AÑO XL MAYO DE 1928 Núm. 349

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

HOOVER

POR

FERNANDO BENITEZ
Ingeniero de Minas A. E. S. M.

Por primera vez en la historia política de los Estados Unidos, un ingeniero de minas es elegido candidato a la Presidencia de la gran República Federal por uno de los dos partidos tradicionales que desde la guerra de Secesión se disputan el gobierno de la nación americana.

El triunfo de Hoover en la convención republicana recién celebrada al ser elegido casi por unanimidad en la primera votación ha sido magnífico merecido, y tan hermoso como fueron también sus otros grandes triunfos en todas aquellas actividades a que dedicó en otro tiempo sus dotes y talento excepcionales. La vida de Herbert Clark Hoover, gran ingeniero, celoso administrador y buen ciudadano, es un hermoso ejemplo de lo que pueden el tesón, la fe y el trabajo puestos al servicio de grandes y nobles causas. Hijo de padres humildes, Hoover cursó Ingeniería de Minas en la Universidad de Stanford, graduándose brillantemente mediante penosos sacrificios, pues hubo de costearse a sí mismo sus estudios trabajando fuera de las horas de clases y en las vacaciones, como hizo Lincoln, y como lo siguen haciendo tantos muchachos sin fortuna en Norte América. En 1896, a una edad en que la mayoría de los jóvenes todavía no salen de la Universidad, a los 23 años, Hoover era ya Administrador General de uno de los más importantes grupos de minas de oro en Australia, donde introdujo reformas trascendentales que pusieron pronto de manifiesto sus grandes cualidades técnicas y administrativas. Más tarde lo encontramos al frente de otras grandes empresas mineras en la China, Burma y Rusia, revelándose desde muy joven como uno de los más grandes ingenieros de minas de todos los tiempos. Si su carrera profesional fué en extremo brillante y honrosa, no lo ha sido menos su carrera política, empleando esta palabra en su verdadera acepción, tal como el mismo Hoover la comprende y la emplea. La inesperada declaración de guerra de Alemania en Agosto de 1914, sorprendió a Hoover en Bélgica, donde también se encontraban miles de turistas compatriotas suyos ignorantes del conflicto que se avecinaba y a quienes la guerra dejó sin medios de subsistencia, al aislar a Bélgica del resto del mundo civilizado. Aunque Hoover no tenía cargo oficial alguno del Gobierno de su patria, a él le cupo el honor de organizar la repatriación de sus compatriotas, no sólo de aquellos que se encontraban en Bélgica sino también de los que se hallaban en Austria y Alemania. Como siempre, en las grandes crisis, el montón acude espontáneamente al hombre superior que sabe conducirlo. Este incidente casual, inesperado, no buscado por él, y del cual supo salir airoso como siempre, marca la entrada de Hoover a la vida pública considerada en su más alta expresión, es decir, el sacrificio de uno mismo por el bien de los demás. Su profundo concepto del deber no permitió a Hoover abandonar la Bélgica heroica en su hora trágica, y en la Cruz Roja primero y como Director del Comité

Americano de auxilios a la Bélgica ocupada por los ejércitos alemanes, Hoover realizó mediante la ayuda benéfica y generosa de sus compatriotas una labor humanitaria que no tiene paralelo ni semejanza en la historia catastrófica de las guerras modernas, obra tan altruista y hermosa, como grandes fueron los sacrificios y sufrimientos del pueblo belga. En verdad, Hoover fué un verdadero padre para miles de niños belgas, pues sin el pronto y sostenido auxilio del Comité Americano de Socorro, esos niños, hoy hombres, no existirían.

La entrada de su patria al conflicto mundial obligó a Hoover a abandonar su hermosa obra, por él iniciada y para él tan querida. Cuando la solución del problema de los alimentos tornóse una seria amenaza para el triunfo de los aliados, el gran Presidente Wilson nombró a Hoover, Contralor de Alimentos de los Estados Unidos, lo que en aquellos momentos equivalía a ser nombrado Contralor de Alimentos de la Humanidad entera; y a mi me parece que cuando en la Europa Aliada se discute todavía con calor cuál fué el hombre que más contribuyó a la victoria, se comete una grave injusticia histórica al olvidar el nombre de Hoover, del gran organizador que desde su modesto gabinete de trabajo hizo posible esa victoria.

Terminada la gran guerra, Hoover ha dirigido todas las comisiones americanas de auxilios que han ido en socorro de los países desvastados por la guerra, como Bélgica, la misma Alemania y Polonia, (en Varsovia hay una hermosa fuente que el pueblo polaco erigió en recuerdo suyo). Cuando la hambruna del Volga, Hoover auxilió a millones de rusos hambrientos; y cuando los desastres del Mississippi, él también fué quien dirigió los trabajos de salvamento y de socorro.

Como Secretario de Comercio en el gabinete de Coolidge, Hoover ha realizado una obra sorprendente, organizando su departamento de la misma manera como acostumbraba organizar las empresas mineras que dirigió: de acuerdo con la más estricta economía y la más rígida eficiencia. Esta ha llegado a tan alto grado que el 75% de las miles de preguntas y consultas que a diario comerciantes o industriales hacen a su departamento, son contestadas antes de las 24 horas. A Hoover se debe en parte la prosperidad industrial de que actualmente disfrutan los Estados Unidos.

Tal ha sido, a grandes rasgos, la vida ejemplar del ilustre ciudadano americano, hoy candidato a la Presidencia de su patria.

Hoover no es un profesional de la política, no lo ha sido ni lo será nunca. Hombre de estudio, silencioso y trabajador, no ha pronunciado un sólo discurso en toda su vida pública, consagrada por entero a hacer y no a hablar. Cuando las circunstancias lo han obligado a romper su silencio habitual, como cuando declaró ante el Senado en el asunto del caucho, lo ha hecho sin eufemismos ni vanos alardes oratorios, con claridad meridiana, con esa claridad y lógica que aprendiera en los teoremas de Euclido en las aulas de la Escuela de Ingeniería de su querida Stanford. Al igual que otros grandes ingenieros europeos a quienes las supremas necesidades de la gran guerra colocaron al frente de los más importantes ministerios de sus respectivas naciones, como Eric Geddes en Inglaterra, von Rathoneau en Alemania y Pailaé en Francia, Hoover es el producto típico de un país y una época eminentemente industriales. Profundo conocedor de todos sus complicados problemas, nadie mejor preparado e indicado que él para resolverlos. Hoover tiene además en los momentos actuales una inmensa ventaja sobre todos los candidatos posibles: y ésta es su gran versación en política internacional y en los complicados problemas económicos del mundo entero, y especialmente de los que agobian a la vieja Europa; versación adquirida no de libros, sino de haber vivido en contacto directo durante largos años con muchos pueblos de la tierra. De su larga permanencia en Australia, el Oriente y Europa, de su sincera simpatía y bien probado humanitarismo por las desdichas y sufrimientos de otros pueblos, de esa más alta comprensión y tolerancia por la opinión del vecino que sólo se adquiere tras larga permanencia en el extranjero, la humanidad tiene derecho a esperar todavía mucho de Mr. Hoover.

Sus recuerdos de los rudos mineros australianos, de la triste condición en que vejetan coolíes chinos y burmeses, de los sufridos mujicks rusos y de los pobres niños belgas, polacos y alemanes a quienes socorrió con verdadero espíritu cristiano sin distinción de nacionalidad, raza o religión, harán que su amplia visión y sentimientos de confraternidad vayan más allá de Nueva York, California, Utah o Caroline.

LA FLOTACION DE MINERALES OXIDADOS Y SU APLICACION EN MEJICO [1]

POR

C. BRUCHHOLD
Ingeniero Metalurgista

Bien sabido es de los mineros que los minerales oxidados, en los cuales, por ejemplo, un carbonato, sulfato u otra sal de un metal básico constituye el contingente económico que se trata de librar de su matriz estéril, no responden bien a una concentración mecánica por gravedad, ni a la flotación directa. La diferencia del peso específico entre un carbonato y la matriz, en lo general es menor que la que existe entre el sulfuro del mismo metal y su matriz, dando por eso una extracción bastante inferior a la que rendiría el sulfuro natural. Para poder tratar este carbonato con éxito por medio de la flotación, es necesario envolver su superficie con una película delgada de un sulfuro artificial que le confiera la propiedad de flotar.

Ya en nuestra teoría nueva sobre la flotación se expresó que en contraposición a los sulfuros, los iones negativos que en una solución alcalina o ácida se están disociando de un compuesto oxidado, consisten en el oxígeno mismo o en las combinaciones no-saturadas de CO^3, SO^4, etc., los cuales son gases y por eso no pueden ser atraídas por la débil carga de electricidad positiva en la burbuja. Así, es imposible crear un campo eléctrico, para que la burbuja atrae la partícula del mineral oxidado, sobre la cual la creciente presión osmótica del electrólito ya ha precipitado los iones positivos de los metales que componen el mineral, cargando este último en su superficie electropositivamente. Logrando, pues, formar una tenue membrana de un sulfuro artificial sobre el mineral oxidado, los iones negativos disociados entonces son los del azufre que son atraídos desde luego por la burbuja cargándola electronegativamente en su superficie. Así la burbuja y el mineral sulfurado están atrayéndose para subir con la espuma hasta la superficie de la pulpa.

Fué en el año de 1905, que el señor Schwarz solicitó una patente, en la cual describe su idea de tratar minerales oxidados por medio de una solución de sulfuros o polisulfuros de sodio o potasio para convertir mediante reacciones químicas, la superficie de minerales oxidados en superficie sulfurada, haciendo así posible flotarlos en seguida por medio de la adición de los aceites usuales y separarlos de esta manera de la roca y la ganga que los acompañan. Esta concepción, por supuesto, en todos sus variantes ha quedado como básica para todas las solicitudes de patentes que han sido presentadas subsecuentemente a la patente de Schwarz. Tery fué el primero que en 1914 recomendó el uso del hidrógeno sulfurado, demostrando al mismo tiempo que este reactivo precipita también metal en forma de sulfuro flotable, cuando éste se halla disuelto en una solución, por ejemplo, cuando las aguas de una mina que llevan sulfato de cobre disuelto, se usan en la flotación, se precipita el cobre como sulfuro, proporcionando una ganancia adicional al producto total de la flotación.

Debe manifestarse que con contadas excepciones la sola flotación de minerales oxidados no ha obtenido éxito comercial. Los carbonatos de plomo son los únicos que se dejan flotar de esta manera y rinden ganancias económicas efectivas. Los carbonatos de cobre (malaquita y azurita) también han dado resultados que prometen, pero el silicato de cobre, que a veces forma una parte integrante de los criaderos de cobre oxidados, no responde a este procedimiento, habiendo resultado siempre un fracaso al ensayarlo en escala comercial.

Por eso muchos experimentos se han llevado a cabo con la intención de abandonar la formación de una película de sulfuro sobre

(1) Tomado del "Boletín Minero", publicación del Departamento de Minas.—Méjico. Abril 1928.

minerales oxidados cobrizos y al contrario disolverlos completamente mediante ácido sulfúrico para precipitarlos después en forma flotable, es decir, como sulfuro de cobre o como cobre metálico. Pero este método tiene la desventaja que el sulfuro de cobre artificial que resulta de la precipitación, no flota sino con dificultades y, por otra parte, los sulfuros de cobre naturales que ya existían en la carga mineral, no se disuelven más que imperfectamente, formándose durante estas reacciones compuestos que impiden en gran parte su flotación. La precipitación es costosa y la regeneración y el repetido uso de las soluciones se hacen complicados por la lentitud de las reacciones, lo cual es una consecuencia de las alteraciones químicas en la solución misma. Solamente el método que emplea la «Chino Consolidated Copper Co», en Hurley. Nuevo Méjico, precipitando por medio de hierro en forma de esponja, ha tenido éxito positivo en la práctica.

En los últimos años las grandes Compañías Norteamericanas que benefician minerales cobrizos oxidados, han prescindido por completo de la flotación, empleando en la actualidad procedimientos puramente hidrometalúrgicos, lixiviando los minerales y precipitando después el cobre por electrolisis. Por ejemplo, la famosa negociación de «Inspiration» en Miami, Arizona, está beneficiando minerales oxidados que consisten en silicatos de cobre mezclados con calcocita y se hallan diseminados en pizarra o granito alterados. Estos minerales están lixiviándose por medio de una solución de ferrisulfato acidificada por ácido sulfúrico, obteniéndose de ella el cobre metálico mediante precipitación electrolítica. Para regenerar el hierro en estado férrico, quitándole al mismo tiempo su influencia perjudicial sobre la precipitación cuando se presenta como óxido ferroso, no hay más que emplear la corriente eléctrica con una fuerza más alta de la que se acostumbra ordinariamente. La negociación «New Cornelia Copper Co.,» en Ajo, Arizona, usa una solución de 5% de ácido sulfúrico, la cual es pasada por varios tanques en serie encontrándose en el último con mineral fresco que reduce su acidez casi al estado neutral. En torres se la pone en contacto con el gas dióxido de azufre, convirtiéndose así el óxido ferroso en férrico, el cual ya no es perjudicial a la subsecuente precipitación electrolítica del cobre.

Recientemente varias patentes están proponiéndose flotar directamente los minerales oxidados, usando ciertos reactivos que principalmente incluyen jabones solubles, a cuyas soluciones se agregan substancias inorgánicas. Al parecer, se trata de conseguir de esta manera la formación de una película orgánica, delgada, sobre el mineral que se intenta flotar, y la cual acciona más o menos como la capa delgada de aceite sobre una partícula de un sulfuro. También se está practicando el uso de los ácidos grasos, sea por sí mismos o en combinación con sulfuros alcalinos. Pero ninguna de estas proposiciones hasta ahora ha sido empleada con éxito.

Todos los métodos que se emplean en la flotación de minerales oxidados pueden clasificarse en los siguientes grupos generales:

A) Los que producen una película delgada de sulfuro en la superficie del mineral oxidado.

B) Los que llevan en disolución todo el mineral y después precipitan el metal como sulfuro o en estado metálico, para flotarlo así.

C) Los que tratan de flotar el mineral directamente sin previa sulfuración.

Los métodos comprendidos en el grupo C, sólo constan en solicitudes de patentes y hasta ahora no han producido resultados prácticos. La aplicación de los procedimientos del grupo B, se restringe a los minerales cobrizos y zincosos, porque el plomo no se disuelve bien en soluciones acuosas, y además cuando se presentan acompañados por sulfuros naturales, resultan dificultades que eventualmente hacen fracasar el procedimiento como ya se dijo más arriba. Muchas de las grandes negociaciones que tratan minerales cobrizos en pórfido (porphyry copper mines) han experimentado estos métodos, pero con excepción de la «Chino Copper Co.», no han tenido éxito comercial. Las patentes que pertenecen al grupo A usan exclusivamente el sulfuro de sodio, existiendo varias plantas de beneficio que flotan económicamente sus minerales oxidados.

A) FLOTACION DE MINERALES OXIDADOS POR MEDIO DE REACTIVOS SULFURANTES.

Para que la flotación de minerales oxidados, que comprenden generalmente los carbonatos, sulfatos, fosfatos, etc., del plomo, cobre y zinc, tenga éxito, es indispensable sulfurar superficialmente las partículas antes de la flotación, es decir, que no se conviertan en sulfuros por completo, lo que resultaría sumamente costoso, sino que solamente se

cubra la superficie del mineral en tratamiento con una delgadísima película de sulfuro, de modo que en el curso de la flotación el mineral hace el papel de un sulfuro natural y asciende en las máquinas de flotación con las burbujas de la espuma.

La sulfuración es un procedimiento netamente químico y puede ser practicada de las siguientes maneras:

1) Por la acción del gas de hidrógeno sulfurado sobre los minerales en estado seco, o mejor, cuando hayan sido molidos en húmedo.

2) Por la adición de una solución de sulfuros o sulfitos alcalinos o de tierras alcalinas.

3) Por el empleo de «aceites reconstruídos» o de azufre en estado coloidal.

Cuando por primera vez se hizo uso de estos métodos llegaron los experimentadores luego a la conclusión que sólo bajo ciertas circunstancias se producía la deseada película de sulfuro negro sobre los carbonatos, sulfatos o fosfatos que estaban en tratamiento, mientras que en otras circunstancias la acción se desarrolló con tanta energía que las partículas de los minerales respectivos se convirtieron completamente en sulfuros, lo que causaba un consumo demasiado alto de reactivos sulfurantes. Acidificando la pulpa, moliendo en húmedo y prolongando debidamente la digestión en los tanques acondicionadores, pronto se hizo posible conseguir resultados satisfactorios en casi todos los casos.

1) SULFURACIÓN POR MEDIO DEL HIDRÓGENO SULFURADO

La generación de hidrógeno sulfurado se obtiene económicamente mediante el tratamiento de sulfuro de hierro (mata) con ácido sulfúrico, pero en los lugares donde la introducción de chapopote (1) no es muy costosa, se prefiere calentar una mezcla de 23% de azufre con 77% de chapopote en una retorta de hierro, la cual se mantiene a una temperatura de más o menos 300° C. El gas se limpia en seguida en unos limpiadores de coke y se almacena en un depósito de donde se le aspira según lo exige la flotación.

Al principio se trataron los minerales en seco y aconteció a menudo que el efecto del gas era tan fuerte, que los carbonatos o sulfatos ya se habían convertido completamente en sulfuros, cuando el vigilante todavía era de opinión que las partículas se habían atacado exactamente hasta el grado de ofrecer una extracción favorable. Pero finalmente se logró bajar el consumo de H^2S, moliendo en húmedo y acidificando la pulpa, de modo que la introducción del procedimiento en varias plantas pudo considerarse como con éxito.

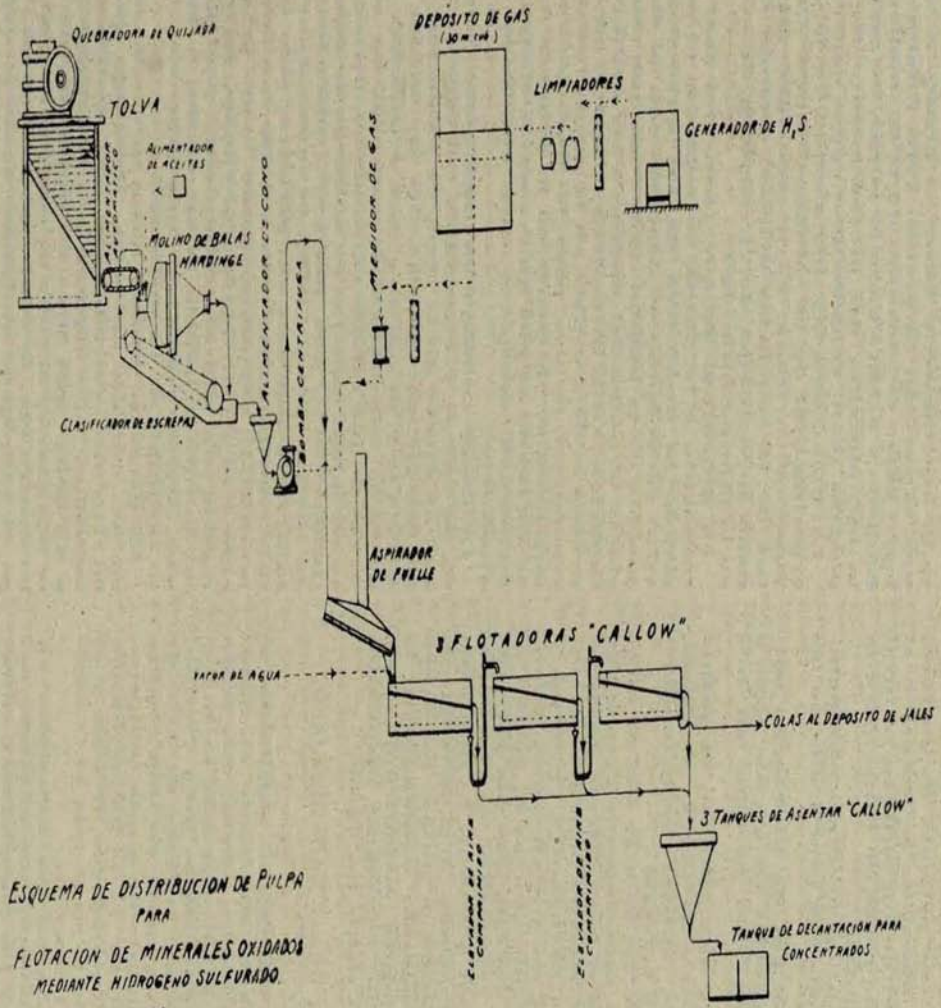
La más conocida instalación es la planta experimental de la «Magma Copper Co.», en Superior, Arizona, cuya capacidad primitiva fué de 15 toneladas diarias, estando consignado su esquema de circulación de la pulpa en la lámina número 1.

La dificultad de que parte del gas, al introducirlo a la pulpa se escapara el aire viciando la atmósfera de los alrededores, se evitó conectando el depósito con el tubo de succión de la bomba centrífuga que tiene que elevar la pulpa del molino a las máquinas de flotación. Otra dificultad consistió en que la presencia de gas libre en la pulpa fué de consecuencias fatales para la flotación y hubo que instalar en frente de la primera flotadora un fuelle de piel que removió el exceso y lo distribuyó mediante una chimenea en la atmósfera.

La carga consiste en malaquita (carbonato de cobre) y crisocolita (silicato de cobre) que se extrae de la zona de oxidación arriba de las piritas cobrizas. La ley media acusa 3.5% Cu y se obtiene una extracción media de 83%, convirtiéndose también en sulfuro el cobre que estaba en solución. Pero cuando se trataban mezclas de sulfuros de cobre naturales (33%) con minerales oxidados (47%) en matriz estéril (20%), la sulfuración de los minerales oxidados era perfecta, pero los sulfuros naturales no iban a flotar con la misma prontitud, bajándose desde luego la extracción a 66% Cu. Cuando se flotaba la referida mezcla sin previo tratamiento por hidrógeno sulfuroso, bajaba la extracción hasta 24% Cu., demostrando así ampliamente el efecto favorable de la sulfuración.

La carga se muele hasta 45%—200 mallas en un molino de bolas Hardinge que está en circuito cerrado con un clasificador de rastrillos, tipo Esperanza. La molienda entra a un cono que sirve de regulador, de donde se la conduce al tubo de succión de una bomba centrífuga, la cual aspira al mismo tiempo el hidrógeno sulfuroso desde el depósito. Un medidor automático permite el ajuste del volumen de gas aspirado. Un tubo descendente de 10 metros de altura cuya boca se encuentra bajo agua, produce automáticamente el vacío necesario. Como ya se indicó más arri-

(1) N. de la R. Con el término «chapopote» se designa en Méjico al petróleo crudo.



ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE PULPA
PARA
FLOTACION DE MINERALES OXIDADOS
MEDIANTE HIDROGENO SULFURADO
DE LA
"MAGMA COPPER CO" EN SUPERIOR, ARIZONA
E.U.A.

