALES SULFUROSOS I CONCENTRADOS

La tuesta de los minerales sulfurados o de los concentrados para lixiviar el cobre, presenta un problema distinto, el cual envuelve dos importantes consideraciones: Primero, tostar hasta el punto de obtener ripios muy descombrizados, comparable a extraer el cobre por fundición. Segundo, hacer un alto porcentaje del cobre soluble en agua.

La tuesta de los minerales de cobre para obtener un alto rendimiento en la lixiviación ha sido tomada muy en consideración últimamente por numerosos i competentes investigadores, i se cree que se pueden obtener resultados satisfactorios en la mayoría de los minerales, aún si los ripios provenientes de los minerales lixiviados quedan con mas cobre que la jeneralidad de las escorias de fundición.

La segunda consideración, sin embargo, puede fácilmente ser realizada, i no habrá dificultad en obtener de 50 a 75% del cobre soluble en agua por medio de la tuesta. Esto tiene una situación importante en la lixiviación i electrolisis, por cuanto se puede rejenerar bastante ácido por la electrolisis, aplicando los agentes reductores para el hierro férrico, como anhídrido sulfuroso e hidrógeno sulfurado, para suplir todas las necesidades, i no habrá necesidad de comprar ácido ni de manufacturar especialmente. Esto no se aplicará al tratamiento de los minerales oxidados, pero como 1 kw-hora, en el tablero, deposita una libra de cobre i rejenera 3 libras de ácido, por el procedimiento Greenawalt, se verá que la cantidad de ácido que haya que comprar o manufacturar se reducirá enormemente.

Una ventaja importante de la lixiviación i electrolisis sobre la fundición descansa en el hecho de que metalúrgicamente la lixiviación i electrolisis en cuanto a las plantas no dependen de la capacidad. Fundir en una escala de 50 a 100 toneladas por día, presenta grandes dificultades. Un procedimiento electrolítico puede efectuarse en unidades de cualquier tamaño. Por supuesto, las operaciones en gran escala son mas económicas que en pequeña escala, pero esto es independiente de cualquier dificultad técnica inherente.

Debe ponerse también atención en otro punto, el cual, indirectamente tiene una situación importante en la minería del cobre. Donde los minerales de baja ley pueden ser concentrados con éxito, tanto por gravedad como por flotación, el rendimiento varia hasta cierto punto inversamente al grado de concentración, ahora cuando el concentrado se embarca, o aún cuando se funda, es importante subirle la ley, para realizar un provecho razonable o no obtener ninguna ganancia. Por el procedimiento Greenawalt no hai una ventaja particular en tratar un concentrado de alta ley, i fuera de aquí un producto de mediana ley, de la concentración preliminar, puede agregarse al concentrado en lugar de botarlo al desmante. Esto significa tener un

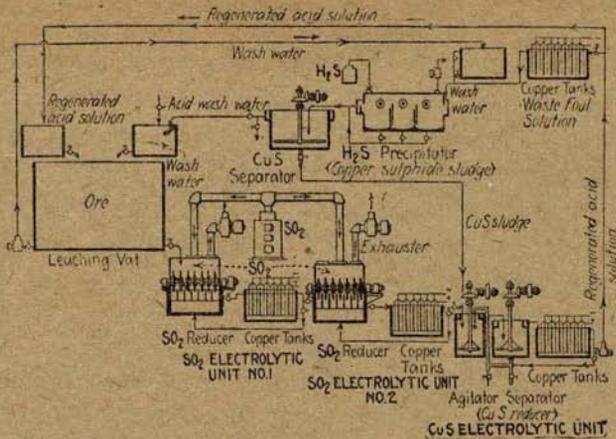


Fig. 1.— Sección diagramática mostrando el recorrido en el proceso Greenawalt.

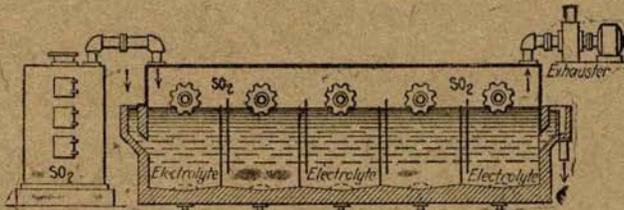


Fig. 2.— Reductor de dióxido de azufre.

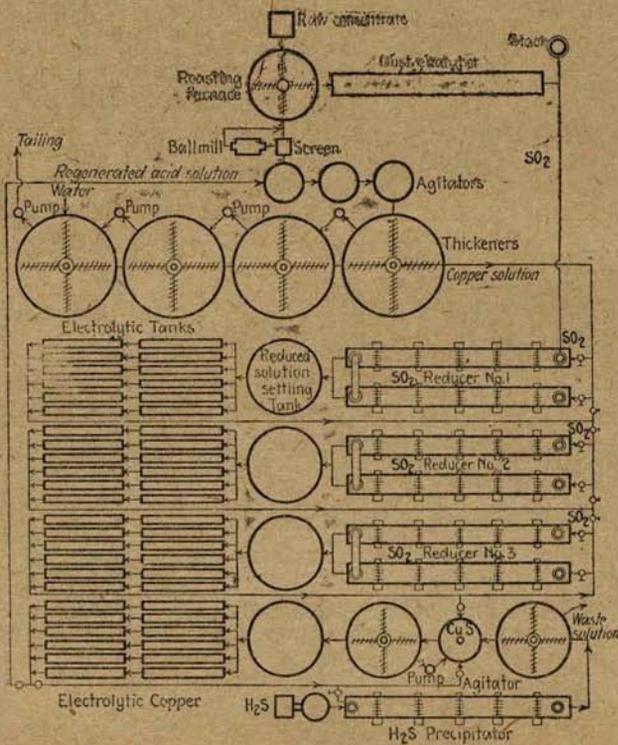


Fig. 3.— Proceso Greenawal aplicado a concentrados.

ripió comparativamente de baja ley i obtener un rendimiento considerable en la extraccion. En la mayoría de los casos no pagaria su transporte un concentrado de 5 a 10% de cobre, ahora ese seria un excelente material para el procedimiento Greenawalt. Podria ser tratado sin comprar ni manufacturar ácido, i la fuerza motriz consumida en cualquier procedimiento electrolítico es proporcional al cobre precipitado i no a la cantidad de mineral tratado.

El comercio del carbon en el mundo en 1922. ⁽¹⁾

Francia tiene el honor, el cual no quisiera ella tenerlo, si fuera posible, de ser el mas importante importador de carbon del mundo entero. Está vivamente interesada en conocer la tendencia del mercado mundial i, examinando el pasado, buscar lo que el porvenir le reserva en cuanto a los precios i cantidades de combustibles que le serán entregados. Veamos primero cómo se reparte la produccion hullera durante estos últimos años. Segun el Colliery Guardian, tendríamos en millones de toneladas inglesas las cifras siguientes:

	1913	1920	1921	1922
Estados Unidos.....	504,500	569,800	410,000	412,000
Inglaterra.....	287,000	229,500	163,300	263,000
Alemania.....	188,000	117,000	121,000	118,000
Francia.....	39,400	31,000	35,000	40,000
Bélgica.....	22,500	23,000	21,500	18,000
Japon.....	20,900	28,000	23,000	21,000
Total en el mundo...	1.310,000	1.230,000	1.000,000	1.100,000

Haremos notar desde luego, que el tonelaje de Alemania no comprende a la lignita, la cual, aunque inferior a la hulla, es un buen combustible. Alemania produce cantidades crecientes: 85 millones de toneladas en 1913, 100 millones en 1920, 110 en 1921 y 122 millones en 1922. Esas son cantidades no despreciables cuya importancia creciente indica suficientemente el interes que se le da en Alemania.

El hecho dominante que se destaca de estas estadísticas es la debilidad jeneral de la produccion en estos últimos años con relacion a la normal repre-

(1) *L'Echo des Mines et de la Métallurgie*, 20 de Enero 1923.— Traducción del Servicio de Minas i Jeolojía.