México abril de 1928
G. Bracho.

ba, el exceso de gas libre se remueve mediante un fuelle antes de pasar la pulpa a las flotadoras, las cuales consisten en tres máquinas «Callow» puestas en serie, bombeándose las colas de una a la siguiente por medio de elevadores de aire comprimido. Los concentrados producidos entran a tanques-conos de «Callow» en donde se quita parte del agua, decantándose en un tanque-depósito subsecuente otra gran parte del líquido. Calentando la mezcla de la pulpa con el gas, antes de entrar a las máquinas de flotación por medio de vapor, se ha observado que la extracción mejora bastante. Las colas de la última flotadora son conducidas directamente al depósito de jales.

Los reactivos usados consisten en una mezcla de 30% de alquitrán de hulla con 45% de aceite de creosota, a los cuales se agrega 25% de aceite de pino. El consumo es de 2.3 kgs. de esta mezcla por una tonelada de mineral tratado. El gasto de azufre es de 1.0 a 1.5 kgs. y el de chapopote de 2.6 a 3.0 kgs. por cada tonelada de mineral, importando el costo medio de la preparación del hidrógeno sulfurado más o menos Dls. 0.08 por una tonelada de mineral. La fuerza para accionar toda la maquinaria, requiere aproximadamente 1.15 KW tonelada hora.

En el curso de los años, varias patentes que pretendían mejora han sido solicitadas, pero pocas de ellas han encontrado aplicación práctica. Un inventor recomienda separar el exceso de gas H^2S, pasando la pulpa a través de un canal con fondo falso, el cual está cubierto con una substancia porosa. En la cámara que queda así formada se introduce aire bajo presión débil, el cual desaloja fácilmente el exceso de gas a la atmósfera.

Otro dueño de patente describe la flotación de minerales oxidados con exclusión del aire en una máquina «M. S.», cuya cámara de agitación queda tapada herméticamente; también propone usar sulfuro de sodio en vez del hidrógeno sulfurado y formar las burbujas en la pulpa introduciendo un gas inerte como nitrógeno o dióxido de carbono, el cual no tiene otro objeto que levantar las partículas hasta la superficie.

Otro propone un tratamiento preliminar, agitando lentamente la pulpa espesada con una mixtura de gases de hidrógeno sulfurado, dióxido de carbono y de hidrógeno. En seguida se diluye la pulpa en la proporción de 4:1 o 5:1 y se flotan los minerales por los métodos usuales.

1) SULFURACIÓN POR MEDIO DEL SULFURO DE SODIO

Generalmente se emplea una solución al 10% del sulfuro de sodio, el que se compra directamente o se prepara en la planta misma, hirviendo por 10 minutos 48 partes de azufre pulverizado en una solución de 52 partes de sosa o potasa cáustica, en 6,000 partes de agua, obteniendo entonces más bien una mezcla de varios polisulfuros y del hidrosulfuro del álcali respectivo. A veces se usa el sulfito de sodio que por su precio bajo compite favorablemente con el sulfuro de sodio.

Pero también los sulfuros o polisulfuros de las tierras alcalinas: calcio y bario, se han empleado con éxito, preparándolos de la misma manera, que acaba de describirse para el sulfuro de sodio (47 partes de cal cáustica, 53 partes flor de azufre y 6,000 partes de agua). Aparentemente su eficacia es algo más tardía y su aplicación se toma en consideración, solamente en los casos cuando lo barato de su preparación lo justifica. El sulfuro de bario ha servido con éxito en la flotación de carbonatos de cobre. Los sulfuros de potasio o de amoníaco no entran en competencia con el sulfuro de sodio, porque son más caros y al mismo tiempo deben ser empleados en cantidades mayores.

Generalmente se obtienen los mejores resultados con la mezcla de sulfuros, polisulfuros e hidrosulfuros de sodio que se prepara en la planta misma según la manera arriba indicada y que debido a su precio barato, siempre se prefiere a la sulfuración mediante el hidrógeno sulfurado aún no tomando en consideración el manejo más sencillo de la solución de una sal en vez de un gas, el cual por un descuido del encargado puede traer graves consecuencias para la salud de los operarios.

Las primeras pruebas prácticas se hicieron con los carbonatos de plomo. Empleando en aquel entonces 5 a 10 kilos de sulfuro de sodio por una tonelada de carbonatos y manteniéndolos en prolongado contacto con una pulpa espesa (1 parte de sólidos por 1 parte de líquido), se produjo una lejía fuerte que en poco tiempo revistió a los carbonatos con una delgada película negra de sulfuro de plomo conforme a la fórmula:

$$Pb\ C\ O^3 + Na^2\ S = Pb\ S + Na^2\ C\ O^3$$

Neutralizando el exceso de Na^2S mediante dióxido de azufre, diluyendo la pulpa hasta

la relación de 4 ó 5 partes de agua por 1 parte de sólidos y flotándola en seguida con los usuales aceites de flotación, se obtuvo una extracción del 90% en el plomo. Pero también se descubrió que la extracción en plata bajó notablemente en comparación con el uso del hidrógeno sulfurado, el cual al revés dió mayor extracción en plata y menor en plomo. Otra desventaja que se notó fué que con algunos aceites la espuma fué muy frágil, volviendo a caer al fondo a menudo partículas de mineral que ya estaban flotando, de modo que las colas de las máquinas dieron una extracción menos favorable. Como un exceso de sulfuro de sodio interrumpe y descompone la buena marcha de la flotación, dejan ahora entrar la pulpa con el sulfuro en un «tanque acondicionador enfrente de las máquinas de flotación», para que él sirva de regularizador, y mantenga el consumo de sulfuro de sodio a tal grado que no puede haber exceso.

Paulatinamente se ha introducido en la práctica la flotación de los minerales oxidados por medio del sulfuro de sodio y según las estadísticas se preparan por este tratamiento diariamente unas 2,500 toneladas de mineral en los Estados Unidos, o sea apenas el 2% del tonelaje total que se beneficia en un día por flotación en aquel país. Además, ninguna de estas plantas usa exclusivamente la sulfuración de los minerales oxidados, sino todas están tratando una mezcla de minerales oxidados con sulfuros naturales, sujetándola previamente a la concentración en mesas, por lo cual los verdaderos sulfuros se separan mecánicamente de modo que las colas en el derrame de las mesas ya no contengan más que minerales oxidados, los cuales es más fácil sulfurarlos y flotarlos con menor consumo de reactivos y menos dificultades, originadas por los sulfuros mezclados con la carga.

Las plantas modernas están usando universalmente el sulfuro de sodio en cantidades de 1 a 3 kilos por una tonelada de mineral crudo, empleándolo en una solución del 10% y obteniendo así justamente la formación de una película delgada sobre las partículas del mineral oxidado sin sulfurizarlas completamente. Los reactivos que se usan para la flotación propia, pertenecen generalmente a la clase de los aceites, como por ejemplo una mezcla de 0.05 kgs. de aceite de pino con 150 kgs. de alquitrán de hulla o la misma cantidad de aceite de creosota de hulla crudo. Una excepción hace el empleo de cantidades insignificantes de xantato de sodio. También se hace regular uso de los «aceites reconstruídos» que se obtienen destilando en un condensador con reflujo durante unas ocho horas y bajo una presión de 3 a 3½ atmósferas, alguno de los aceites de flotación (aceite de pino, creosota, alquitrán, etc.), con una pequeña cantidad de azufre suficiente para asegurar la saturación. Este azufre se disuelve entonces combinándose en la forma C=S con uno de los elementos constituyentes del aceite respectivo, dando un producto con un olor fuerte y ofensivo. Estando este azufre ligado sólo débilmente al aceite reconstruído, es separado con facilidad y sirve así como ayuda adicional en la sulfuración del mineral.

La solución del sulfuro de sodio usualmente se agrega, como ya se dijo, en el tanque acondicionador en frente de las máquinas de flotación, o en su defecto, directamente a la pulpa, antes de entrar a las flotadoras; pero el alquitrán se adiciona en los molinos de bolas para distribuirlo parejo y finamente por toda la pulpa, mientras la creosota o soluciones de chapopote en gasolina se agregan juntas con el sulfuro de sodio. Las máquinas flotadoras que se usan, pertenecen casi exclusivamente al tipo de la agitación por eje horizontal, por ejemplo, las flotadoras K. y K. o Elmore. A veces se sirve también de las máquinas de subaeración como de las de Janney, porque la clase de agitación que se emplea en estas máquinas es la causa que en cierta manera las partículas sulfuradas muestran la tendencia de quedarse más juntas una de la otra, aglomerándose en agregados flocculantes (1) que por su consistencia son elevados con mayor facilidad por las burbujas de la espuma y que, además, pueden llevar consigo partículas que sólo parcialmente son sulfuradas. Las flotadoras neumáticas manifiestamente no se consideran apropiadas para estos fines, porque se producen zonas de calma relativa, quedando las partículas más dispersas y flotando solamente las que están perfectamente sulfuradas. Algunas plantas mantienen la temperatura de la pulpa aproximadamente cerca de 55°C durante la formación de la película de sulfuro, creyendo que así se acelera la sulfuración.

Se sulfuran más pronto, y por consiguiente flotan con más facilidad y perfección el carbonato de plomo (cerusita) y su sulfato (anglesita), causando mayores dificultades el fosfato (pyromorfita) y el cloro-arseniato (mi-

(1) Usamos el anglicismo flocculante en vez de aglutinante por ser muy usado en la técnica.

metita); dificultades que muchas veces pueden compensarse mediante la adición de un poco de sosa cáustica. Tratando minerales oxidados de cobre, resulta que las sales de cobre que están disueltas en el agua, se sulfuran inmediatamente y con perfecto éxito, pero los carbonatos de cobre, (malaquita y azurita) se sulfuran sólo parcialmente o no lo hacen más que después de un contacto bastante prolongado de la solución de sulfuro de sodio con la pulpa en un tanque acondicionador. Los minerales oxidados de zinc aparentemente de ninguna manera se prestan para el tratamiento con sulfuro de sodio, probablemente porque el carbonato de zinc (smithsonita) casi siempre se encuentra acompañado y hasta encerrado en el silicato de zinc (calamina), el cual, como ya se dijo más arriba, no se sulfura de ninguna manera.

Durante los varios años que se ha practicado con éxito la flotación de los minerales oxidados, se ha comprobado que la sulfuración y la flotación subsecuente dependen principalmente de los siguientes cuatro factores:

1) Cuando se encuentran en la carga «sales solubles de los metales pesados, especialmente los sulfatos del hierro y del manganeso», se nota un aumento considerable en el consumo de sulfuro de sodio, porque dichas sales se cubren con preferencia con una película de sulfuro. Además, poseen las referidas sales solubles la particularidad de favorecer la floculación de las lamas coloidales dentro de la pulpa, siendo la causa que se forman conglomerados de substancias coloidales, los cuales incluyen muchas partículas del mineral molido sumamente fino, arrastrándolas consigo en la masa de las colas que salen en el derrame de la máquina flotadora, de modo que dichas colas acusan una ley considerablemente más alta que cuando no hay esa floculación. La presencia de sales solubles del grupo de los álcalis o de las tierras alcalinas no tiene esta influencia perjudicial. Para corregir este defecto casi con éxito positivo se emplea la adición de una «solución de silicato de sodio» que es un buen defloculante, suprimiendo completamente la conglomeración. Por supuesto, el contenido de las referidas sales solubles no debe ser demasiado alto, para que la adición de silicato de sodio no pase de 3 kgs. por una tonelada de mineral crudo, porque de otra manera el costo de este reactivo resulta prohibitivo para una flotación económica. En este último caso no queda otro remedio que someter los minerales a un previo lavado como se describe en el párrafo siguiente.

2) La «presencia de lamas coloidales» siempre resulta perjudicial a la flotación de minerales oxidados, porque cuando su existencia en la pulpa pasa del 15% de la carga, absorben el sulfuro de sodio o cualquier otro reactivo de flotación y son la causa de que el consumo de dichos reactivos suba sobre manera, teniendo que desistir de la flotación. Como se sabe, se califican como lamas coloidales no precisamente las legítimas soluciones coloidales que están distribuídas tan finamente en la pulpa que sólo por medio del ultramicroscopio se dejan revelar, sino que se trata de lamas finas que pueden mantenerse en suspensión por horas, hasta días enteros y por consiguiente no se asientan más que con suma dificultad y con extrema lentitud. Habiéndose conseguido una vez su asiento, forman una masa densa e impenetrable a cualquiera solución. Se les distingue generalmente en «lamas primarias» que desde un principio ya existen en las vetas sea como ganga arcillosa o caolinizada, sea como «gelohidratos» que resultan de la alteración de los minerales de zinc, cobre, fierro, manganeso y aluminio, y en «lamas secundarias» que se forman durante la molienda misma en los molinos de bolas y que constituyen un mal inevitable. Estas partículas coloidales se encuentran en movimiento continuo y poseen debido a la fricción, cargas eléctricas opuestas, en consecuencia de lo cual se atraen formando conglomerados que encierran partículas de sulfuros, envolviéndolos con una capa impenetrable que no flota, sino sale con las colas, rebajando así el rendimiento. En la práctica se reconoce su existencia fácilmente, cuando se deposita en una sartén u otro receptáculo de 10 centímetros de hondo una parte de la pulpa molida finamente y espesada a la relación de dos partes de agua por una parte de sólidos, habiéndosela provisto además, con las cantidades necesarias de sulfuro de sodio, y los otros reactivos de flotación. Dejando asentarse esta pulpa, se nota, después de unos 3 ó 5 minutos, que el líquido decantado no se presenta claro y trasparente, sino queda siempre en mayor o menor grado turbio por la presencia de las lamas en suspensión. Se ha comprobado en ciertas ocasiones, que debido a estas lamas coloidales el 10 ó 15% del contenido del plomo se perdió con las colas y naturalmente la cantidad correspondiente de plata. Pero también en los concentrados se hallan en mayo-

ras cantidades conglomerados de las lamas coloidales, haciendo crecer el contenido de insolubles y disminuyendo la ley de los mismos.

Cuando la presencia de dichas lamas es inferior al 10 ó 15%, la ya mencionada adición de una «solución de silicato de sodio» se emplea con éxito, porque este reactivo es un defloculante efectivo. También se ha propuesto en varias patentes el uso de soluciones de goma arábiga, melaza, sulfuro de bario, trifosfato de sodio etc., que son deflocculantes e impiden la conglomeración de las masas coloidales, hasta quebrantan las ya formadas, obligándolas a dispersarse adentro de la pulpa. Pero desafortunadamente su efecto es muy variable, dependiendo de reacciones que aún no se conocen; así no han tenido ninguna aceptación comercial y únicamente se ha acreditado el uso del silicato de sodio en los casos que el contenido de las lamas coloidales es de poco monto.

Pero cuando las lamas coloidales pasan del 10% de la carga total y además existen las sales solubles de hierro y manganeso que favorecen la flocculación, sube el consumo del sulfuro de sodio a causa de la absorción mecánica por dichas lamas, a tal grado que comercialmente se hace imposible la flotación y no hay otro remedio que someter el mineral a un «previo lavado», introduciendo la pulpa al salir de los molinos en un tanque espesador, en cuyo derrame se decanta la mayor parte de las lamas coloidales. Después vuelve a agregarse agua limpia, hasta que la densidad de solución deseada es obtenida, pudiendo proceder a la sulfuración y flotación. En caso de presentarse las lamas coloidales como primarias en forma de arcilla, barro o roca caolinizada, las cuales ya se desagregan al diluirlas en agua, el lavado se efectúa antes de la trituración y molienda en artesas provistas con un aparato de agitación, consiguiéndose al mismo tiempo que las máquinas de trituración, las quebradoras o molinos cilíndricos, no se atasquen y se paren. Si debido a este lavado se arrastran demasiados granos gruesos con las lamas coloidales, es preferible pasarlas por un clasificador mecánico, el cual separa en su derrame superior los granos gruesos, los cuales retornan al molino de bolas.

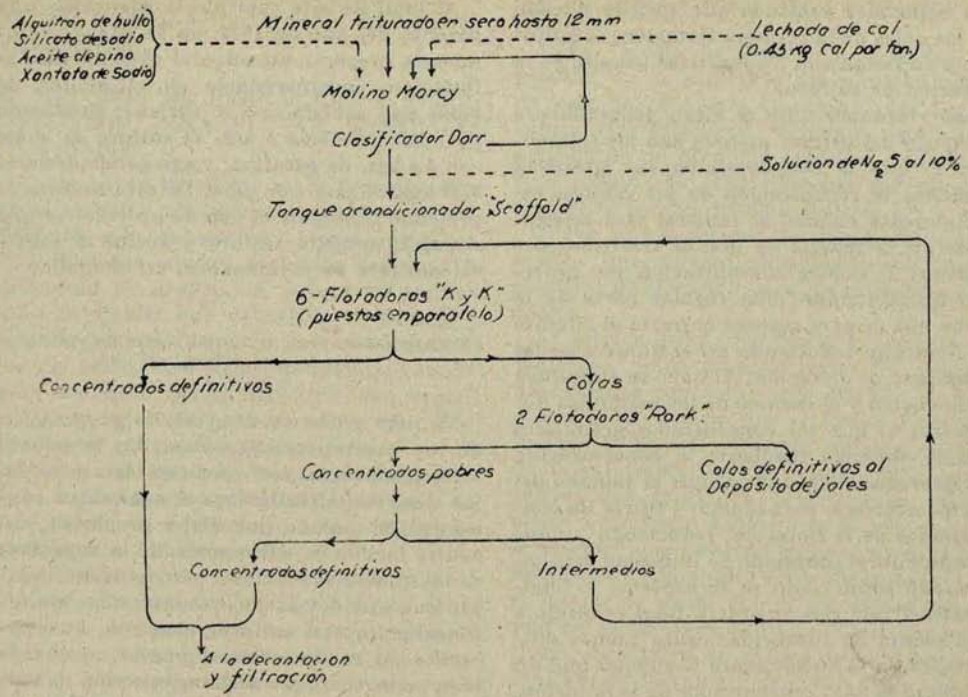
3) También es perjudicial la existencia de grandes cantidades de los «óxidos de hierro y manganeso», los cuales tienen el inconveniente de ser también sulfurados con suma facilidad, de modo que el consumo del sulfuro de sodio puede aumentarse hasta 10 ó 15 kgs. por tonelada de mineral crudo. No se conoce medio práctico para evitar estas pérdidas en el sulfuro y así no resta otra cosa que declarar inservibles para la flotación, minerales cuyo contenido en óxidos de hierro y manganeso exceda de 12%.

4) Finalmente, como los minerales oxidados generalmente están «acompañados por carbonatos de calcita o aragonita,» la cantidad de ellas puede influir desfavorablemente en la flotación, especialmente cuando su contenido excede de 10% CaO por tonelada de mineral. Porque ambos carbonatos flotan y es especialmente la aragonita que lo hace con mayor facilidad, haciendo así bajar el grado de los concentrados obtenidos. Pero como su peso específico no llega a 3, no habrá dificultades en emplear en tales casos una combinación de concentración y flotación, eliminando una gran parte de ambos carbonatos por medio de una previa concentración de la molienda en mesas.

De lo precedente resulta que el tratamiento de minerales oxidados por medio de la flotación no solamente depende de una sulfuración perfecta de todas las partículas de la carga, sino también de la eliminación de las substancias perjudiciales que casualmente pueda contener el mineral extraído de la mina, de modo que la cantidad de las lamas coloidales no debe exceder de 15%, como ya se ha dicho, e igualmente la de los óxidos de hierro y manganeso tampoco no debe alcanzar esta cifra.

El siguiente esquema de la circulación de la pulpa en una planta que trata de minerales oxidados de plomo únicamente mediante sulfuración, pertenece a la «Shattuck Arizona Copper Co.», cerca de Bisbee, Arizona.

Los minerales oxidados que acusan en término medio 2.8 gr. Au, 178 gr. Ag y 5.4% Pb, consisten en cerussita con un poco de anglesita y cerargirita en una matriz silícea con algo de hematita especular y limonita. El contenido de azufre ensaya abajo de 0.1%. Originalmente se trataban en la planta 300 a 500 toneladas diarias de mineral, sometiendo todo a una previa concentración en mesas Butchart en combinación con conos clasificadores «Allen», flotando las colas de dichas mesas después de sulfurarlas por sulfuro de sodio. Estando paralizados los trabajos desde 1920 hasta 1925, se reconstruyó la planta conforme al esquema indicado, eliminando por completo la concentración en mesas



y limitándose a una capacidad de solamente 150 toneladas diarias.

El mineral se tritura en seco en una quebradora giratoria y molinos de cilindros que lo reducen a 12 milímetros. Luego se hace la pulpa alcalina por adición de tanta lechada de cal que resultan más o menos 0.45 kgs. de cal viva por una tonelada de mineral, se agrega alquitrán de hulla y los otros reactivos y la molienda fina se practica en un molino de bolas «Marcy» puesto en circuito cerrado con un clasificador «Dorr», entrando la pulpa en un tanque acondicionador «Scaffold». Allí, mediante un aparato de agitación, la pulpa queda en contacto con la solución de Na^2S hasta completa sulfuración.

Las flotadoras «K y K» y «Rork», puestas en serie, producen concentrados definitivos y concentrados pobres, los cuales se enriquecen en una limpiadora «Rork», cuyos intermedios son retornados a las flotadoras primarias. Las colas de la última flotadora ya son definitivas y son conducidas al depósito de jales.

Debido a la supresión de varias máquinas de la planta antigua, resultó una economía considerable en la fuerza motriz, costos de reparaciones y pago de jornales de operarios. La relación de concentración es de 7½: 1 y la extracción que se obtiene importa 91% Pb, 60% Ag y 79% Au. Lo curioso es, que cuando sube el contenido del plomo en el mineral, aumenta en la misma proporción la extracción en el oro, pero no en la plata, esta última acusando una ley casi constante e independiente del contenido del plomo.

En la mayoría de los casos no se hallarán en un criadero únicamente minerales oxidados, sino en lo general ellos estarán «acompañados por sulfuros». Para beneficiar tales mezclas de óxidos y sulfuros pueden tomarse los dos caminos siguientes:

1) La mezcla se somete primeramente a una concentración por gravedad en mesas, mediante las cuales son separados fácilmente los sulfuros naturales, de modo que las colas que salen de las mesas, ya no contienen más que minerales oxidados, que se sulfuran por la manera acabada de describir y en seguida se flotan.

2) El camino menos usual, pero manifiestamente más apropiado es prescindir por completo de la concentración por gravedad y tratar inmediatamente toda la mezcla por flotación simple, apartando así en tanto como es posible casi todos los sulfuros naturales.

Los minerales oxidados que todavía quedan en las colas de la primera flotación, se sulfuran y se flotan con los reactivos usuales de la flotación de sulfuros.