sentada por las cifras de 1913; 1920 es inferior en 100 millones de toneladas, 1921 en 300 millones i 1922 en 200 millones. Sin duda durante estos tres años el consumo ha sido inferior al normal i ello explica en parte la reduccion de la produccion; pero no es ménos cierto que se tuvo que emplear buena parte de las reservas durante las dos grandes huelgas de 1921, en Inglaterra, i de 1922 en Estados Unidos. Se puede pues, afirmar, que en la hora actual hai pocos stocks de carbon repartidos en el mundo i nosotros sacaremos mas adelante las consecuencias para el porvenir del mercado del carbon. Un segundo hecho mui importante es el aumento en 1922, de la produccion inglesa que se calcula en 100 millones de toneladas. Para llegar a esas cifras, Gran Bretaña ha tenido que hacer un esfuerzo extraordinario, ayudado, ademas, por la huelga escepcionalmente larga de los mineros americanos que hizo reducir las esportaciones de Estados Unidos de 34.390,000 toneladas en 1920 a 12 millones en 1922. Recordaremos que este pais habia enviado a Europa (i especialmente a Francia) 11.620,000 toneladas de carbon en 1920, cifra que ha caido a 300,000 toneladas, lo que equivale a casi nada, en 1922. Inglaterra ha pues, apartado francamente a este competidor del mercado europeo i sus esportaciones totales se han elevado de 26 millones de toneladas en 1921, a 68 millones en 1922.

Para llegar a semejante resultado, la industria hullera inglesa ha hecho en 1922 grandes sacrificios sobre los salarios i los dividendos i mui a menudo tuvo que trabajar perdiendo dinero. Fué preciso luchar para restablecer la situacion tan comprometida por la huelga de 1921 i por el mayor valor de la libra esterlina en los principales mercados. Tambien el precio medio de venta del carbon ingles para la esportacion no fué en 1922 (22 chelines 6d. por tonelada) sino de 70% superior al del precio ántes de la guerra. Basta comparar estos precios con el del carbon en Francia o en Béljica (300%) para darse cuenta de los sacrificios hechos por Inglaterra para reconquistar sus mercados, siendo que el precio de la vida es tan elevado en Inglaterra como en otras partes, si no es mas. Lo que no es ménos notable, es el esfuerzo de los obreros mineros para aumentar su rendimiento i con eso ganar una parte del producido que la baja de los salarios los obligaba a sacrificar. Se estima que en la provincia Gales este rendimiento ha llegado a 224 toneladas por año, en lugar de 135 en 1921 i 170 en 1920, podrian nuestros mineros franceses seguir tal ejemplo. Francia comprando un millon de toneladas de carbon por mes a Inglaterra es su cliente principal. Esta entrega ocupa 60,000 mineros, hace vivir 200 mil personas en la mina, sin hablar de aquellas ocupadas en el transporte por tierra i por mar, pues casi todo este carbon nos llega por vapores ingleses. En estas condiciones, i dada la crisis de paro que reina en este pais, puede uno explicarse hasta cierto punto la oposicion declarada que hace Gran Bretaña a las entregas en especies de los alemanes.

Tan pronto como Francia habla del carbon aleman instintivamente se

busca obstáculos, al otro lado del Canal de la Mancha, a las entregas que vienen a reducir las importaciones inglesas entre nosotros. Esto explica la actitud de M. John Bradbury delegado inglés a la Comisión de Reparaciones cuando se ha tratado de dejar constancia de la falta de cumplimiento de los alemanes en las entregas de carbon.

Sin embargo, es bien natural, que nosotros buscáramos primero la forma de hacer cumplir un tratado que Inglaterra firmó como Alemania, i que en seguida nosotros deseáramos evitar las compras pagadas con una prima de cambio tan elevada como la que existe sobre la libra esterlina. Pero los ingleses están seguros que nosotros tendremos siempre necesidad de carbon desgraciadamente, lo esencial es que su competencia no se ejerza como pasó en 1922, en el corazon de nuestros propios yacimientos hulleros.

¿Qué pensar del porvenir? es aun el Colliery Guardian quien nos informa a este respecto. Tres factores favorables a la industria minera aparecen para 1923: la reanudacion de la industria metalúrgica, la disminucion de los stocks de carbon en el mundo i los peligros de revueltas en Estados Unidos cuando la convencion de los salarios de los mineros espire el 1.º de Abril. Nuestro colega estima, pues, que el año se presenta bien para la industria hullera inglesa e invita a los explotadores a mantener a un nivel elevado la capacidad de produccion de sus minas para aprovechar algun repentino desarrollo de los pedidos, al mismo tiempo que redoblando los esfuerzos para bajar el precio de costo.

En Francia, bajo el punto de vista jeneral, tenemos interes en que el carbon ingles no salga mui caro, pero aún es necesario que los precios no bajen hasta obligar a nuestras hulleras a retirarse ante la competencia inglesa i a reducir su propia produccion. I con estas consideraciones, si las previsiones de firmeza de los precios para 1923 se realizan, será pura ventaja para nuestro país que consumirá ménos carbon ingles i mas combustible frances.

Procedimientos modernos para fundir metales no ferrosos.

Fundicion del bronce

A medida que la electricidad entra mas i mas en la industria, así tambien van apareciendo perfeccionamientos que sorprenden. El mas reciente de estos perfeccionamientos es el horno eléctrico de nuevo estilo, horno que resulta particularmente eficiente en la fundicion de metales no ferrosos.

Las primeras instalaciones de este horno, que es del tipo de induccion, han develado posibilidades en la fundicion de bronce que nunca habian existido ántes en los hornos de estilo antiguo de crisol i de petróleo. Trabajos efectivos llevados a cabo recientemente han demostrado que miéntras el costo de fundir metal en un horno a carbon es de 130 pesos moneda corriente chilena la tonelada, i de 115 pesos en un horno a petróleo, el costo en el nuevo horno eléctrico es de sólo 65 pesos.

Ya se vé que con este nuevo procedimiento industrial se obtiene una considerable economía de combustible: se economiza petróleo, lo que resulta en beneficio de los automovilistas i de los dueños de naves que usan petróleo como combustible, i se economiza carbon con beneficio para todos. Tambien se economiza en metal, puesto que este horno eléctrico, como lo ha probado trabajando, funde el bronce reduciendo claramente la pérdida por disgregacion del zinc i a la vez, el producto resulta de una calidad mas fina que cuando se usaban los hornos de estilo antiguo.

Para los profanos en la materia será difícil comprender el significado de todo esto. En tal caso, bastará con dar una mirada al informe recién publicado por la Oficina de Minas de los Estados Unidos despues de una investigacion llevada a cabo por dicha Oficina i relacionada con el uso de los hornos de fundicion de bronce en ese pais. Este informe declara que si los antiguos tipos fueran substituidos enteramente por hornos eléctricos, la economía que obtendria la industria de fundicion de bronce alcanzaria a dos o tres millones de dólares al año. I agrega: «Si todo el bronce fabricado en el pais en 1917 i 1918 hubiera podido fundirse eléctricamente, los gastos de guerra de la Nacion se habrian reducido en unos veinte millones de dólares».

El secreto está en que, con los hornos de estilo antiguo, se producen ciertas pérdidas serias, las que prácticamente son abolidas en el horno eléctrico. Entre estas pérdidas se cuenta la que causa la disgregacion del zinc, que alcanza a ser considerable. Es posible que se pierda hasta un seis por ciento del metal en la fundicion del bronce i un diez por ciento al forjarlo. En los talleres de fundicion de bronce de una gran planta, se calcula que unos

3,400 kilos de zinc pasan diariamente desde las chimeneas a la atmósfera, en forma de óxido de zinc: literalmente hablando, se desvanece en el aire.

La susodicha Oficina calcula que al usarse hornos eléctricos en la fundición de bronce, se necesitarían unas 6,000 toneladas ménos de metal, i así se podría disponer de la obra de mano i carros de ferrocarril correspondientes, para otras necesidades. Incidentalmente, i no es poco decir, se mejora la salud i la seguridad de los obreros por razon del carácter mas fresco i limpio del trabajo.

Este horno de induccion dado a conocer por la International General Electric Company, podrá fundir metales o ligas que no contengan hierro i que son tratados en lotes de 1-4 tonelada para arriba, aunque podrían fundirse cantidades menores si se deseara. Se predice que no está distante el día en que toda esa clase de trabajo será efectuado por medios eléctricos.