Las «ventajas» que se citan generalmente en apoyo del primer método son las siguientes: 1) que la concentración por gravedad aumenta la recuperación de los valores, especialmente cuando el mineral está diseminado en la matriz en granos relativamente gruesos; 2) que la concentración por gravedad quita siempre una regular parte de la carga que de otra manera entraría al circuito de flotación, reduciendo así el número de las máquinas de flotación; 3) que se simplifica la operación y el manejo de las máquinas flotadoras; 4) que los concentrados granulares que se obtienen mediante la concentración por gravedad, hacen disminuir el tamaño del equipo necesario para espesar y filtrar los concentrados de la flotación, reduciendo simultáneamente el contenido de humedad del concentrado total como se le exporta; y finalmente; 5) que este producto final remitido a una planta de fundición, causa menos dificultades en la subsecuente fundición que un producto de sólo concentrados de la flotación.

En oposición a lo antecedente existen las «siguientes desventajas»: 1) que el esquema de la planta entera resulta mucho más complicado, debido a la adición de varios aparatos de clasificar y de las mesas; 2) que la adición de una gran cantidad de agua para el correcto funcionamiento de dichos aparatos y de las mesas, exigen la eliminación de la misma antes de la flotación por medio de varios tanques de espesar, cuyos inconvenientes ya son demasiado conocidos para que sea necesario repetirlos; y finalmente; 3) que la ley de los concentrados por gravedad nunca se puede obtener tan alta como por la flotación (por ejemplo pasa raras veces del 10 al 12% Cu en los minerales cobrizos), siendo ésta la causa directa de un aumento considerable en el importe del flete de los concentrados finales desde la planta de flotación hasta la planta de fundición.

Comparando las ventajas y desventajas, se infiere que las desventajas sin duda están preponderando a las ventajas; pero a pesar de esto el método de concentrar primero los sulfuros y después sulfurar las colas para flotarlas, es más usual y existen muy pocas plantas modernas que hagan uso únicamente de la flotación, flotando primero los sulfuros y en seguida en el segundo circuito los minerales oxidados sulfurados.

Al final de este capítulo se menciona una patente del año de 1924, en la cual se recomienda preparar un mineral oxidado para la flotación, incorporándole en el molino de bolas una mezcla que se obtiene fundiendo por cada tonelada 5 kgs. de sulfuro de sodio con 3.5 kgs. de parafina, y agregando después 0.25 kgs. de aceite de pino. De esta manera se pretende conseguir el uso de un reactivo que simultáneamente sulfura y aceita el mineral durante su permanencia en el molino.

3) SULFURACIÓN POR MEDIO DE «ACEITES RECONSTRUÍDOS», AZUFRE, etc.

Ya más arriba se describió la preparación de los «aceites reconstruídos». En lo general estos compuestos son poco estables, pues dejan desprender fácilmente el azufre que contienen. Se supone que dicha propiedad del azufre facilita la sulfuración de la superficie de los minerales oxidados; pero teniendo siempre que usar los aceites reconstruídos simultáneamente con sulfuros alcalinos, su aplicación no es de méritos propios, sino más bien un auxilio para acelerar la acción de sulfurar los óxidos y mejorar la extracción. La propiedad de estos compuestos de formar al mismo tiempo espuma, en lo general, es inferior a la de los aceites de que procedieron.

En iguales principios se basa el empleo de los «aceites sulfurados», que también contienen azufre diluído. Generalmente se usa el método de hervir azufre pulverizado en una débil solución acuosa de ácido sulfúrico, a la cual ha sido adicionada una pequeña cantidad de alquitrán de hulla. También los residuos del petróleo crudo después de purificarlos mediante ácido sulfúrico, contienen azufre que no está mezclado íntimamente al aceite sino tan débilmente que produce los mismos efectos de los aceites reconstruídos.

Más bien se usan estas dos clases de aceites, con probabilidades de éxito, en el tratamiento de sulfuros de cobre que se encuentran alterados por los efectos atmosféricos. Pero también en estos casos se hará necesaria la adición de una pequeña cantidad de sulfuro de sodio.

Además de eso se ha ensayado «azufre en solución coloidal», pero sólo una parte de los minerales oxidados se sulfura, quedando el resto del azufre nadando como una película blanca sobre las burbujas. Menores resultados ha dado el empleo de vapores de azufre, porque hay que calentar éste mucho más arri-

ba de la temperatura de fusión, hasta cerca de 450° C, para evitar grandes pérdidas de condensación.

B) METODOS DE DISOLUCION Y PRECIPITACION PARA FLOTAR MINERALES OXIDADOS.

Como ya se ha dicho en la introducción, estos métodos prácticamente están aplicándose sólo a los minerales cobrizos y zincosos. Los plomosos quedan excluídos debido a la dificultad de disolverlos, porque se forman sales insolubles que envuelven el mineral y lo protegen contra nuevas acciones disolventes del ácido. Casi todas las grandes compañías de cobre norteamericanas han experimentado en escala grande con varios procedimientos patentados, pero ninguno ha alcanzado el éxito deseado, porque los minerales oxidados acompañados de sulfuros, fallan, siendo sus resultados inferiores a los procedimientos hidrometalúrgicos.

La disolución de los compuestos oxidados del cobre se practica usualmente por ácido sulfúrico diluído, pero la precipitación se efectúa por diferentes caminos. «Chino Copper Co.», precipita mediante hierro en estado de esponja según la fórmula:

$$Cu\,S0^4 + Fe = FeS0^4 + Cu$$

Esta precipitación con la subsecuente oxidación, produce otro solvente para el cobre aunque más débil que el ácido original. La esponja de hierro se produce, oxidando ciertos compuestos del hierro (magnetita, hematita o pirita calcinada) con 15 a 50% de carbón o de coke en hornos especiales cerca de una temperatura de 925° C. Otros han propuesto para la precipitación una mezcla pulverizada de sulfuros de calcio y hierro, la cual es obtenida fundiendo al calor rojo obscuro, con exclusión del aire, cantidades iguales de cal viva con pirita o calcopirita.

La flotación subsecuente del precipitado, sea en forma de sulfuro o de cobre metálico, se hace por los métodos usuales. Terry, recomienda tratar la pulpa, antes de la flotación, con acetileno, para formar una película de acetiluro de cobre sobre la partícula precipitada que la hace flotar con más facilidad.

C) FLOTACION DIRECTA SIN PREVIA SULFURACION

Los métodos propuestos, y los cuales hasta ahora no han encontrado empleo en la práctica en escala grande, comprenden dos variaciones:

1) Por medio de reacciones químicas se produce en la superficie del mineral oxidado una película que reacciona con ciertas substancias orgánicas, formando una nueva película de un producto orgánico oxidado, el cual permite la fácil flotación del mineral respectivo por los métodos usuales.

2) Por el uso directo de ciertos jabones o aceites que sirven inmediatamente como reactivos de flotación para los minerales oxidados.

Al primer grupo pertenece la patente de Whitaker, quien propone tratar los minerales oxidados con soluciones diluídas de ácidos minerales hasta que se forma en la superficie de la partícula una película delgada de la sal respectiva. Agregando en seguida aceites que contienen ácidos grasos (ácido oléico o esteárico) o gliceruros de los mismos, se produce una reacción que convierte la película en un compuesto del ácido orgánico con el metal, de modo que el mineral entonces está en condiciones de flotar. Clark, propone tratar minerales de plomo oxidado en una solución de bicromato de cobre hasta que se haya formado una película delgada de óxidos metálicos. Introduciendo en seguida aceite de anilina, linaza o pino etc., se transforma la película en una de un óxido orgánico que hace flotar directamente al mineral.

Al segundo grupo pertenecen los aceites que contienen una buena proporción de un ácido graso o resinoso y que sirven directamente como reactivos de flotación, sin que se dé otra preparación al mineral oxidado que se va a flotar. Aceites típicos de la clase de los ácidos grasos son los aceites de pescado, bacalao, esperma, linaza, ricino, coco, etc., los cuales en cantidades mayores (10 a 15% del peso total de la carga) se agregan a la pulpa en máquinas de agitación, cuyas paredes y hélice no deben ser metálicos. A los ácidos resinosos pertenecen la goma laca, copal, resina, etc., los cuales son disueltos en alcohol o en una solución acuosa de sosa cáustica, bórax, etc. Finalmente, se usa como reactivo flotante una mezcla que se obtiene al agregar una solución del sulfuro e hidrosulfuro del sodio a la solución de un jabón como lo es el oleato, estearato o palmitato de sodio.

Para separar el fosfato de calcio (apatita) de los silicatos, aluminatos, calcita y óxidos de hierro, que lo acompañan, se ha empleado el ácido oléico y una solución de silicato de sodio como reactivo dispersante.

LA FLOTACION DE MINERALES OXIDADOS EN MEJICO

Habiendo tratado en lo precedente los diferentes métodos que se pueden usar para la flotación de minerales oxidados, no queda más que considerar las plantas en la República que se sirven de algunos de estos métodos para beneficiar sus minerales oxidados; anticipando desde luego, que en ninguna planta se explotan minerales oxidados puros, pues las minas entregan a la planta una mezcla de sulfuros naturales con minerales oxidados. Así, lo característico de ellas, es que desde un principio la molienda de la mezcla se somete a una concentración por gravedad en mesas y después se sulfuran por medio de sulfuro de sodio, las colas que contienen ya no sulfuros naturales, sino solamente compuestos oxidados. El procedimiento de emplear solamente la flotación, todavía no se ha ensayado en el país. Además, todas las plantas no tratan más que carbonatos y sulfatos de plomo que acusan leyes de plata con muy poco de oro. El tonelaje de minerales oxidados que se somete diariamente a la flotación, es alrededor de 1,300 toneladas, es decir, el 9% del tonelaje total que se trata por flotación en el país.

Son cuatro las plantas que se ocupan del tratamiento mecánico de minerales oxidados, pero de ellas hay que separar desde luego la «Planta de Aranzazú» en Concepción del Oro, Zac., perteneciente a «The Mazapil Copper Co. Ltd.», pues según parece trata exclusivamente por medio de la concentración por gravedad sus 200 toneladas diarias de minerales oxidados cobrizos.

Así dentro de nuestro artículo no hay que considerar más que 3 plantas que flotan minerales oxidados, pero de ellas no son más de dos que remueven los sulfuros naturales mediante mesas de concentración antes de sulfurar y flotar los óxidos restantes. La otra, sulfura la pulpa por medio de ácido sulfuroso sin separar previamente los sulfuros por concentración.

En la «Hacienda de San Guillermo», perteneciente a la «Compañía Industrial El Potosí, S. A.,» y situado a 3 kilómetros al E. de Chihuahua, Chih., no se separan de ninguna manera de los sulfuros naturales los minerales oxidados de plomo y zinc que se extraen de las minas del Potosí, sino que se tratan todos juntos por flotación selectiva en dos circuitos de plomo y zinc, pero introduciendo en la pulpa ácido sulfuroso que se genera quemando en un horno especial 0.072 kgs. azufre por 1 tonelada de mineral tratado. Se confía que así se sulfuran los minerales oxidados para que no ofrezcan ya dificultades a la flotación. Los concentrados obtenidos con las espumas, pasan sobre mesas de concentración para separarlas definitivamente en plomosos y zincosos. La capacidad diaria de la planta es de 842 toneladas, siendo los datos de producción durante los primeros 9 meses del año de 1927, los siguientes:

Nombre de la Cía.	Ubicación	Clase de mineral tratado	Capacidad diaria	Procedimiento
Cía. Internacional Minera, S. A.	Guadalupe, Zac.	Carbonatos de plomo argentíferos.	500 toneladas.	Concentración por gravedad en mesas seguida por sulfuración y flotación.
Cía. Minera Asarco, S. A. (Unidad Santa Bárbara).	Hda. de San Diego en Sta. Bárbara, Chih.	Carbonatos y sulfatos de plomo, carbonatos de cobre y sulfuros de plomo y cobre.	500 toneladas	Concentración por gravedad en mesas seguida por sulfuración y flotación.
Cía. Industrial «El Potosí», S. A.	Hda. de San Guillermo en Chihuahua, Chih.	Piritas argentíferas, galena y esfalerita, óxidos de plomo, zinc y hierro.	850 toneladas	Sulfuración por SO^2 y flotación selectiva.

	Tons. diarias	CONTENIDO Ag. %	Pb. %	Zn %
Mineral beneficiado	842	238	8.9	11.5
Concentrados plomosos	130	1114	47.0	6.3
Concentrados zincosos	148	94	3.3	47.9
Colas	..	74	1.6	3.2

La relación de concentración es de 3 por 1, y la extracción se calcula:

79% en plata,
88% » plomo.
81% » zinc.

La Compañía Internacional Minera, subsidiaria de la «Unión Corporatión of London», tiene establecida cerca de Guadalupe, Zac., una planta para beneficiar 500 toneladas de minerales oxidados que consisten principalmente de carbonatos de plomo argentíferos con escasa ley de oro, los cuales se extraen de las minas de Bilbao, que pertenecen a la misma negociación y que están situadas 8 kilómetros al sur en el distrito de Ojo Caliente, Zac. Como la mina está paralizada desde principios de 1927, no se tienen ningunos datos precisos y solamente se puede decir que el mineral se concentra por gravedad en mesas de Deister y Wilfley y después de la sulfuración se flota en máquinas «Minerals Separation».

LA PLANTA DE SAN DIEGO EN SANTA BARBARA

La planta de San Diego de la Compañía Minera Asarco S. A., Unidad Santa Bárbara, es la única de la que se puede presentar esquema completo de la circulación de la pulpa, y que se puede ver en la lámina N.° 2.

La planta fué inaugurada en Julio de 1921 y está situada 3 kilómetros al NNE de Santa Bárbara, Chih. y 2.2 kilómetros al SW de la planta de «Tecolotes» en la cual se tratan los minerales sulfurosos de la misma negociación.

La planta está comunicada por un ferrocarril minero de vía angosta con las diferentes minas y terrenos, y con la mina Tecolotes por un cambio aéreo. Los concentrados se exportan por el escape que parte del ramal de vía ancha que une la hacienda de Tecolotes con los ferrocarriles nacionales.

Los minerales oxidados consisten principalmente de carbonato de plomo (cerusita), sulfato del mismo, (anglesita) y algo de malaquita (carbonato de cobre) en conjunto con sulfuros de plomo y cobre y acusan una ley media de 4.2% Pb0, 3% Cu, 130 gr. Ag. y 2.5 gr. Au por tonelada de mineral crudo. El carbonato de zinc (smithsonita), se halla en cantidades muy pequeñas. Todas las minas que posee la negociación en los alrededores, proveen las dos haciendas con la carga diaria; cuando predominan los sulfuros, se mandan a Tecolotes y en el caso de que abunden los compuestos oxidados, se les transporta a San Diego. La mayor parte de oxidados es producida por las minas de Hidalgo (33%) y la de Tecolotes (22%), mientras de los terreros sólo un 16% se acarrea.

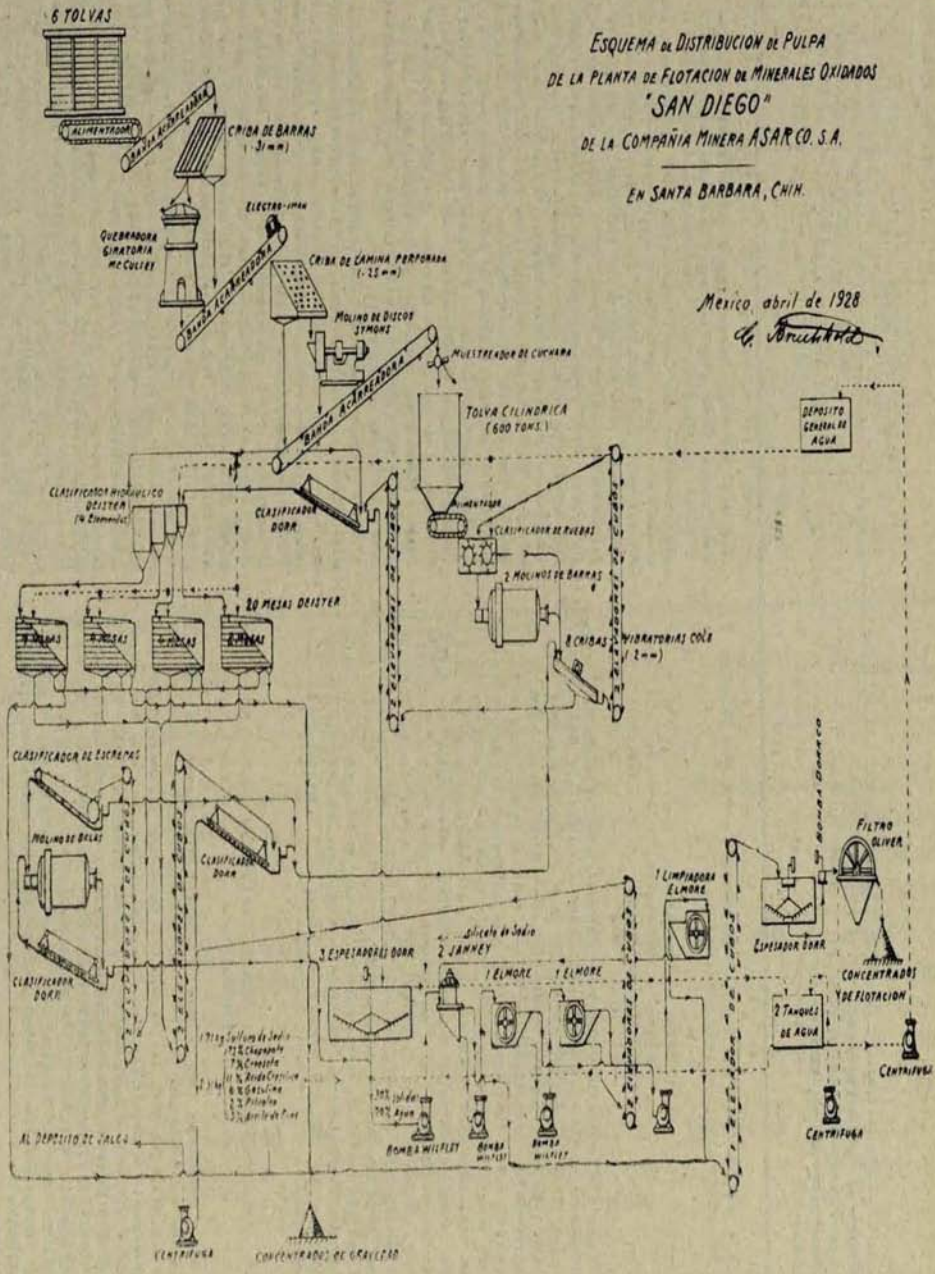
Al llegar los carros de la vía férrea, se anota su peso en una báscula y después son vaciados en una de las 6 tolvas de las cuales cada una tiene una capacidad de 600 toneladas. Por medio de alimentadores corredizos se distribuye el mineral en una banda acarreadora que deja caer todo sobre una criba de parrillas de 31 mm. de abertura. Lo grueso se tritura en una quebradora giratoria «Mc Cully» cuyo producto se reune con lo fino de las parrillas sobre una segunda banda acarreadora en cuyo fin está armado un electroimán. Esta banda descarga en una segunda criba que consiste en una lámina inclinada con perforaciones de 25 milímetros. Lo grueso pasa por un molino de discos horizontal «Symons» para ser molido a 19 milímetros. Su producto y lo fino de la criba de la lámina perforada vuelven a reunirse para ser conducidos a una tolva cilíndrica de 600 toneladas de capacidad por medio de una banda acarreadora, en cuyo término se encuentra una cuchara muestreadora tipo Guanajuato, que separa la cantidad necesaria para la muestra diaria. De la tolva saca un alimentador auto-

LAMINA Nº 2

ESQUEMA DE DISTRIBUCION DE PULPA
DE LA PLANTA DE FLOTACION DE MINERALES OXIDADOS
"SAN DIEGO"
DE LA COMPAÑIA MINERA ASARCO. S.A.

EN SANTA BARBARA, CHIH.

México, abril de 1928



mático de banda la carga, para pasarla a dos ruedas con palas que jiran en direcciones opuestas y suben la arena por la línea central entre las 2 ruedas hasta dos molinos de barras «Cole-Bergman», en donde se agrega también la primera agua para formar la pulpa. La descarga de los molinos y las lamas de las ruedas de palas pasan por 8 cribas vibratorias «Cole» con aberturas de 2 milímetros. Lo grueso regresa mediante 2 elevadores hasta las ruedas de palas y lo fino es subido mediante otros 2 elevadores hasta un clasificador «Dorr», cuyo objeto principal es separar la carga, en arenas para la concentración por gravedad y lamas que entren en 3 tanques espesadores «Dorr», cuya descarga con 30% de sólidos, se eleva mediante una bomba hasta 2 flotadoras primarias «Janney».

Las arenas del clasificador entran en 2 clasificadoras de cono «Deister» de 4 elementos. Las descargas del primer elemento pasan a 8 mesas Deister y las de los otros 3 elementos a 4 mesas Deister para cada uno de ellos. Cada una produce concentrados, intermedios y colas. Los concentrados finos del cuarto elemento se elevan mediante un elevador al departamento de espesar y filtrar los concentrados de la flotación y todos los demás concentrados entran a tanques de asentar, de donde se decanta el agua limpia. Todos los productos intermedios se suben mediante un elevador a un clasificador de rastrillos, tipo Esperanza. Lo fino regresa a las cribas vibratorias y lo grueso a un molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador «Dorr», cuyo derrame suministra carga definitiva para la flotación. Todas las colas de las mesas de gravitación se suben, mediante un elevador, a un clasificador «Dorr» que separa en arenas que van al depósito de jales, y las lamas que se juntan con lo fino del clasificador de rastrillo para regresar a las cribas vibratorias.

La carga para la flotación se compone de la descarga de los tres tanques espesadores Dorr y del derrame del último clasificador en circuito cerrado con el molino de bolas. La densidad de la pulpa se mantiene en 30% de sólidos y 70% de agua. antes de entrar al tubo de succión de una bomba centrífuga, se agregan 1.91 kgs. de solución de sulfuro de sodio al 10% y 2.31 kgs. de una mezcla de reactivos que se compone de 73% de petróleo, 7% creosota, 11% ácido cresílico 4% de gasolina, 2% de petróleo refinado y 3% aceite de pino. Finalmente, antes de entrar en las máquinas de flotación se agregan 2.09 kgs. de una solución de silicato de sodio (60°Be).

En las dos flotadoras primarias de «Janney» se producen concentrados y colas. Los concentrados se reunen con los de las mesas que reciben su carga del 4° elemento del clasificador de cono, se espesan en un tanque espesador, se filtran en un aparato Oliver y se depositan en un tanque de donde todavía se decanta algo de líquido. Las colas entran a 2 flotadoras «Elmore», puestas en serie y cada una de ellas produce concentrados pobres, los cuales, por medio de una bomba, se elevan a una limpiadora «Elmore» que da concentrados definitivos para el departamento de filtración e intermedios, que regresan a las flotadoras primarias «Janney». Las colas de la última de las máquinas «Elmore» se juntan con las arenas que derrama el clasificador Dorr, el cual se carga con las colas de las mesas Deister, y mediante una centrífuga Wilfley son conducidas al depósito de jales.

Resumiendo lo antecedente: toda la carga, después de molerla a 2 milímetros de diámetro, se la somete a una esmerada clasificación hidráulica para recoger todos los sulfuros de plomo y cobre en la subsecuente concentración por mesas. La carga restante que ya no contiene más que minerales oxidados, se espesa a la relación de 2.33 por 1, se sulfura mediante sulfuro de sodio y se la flota según los métodos corrientes, usando, silmultáneamente con los reactivos de flotación arriba mencionados, una solución de silicato de sodio como deflocculante para dispersar las lamas coloidales dentro de la pulpa.

En Agosto de 1925 se beneficiaban:

	Toneladas diarias	Au. gr.	CONTENIDO Ag. gr.	Pb. %	Cu. %
Mineral tratado	552	2.5	130	4.2	0.3
Concentrados obtenidos por gravedad de las mesas	42	9.0	810	25.0	0.9
Concentrados obtenidos por flotación	25	14.0	850	28.0	1.6

Por consiguiente, se calcula la relación de concentración así:

13:1 para la concentración por gravedad.
22:1 » » flotación.
8:1 » » concentración total.

El rendimiento es de:

53% para el oro
77% » la plata.
75% » el plomo.
44% » el cobre.

En los últimos años ya no se manifiestan separadas las producciones de las dos plantas de San Diego y Tecolotes por pertenecer a un mismo dueño y debido a eso se dan los datos de producción correspondiente a los primeros diez meses del año 1927 para las dos plantas juntas.

La relación de concentración es de 8 por 1 y el rendimiento como sigue:

64% para el oro.
85% » la plata.
79% » el plomo.
74% » el cobre.
54% » el zinc.

Los concentrados plomosos se remiten a la fundición de Morse en Chihuahua (53%), a la de El Paso, Texas (23%) y a la de Monterrey (7%). Los concentrados zincosos que acusan una ley media de 51.4% Zn, se remiten a la U. S. Zinc Co. en Amarillo, Texas, (16%) y a Bélgica (1%) El costo del beneficio de las dos plantas importó $ 4.75 por tonelada en 1926, pagando $ 1.70 por sueldos y jornales.

La maquinaria de la hacienda de San Diego es accionada por la fuerza eléctrica que proporciona la Compañía Agrícola de Fuerza Eléctrica del Río Conchos, S. A., al precio de $ 131.40 por 1 caballo/vapor año. La alta tensión de transmisión de 13.200 V se transforma a 460 V como se usa en los motores. El consumo de fuerza en 1925 fué como sigue:

En 1925 se ocupaba un promedio diario de 131 obreros en la hacienda y talleres con un salario medio de $ 1.75. La eficacia mecánica se calcula en 4.2 toneladas por hombre.

Para más informes sobre la flotación de minerales oxidados se pueden consultar entre otras las siguientes publicaciones:

Transactions of A. I. M. E. Vol. 62 hasta Vol. 75.

Engineering and Mining Journal. Vol. 109 hasta Vol. 124.

Taggart, Handbook of Ore Dressing.

	Toneladas diarias	Au. gr.	CONTENIDO Ag. gr.	% Pb.	% Cu.	% Zn.
Total de mineral tratado	1405	3.4	171	5.4	0.6	4.6
Total de los concentrados	180	16.8	1128	33.0	3.5	19.4
Colas	..	1.4	30	1.3	0.2	2.4

Trituración	125 c. v/hora o sean	0.23 c. v/hora/tonelada
Molienda	415 c. v/hora o sean	0.75 c. v/hora/tonelada
Flotación y filtración	150 c. v/hora o sean	0.27 c. v/hora/tonelada
Total	150 c. v/hora o sean	1.25 c. v/hora/tonelada

PRODUCCION MUNDIAL DE HIERRO Y ACERO [1]

En 1927 se ha producido más acero que en ninguna otra época desde el descubrimiento de este metal. La producción de lingote ha sobrepasado igualmente todas las cifras precedentes. Estos resultados están indicados en las estadísticas recopiladas anualmente por «Iron Trade Review», Cleveland, Ohio. Estas estadísticas muestran que la producción mundial de fundición durante el año 1927 ha sido estimada en 85.040,000 toneladas de 1,016 kilos, contra 77.450,000 en 1926, toneladas 75.670,000 en 1925 y 77.714,000 en 1913. La producción mundial de acero en tochos y moldeo ha sido estimada para el año último en 99.140,000 toneladas de 1,016 kilos, contra 91.559,000 en 1926, 89.202,000 en 1925 y 74.687,000 en 1913.

La producción de acero en los Estados Unidos representa próximamente el 45% de la producción de todo el mundo y ha sido alrededor de 3.845,000 toneladas inferior a la de 1926. La producción de los países de Europa ha aumentado próximamente en un 25% pasando de 40.000,000 de toneladas en 1926 a 51.000,000 de toneladas en 1927. La participación de Alemania en este aumento ha sido de 3.850,000 toneladas, y la de la Gran Bretaña de 5.650,000. Las cinco naciones que fundaron el «Cartel» europeo del acero: Alemania, Francia, Bélgica, Luxemburgo y el territorio del Sarre, produjeron en total 32.000,000 de toneladas de acero, contra 26.677,000 toneladas en 1926. El tonelaje que estas naciones estaban autorizadas a producir, sin incurrir en penalidades, era de 28.450,000 toneladas, de modo que próximamente se ha producido un exceso de 3.500,000 toneladas sobre la cuota fijada por el «Cartel», y casi la totalidad de este excedente ha sido producido por Alemania.

Aparte de Francia, Italia y Suecia, que no alcanzaron su producción del año anterior, y uno o dos países cuya producción se ha mantenido al mismo nivel, la mayor parte de los demás países de Europa han producido un tonelaje más elevado en 1927 que en 1926. Relativamente a su capacidad de producción hay que mencionar especialmente a Polonia y Checoeslovaquia, cuyas producciones han aumentado alrededor de un 60% para la primera y de un 23% para la segunda. El aumento de unas 440,000 toneladas registrado por Rusia es débil en proporción de lo que este país producía antes de la guerra. Las producciones del Japón y Australia acusan un aumento de importancia.

Para la fundición, el aumento de producción registrado el año pasado es de un 9,7% sobre las cifras del año 1926. La participación de los Estados Unidos en la producción mundial ha descendido a 43% del total. La Gran Bretaña y Alemania han contribuído en gran medida al aumento de la producción europea. En general, las variaciones de producción de fundición en los diferentes países del mundo, siguen una marcha paralela a las del acero.

La situación, tal como se presenta al principio del 1928, es incierta. Existen importantes razones para creer que la producción tenderá a aumentar en los Estados Unidos. En cuanto a Europa, el porvenir depende, sobre todo, del modo en que se persiga el restablecimiento económico en la mayor parte de las naciones. Hay indicios satisfactorios, pero existen igualmente algunos factores que tienden a contrariar los resultados ya obtenidos. Sin embargo, existen en el mundo necesidades considerables de acero en potencial y nada se opone a que si las circunstancias se muestran favorables, la producción de acero en 1928 llegue a 100.000,000 de toneladas.

Los estados siguientes dan las cifras de producción de fundición y acero de las naciones que han alcanzado o pasado las 500,000 toneladas de 1,016 kilos en 1927. Estas cifras son comparadas con las de los tres años anteriores y 1913.

(1) Estos datos han sido tomados de la Revista Minera Metalúrgica y de Ingeniería, Madrid, Marzo 24 de 1928.

FUNDICION (toneladas de 1,016 kilos)

PAISES	1927	1926	1925	1924	1913
Estados Unidos	36.600,000	39.101,000	36.370,000	31.077,000	30.653,000
Alemania	12.850,000	9.489,000	10.014,000	7.687,000	19.000,000
Francia	9.150,000	9.281,000	8.358,000	7.570,000	5.126,000
Gran Bretaña	7.300,000	2.442,000	6.262,000	7.307,000	10.260,000
Bélgica	3.685,000	3.345,000	2.501,000	2.798,000	2.445,000
Rusia	2.930,000	2.388,000	1.521,000	746,000	4.563,000
Luxemburgo	2.675,000	2.472,000	2.325,000	2.123,000	..
Saar	1.760,000	1.599,000	1.427,000	1.367,000	..
Checoeslovaquia	1.230,000	1.071,000	1.140,000	967,000	..
Japón	1.225,000	1.160,000	917,000	820,000	239,000
India	1.000,000	900,000	888,000	877,000	204,000
Canadá	825,000	776,000	596,000	619,000	1.015,000
Polonia	575,000	322,000	310,000	331,000	..
Australia	510,000	442,000	439,000	416,000	47,000
España	500,000	450,000	520,000	499,000	418,000
Italia	490,000	505,000	474,000	299,000	420,000
Producción mundial incluídos todos los demás países	85.040,000	77.450,000	75.670,000	66.846,000	77.714,000

ACERO (toneladas de 1.016 kilos)

Estados Unidos	44.450,000	48.294,000	45.394,000	37.932,000	31.301,000
Alemania	15.975,000	12.145,000	12.000,000	9.678,000	18.632,000
Gran Bretaña	9.200,000	3.560,000	7.385,000	8.201,000	7.664,000
Francia	8.100,000	8.295,000	7.327,000	6.791,000	4.614,000
Bélgica	3.645,000	3.320,000	2.508,000	2.829,000	2.428,000
Rusia	3.485.000	3.052,000	2.087,000	1.122,000	4.181,000
Luxemburgo	2.420,000	2.208,000	2.053,000	1.857,000	..
Saar	1.890,000	1.799,000	1.554,000	1.423,000	..
Japón	1.635,000	1.475,000	1.279,000	1.106,000	300,000
Checoeslovaquia	1.625,000	1.319,000	1.476,000	1.200,000	..
Italia	1.475,000	1.752,000	1.757,000	1.337,000	919,000
Polonia	1.245.000	777,000	779,000	667,000	..
Canadá	900,000	777,000	756,000	661,000	1.043,000
España	620,000	569,000	616,000	531,000	238,000
India	555,000	520,000	449,000	335,000	..
Austria	535,000	473,000	462,000	371,000	2.585,000
Producción mundial incluídos todos los demás países	99.140,000	91.559,000	89.202,000	77.300,000	74.687,000

Las cifras de Alemania en 1913 comprenden Luxemburgo, Lorena y el Saar y también parte de la producción de Polonia. Las cifras de Austria corresponden al territorio de aquel tiempo.

MONOGRAFIA MINERA DE LA PROVINCIA DE ANTOFAGASTA

Por

JULIO KUNTZ,

Ingeniero Consultor del ex-Cuerpo de Ingenieros de Minas.

(*Continuación*)

Los depósitos de cobre de este grupo corresponden todos a stockwerks con grandes cantidades de minerales de baja ley. No se prestan para la explotación en pequeña escala, aunque en tiempo de alza del precio del cobre se han explotado cantidades comparativamente grandes, debido a la situación favorable de las minas cerca de una caleta segura para embarcarlos. Uno de los dueños, el señor Moreno Vial, trató de explotar las minas en pequeña escala hace varios años, pero tuvo que abandonar el trabajo por no ser rentable.

Para explotar estos depósitos se necesita un capital bastante grande para hacer primero experimentos de lixiviación, en seguida cubicar una cantidad suficiente grande de minerales para abastecer un establecimiento de beneficio por varios años, por medio de sondajes o socavones. Los últimos pueden servir después como caminos para la extracción. Para la explotación se debe emplear un procedimiento barato de hundimiento, para el tratamiento un procedimiento adecuado. La capacidad del último depende del resultado de la cubicación.

La orilla de la Caleta tiene una extensión suficiente para todas las construcciones necesarias hasta donde los minerales llegarían por andarivel.

BLANCO ENCALADA

Por no obtener un guía de la Comunidad dueña de este grupo de minas, me ví obligado a buscar un guía en el terreno, quien solamente conocía una parte del camino a las minas. Encontramos las minas después de andar cuatro horas a caballo desde la Caleta El Cobre en dirección S. E. La distancia de la Caleta Blanco Encalada es 3 horas a caballo.

Llegando de El Cobre se ven en el remate de la quebrada por la cual conduce el camino, en la falda al N. varios trabajos de reconocimiento: un pique de 20 ó 30 m. verticales de profundidad, más arriba varios pequeños socavones, zanjas y cateos, todos en mineral pobre. Generalmente se siguieron grietas con mineralización a ambos lados en la roca encajadora que es granito. Solamente más abajo, al pie del cerro hay algunos cateos con minerales más ricos, indicando donde se puede continuar con los reconocimientos.

Unos 500 m. más al S. E. y más arriba en la falda del cerro se encuentra un chiflón de unos 15 m. de hondura profundizados a lo largo de una grieta mineralizada de donde sale metal de mejor ley. La faja mineralizada mide de 1 a 1,5 m. de ancho y un pequeño montón de mineral escogido en la cancha puede tener 8% de cobre. La situación de la mina es más o menos 1,000 m. s. n. m. y la distancia al mar en línea recta es de 6 Km.

Estábamos buscando otras minas en dirección S. sin encontrar más que algunos pocos cateos en yacimientos sin importancia. El terreno es muy montañoso, consistiendo únicamente de cerros altos con faldas abruptas y separadas por quebradas hondas. Hacia el mar existe una escasa vegetación, de la cual viven los guanacos. En la quebrada que conduce desde la Caleta Blanco Encalada al interior, se encuentra un campo minero abandonado y un camino carretero actualmente muy descuidado.

VARILLAS

En dirección N. E. de El Cobre y unos 13 Km. al O. de la estación Varillas del Ferrocarril de Antofagasta a Aguas Blancas, se encuen-

tra el mineral Varillas. Los trabajos corresponden a un número de rajos de explotación, pozos y cateos de reconocimiento en un terreno de unos 400 m. de largo y de 50 a 60 m. de ancho.

La roca es un granito hornbléndico con grano fino, muy descompuesto cerca del yacimiento y más fresco en mayor distancia de él. Se trata de una zona de impregnación a lo largo de grietas que corren en dirección N. 20° O. Hay zonas de mayor y menor ley, como muestran los laboreos que en partes alcanzan 15 m. de hondura.

Los minerales consisten principalmente de silicatos, además de malaquita y brochantita. El material escogido tiene 9%, el común se puede estimar en 3 ó 4%. Hacia el N. y el S. parece que se empobrece el mineral, pero hay pocos cateos en esta dirección y en la superficie no se puede seguir el yacimiento por estar cubierta la superficie por rodados y arena.

Aparentemente se trata de grandes cantidades de mineral a no ser que cambie en hondura por angostarse las zonas de impregnación desde las grietas metalizadoras. Aunque algunos pedazos de la roca mostraban efervescencia con ácido, parece que los minerales en general son lixiviables. El yacimiento está cubierto por cuatro pertenencias.

1 Km. más al S. existe otra mina en un yacimiento similar pero de poca extensión. Hay una excavación de 30 m. de hondura, pero a 30 m. de distancia de ella la mineralización desaparece, como se puede ver en cateos hechos allá. Yacimientos similares dicen que existen varios kilómetros más al S. Todas las minas están de para.

La mina Varillas se encuentra a una altura de 1,180 m. s. n. m., a estación Varillas a 840 m. La región es ondulada y no tiene agua. Por la estación pasa la cañería de agua para las salitreras de Aguas Blancas, de la cual se podría obtener el agua necesaria para un establecimiento de lixiviación. Antes conviene hacer más reconocimientos para el fin de cubicar y experimentos especialmente, con el fin de conocer el contenido en nitrato y la posibilidad para lixiviar los minerales.

MINERAL RENCORET

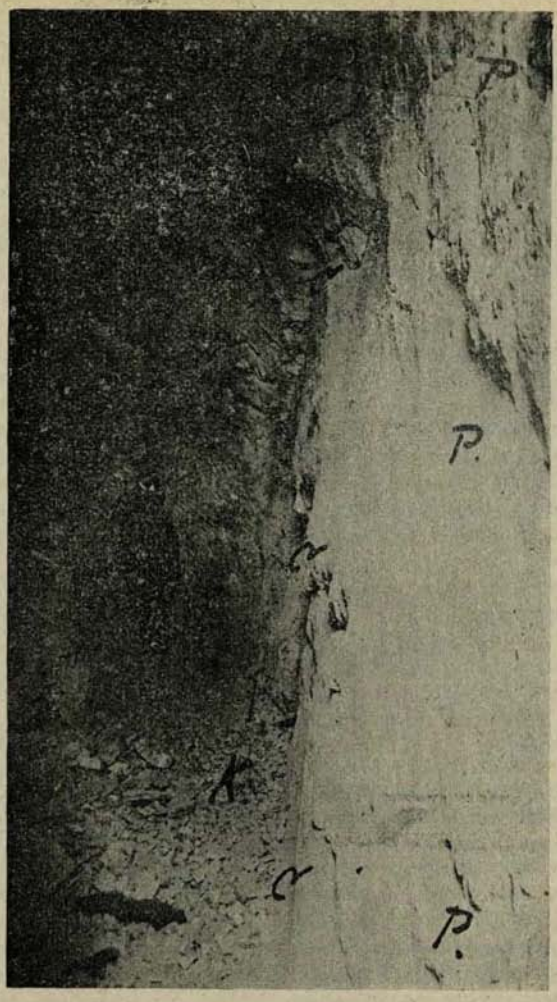
SITUACION.—Los mantos de Rencoret han sido conocidos ya hace varios decenios, pero aunque corresponden a depósitos grandes no han sido objeto de explotación sino en escala pequeña. Están situados a pocos kilómetros de distancia al oriente del Ferrocarril Longitudinal y unos 20 km. al N. de la estación Rioja, que es la primera al N. de Baquedano. La altura sobre el nivel del mar es 1,400 m., el terreno es ondulado, la superficie cubierta por rodados y arena; en la vecindad hay varias salitreras. No existe agua en la cercanía ni hay vegetación. El punto más cercano del río Loa dista unos 65 km. en dirección N. E. de la mina. Al tiempo de mi visita trabajan pocos hombres en la mina por cuenta del dueño don Gustavo Schele.

GEOLOGIA.—La base geológica de la región la forman las estratas del mesozóico, especialmente calizas, esquistos calcáreos y arcillosos, areniscas, etc., en partes intercaladas con capas de porfiritas y atravesadas por filones eruptivos e intrusiones más grandes. En Rencoret las estratas tienen un manteo suave en diferentes direcciones, según las ondulaciones y se encuentran atravesadas por filones de pórfido que inclinan verticalmente y tienen varias potencias hasta 100 m. o más. Su rumbo es N. E. S. O. y su corrida se puede seguir a gran distancia. Dos de tales filones se pueden constatar con seguridad en el terreno minero, pero posiblemente existen otros más.

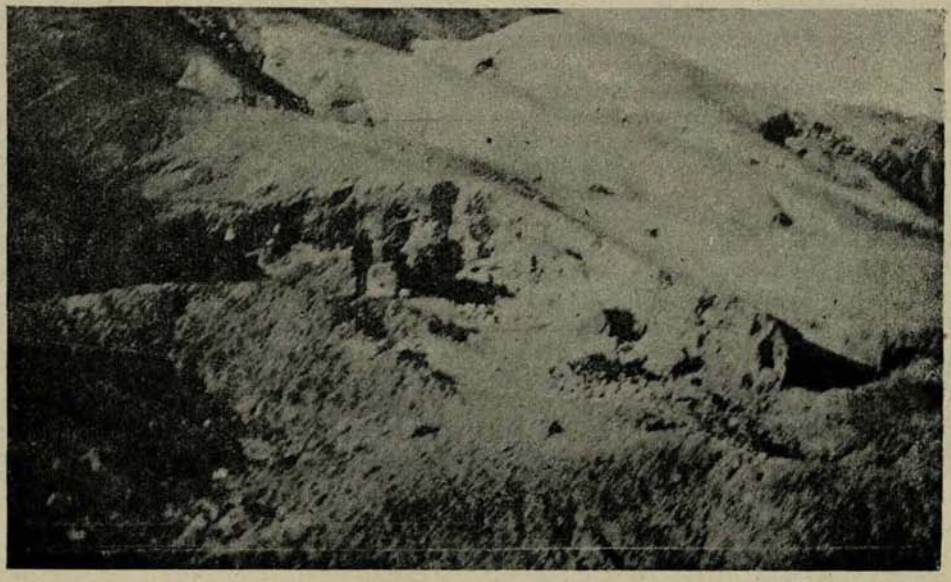
YACIMIENTO.—Las salbandas de estos filones eruptivos aparentemente formaron los caminos por los cuales ascendieron soluciones cupríferas que entraron en las calizas de las cajas donde formaron los yacimientos por metasomatismo e impregnación. El pórfido no tiene mineralización o muy poca en el contacto. Tampoco se encuentran mineralizados los esquistos o capas efusivas en el contacto con el pórfido. Las soluciones cupríferas eran silicosas por estar silicificadas las calizas en el contacto y en partes transformadas en jaspe.

La extensión de la mineralización desde los contactos varía de pocos metros a 50 m. cerca del pique principal. Depende probablemente del contenido en Ca. CO_3 de la roca encajadora, de la presencia de grietitas y hendiduras y de la intensidad de la circulación de las soluciones y su contenido en cobre. El largo de las zonas mineralizadas mide varios kilómetros, pero posiblemente hay interrupciones causadas por capas arcillosas intra-estratificadas. La zona que pasa a 500 m. al N. O. de la mina principal puede seguirse por 4 Km.

Los minerales consisten principalmente de carbonatos, sulfatos, silicatos, del cloruro y en partes de rocas de rosicler. Aparentemente la zona oxidada se extiende a gran hondura,



11.—Yacimiento Rencoret: K = caliza, P = pórfido, C = contacto.



en todo caso no se han encontrado todavía sulfuros en los trabajos.

LOS TRABAJOS.—Al lado N. O. de uno de los filones eruptivos se encuentra un bolsón de explotación con malacate de 60 m. de hondura, 20 m. de largo y 10 m. de ancho. Desde los planes se extienden los trabajos de explotación y reconocimiento 15 ó 20 m. más al N. E. y hacia el N. O. han sacado una capa de caliza más rica hasta 20 metros de distancia del rajo grande. El manteo de la estratificación allá es de 25°. Desde el fondo del rajo profundizaron un chiflón de unos 10 m. hacia N. O. y un pozo vertical de 5 m. para abajo con un corto frontón. A poca distancia más al N. E. hay otro rajo de unos 10 m. de hondura en la misma corrida, y a 4 m. de distancia al N. O. otro de 15 m. de hondura. En dirección S. y S. O. se encuentran otros cateos y también varios rajos de explotación hasta 1 km. de distancia y más, pero no es seguro si pertenecen a la misma corrida o a otra.

A lo largo de otro filón eruptivo a 500 m. más al N. O. del rajo principal, también existen un buen número de cateos y rajos pequeños, pero allá tampoco se sabe si la zona mineralizada se extiende sin interrupción.