COMPAÑIAS	Valor de la accion		DIAS							
			5		12		19		26	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
CARBON										
Lebu.	£ 1	61 $\frac{1}{2}$	67	...
Minera e Industrial.	\$ 50	\$ 50	27	29	27 $\frac{1}{2}$...	27 $\frac{1}{2}$
PETROLÍFERAS										
Cacheuta.	\$ 5	...	0.40
Nacional Petróleos.	\$ 5	0.25
Orion.	2 $\frac{3}{8}$
Rafaelitas.	6	7	7 $\frac{3}{8}$	6 $\frac{3}{4}$	7
SALITRERAS										
Antofagasta.	\$ 50	\$ 50	52	...	61 $\frac{1}{2}$	50 $\frac{1}{2}$	49	49 $\frac{3}{4}$
Boquete.	£ 1	3 $\frac{1}{4}$...	3 $\frac{3}{4}$
Chilena de Salitres.	£ 1	14
Galicia.	£ 1	35 $\frac{3}{4}$...	35
Lastenia.	£ 1	35	...	34 $\frac{5}{8}$	34	34
Loa.	£ 1	82 $\frac{3}{4}$...	81
Peñon.	£ 1	...	17	17 $\frac{1}{8}$

CAMBIO I RECARGO DEL ORO

DIAS	\$ m/c por £	£ por oro 18d	Recargo oro %	DIAS	\$ m/c por £	£ por oro 18d	Recargo oro %
2	35.80	12.80	117.50	17	35.60	13.00	172.00
3	35.40	12.80	174.00	18	36.00	13.00	174.00
4	35.00	12.90	170.50	19	35.80	13.00	174.20
5	34.80	12.90	169.80	20	36.20	13.00	178.00
6	35.00	12.90	170.50	22	36.00	13.00	176.50
8	34.80	12.90	171.00	23	35.80	13.00	175.80
9	34.40	12.90	176.00	24	35.80	13.00	175.30
10	34.20	12.90	174.00	25	36.40	13.00	178.50
11	34.70	12.90	167.00	26	37.00	12.90	185.00
12	34.60	13.00	167.00	27	...	13.00	184.00
13	35.00	13.00	168.00	29	37.20	13.00	187.00
15	35.40	13.00	171.50	30	38.40	12.80	195.60
16	35.20	13.00	169.00	31	38.00	12.90	195.00

COTIZACIONES DEL COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A bordo qq. m. \$ m/c		
	Barra	Ejes 50%	Minerales 10%
11.....	199.80	87.70½ escala 199 cents.	10.49½ escala 115 cents.
25.....	213.16	93.79 escala 213 cents.	11.20½ escala 122 cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

Dias	Centavos por libra	Dias	Centavos por libra
4.....	14¾	18.....	14¾
11.....	14¾	25.....	14¾

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
2.....	64.12.6	65. 7.6	17.....	63. 7.6	64. 0.0
3.....	64. 7.6	65. 0.0	18.....	63.10.0	64. 2.6
4.....	64.10.0	65. 2.6	19.....	63.10.0	64. 0.0
5.....	64. 5.0	65. 0.0	22.....	64. 0.0	64.12.6
8.....	64. 7.6	65. 2.6	23.....	64.15.0	65. 5.0
9.....	64. 2.6	65. 0.0	24.....	64.15.0	65. 7.6
10.....	64. 5.0	64.17.6	25.....	65. 7.6	65.17.6
11.....	64. 5.0	64.17.6	26.....	65.12.6	66. 5.0
12.....	64. 2.6	64. 2.0	29.....	62. 2.6	66.17.6
15.....	64. 0.0	64.12.6	30.....	65.17.6	66.10.0
16.....	63.10.0	64. 2.6	31.....	65. 7.6	66. 0.0

SALITRE

11 Enero.

El mercado ha estado mui firme durante la pasada quincena i los esportadores se han demostrado bastante activos debido, no hai duda, a la gran demanda de parte de los consumidores que han acordado comprar.

El resumen de las ventas durante este período es como sigue:

Para entrega	Diciembre	1922	150	Toneladas
»	»	Enero	1923	39,400 »
»	»	Febrero	»	54,750 »
»	»	Marzo	»	18,100 »
»	»	Abril	»	750 »
»	»	Junio	»	34,250 »
			Total.....	147,400 » hasta ayer

Las existencias en Europa i Ejipto al 31 de Diciembre de 1922 se estiman en 263,500 toneladas.

La produccion en Diciembre fué de 1,297,400 quintales métricos con 53 oficinas trabajando, contra 754,400 qtls. métr. que fué lo producido por 35 oficinas durante el mismo período del año anterior.

El total de lo esportado el último mes fué de 2,315,500 qtls. métricos demostrando así un aumento comparado con Diciembre de 1922 de 1,547,600 qtls. métricos.