EXPECTATIVAS.—Aunque existe un gran número de cateos y pozos, estos trabajos de reconocimiento no son suficientes para cubicar. Sin embargo, se puede contar con millones de toneladas de minerales de ley reducida pero que no se prestan para la lixiviación por ácido, debido a su contenido en carbonato de cal. Se debe buscar otro procedimiento de beneficio por medio de experimentos, 1.° en escala pequeña y después en escala más grande. Entran en consideración la flotación y el tratamiento con amoníaco.

Los trabajos de reconocimiento deben tener el fin de constatar la extensión de los filones eruptivos mineralizadores y de las zonas de mineralización a ambos lados por medio de cateos y pozos; además, se debe constatar la extensión de la mineralización a hondura, es decir, la potencia de las capas calcáreas mineralizadas por medio de sondajes.

Otra dificultad que debe vencerse, es la gran distancia del agua a la mina, y además, agua que es salobre. Una cañería de unos 70 km. se necesita para llevar el agua a la mina, cañería cuyo diámetro depende de la escala de la explotación, y ésta depende del resultado de los reconocimientos. Un factor favorable es la cercanía del Ferrocarril Longitudinal y del puerto.

SIERRA GORDA

Cerca de la estación Sierra Gorda del Ferrocarril a Bolivia, existe un grupo de minas que por la abundancia de sus minerales merecen atención. Los yacimientos corresponden a grietas y vetas desde las cuales salen impregnaciones a la roca encajadora, formando en partes zonas aprovechables de extensión considerable. Los minerales consisten principalmente de sulfatos que llegan a una hondura comparativamente grande y se prestarían bien para la lixiviación si no contuviesen nitratos, como casi todos los minerales de esta región. Valdría la pena investigar si esta dificultad no es subsanable y especialmente si los nitratos se extienden a hondura, en cuyo caso la lixiviación de los minerales no puede tomarse en cuenta.

MINA RIO TINTO.—Al O. de la estación Sierra Gorda, se levanta un grupo de cerros a unos 200 m. sobre el nivel del ferrocarril. Dentro de este grupo, a 3 km. de la estación y unos 150 m. verticales más arriba, se encuentra la mina Río Tinto.

En una quebrada se ve un gran rajo de explotación a cielo abierto, de 40 m. de largo por 20 m. de ancho y 10 m. de hondura. Originalmente era más hondo pero actualmente el fondo está cubierto por desmontes. El material sacado consiste de sulfato de fierro amarillo y mineral de cobre verde que probablemente se formó por la mezcla de sulfato de fierro amarillo y sulfato de cobre azul, pues el último se encuentra en el interior de los pedazos verdes. La superficie tiene una capa de 0,50 m. a 1 m. de espesor de detritus colorado.

Dentro de la masa mineralizada existen partes de la roca granítica menos mineralizadas. 30 m. al S. del margen S. del gran rajo se puede ver el mismo material en un pozo de 3 m. de hondura, y 120 m. en dirección S. O. se encuentra un hoyo de explotación de 8 m. de profundidad también con sulfato de fierro y sulfato de cobre. A una distancia de 80 m. al S. E. del gran rajo se profundizó un cateo de 2 m. de hondura, sin minerales en una grieta que corre E. O. A pocos metros de distancia del margen N. del gran rajo se ven algunos pequeños cateos hechos en el afloramiento de una grieta con rumbo E. O. que aparentemente corresponde al límite N. de la zona mineralizada.

Algunos centenares de metros más al N. y E. del gran rajo se encuentran cateos de reconocimientos y varias pequeñas minas en vetas

de cuarzo ferruginoso, cuprífero, sin indicios de una zona de impregnación.

Considerando estas circunstancias, se puede estimar que la zona impregnada se extiende por 150 m. de largo y 50 m. de ancho, área en la cual el rajo de explotación corresponde a la parte más rica.

En 1919 y 1920, durante 10 meses se explotó el yacimiento y los minerales se transportaron a la estación Sierra Gorda donde fueron tratados en un pequeño establecimiento de lixiviación. Después de lixiviar con agua se precipitó con fierro viejo, y, según dicen, se obtuvo una extracción muy pobre de cobre. Como demuestran los relaves, la trituración fué insuficiente y la extracción imperfecta. El transporte en carretas resultó caro y en tan pequeña escala la empresa no tuvo rentabilidad Actualmente no hay trabajo:

Una investigación más prolija por trabajos de reconocimiento demostraría si el yacimiento se presta o no para una explotación en escala más grande.

MINA SANTIAGUINA.— La mina está situada a unos 5 km. al N. de la estación Sierra Gorda en un terreno onduloso. Comprende actualmente 12 hectáreas y colinda al N. con las minas Perdida, Edna, Catalina y Manuela. A 3 km. de distancia pasan las cañerías de agua para las salitreras de donde se podría obtener agua, pagando:

$ 0.80 por 1 m^3 agua del río Loa que es salada, y

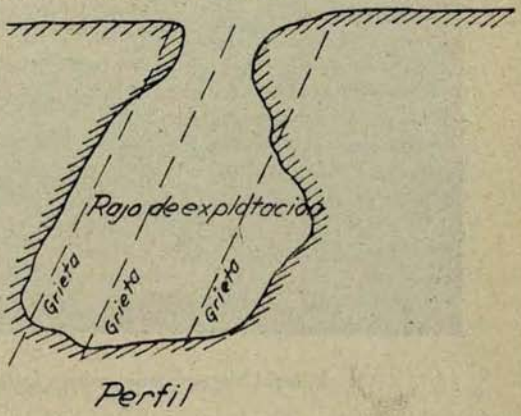
$ 1.40 por 1 m^3 agua de la Cordillera (potable).

La altura sobre e' nivel de la cañería es unos 75 m.

Los yacimientos consisten de un grupo de vetas acompañadas por zonas de impregnación de varios espesores. El rumbo de la zona principal mineralizada es S. 30° O. con inclinación fuerte al N. O. En esta zona corren 3 grietas con el mismo rumbo y casi verticales. La distancia entre una y otra es de 3 a 6 m. Entre estas grietas y especialmente cerca de ellas la impregnación es más rica. Resulta un espesor de la zona rica de 8 a 10 m. que se encuentra explotada hasta 50 m. de hondura y en 50 m. de largo. No hay cambio ninguno de la naturaleza del mineral en los planes. Los minerales principales son los dos sulfatos brochantita y calcantita y algo de atacamita. Un malacate a sangre extrae los minerales del gran rajo de explotación.

Unos 50 m. más al S. y E. se encuentran otras zonas similares con rajos de explotación de 10 a 15 m. de hondura y varios metros de espesor que se extienden sobre un largo de 50 y 40 m. respectivamente.

En la parte poniente de la mina se ven rajos de explotación a lo largo de 3 vetas paralelas que corren a poca distancia una de otra y que están acompañadas a ambos lados por zonas de impregnación. La explotación se extiende a unos 90 m. de largo y hasta 72 m. de profundidad que es la que tiene uno de los dos piques profundizados en esta parte. Los rajos de explotación alcanzan 10 m. de ancho en hondura, según las indicaciones de los mineros. Actualmente están inaccesibles. El rumbo es S. 30° E. Explotaron aquí minerales de 8% escogidos de un común de 4%.



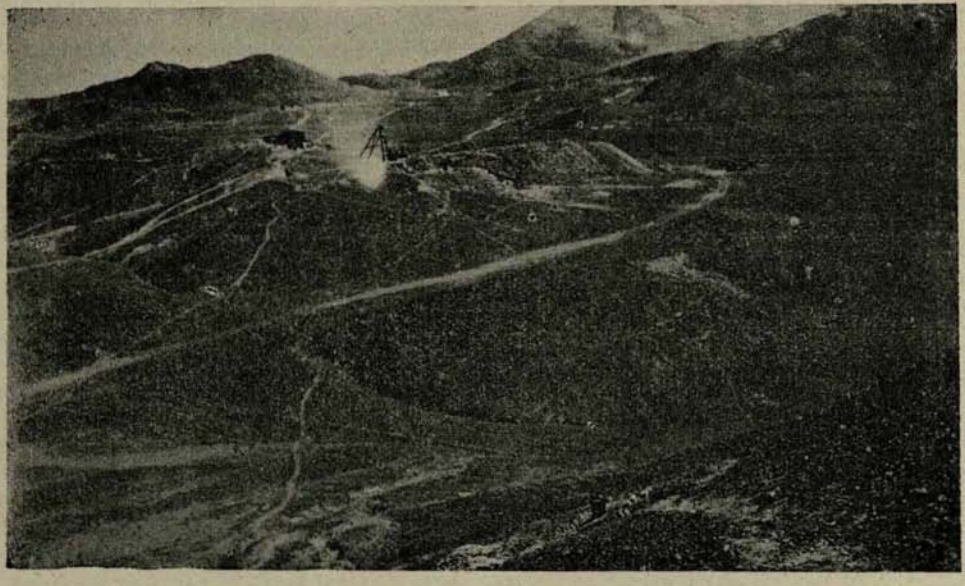
Al naciente de estos laboreos se ven varios piques y chiflones derrumbados con rajos antiguos de explotación. Allá también parecen existir tales zonas de impregnación. Sus rumbos parecen correr en dirección E. O. En la parte poniente se encuentra menos calcantita y principalmente brochantita.

Sólo en el rajo principal del yacimiento mencionado primeramente había trabajos en tiempo de mi visita y se pallaban minerales de 14% desde una hondura hasta 30 m. y de 8% de los planes donde la ley media es de 4%. Los desmontes comprenden una cantidad de más o menos 25,000 toneladas con ley media de 3%.

La mina es propiedad de una sucesión. Fué trabajada desde hace medio siglo y el primer dueño la trabajó durante 40 años.

GRUPO CATALINA.—Este grupo de minas situada al N. de la Santiaguina es propiedad de la sucesión Pinto y abarca 80 hectáreas de superficie. Tiene dos vetas principales que se cruzan; la veta más importante es la Catalina, en la cual se ha profundizado un pique de 120 m. de hondura. Los laboreos más largos

13.—Mineral Sierra Gorda: minas Catalina, Herminia, Santiaguina y Edna.



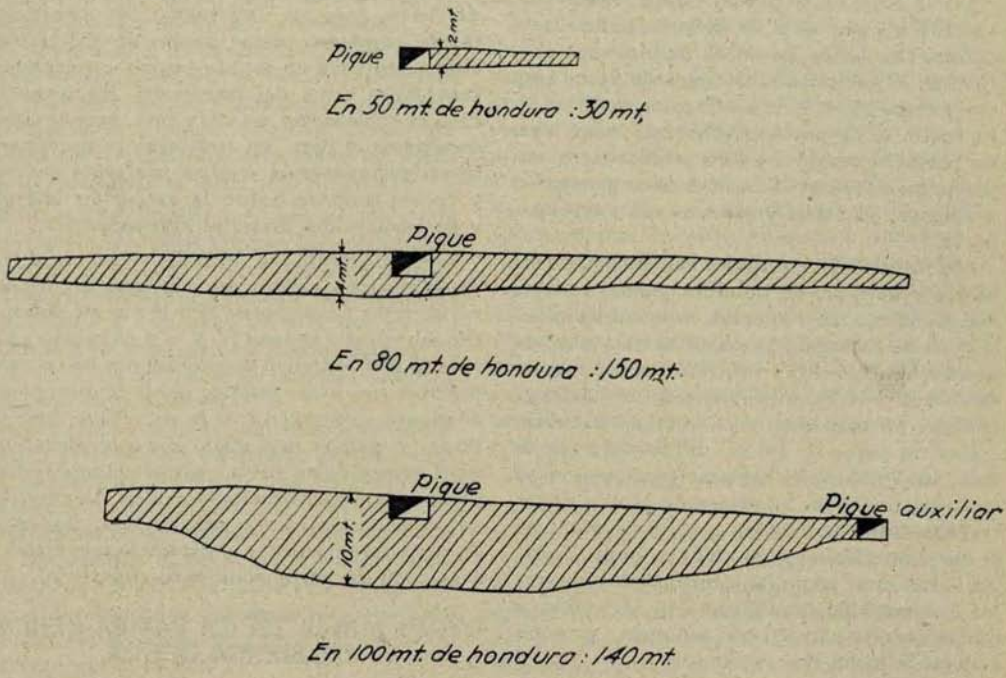
14.—Mineral Desesperado: minas Porvenir, San Lorenzo y Marta.

se encuentran a 80 m. de hondura y se extienden 150 m. longitudinales. A 50 m. de hondura tienen solamente 30 m. de desarrollo y a 100 m. de hondura tienen 140 m. de extensión.

A ambos lados de la veta, la caja se encuentra impregnada en varios metros de anchura, de modo que los rajos de explotación miden hasta 10 m. de ancho, (véase el croquis adjunto).

La ley fluctúa entre 3 y 14% en cobre; generalmente se escogen minerales de 8 a 14%.

Los minerales de la Catalina son los mismos que los de la Santiaguina y es notable que siguen hasta 120 m. de hondura sin cambiarse a sulfuros. Como la impregnación alcanza una zona más ancha que la explotada, aunque de menor ley, hay una gran cantidad de mineral lixiviable. El obstáculo más grande es, como en la Santiaguina, el contenido de mineral en nitratos, cuya eliminación constituye un problema químico que valdría la pena resolver.



Estension de la explotacion en la mina Catalina

Hacia el S. en la dirección de la Santiaguina las impregnaciones parecen ensancharse, mientras hacia el N. los minerales se limitan cada vez más a las vetas.

La veta Pascua que cruza la Catalina en ángulo agudo cerca del pique, no se trabajó mucho porque es más dura y de menor ley.

Más al oriente en la pertenencia Herminia se reconocieron dos vetas más por un pique pequeño y trabajos de explotación hasta 12 m. de hondura. Las vetas tienen 2 m. de impregnación al lado de donde sacaron minerales de 15% según indicaciones de los dueños.

Los desmontes comprenden unas 25,000 toneladas con ley media de más o menos 3%. La explotación debe efectuarse por medio de piques porque el terreno no se presta para socavones. El pique está con agua a 20 m. de los planes y su cantidad alcanza a 20 m^3 por día y probablemente a más en mayor hondura. Al tiempo de mi visita se trabajaba la mina con pocos mineros.

OTRAS MINAS.—Hay varias otras minas en la vecindad actualmente sin trabajo e inaccesibles.

La Bertita está en la continuación hacia

el N. E. de la zona rica en la Santiaguina. Tiene un pique pequeño y está poco trabajada.

La Edna, tiene una veta angosta que contiene cobre nativo, según dicen los mineros. Las dos minas cubren unas 15 hectáreas y otra adyacente, la Angelina, 10 hectáreas.

Más al N. de la Catalina se encuentra una zona de sulfato que pertenece al señor Campaña, de Antofagasta, pero tiene sólo pocos cateos superficiales.

MINA SAN FRANCISCO.—Esta mina está situada a 2 km. al N. O. de la estación Sierra Gorda. Los cerros consisten de una roca porfirítica. El yacimiento corresponde a una veta con rumbo E. 10° N. e inclinación de 50° al N. El ancho es de pocos centímetros hasta 1 m. En partes se ramifica y forma nidos ricos, sin embargo, estos clavos están de poca extensión, y además, ya están explotados en su mayor parte.

Los minerales principales son carbonato de plomo y de zinc, en hondura galena en ojos con blenda de zinc. Además, se encuentran en la zona de oxidación que baja hasta 120 m. de hondura; atacamita y brochantita, en la zona de los sulfuros: bornita y calcopirita. La ganga consiste principalmente de calcita y baritina.

Hay un pique de 100 m. de hondura por la veta, los trabajos de explotación siguen en el clavo hasta 150 m. La extensión lateral de los trabajos mide unos 100 m. pero el beneficio en el clavo no alcanza más de 10 a 20 m. Todavía existe una pequeña cantidad de minerales que también tienen una ley de plata y que se podrían extraer con ganancia, pero en general la mina está explotada.

CERRITOS BAYOS

Unos 4 km. al poniente de la estación Cerritos Bayos del Ferrocarril de Antofagasta a Bolivia, se encuentra un grupo de cerritos de granito y pórfido que contienen en su falda N. y más o menos 2 km. al N. del ferrocarril, un yacimiento de sulfato de fierro, en una altura de unos 80 m. sobre el nivel del ferrocarril.

El yacimiento corresponde a un stockwerk que se puede seguir en la superficie por 200 m. de largo y 100 m. de ancho. Probablemente la erupción de la roca más moderna originó una zona de fracturas por la cual ascendieron soluciones sulfurosas de fierro. Estas depositaron su contenido en minerales en las innumerables grietitas y hendiduras desde las cuales en partes transformaron toda la roca a mineral sulfuroso de fierro.

Se hizo cierto número de pozos y cateos en los puntos donde la roca consiste de mineral, pero no profundizaron más de 8 m.

Arriba, cerca de la superficie, se formó el sulfato amarillo blanquizco, descompuesto a polvo en los laboreos y en partes cubierto por una corteza roja en la superficie. Más abajo aparece el sulfato blanco y después el morado y café que a veces también toma el color de arvejas secas. Probablemente en hondura se cambia a pirita de fierro.

Generalmente no tiene gran valor el sulfato de fierro, pero en una región tan cuprífera puede emplearse como medio de lixiviación si se encuentra en estado puro y en grandes cantidades cerca del ferrocarril. En nuestro caso la explotación no sería cara, pero se debe considerar el flete. En todo caso se necesitan investigaciones más prolijas mediante cateos y tal vez sondajes sobre la extensión lateral y por debajo del material aprovechable.

YACIMIENTOS DE PLOMO.— 2 km. al N. de la estación existen en esquistos arcillosos varias vetas pequeñas de 10 a 20 cm. de potencia con rumbo general N. S. e inclinación parada al O. Contienen especialmente en cruzamientos con otras grietas, nidos de minerales de plomo, óxidos cerca de la superficie (PbO y Pb_3O_4 y galena más abajo que se explotaron en el tiempo de mi visita y cuando el precio del plomo era excepcionalmente alto. Los pozos entonces no alcanzaron más de 10 m. de hondura y aparentemente el beneficio está ligado a la zona de enriquecimiento superficial.

OTRAS MINAS EN LA PAMPA CERCA DE SIERRA GORDA

TESORO.—La mina Tesoro está situada unos 25 a 30 km. al E. de la estación Sierra Gorda en una región estéril y sin agua. El yacimiento consiste de una roca eruptiva ácida de color claro descompuesta y mineralizada. Forma un cerrito con más o menos una hectárea de extensión. Los cerritos vecinos consisten de pórfido colorado. La roca descompuesta se encuentra atravesada por un sinnúmero de grietitas y hendiduras que corren en todas direcciones y que están rellenadas por crisocola, brochantita y otros minerales de color. En partes la roca tiene el color amarillento del sulfato de fierro. Pequeñas grietas de cuarzo calcedónico cruzan también la roca.

Con los laboreos de explotación se han seguido partes más ricas en forma de vetas hasta una hondura que no pasa de 10 m. Además, existe un pique vertical inaccesible que según el desmonte puede tener una hondura de 30

a 40 m. La masa grande de la roca impregnada es pobre.

Algunos centenares de metros más al S. del cerrito, se encuentra otro yacimiento de cobre que corresponde a una capa de pórfido mineralizado de varios metros de potencia. El rumbo es N. S., la inclinación al E. En partes se presenta como brecha. Los minerales de cobre son principalmente crisocola y brochantita. Está reconocida 50 m. de largo y algunos agujeros de explotación alcanzan 6 ó 7 m. de profundidad. La ley es baja y mediana.

Si hubiera agua cerca del mineral de Tesoro se podría beneficiar por lixiviación; pero para otra clase de beneficio y para un transporte a la estación, es muy pobre. Se puede aprovechar sólo las pocas cantidades de mineral de buena ley. Actualmente la mina está de para.

BELLA ESPERANZA.—5 km. al N. de la estación Noria y de la Oficina Salitrera Aconcagua, se encuentra la mina Bella Esperanza. La roca es granito hornbléndico. El yacimiento corresponde a una zona de fractura que se extiende a lo largo de una grieta con rumbo N. E. S. O. La potencia de la zona alcanza a 75 m. y el largo a 250 m.

El yacimiento consiste del relleno de hendiduras y grietitas que atraviesan la roca en todas direcciones, de modo que en partes el stockwerk aparece como una brecha. En la parte mineralizada existen trechos estériles; con la exclusión de éstos la ley media puede alcanzar a 3 ó 4%. Los minerales son principalmente atacamita, brochantita y crisocola. Además, existen nidos más ricos con calcosina, cuprita y cobre nativo.

La explotación es efectuada a cielo abierto y en hoyos hasta de 15 m. de hondura; además, hay algunos piques verticales actualmente inaccesibles, en los cuales según indicaciones de los mineros a 20 m. de profundidad perdieron el mineral. Posiblemente el mineral de más abajo se concentra cada vez más en grietas como en algunas otras zonas de impregnación. Los planes de los rajos de explotación están aterrados y por eso no se puede encontrar indicaciones del cambio en la ley. Dicen que los minerales contienen algunos gramos de oro por tonelada.

Para estimar el valor del yacimiento se necesita una investigación de los planes de los piques y de los rajos de explotación; además, un estudio de la extensión lateral por cateos. En el tiempo de mi visita trabajaban pocos pirquineros en la mina.

LA PALOMA.—Situada 5 km. al E. de la estación Noria en la falda oriente de un cerro que se levanta unos 150 m. sobre las quebradas vecinas.

A media falda del cerro que consiste de pórfido, se encuentra el afloramiento de una veta cuprífera con rumbo N. E. S. O. y manteo parado al S. E. La potencia es de 0,5-1,5 m. y el mineral aprovechable forma una faja a lo largo del yacente de 0,2 a 0,5 m. de potencia. El otro relleno de la veta consiste de mineral pobre a lo menos por lo que se puede ver cerca de la superficie.

Los laboreos hechos en 1893, actualmente están aterrados; se extienden sobre 70 m. de largo y, según dicen hasta 80 m. de profundidad. Fuera de este trecho hay algunos pocos cateos más. Aparentemente empobrece el mineral más allá, aunque se puede seguir el afloramiento algunos centenares de metros. Existen también en las cercanías varios otros afloramientos de vetas de menor importancia. Según indicaciones de los mineros pallaron minerales con 15% de cobre que contenían además, 500 gramos de plata por tonelada y algo de oro. Los minerales principales son brochantita y atacamita con poco de crisocola y en partes almagrado. Además, hay una gran cantidad de especularita. Actualmente no se trabaja en la mina.

SAN ANTONIO.—De los últimos cateos, de La Paloma más al N., aflora otra veta con el mismo rumbo y la misma inclinación. El afloramiento se ha seguido con cateos algunos centenares de metros por arriba en la falda parada del cerro. Con un socavón se puede dejar suspendida más de 100 m. de veta. La potencia de la veta es de 1 a 2 m. y el relleno consiste generalmente de una masa espática brecciosa de color claro, amarillo con el cual contrastan los colores verdes amarillosos y verdes azulejos de los minerales de cobre y el brillo de la especularita.

Dos cateos hechos en la falda parada del cerro contienen minerales pobres, un tercero, más arriba, tiene una profundidad de 10 m. y un largo de 4 m. El mineral que sacaron allá dicen que contuvo varios kilógramos de plata por tonelada. Aparentemente se trata sólo de nidos, pues actualmente el frontón S. del rajo no tiene mineral y el otro sólo mineral pobre. La roca encajadora descompuesta es efervescente con ácido por su contenido en carbonato de cal. No hay trabajo en la actualidad.

CODICIADA.—1 km. al N. de la San Antonio se encuentra en un portezuelo, entre dos cerros la mina Codiciada que se trabaja desde 1919. Aflora allá una veta cuprífera de 1 a

1,5 m. de potencia que corre E. O. y que se ha reconocido en 60 m. de largo. En un punto del afloramiento se ha profundizado un hoyo de explotación hasta 13 m. de hondura. El relleno de la veta parece corresponder generalmente a feldespato descompuesto en el cual a 13 m. de profundidad se ve una faja de 25 a 30 cm. de potencia con almagrado y pecas de rosicler. 3 toneladas que salieron de este punto se vendieron poco antes de mi visita y dicen que contenían 22% de cobre y 1,500 gramos de plata por tonelada.

LOMAS BAYAS (Cobre)

UBICACION Y GENERALIDADES. — El grupo de minas de Lomas Bayas está situado a unos 45 km. en dirección E. S. E. de la estación Baquedano del Ferrocarril Longitudinal y del Ferrocarril de Antofagasta a Bolivia, a una altura de 1,600 a 1,700 s. n. m. Desde la estación mencionada que dista 96 km. de Antofagasta y se encuentra en 945 m. de altura s. n. m. conduce un camino carretero a las minas que podría usarse también para autocamiones después de arreglar varios trechos arenosos.

Toda la región carece de agua y de vegetación; la primera debe procurarse de la estación Baquedano. La propiedad minera de la Comunidad de L.B. consiste de 21 pertenencias que comprenden 89 hectáreas en total. El Mineral fué descubierto en 1880.

GEOLOGIA.—La formación geológica en el mineral corresponde a granito que en este punto interrumpe las estratas mesozóicas que generalmente forman la base de la región. El granito está atravesado por filones angostos de pórfido cuarcífero que al parecer han sido los mineralizadores. Contienen minerales de cobre en fajas paralelas a las salbandas, con pocos centímetros de ancho. Corren E.-O. e inclinan verticalmente o poco inclinado. Además, existen grietas angostas rellenadas también con minerales de cobre que cruzan los filones.

De los filones, que se llaman localmente vetas, hay dos principales y a ambos lados de ellos se extiende una red de numerosas pequeñas hendiduras y grietitas rellenadas de mineral especialmente donde acumulan los cruceros. Entre las hendiduras la roca está impregnada y en partes la mineralización es tan rica y tan extensa que hacía cuenta explotar toda la roca, aun bajo las condiciones desfavorables locales. Por la explotación de estas zonas ricas originaron los grandes rajos de los cuales la mina Andacollo tiene dos con dimensiones de 32×30×20 m. y 58×48×58 m.

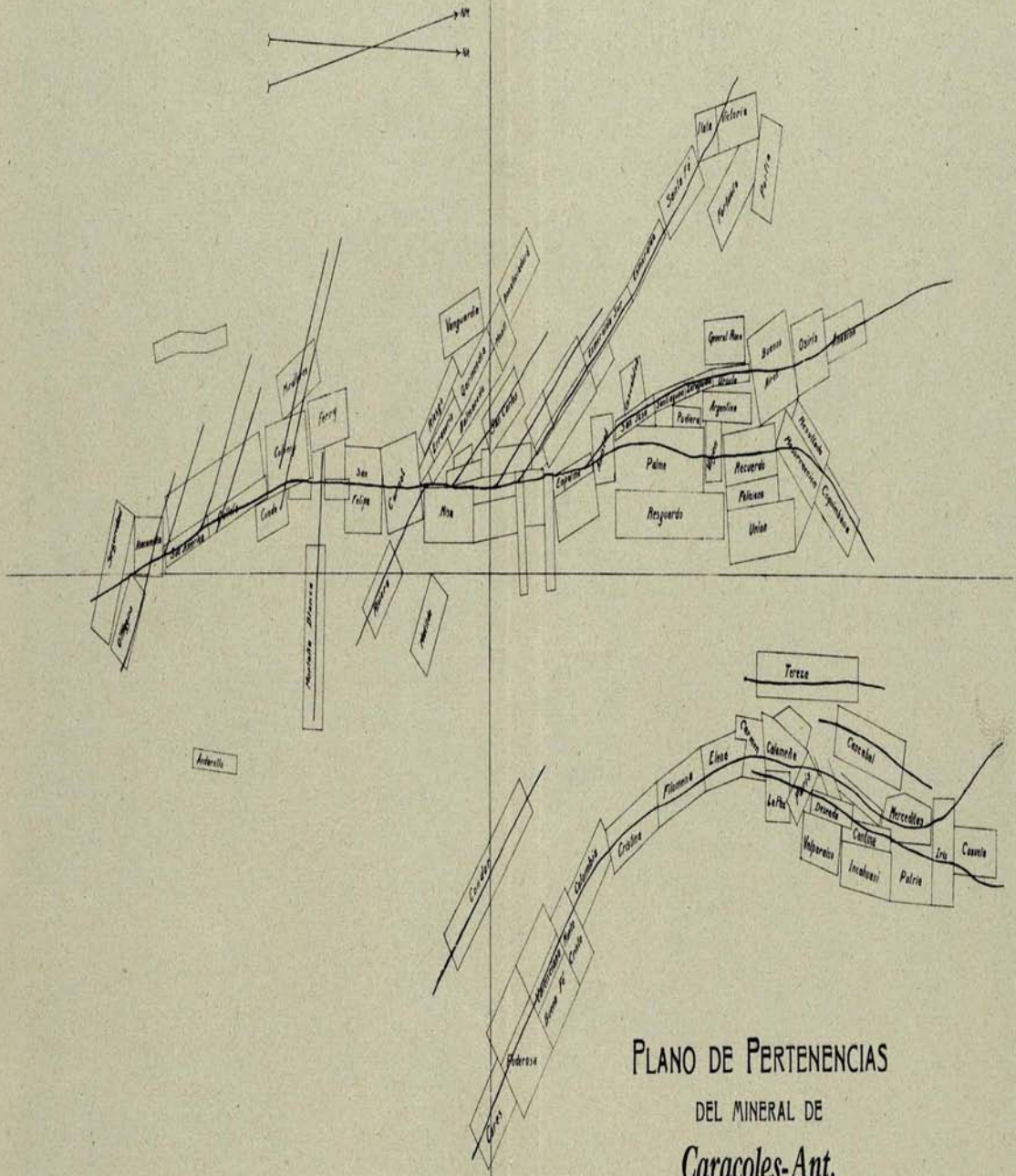
Los minerales de cobre consisten en malaquita, azurita, brochantita, calcantita, cuprita y calcosina; en partes también aparecen cobre nativo en pecas y calcopirita. Cerca de la superficie predominan los minerales de color, pero ya en poca hondura comienzan cuprita y calcosina y además, en la mina San Jorge, los sulfuros negros ferrosos. Entre los niveles 3 en 67 m. y 4 en 95 m. de hondura, en la misma mina se encuentra una zona pirítica que está atravesada por una veta de calcopirita. Más abajo los minerales vuelven a ser oxidados hasta los planes. Posiblemente la zona primaria en hondura será representada por pirita de fierro como impregnación de las cajas y calcopirita mezclada con pirita como relleno de las vetas. Hasta ahora no se ha alcanzado esta zona en 119 m. de profundidad.

LOS TRABAJOS.—La única mina actualmente trabajada con pocos hombres es la Andacollo, de la cual sacan unas 150 toneladas mensuales de mineral con ley de 12 a 15%. Los minerales se sacan del pique maestro por un malacate hasta el nivel de socavón que alcanza el pique a una profundidad de 48 m. verticales de la boca. El socavón tiene 140 m. de largo hasta el pique y mide 2×2 m. en perfil. Tiene una línea decauville de 0,60 m. de trocha. La hondura del pique es 105 m. pero los trabajos siguen hasta 113 m. Hay 7 canchas debajo del socavón, de 9 a 12 m. distantes una de otra.

Los dos rajos de explotación mencionados arriba se encuentran el uno encima del otro. En el superior desemboca el socavón, unos 60 m. más abajo comenzaron otro socavón que tiene 95 m. de largo y alcanzaría el rajo inferior en unos 120 m. de largo. Ambos rajos grandes se encuentran al mismo lado de la veta principal; la mineralización al otro lado al parecer no es tan rica.

La extensión de los trabajos a lo largo del rumbo de la zona mineralizada mide 120 m. arriba y unos 80 m. abajo.

La mina San Jorge está situada 400 m. al N. de la Ancacollo. Bajaron con la explotación en un cruzamiento de dos filones mineralizados, donde se encontraba un enriquecimiento de las zonas mineralizadas que acompañan los filones. El pique maestro se encuentra al lado del rajo y tiene 120 m. de hondura, de los cuales 50 desde la superficie son verticales, los otros inclinados a 70°. Las diferentes galerías que salen del pique distan de 19



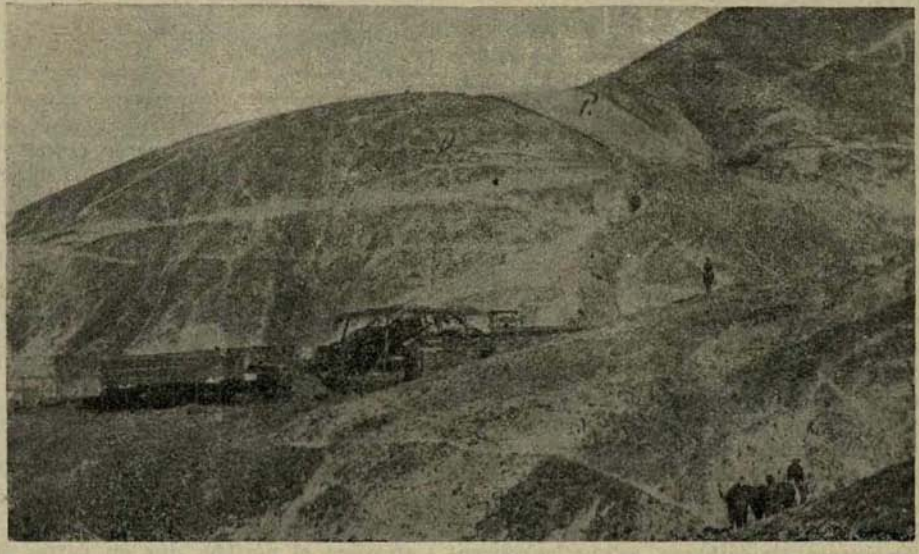
PLANO DE PERTENENCIAS

DEL MINERAL DE

Caracoles-Ant.

Escala: 1:5000

15.—Lomas Bayas.—Mina Andacollo.



16.—Mineral de Oro San Cristóbal.—Mina Bolaco.

a 25 m. una de otra, pero en general no tienen gran extensión.

Todas las otras pertenencias no tienen trabajos notables, aunque en varias de ellas la existencia de vetas y mantos ha sido comprobada.

GASTOS DE TRABAJO.—Durante la guerra europea con una producción más grande, el costo por tonelada extraída y pallada alcanzaba a unos $ 85.— A esto se agregó el costo del transporte a Baquedano (45 Km.) que era $ 33.— por tonelada, resultando el costo total en Baquedano en $ 118.— por ton. Los jornales de los mineros eran de $ 5 a $ 6.—; hoy día los jornales han aumentado y también los otros gastos se deben estimar mayores, debido a la baja del peso; se necesita por eso un producto bastante valioso para hacer cuenta bajo las condiciones existentes. Actualmente no hay grandes cantidades a la vista de minerales de esta clase.

PRODUCCION.—Hacia el fin del siglo pasado sacaron grandes cantidades de mineral rico, pero el arranque se efectuó sin método, solamente siguiendo el mineral más rico. Actualmente el mineral rico no es abundante, además, sería peligroso ensanchar más los rajos. Según informaciones obtenidas por la casa Barnett en Antofagasta, la dueña del mineral, la producción durante los primeros 15 años fué 18,111 toneladas con 18% en cobre. No hay estadísticas anteriores al año 1915, desde el cual hasta el tiempo de mi visita (1925) la producción resultaba unas 18,000 toneladas con una ley de 12,5% arriba y entre 13 y 14 por término medio.

PERSPECTIVAS.—La explotación actual de las minas en pequeña escala no resulta con mucha ganancia ni tampoco tiene gran porvenir porque la cantidad de minerales ricos vendibles sin concentración mecánica es limitada; la busca de nuevos bolsones ricos dentro de las zonas impregnadas exige capital y está expuesto al riesgo de no obtener resultados favorables. La única manera de beneficio de los minerales a la vista sería la concentración mecánica por flotación. La lixiviación no servirá por la presencia de minerales como calcosina y cuprita, que aparecen ya en poca hondura. Para todas las clases de concentración se necesita agua, y, como no existe en la región, se debe llevar el agua a las minas o el mineral al punto donde exista agua.

El agua más cercana es la del Río Grande en San Pedro de Atacama, que dista unos 150 Km. de la mina. Una cañería desde allá sería muy costosa. Sin embargo, ya que los concentrados obtenidos en un establecimiento futuro deben transportarse al ferrocarril, se pueden transportar bien los minerales por una línea decauville al ferrocarril, es decir, a la estación Baquedano donde pueden concentrarse por medio del agua de la cañería del ferrocarril. Según los gastos elevados, la ley de los minerales para el tratamiento debería ser correspondientemente alta, a lo menos un 3% en cobre, y los trabajos primeros deberían tener el objeto de constatar por medio de sondajes una cantidad suficiente de esta ley.

SAN CRISTOBAL

SITUACION.— Algunos 12 kilómetros al S. O. de Lomas Bayas están situadas las minas auríferas de San Cristóbal en 1,900 m. de altura s. n. d. m. en una loma que se extiende 5 ó 6 Km. de N. O. a S. E. y se levanta unos 200 m. sobre el nivel del valle. La región carece de vegetación y de agua. Existe un camino carretero a Lomas Bayas y al poniente hasta el ferrocarril que pasa en una distancia de unos 40 Km.

GEOLOGIA.—Desde Lomas Bayas sigue el granito hasta el pie del Cerro San Cristóbal. Este último cerro consiste de una roca diorítica de color gris verdoso. Desde distancia se ven fajas claras en la falda N. E. que se extienden casi paralelas al rumbo de la loma por la roca obscura del cerro. En esta parte se encuentran también numerosas vetas de cuarzo aurífero con rumbo N. S. de modo que cruzan a las fajas claras que corresponden a filones de pórfido cuarcífero, de los cuales el más ancho tiene una potencia de 100 m. y más.

LOS YACIMIENTOS.— Aunque las vetas auríferas de cuarzo atraviesan en partes toda la loma, parecen tener leyes aprovechables, principalmente en el pórfido porque los rajos de explotación se encuentran en general en este panizo. Las vetas tienen una inclinación parada al poniente y poca potencia (de 0,1 a 0,5 m.) El relleno cuarzoso está coloreado por fierro y manganeso y presenta un aspecto cavernoso. La zona oxidada alcanza una gran hondura, pero, según pedazos encontrados en la superficie, cerca del pique de la mina Bolaco, el mineral en los planes a más de 200 m. de hondura, consiste en pirita.

LAS MINAS.—La única mina de importancia es la mina Bolaco, del Sr. Enrique Villegas, que se explotó hace años. La veta que tiene un ancho de 30 a 40 cm., en partes contuvo minerales muy ricos, especialmente donde atraviesa el pórfido, que en partes aparece

como felsita. El rajo grande de explotación mide unos 120 m. de largo y 150 m. de hondura, pero actualmente está accesible sólo hasta 40 m., más abajo faltan las escaleras. El pique, se gún dicen, tiene 240 m. de hondura y todavía está en minerales que probablemente corresponden a piritas de fierro con poco oro. Los trabajos de reconocimiento se extienden por dos kilómetros en la superficie sobre la misma veta, pero al parecer no daban un resulta do satisfactorio afuera del panizo porfírico.

Hay varias otras minas trabajadas a ambos lados de la Bolaco y sobre otras vetas; sin embargo, los laboreos no son importantes y consisten en algunos rajos de explotación y en pozos y pequeños socavones. Aparentemente no dieron resultados favorables. Después de abandonar los trabajos los dueños, han trabajado pirquineros pero, según dicen los mineros de la región, con muy poca ganancia.

PERSPECTIVAS.—En una región sin agua y distante del ferrocarril, sólo los mineralesricos pueden ser aprovechables. Según indicaciones de algunos mineros quienes trabajaban allá, sólo el mineral con ley de 100 gramos arriba por tonelada se estimaba vendible. Es claro que todavía hay muchos minerales en las minas y en los desmontes que se prestan para un tratamiento, pero la cantidad no es suficiente para justificar la construcción de una cañería o para arreglar un servicio de transporte de los minerales al agua más cercana.

AVENTURA

Las minas de este mineral se encuentran a 42 Km. al E. de la estación Baquedano y 5 Km. al S. O. del Mineral Lomas Bayas en las faldas N. de una fila de cerros. La Comunidad Minera de Aventura posee 21 pertenencias de 5 hectáreas cada una en dos grupos, pocos kilómetros distantes uno de otro. En el grupo poniente los cerros consisten de porfirita mientras al pie de la loma se extiende una intrusión granítica que sigue al oriente y forma el terreno en el grupo oriente de pertenencias.

Desde la estación conduce un camino carretero a las minas. La región carece de agua y de vegetación.

Los yacimientos corresponden a vetas con rumbo general E. O. e inclinan verticalmente; atraviesan ambas rocas mencionadas. Sus potencias varían entre pocos centímetros y 2 m. En algunos casos la extensión lateral se puede seguir por centenares de metros, en otros casos sólo pocos metros de la corrida están reconocidos. El relleno consiste generalmente de roca de caja más o menos descompuesta, de cuarzo y de minerales de plomo, de fierro y de manganeso. En menor cantidad aparecen como ganga calcita y baritina.

Los minerales de plomo son cerusita (carbonato) anglesita (sulfato), galena, schwartzembergita (óxido-cloruro-yoduro) y linarita (sulfato de plomo cuprífero). El valor de las vetas consiste en la ley de plata que tienen los minerales de plomo. Además, se encuentra silicato de cobre.

Las vetas, son vetas bolsoneras, teniendo ricos puntos en un relleno generalmente pobre. Estos puntos ricos se encuentran cerca de la superficie donde por las influencias atmosféricas resultó un enriquecimiento secundario; más abajo empobrecen las vetas.

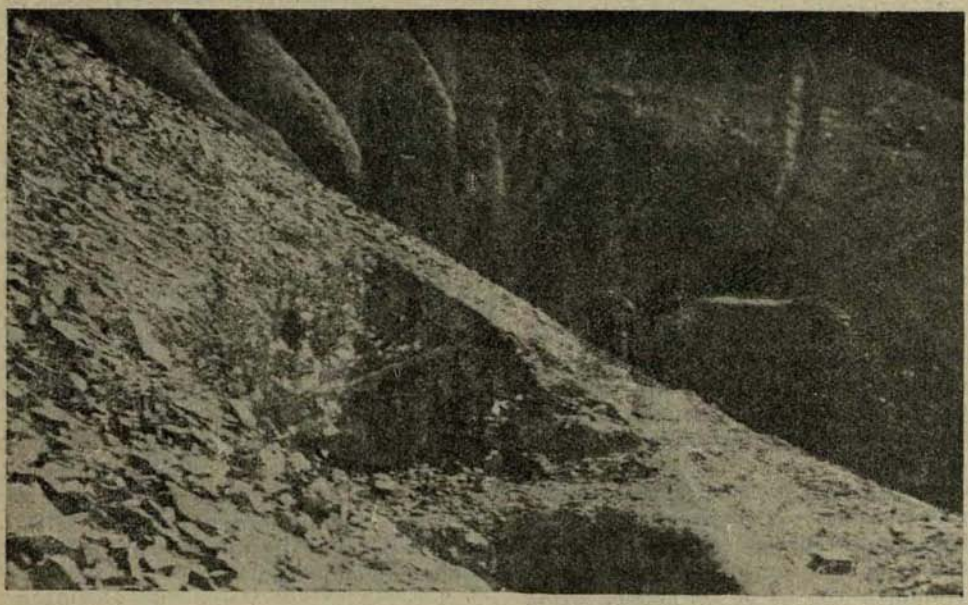
Los trabajos principales ejecutados en el mineral consisten de un chiflón de 30 m. de largo en la veta Chivato, un pozo de 17 m. de hondura y algunas excavaciones superficiales en la veta Victoria y de un pique de 35 m. de hondura en la veta 14.

CARACOLES

SITUACION.—Este famoso mineral de plata está situado en 23° de latitud y aproximadamente a medio camino desde la costa al límite de Bolivia y en 2,900 m. de altura s. n. m. La estación próxima del ferrocarril de Antofagasta a Bolivia es Sierra Gorda, 171 Km. de Antofagasta. Desde esta estación conduce un camino carretero de 40 Km. de largo a la Placilla de Caracoles que se encuentra en la falda O. y cerca del remate N. de una loma de cerros que contienen las minas principales. La extensión del terreno minero mide más de 30 Km. de N. al S. y unos 12 Km. de E. al O.

La región de Caracoles corresponde a un altiplano ondulado sin vegetación ni agua y con varios grupos de cerros que se levantan sobre el altiplano. Forma la continuación oriental de la pampa salitrera de Antofagasta pero sin o con poco caliche.

HISTORIA.—Minas situadas en una región tan aislada (antes de la construcción del ferrocarril a Bolivia) y desierta, deben haber sido muy ricas para ser aprovechables y capaces de mantener a una población de 20 a 25,000 habitantes, como sucedió en los tres últimos decenios del siglo pasado. Fué descubierta por un cateador llamado Ramón Méndez, entonces en servicio de un minero llamado Díaz



17.—Mineral Aventura; trabajos en la mina Victoria.

18.—La loma de pórfidos de Caracoles vista de Casa Tabla.

Gana, en Marzo de 1870. Muy pronto la fama de Caracoles hizo concurrir de todas partes miles de mineros y aventureros,y en todas las Bolsas de Comercio las acciones de las Compañías Mineras de Caracoles hicieron un gran papel.

La explotación en la mayoría de los casos se ejecutó en la manera primitiva familiar a los mineros, solamente las sociedades más grandes trabajaron con más conocimiento y más metódicamente. Fortunas enormes fueron sacadas; Felipe Labastie un descriptor de Caracoles las calcula en 222 millones de pesos de 48 d. La ganancia de las 21 minas principales las calcula en $ 9.940,330.— que se reparte sobre 9, la pérdida en $ 159,209 que se reparte sobre las 12 minas restantes, resultando una ganancia total de $ 9.781.121 de 48 d. Los gastos los calcula Labastie en $ 8,417,668; la extracción en $ 89,397 toneladas y la ley media de esta cantidad en 6,950 gramos por tonelada. Labastie no era minero desde el principio, pero logró coleccionar una gran cantidad de datos útiles; sin embargo, como su libro era de propaganda se deben tomar sus indicaciones "cum grano salis".