La produccion i esportacion de este año durante los últimos 4 años se compara como sigue:

1919 Produccion	16.790,541	qtls. métr.	Esportacion	9.143,560	qtls. métr.
1920	»	25.246,313	»	»	27.953,936
1921	»	13.155,525	»	»	11.139,106
1922	»	10.721,000	»	»	13.169,798

Las existencias en la costa el 1.º de Enero de 1923, se calculan en 12.382,000 qtls. con una reduccion de 4.000,000 qtls. métr. comparada con las cifras del 1.º de Julio de 1922, el sobrante de salitre vendido que no ha sido embarcado hasta el 1.º de Enero de 1923 se calcula en 750,000 qtls. métricos.

Los fletes por salitre para Enero/Febrero, para el Reino Unido o Continente, están mui escasos i se ha pagado hasta 37/6 para Enero por vapor.

El mercado de flete para otros destinos queda sin cambio.

25 Enero.

Ha habido una escases en la demanda durante la pasada quincena i el total de las ventas durante este período fué de 46,075 toneladas o sea un descenso de mas de 100,000 toneladas comparado con la quincena anterior. Las ventas efectuadas han sido las siguientes:

Para entregas en Enero	23,775 toneladas	
» » » Febrero	17,200	»
» » » Junio	5,000	»
» Consumo en el pais	100	»
	<hr/>	
	46,075	»

El resúmen de las ventas para entregas durante el presente año salitrero hasta la fecha es como sigue:

Ventas efectuadas por la Asociacion.	1,562,600 toneladas	
Embarcado por los Productores.	38,311	»
Vendido por los Productores Alemanes.	68,728	»
Esportado por Productores no asociados.	44,809	»
	<hr/>	
	1,714,448	»

Lo esportado durante la primera quincena de este mes, fué de 1,220,661 qtls. métricos contra 335,478 qtls. métr. que fué lo esportado durante la primera quincena de Enero de 1922.

El mercado de flete por salitre está mas flojo, i la demanda ha decaido considerablemente.

Para el Reino Unido o Continente Feb.-/Marzo se cotiza ahora a 32/6, i 31/6 para Abril a Julio podria resultar negocio.

Para Estados Unidos costa Oriental embarque Feb/Marzo entendemos, que se ha pagado \$ 6.- m/Americana por un cargamento completo para descargar en tres puertos Galveston-Boston e intermedios, con una rebaja de 25 cents. por cada puerto que no descargue.

Espacio por vapores corrientes para New York se puede obtener a \$ 5.25 m. americana. Para la costa occidental la cotizacion nominal es \$ 5.50 m/c. americana para embarque pronto.

CARBON

11 Enero.

La situacion del mercado de carbon queda sin cambio demostrando los consumidores un pequeño interes para sus necesidades inmediatas.

Cardiff Admiralty se cotiza talvez a 48/- para salida Enero/Febrero i este precio seria para conocidas marcas Americanas para embarques mas o ménos hasta Junio.

Pequeños lotes de Australiano marcas corrientes se han vendido a 42/6 en camino. Para embarques adelante se cotiza a 42/6 por carbon para vapor i 45/- para carbon para gas.

Nacional primera clase se puede comprar f. o. b. puertos de embarque a \$ 55.- i c. i. f. Valparaiso o San Antonio a \$ 67.- m/cte. Los FF. CC. del Estado compraron 15,000 toneladas a \$ 75.- por tonelada entrega durante este año f. o. b. Arica.

25 Enero.

Los precios no han variado mucho a pesar de haber habido una mejor demanda durante la quincena, las ventas son difíciles debido a que ha disminuido el consumo, pues casi todas las plantas salitreras no usan carbon en la actualidad, i aun muchas de las industrias manufactureras.

Cardiff Admiralty i marcas americanas se cotizan aun de 48/- a 50/- segun condiciones clase i salidas.

Australiano esta algo firme. Dos cargamentos por vapor salidas Marzo/Abril i Abril/Mayo, de Aberdare se vendieron a 43/- para San Antonio. Un cargamento por velero de Borwood Enero se ha colocado a 40/- para un puerto salitrero. Algunos lotes de West Wallsend salidas Marzo/Abril/Mayo se vendieron a 44/- para Valparaiso.

En carbon chileno se han efectuado transacciones de 20,000 toneladas a \$ 75.- m/c. por tonelada f. o. b. San Antonio i otro contrato se hizo a \$ 75.- f. o. b. Arica.