El último decenio del siglo pasado, después de agotarse los bolsones ricos en la zona de enriquecimiento secundario, la producción comenzó a decrecer, y actualmente una sola mina está en explotación, la Sud América,del señor Carlos Waschmann,quien desde el principio estaba y quedó en conexión con el Mineral de Caracoles. Todas las otras minas están de para e inaccesibles.

GEOLOGIA.—Toda la región de la pampa entre la Cordillera de la Costa y la Alta Cordillera, como ya he mencionado más arriba, consiste de la formación mesozóica, que comprende calizas, esquistos, areniscas, conglomerados, capas de porfirita, de tobas, etc., perforada en muchas partes por rocas más modernas, principalmente ácidas, como ser granito y pórfido. Las últimas a veces forman grandes intrusiones, sobresaliendo como serranías el altiplano de la pampa.

Ya desde los cerros de Sierra Gorda pueden verse a la distancia en la dirección de Caracoles líneas y puntos claros que corresponden a afloramientos de filones y de capas efusivas de liparitas y cerca de ellas la loma principal de Caracoles que se presenta colorada debido al color rojizo del feldespato del pórfido mineralizador. El rumbo de las intrusiones porfíricas generalmente es de N. a S. pero el pórfido de Caracoles tiene numerosas ramificaciones con rumbos diferentes. Los ramos a veces han sido inyectados entre las capas de la formación estratificada, o cubren como capas efusivas la superficie.

Todo el terreno montañoso entre la "gran corrida" y la región de la mina Descubridora consiste principalmente de pórfido; pero dentro del pórfido se encuentran partes aisladas de la formación estratificada con o sin vetas en el contacto. En todo caso la forma del pórfido intrusivo es muy complicada,lo que hace difícil seguir a todas las líneas de contacto.

Los yacimientos metalíferos tienen una relación íntima con esta roca y sus corridas más importantes se encuentran a lo largo de intrusiones porfíricas.

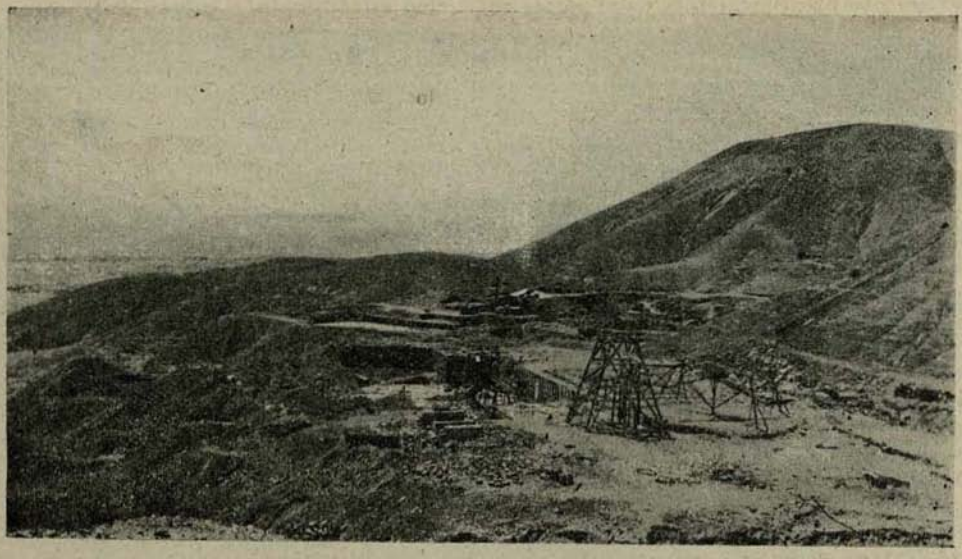
Hacia el N. las ramificaciones del pórfido aparentemente se aumentan y divergen de modo que los contactos entre las dos formaciones también se aumentan y con ellos las vetas (véase el plano del mineral).

La formación sedimentaria en Caracoles consiste principalmente de calizas, esquistos, areniscas calcáreas y arcillosas y conglomerados. En partes las calizas contienen una abundancia de fósiles, especialmente Caracoles, de los cuales el mineral tomó su nombre.

Estas rocas también han influenciado mucho la deposición de los metales y el origen de los bolsones ricos, de manera que algunas capas favorecieron la precipitación de los metales contenidos en las soluciones circulantes, otras no. Las primeras que se llaman mantos pintadores consisten no de calizas puras que por su fácil solubilidad daban la oportunidad para la formación de bolsones ricos metasomáticos, o de capas de rocas porosas por las cuales pudieron penetrar las soluciones metalíferas formando mantos metalíferos que por su cuenta y por una influencia recíproca facilitaron la precipitación de metales en las partes de vetas adyacentes. Un manto de es ta clase lo forma un conglomerado llamado manto Castellano que se encuentra en la "Isla", el grupo de minas más al poniente.

LOS YACIMIENTOS.—Como ya he mencionado arriba, las vetas principales y más ricas corresponden a vetas de contacto entre la formación estratificada y las intrusiones porfíricas o a vetas cerca del contacto. En todo caso las salbandas fueron los caminos para las soluciones ascendentes que probablemente no provinieron del magma porfírico sino de un magma más básico abajo. Fuera de piritas de fierro el pórfido no presenta ninguna mineralización.

Además de las vetas principales con rumbo



19.—Mineral de Caracoles, Grupo Deseada.

20.—Mineral de Caracoles, mina Sud-América.

N. S. hasta N. 25° O, en que corren los contactos, o paralelamente y a poca distancia de ellos, existe un gran número de vetas secundarias, cruceros, con rumbo general N. O., S. E. hasta O. E. que se encuentran aisladas o en grupos. Estas vetas atraviesan el pórfido y las rocas estratificadas y tienen minerales aprovechables, generalmente sólo cerca de las vetas principales y de los contactos. Sin embargo, son ellas que en muchos puntos en los cruzamientos con las vetas principales han causado los bolsones ricos famosos dentro de los mantos pintadores.

Hay por eso 3 condiciones para la formación de puntos ricos: 1.°) contacto de las dos formaciones; 2.°) mantos pintadores; y 3.°) cruzamientos. Sabiendo esto parece fácil buscar y encontrar los puntos ricos, sin embargo existe un gran número de botamientos y fallas, lo que hace difícil el reconocimiento.

La inclinación de las vetas siempre es parada a uno u otro lado, la potencia de pocos decímetros en los esquistos o en el pórfido hasta varios metros en los mantos pintadores y en los cruzamientos. En partes donde se acercan dos vetas ricas, como en la mina Deseada, también la roca entre las dos vetas aunque sea pórfido, si ha sufrido un quebrajamiento, está mineralizada. En tales partes la potencia de la mineralización a veces es considerable. Los mantos pintadores casi siempre tienen una mineralización al lado de la veta por una mayor o menor distancia de ella.

La zona cálida se extiende hasta gran hondura; hasta 200 m. y más; generalmente la zona fría no comienza antes de 150 m. aunque en partes se encuentran minerales primarios ya en 80 ó 100 m. de hondura. La sucesión de los diferentes minerales y las zonas de diferenciación secundaria de hondura pueden ponerse como sigue:

plata nativa (plata blanca)..		
plata córnea (clorargirita) .		
cloruro-bromuro de plata (bromargirita).....		oxidación
carbonato de plomo argentífero, ... 80 m.		
súlfuro de plata (argentita)		cementación
rosicler (pirargirita)		
id. (proustita)		
150 m.		
polibasita		
galena		zona primaria
blenda	argentíferos	
antimonita.....		
pirita de fierro		
pirita arsénico..	200 m.	

Las gangas principales son: calcita, baritina, caja descompuesta, cuarzo y óxidos de fierro, los últimos en o cerca de los cruceros.

LAS MINAS.—Las minas se presentan en varios grupos (véase plano) de los cuales los más importantes son:

1.° Grupo Descubridora.
2.° Grupo Deseada-Filomena.
3.° "Gran Corrida" desde la Atacameña y Sud América en el S. hasta la Resurrección y la Coquimbana en el N. con sus dos ramas principales.
4.° Esmeralda-Itata, y
5.° San José-Buenos Aires.

Además, hay varios grupos aislados, como:

6.° La Isla.
7.° Casa Tabla.
8.° Bellavista
9.° San Juan y otros más.

En el primer grupo la mina Descubridora fué la única que dió buen resultado. En la superficie la veta tiene esquistos calcáreos y margas en ambos lados. Desde 100 m. de hondura (inclinada) dicen que tiene pórfido al oriente y formación estratificada al poniente. La hondura (inclinada) del pique alcanza 260 m. Los niveles superiores fueron los mejores, en la parte más honda hay agua.

Del segundo grupo las más importantes son Deseada, Flor del Desierto, Merceditas y Cautiva, y entre éstas la Deseada es la más rica y la más honda en todo el Mineral. En la última, la veta principal como se dice, se encuentra en pórfido, de la superficie hasta 60 m. de hondura. Entre 60 y 310 m. de hondura la veta atraviesa calizas al lado del pórfido y más abajo hasta el remate del pique vertical en 752 m. de hondura sigue en pórfido (1).

La riqueza de la mina se encontraba en las calizas. Las minas más al N. no tienen la capa superficial de pórfido y sus beneficios comenzaron desde la superficie. En la Deseada profundizaron el pique hasta tanta hondura con la esperanza de perforar el pórfido y llegar de nuevo a un manto pintador.

En la "Gran Corrida' de Caracoles las minas San José, Empalme, Buena Esperanza, Misa y Sud América tenían la mayor importancia. Una de las minas más al S., en la corrida prin-

(1) En poder del señor Moreno Vial, Antofagasta, se encuentra un perfil geológico antiguo en el cual la veta sigue en el contacto hasta unos 300 m. de hondura, donde el contacto da vuelta en dirección horizontal y la mineralización queda en el contacto en poca distancia, mientras que la veta misma pasa por abajo sin mineralización. Por desgracia no me permitió tomar una copia de este perfil.

cipal es la "Sud América", la única todavía en trabajo. La veta principal corre entre el pórfido y rocas sedimentarias de las cuales las capas de caliza blanca son los mantos pintadores. Varios cruceros vienen del poniente y se unen con la veta sin entrar en el pórfido al naciente. En los cruzamientos dentro de los mantos pintadores—una capa obscura de calizas también dió valores—se encontraron las partes más ricas. La ganancia hecha por su explotación en la mina Sud América y la mina Adyacente al N. Gallofa, que pertenece al mismo dueño, se estima en $ 2.000,000. Hace cuatro años hicieron el último alcance en 160 m. de hondura dentro de una capa de calizas blancas, debajo calizas negras y en un cruzamiento. Sacaron minerales por varios cientos de miles de pesos de valor. Actualmente explotan una veta crucero que corre O. E. en el mismo nivel y hasta 10 m. más abajo. Más al S. explotan en el mismo nivel hasta 20 m. más abajo una veta de galena argentífera con rumbo N. 60° O. El rumbo de la veta principal que inclina casi vertical es N. 25° O. El contacto con la veta principal cuya potencia a veces alcanza a 7 m., además un número de cruceros, que no han sido reconocidos y la existencia de varios mantos pintadores forman buenas condiciones para el descubrimiento de otros alcances más.

Otra mina del mismo dueño es la Empalme, situada donde empalman las ramas de la Gran Corrida: San José-Buenos Aires y Palma-Resurrección. La veta es muy ancha (hasta 7 m.) especialmente cerca del empalme, pero debido probablemente al hecho de que se encuentra dentro del pórfido, tiene beneficio diseminado. El pique no mide más que 56 m. de profundidad, por eso la mina tiene probabilidades en hondura. Más beneficio dieron las minas Palma (200 m. de profundidad), Virgen, Resguardo y Resurrección que están situadas más al N. y donde la veta se encuentra en el contacto.

La mayoría de las minas de la Gran Corrida, no daban ganancia y muchas están poco trabajadas y no alcanzan 100 m. de hondura.

El Grupo "Isla" está situado unos 7 Km. al S. O. de la Placilla, la que se encuentra cerca del remate N. de la Gran Corrida. Como indica el nombre, el terreno de este grupo de minas corresponde a un grupo de cerritos que se levantan como una isla sobre la pampa ondulosa, extendiéndose al poniente de la serranía de Caracoles. Unas 50 minas se encontraron en este grupo en el tiempo de su apogeo, cuando la población Isla contaba varios miles de habitantes.

La formación es la misma que en Caracoles, parte central: capas jurásicas suavemente inclinadas se encuentran atravesadas por intrusiones porfíricas, y las vetas con 0,50 m. al 1,0 m. de ancho e inclinación muy parada tienen sus beneficios cerca del pórfido y en los niveles superiores. Más distante de la roca eruptiva y en hondura brocean. El rumbo general es S. N. y tres de las vetas tienen un largo hasta de 1 Km. Las cajas también tienen impregnación hasta 2 m. de ancho, especialmente en los mantos pintadores. Los minerales son los mismos como en la parte central del mineral, cerca de la superficie plata nativa y sus combinaciones con bromo, yodo y cloro; más abajo rosicler y argentita seguidos por galena, blenda y piritas, todas argentíferas. La ganga consiste principalmente de baritina y calcita.

Otro grupo de importancia es "Casa Tabla", con condiciones geológicas similares, es decir, esquistos y calizas atravesadas por intrusiones porfíricas. Hay un buen número de vetas pero que no daban beneficio debajo de 100 m. de profundidad.

Los otros grupos son de menor importancia.

Labastie, calcula el largo total de los trabajos de reconocimiento y de explotación en el mineral como sigue:

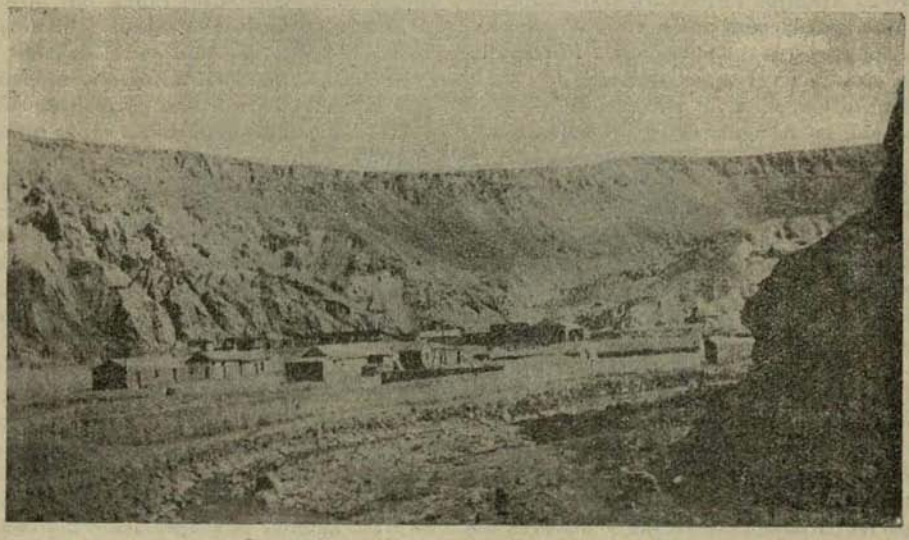
Corrida Descubridora	10,830	m.
Corrida Deseada Flor	59,630	»
Gran Corrida de Caracoles, con las ramas: Santa Rita, Errázuriz, Esmeralda, Itata, San José, Buenos Aires	55,000	»
Grupo California	7,360	»
Bellavista	4,190	»
Casa Tabla	8,572	»
Quebrada Honda	5,000	»
Total	148,582	m.

Faltan algunos grupos, como La Isla, San Juan y otros.

Generalmente se hizo en Caracoles la misma experiencia como en otros grandes emporios de plata o de oro, a saber, que los enormes beneficios encontrados en algunas pocas minas, indujeron a tomar y trabajar centenares de otras minas que nunca dieron ganancia.

EXPECTATIVAS.— Los yacimientos de Caracoles pertenecen al tipo de vetas bolsoneras que tienen su riqueza sólo en la zona de enriquecimiento secundario y dentro de ésta en ciertos puntos, especialmente favorables para la precipitación de los metales. Los grandes bolsones ricos han sido explotados, sin

21.—Vista de la región de San Pedro de Atacama; a la izquierda capas de arcilla con yeso y areniscas del cretáceo; al fondo capas horizontales de tobas y liparitas.



22.—Mineral San Bartolo.—El centro minero en el valle del Río Grande.

embargo, las condiciones geológicas complicadas por la multitud de las intrusiones y botamientos han sido la causa de que ciertas minas hayan sido poco trabajadas donde posiblemente se puede encontrar otros bolsones ricos, aunque de menor extensión que los ya explotados. Ya se mencionaron más arriba los puntos donde se puede esperar minerales ricos, y existe la posibilidad de que se encuentre algunos de ellos por una investigación geológica muy prolija y trabajos adecuados de reconocimiento. Siempre se tratará de minerales ricos vendibles sin concentración artificial porque la última no es posible por la falta de agua, y los minerales no existen en tanta cantidad que justifiquen la construcción de una cañería de agua costosa de la Cordillera.

SAN BARTOLO

GENERALIDADES.— El punto más al S. donde se encuentra cobre nativo en areniscas cretáceas es el Mineral de San Bartolo, situado en el valle del Río Grande a unos 100 Km. de camino al E.-S.E.de Calama, de donde conduce un camino carretero a las minas. Actualmente este camino no sirve para automóviles y para llegar a las minas se debe tomar el camino a San Pedro de Atacama y desde allá continuar el viaje a caballo hasta San Bartolo, a lo largo del Río Grande.

Mientras el valle cerca de las minas es angosto, se ensancha más abajo y cerca de San Pedro de Atacama forma un ensanchamiento bastante grande para un gran número de chacras que se riegan con el agua del río. Más abajo de San Pedro el agua se pierde, pero en la región de las minas el río contiene más de 1 $m.^3$ por seg. de agua, suficiente para abastecer los establecimientos necesarios para la explotación. La altura sobre el nivel del mar de San Bartolo es 2,800 m.

Actualmente las minas pertenecen a la Sociedad Minera de Cobre de San Bartolo, cuyo terreno se extiende por cuatro kilómetros a lo largo de los afloramientos y comprenden 57 pertenencias con 228 hectáreas.

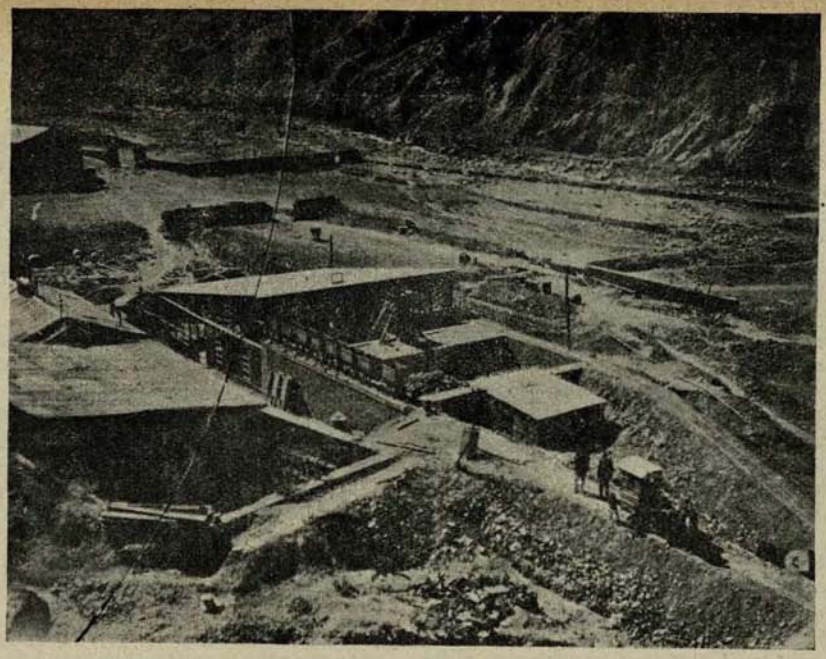
GEOLOGIA.— Las estratas mesozóicas que forman la base geológica de la región consisten allá principalmente en areniscas y arcillas, ambas coloradas, y las últimas juntas con yeso y sal. Estas estratas se encuentran ligadas y en partes paradamente rectas y discordantes cubiertas por capas efusivas de rocas terciarias, principalmente liparita y tobas blancas. En el valle del Río Grande, río arriba de San Pedro, las capas sedimentarias del cretáceo generalmente están tapadas, más arriba hacia San Bartolo, aparecen a la superficie y continúan hasta el naciente de San Bartolo, donde toda la formación está levantada unos 1,200 m. más arriba por la gran falla escalonada, ya mencionada en un capítulo más arriba. Desde allá la formación de las areniscas y arcillas siguen al N. aunque cubiertas en muchas partes por rocas más modernas por toda la región andina en Chile y Bolivia, donde aparecen en muchos puntos los mismos yacimientos cupríferos como en Santa Bárbara (Chile), Cobrizas, Quisacollo, Turco, Chacarilla, Corocoro y Pisaca (Bolivia).

YACIMIENTO.—En San Bartolo las areniscas que están intercaladas con capas de arcilla descansan encima de las arcillas con yeso y sal; forman un complejo de unos 300 m. de potencia con manteo parado al N. O. y dentro de este complejo hay una zona de 100 m. de espesor que contiene capas de grano más grueso de areniscas que por eso tienen una mayor permeabilidad. Estas capas se encuentran impregnadas con cobre nativo y forman los yacimientos explotados. Debido a su mayor dureza las mismas capas sobresalen en partes con sus afloramientos el terreno vecino formando farellones de 1 m. y más en la superficie.

Una de ellas, la más rica, corresponde al yacimiento principal y tiene un espesor de 70 a 120 cm. A los 6 ó 7 m. de distancia más arriba en la sucesión de capas, hay otra capa de menor potencia que también ha sido trabajada en muchos puntos. Todas las otras capas impregnadas son de menor importancia y se explotaron sólo en las partes más ricas.

En los afloramientos de las capas mineralizadas el mineral es malaquita, pero ya a muy poca hondura aparece el cobre nativo en granos muy finos diseminados en la arenisca. En grietas que atraviesan las estratas y en los planos de segregación entre las diferentes capas, especialmente entre arenisca y arcilla, se encuentran en partes placas y láminas de cobre nativo.

Dentro de los mantos existen zonas pobres y zonas ricas que generalmente se extienden para abajo en dirección del manteo. Este hecho y la existencia de grietas rellenadas con cobre y las láminas de cobre en los planos de separación entre las capas de arcilla y arenisca fina, además la acumulación del cobre en las areniscas gruesas más porosas, indican que el cobre ha sido depositado por soluciones como en vetas, y que el yacimiento es epigenético, no singenético.



23.—Mineral de San Bartolo, vista del Ingenio.

24.—Mineral de San Bartolo, vista de la mina que queda más al oriente.

En Corocoro la ley más grande se encuentra cerca de una gran falla que probablemente corresponde a uno de los canales de conducción de las soluciones. Mi estada en San Bartolo fué muy corta para hacer más investigaciones, pero posiblemente existen allá también tales canales, tal vez debajo de la zona reconocida, y el aumento en la ley hacia abajo, que indican los mineros, significaría que se acerca a un tal canal.

En cuanto a la ganga es notable la gran cantidad de yeso en las areniscas y especialmente en las grietas y entre las capas junto con el cobre. Además se encuentra en menor cantidad calcita. Notable también es el hecho de que las capas de areniscas han perdido su color rojo en todas partes donde contienen cobre. Este color que proviene de los óxidos de fierro desapareció donde el oxígeno se asoció con el azufre de las soluciones sulfúricas de cobre dando lugar a la formación de ácido sulfúrico y ácido sulfuroso, los que formaron con el fierro, manganeso y calcio, presentes en la arenisca, los sulfatos correspondientes. Los sulfatos de fierro y manganeso fácilmente solubles fueron llevados como soluciones, el sulfato de calcio, difícilmente soluble, quedó como yeso. De esta manera se puede explicar la existencia del cobre nativo y la abundancia de yeso.

LAS MINAS.— Los trabajos mineros se extienden por unos 4 Km. 1 Km. en el valle del Río Grande y 3 Km. en una quebrada secundaria por donde corren los afloramientos de las capas cupríferas. En la falda N. O. de esta quebrada se ven las capas cupríferas que afloran a la superficie con manteo parado al N. O. hasta posición vertical y aún inclinado en sentido contrario. Encima del nivel de la quebrada los dos mantos principales ya han sido explotados en general; ahora se trabaja sólo la mina más distante (3 Km.) del río donde existen varios piques de 70, 120 y 150 m. de hondura respectivamente.

Un socavón comenzado cerca del río, donde desemboca la quebrada secundaria, tiene un largo de 1,800 m. a lo largo del manto principal. Se proyecta prolongarlo para desaguar también la parte más distante del yacimiento. La afluencia del agua no es grande; en la parte del yacimiento, donde actualmente se ejecutan algunos pocos trabajos de reparación, de reconocimiento y de explotación, y que tiene una extensión longitudinal de 1,500 m., se sacan no más de 70 m^3. de agua por día, con bombas, según indicación del administrador

BENEFICIO.—La planta comprende dos molinos de bolas, un molino Hardinge, un clasificador, 6 Spitzkasten y 6 mesas Deister. La fuerza se produce con dos turbinas de agua de 60 y 80 caballos respectivamente, las cuales producen también la fuerza para las bombas eléctricas en las minas. Con la planta existente pueden tratarse 160 toneladas diarias de mineral.

En el último año de trabajo normal (hace 3 años) trataron, según indicaciones del Administrador: 12,615 toneladas de minerales con ley de 2,38% en cobre y produjeron 300 toneladas de concentrados con ley de 68,94%. La extracción fué de 69%.

En los años anteriores la ley ha sido mayor, generalmente 3,5% en los dos mantos principales y la producción era 45 quintales métricos diarios con 200 trabajadores, y 80 quintales métricos con 300 trabajadores.

EXPECTATIVAS. — Los trabajos fueron abandonados porque resultaron sin ganancia, debido a los gastos relativamente altos de explotación. Las dificultades principales consisten en el desagüe de las minas en las partes debajo de los socavones y en el mantenimiento de las galerías, socavones y cortadas por medio de enmaderación.

Hay muy poca lluvia en la región y el agua en las minas principalmente proviene del río, filtrando por las areniscas permeables. Si se toma el río arriba de las minas y se le conduce por una cañería, río abajo, hasta después de ellas, se secarán las minas si no totalmente, a lo menos hasta cierto grado, y en el remate de la cañería se ganaría fuerza hidráulica suficiente para el establecimiento, y para accionar compresoras y bombas.

La roca es muy quebradiza y las galerías y rajos de explotación no permanecen largo tiempo sin enmaderación, que es cara. Por eso convendría emplear un método de hundimiento para la explotación, arrancando y llevando el mineral en cierto trecho luego después de prepararlo por galerías y chimeneas, evitando preparar largos trechos adelante.

Aunque se han explotado las minas con intervalos desde siglos, todavía debe existir una gran cantidad de mineral aprovechable debajo del nivel del agua, y también en la dirección del rumbo es posible una extensión de la explotación.

TUINA

Las minas del mineral Tuina Viejo están situadas a unos 65 Km. de distancia (línea recta) al oriente de Calama y 25 Km. al N. de

San Bartolo, en una altura de 3,700 m. s. n. m. y en el margen de una altiplanicie que está formada en aquella parte por capas de rocas efusivas modernas y especialmente tobas de color claro. Cerca del Mineral comienzan las quebradas en las cuales aparece debajo de las capas más modernas la roca basal de porfirita que está atravesada por filones eruptivos de estructura porfírica. El color rosado de estos filones contrasta bien con la porfirita obscura.

El yacimiento corresponde al contacto mineralizado entre porfirita y los filones eruptivos más modernos, que en algunos puntos contienen nidos y fajas de buen metal, crisocola y almagrado se pueden ver, pero, según dicen, encontraron también calcosina. En general la mineralización es pobre y no tiene gran extensión.

Se profundizaron dos piques de 30 y 80 m. de hondura respectivamente, además, hay varios picados.

El Mineral fué encontrado hace 22 años cuando trabajaron las minas por un año y medio y un poco más tarde hace 7 años. Actualmente están de para y los piques inaccesibles.

El Mineral Tuina Nueva se encuentra 20 Km. más al S. O., pero como es aún de menor importancia que el anterior, no lo visité.

(Continuará).

LA PRODUCCION Y EXPORTACION DE MINERAL DE HIERRO EN VIZCAYA

Comunicación del Cónsul General de Chile en España al señor Ministro de Relaciones Exteriores.

N.º 133.

Barcelona, 1.º de Mayo de 1928.

Sr. Ministro:

Tengo el honor de poner en conocimiento de US. que la producción de mineral de hierro en Vizcaya, en el año 1926, según el Consejo Superior de Minería, alcanzó a 1,450.740 toneladas, contra 2,083.740 en 1925, 2,383.007 en 1924, 1,583.784 en 1923, 1.216,388 en 1922 y 1,211.450 en 1921. La exportación de minerales de hierro por las aduanas de Bilbao y de Castro Urdiales, en el año de que trato, sumó 893.190 toneladas, saliendo con destino a los Países Bajos 240 mil 568 toneladas; a Francia, 36.568; a Alemania, 24.891; a Bélgica, 20.574; y el resto a la Gran Bretaña. Hay que agregar a esta exportación unas 50.000 toneladas del consumo del mineral en las fábricas de la provincia y otras 72.000 toneladas enviadas a las fábricas de Asturias. La existencia de minerales de hierro en los depósitos de Vizcaya en primero de enero de 1927 llegaba a 713.390 toneladas, contra 727.840 en el mismo día del año anterior y 961.124 a principios de enero de 1924.

Dios guarde a US.
(Fdo.) A. de la CRUZ.

Al señor Ministro de Relaciones Exteriores, Santiago.

PRACTICA ACTUAL DE LA FUNDICION DEL ESTAÑO Y EXPERIMENTOS SOBRE LA REDUCCION CON CARBON

Primera publicación de una serie de artículos basados en los estudios físico-químicos de la Metalurgia del estaño

Por

C. G. FINK y C. L. MANTELL

Jefe de la División de Electro-química, Columbia University e Ingeniero Químico Consultor, Pratt Institute, Brooklyn, el segundo.

Prácticamente, la única fuente de estaño primario es el óxido estánico, la casiterita. La obtención del estaño de sus minerales se efectúa esencialmente por reducción del óxido estánico a estaño metálico; esta reducción puede practicarse de diferentes maneras, pero hoy día sólo una es comercial y de importancia económica.

El óxido estánico puede reducirse por el carbón a altas temperaturas. Se demostrará más adelante que la reacción se verifica entre una fase gaseosa (el combustible gasificado, parcialmente oxidado) y una fase sólida (el mineral) y nó entre dos fases sólidas. La casiterita puede reducirse a estaño metálico por ciertos gases reductores tales como H. y CO; por gases comerciales que contengan una mezcla de estos gases o, en menor escala, por hidrocarburos o aceites gasificados.

La metalurgia posible del estaño comprende naturalmente varias subdivisiones, siguiendo por analogía la de otros metales no ferrosos:

REDUCCION DEL SnO_2 a Sn

A.—Reducción:

1.—Por carbón y agentes reductores sólidos similares.

2.—Por agentes reductores gaseosos.

a) Hidrógeno.
b) Oxido de carbono.
c) Hidrocarburos.
d) Gases reductores comerciales.

B.—Disolución del mineral (como en el caso del cobre) con separación directa del mineral de las soluciones.

C.—Convirtiendo el óxido estánico en soluble y descomponiendo los compuestos formados.

D.—Solución y descomposición en un baño de una sal fundida, (como el procedimiento de Hall para el aluminio).

E.—Reducción electrolítica en el cátodo de soluciones acuosas.

F.—Reducción de la casiterita por metales.

G.—Combinaciones de los métodos ya mencionados o de parte de ellos.

Además de lo anterior, el estaño metálico producido debe ser refinado, lo que agrega los siguientes sub-tópicos:

H.—Refinación del estaño metálico.

1.—Electrolíticamente:

a) Baños alcalinos.
b) id. ácidos.
c) id. con iones complejos.

2.—Metalúrgicamente:

a) Licuación.
b) Por escorificación u otros métodos.

Traducido del Engineering & Mining Journal. Oct. 29/ 1927 por el Ingeniero de Minas don Oscar Flores Silva.

Los desechos de estaño constituyen una fuente relativamente importante de estaño metálico, ya que un 3% de éste proviene de aquí. Esto agrega otros sub-tópicos a saber:

1.—Desestañado:

1.—Electrolítico.

a) Baño alcalino.
b) id. ácido.

2.—Cloro.
3.—Otros métodos.

MINERALES DE ESTAÑO

El estaño es un mineral de gran antigüedad. Es muy probable que los primeros trabajos de preparación mecánica del estaño se aplicaran a depósitos aluviales de estaño; la explotación de vetas de estaño es comparativamente moderna. Los principios empleados, sin embargo, son esencialmente los mismos que se usaron en los tiempos antiguos. Los minerales de estaño se encuentran casi invariablemente en forma de casiterita, la que es principalmente óxido estánico. Se conoce también un sulfuro complejo, la estanita o bronce de campanas, que consiste de los sulfuros de estaño, cobre, fierro y ocasionalmente zinc, pero es un mineral relativamente raro y en resumidas cuentas no puede considerarse como tal. La casiterita se encuentra ya sea en vetas o en depósitos aluviales. El estaño proveniente de estos últimos se llama estaño de aluviones. En esta última forma es muy puro porque la casiterita en sí misma es un material muy inerte, mecánicamente inactivo y con un gran peso específico; los minerales que la acompañan han sido desintegrados, descompuestos y disueltos por la acción de la atmósfera y del agua, siendo la casiterita inatacada. Las vetas son siempre graníticas o bien los depósitos están estrechamente relacionados con diques o masas de rocas graníticas vecinas (1). Los minerales que lo acompañan son por esto generalmente cuarzo, feldespato y mica. Otros minerales accesorios tales como turmalina, topacio, fluorita, apatita, fierro pirita, arsenical, wolframita y calcopirita se encuentran a menudo asociados con los minerales de estaño.

Los depósitos más importantes de estaño se encuentran en la Península Malaya en las islas del Este de la India, vecinas al estrecho de Malacca. Los yacimientos son principalmente de estaño de aluviones. En Australia se encuentran tantos yacimientos en forma de vetas, como en forma de aluviones, siendo los principales los de Mount Bischoff y Pyrmont. En Cornwall, Inglaterra, se han explotado vetas de estaño desde el tiempo de los romanos, las que han constituído la fuente de aprovisionamiento del mundo. Gran Bretaña se encuentra actualmente a la cabeza en los modernos métodos de fundición de minerales de estaño.

En los últimos años, como consecuencia de la disminución de la producción de las minas de Cornwall, del agotamiento de otros yacimientos y del aumento del consumo de estaño en el mundo, Bolivia ha pasado a ocupar uno de los primeros lugares entre los productores de minerales de estaño. Los minerales de estaño bolivianos, sin embargo, debido a su complejidad y a las combinaciones químicas ocasionan muchas dificultades. Africa produce minerales de estaño en el Transvaal, Swaziland y Nigeria. Los Estados Unidos mismos no producen prácticamente minerales de estaño y en los últimos años la mayor parte de producción doméstica ha procedido de Alaska la que, como máximum, alcanza solamente a 600 toneladas anuales.

Algunas de las minas más viejas se encuentran en Sajonia y Bohemia, donde, sin embargo, los procedimientos metalúrgicos son de lo más primitivos. Las minas de estaño de Bohemia, están casi completamente agotadas.

El estaño como elemento entra en la composición de las rocas ígneas de la corteza terrestre. Con menos de un 0.001 % (2) y solamente un pequeño porcentaje de las masas graníticas de la tierra es estañífero.

FUNDICION COMERCIAL DEL ESTAÑO

El único libro americano sobre metalurgia del estaño que se ha publicado en los últimos 25 años es el de Henry Lowis, "Metalurgia del estaño". En el prefacio de la edición de 1911, Lowis dice:

"Este pequeño trabajo es principalmente una reimpresión de una monografía sobre la metalurgia del estaño, publicada en "Mineral Industry" en 1896, Vol. V. Informaciones auténticas sobre la metalurgia del estaño son algo escasas y como el mencionado volumen hace tiempo que no se reimprime, se decidió publicar la monografía como un trabajo separado, agregándole todas las recientes informaciones que pueden

(1) W. G. Jones: "Depósitos de estaño en el mundo". P. 54.

(2) Clarke Washington. U. S. Geological Survey Professional Paper N.º 127—1924.

ser provechosas. La escasez de nuevas materias se debe a dos razones: primeramente, al poco progreso en la fundición del estaño, la que, de década en década continúa con muy pocos cambios, y segundo, el profundo grado de secreto que observan los fundidores de estaño, que más tratan siempre de guardarse para sí mismos cualquiera modificación o mejoramiento de los procedimientos. Estos dos hechos, el lento avance de la industria y la política secreta de los comprometidos en ella, guardan entre sí la relación de efecto a causa.

Hasta la Guerra Mundial las principales mejoras en la práctica se obtuvieron en las usinas de Pulo Brani de la Straits Trading Co. En esta empresa se producen 30.000 a 50.000 tons. anuales. No hay duda que ellos constituyen una de las principales razones de por qué la metalurgia del estaño no ha avanzado en la misma proporción como lo han hecho la de los otros metales comunes. El estaño es, con todo, el más raro. Comparando la producción mundial de los metales en 1926; Cobre: 1,628.000 Toneladas; Plomo: 1,759.000 Toneladas, Zinc: 1,377.000 Toneladas, Aluminio: 220.000 Toneladas y Estaño: 159.000 Toneladas; la diferencia es bastante sorprendente. Debe recordarse que varias plantas individuales de cobre, plomo y zinc producen más de 100.000 Tons. al año, cifra que casi corresponde a la producción anual de estaño. Cuando las operaciones metalúrgicas se realizan en pequeña escala, están más predispuestas a rodearse del secreto; en consecuencia, las mejoras vienen lentamente y los métodos antiguos persisten con tenacidad sorprendente.

La única fuente de estaño primario es el óxido estánico o casiterita; que puede provenir de vetas o de aluviones. El estaño de vetas es el mineral que tiene su origen en depósitos primarios, esto es, proveniente de vetas, filones, rebosaderos (stockworks) o impregnaciones. El estaño de aluviones es el mineral que se encuentra en forma de pedazos o granos obtenidos de depósitos secundarios aluviales provenientes de la desintegración de los depósitos primarios por medio de la erosión. La casiterita extremadamente dura, pesada y químicamente inerte ha resistido la acción de los agentes naturales que han destruído los otros minerales. El estaño de vetas comparado con el de aluviones es un mineral muy impuro.

Si el fundidor trata una sola clase de mineral de estaño, la metalurgia de este metal es relativamente sencilla; su reducción, en la práctica, se lleva a cabo casi invariablemente con la ayuda de materias carbonosas. Sin embargo, hay algunas complicaciones: 1.º La temperatura de reducción es tan alta que los óxidos de otros metales, presentes en mayor o menor grado, son reducidos al mismo tiempo. Estos metales pueden producir aleaciones de estaño no deseables y molestas. La aleación, fierro-estaño "harhdead" es una de ellas; 2.º El óxido de estaño es "amphotérico". A menos que las condiciones se regulen cuidadosamente, los revestimientos de los hornos son atacados. Revestimientos silicosos ácidos originan silicatos; revestimientos básicos de cal o magnesia originan pérdidas de estaño en forma de estanatos; 3.º El estaño metálico a elevadas temperaturas es más fluído que el mercurio a la temperatura ordinaria, Aprovecha las aberturas más finas parar escapar y embeberse en los materiales refractarios porosos de los hornos en forma sorprendente; 4.º Las escorias producidas contienen cantidades apreciables de estaño. Este metal debe ser recuperado, para lo cual estas escorias requieren uno o varios tratamientos posteriores. Parte del estaño en las escorias se encuentra mecánicamente incluído en forma de "prills", o de pequeños glóbulos metálicos.

Hay por esto, tres etapas en la fundición de los minerales o concentrados de estaño: 1.º—Reducción o fundición propiamente dicha del estaño; 2.º—Purificación de las escorias y revestimientos de los hornos y recuperación del estaño en ellos; 3.º—Refinación del estaño impuro.

Una de las fundiciones más grandes del mundo es la de Pulo Brani Works de la Straits Trading Co. Esta Planta está situada distante de Singapore, en los Estrechos; y en la figura N.º 1 se indica un esquema del procedimiento que allí se sigue. Para la fundición se emplean hornos de reverbero que tienen como dispositivo especial una bóveda de agua. La parte más baja de las fundaciones del horno, la que queda bajo el nivel de tierra, está construída de tal manera que forma un estanque a todo el largo del hogar y de la vasija. Se mantiene en el estanque una altura de 8 pies de agua. Cualesquiera pérdida de estaño que se produzca a través del lecho del horno o a través de las junturas, cae en el agua; se granula y se recoge periódicamente. Como es absolutamente imposible impedir la pérdida de un metal tan móvil y fácilmente fusible como el estaño, esta bóveda de agua proporciona a los fundidores un método satisfactorio para recoger lo que se pierde y recuperar el metal.

La práctica de los Estrechos se resume en las siguientes operaciones: los concentrados aluviales se funden con substancias carbonosas para producir "METAL" y escoria rica con alta ley

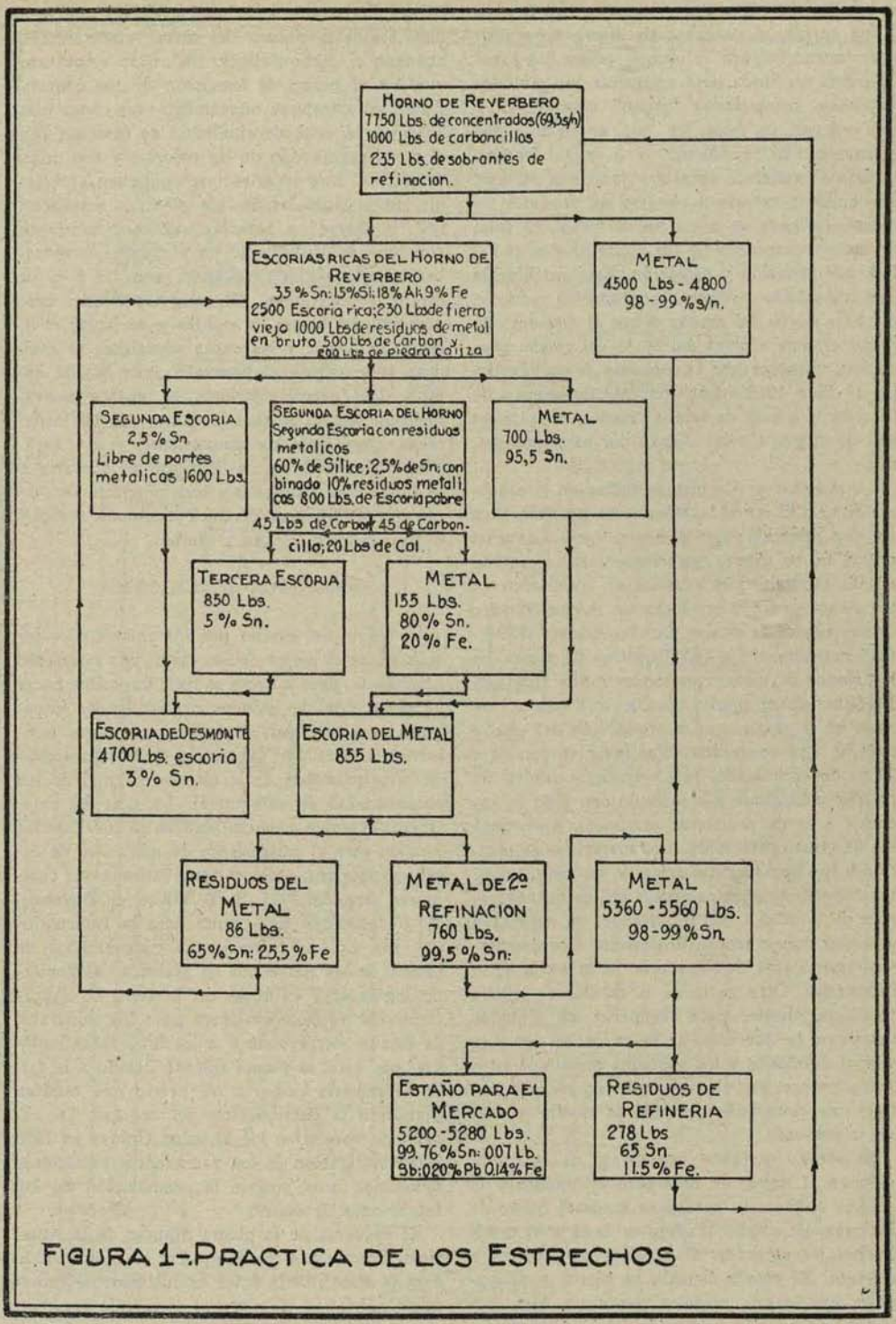


FIGURA 1-PRACTICA DE LOS ESTRECHOS

en estaño. La escoria rica se funde con la ayuda de carbón y desechos de fierro para producir "metal impuro" y escoria pobre. La escoria pobre se funde para recuperar los glóbulos metálicos, produciendo "metal" (hardhead) y otra escoria de baja ley que se lleva a los desmontes. El "hardhead" y el metal impuro forman el metal de escoria y juntos se refinan, volviendo la escoria a tratarse nuevamente; la escoria refinada se junta con el metal. El total de metal recuperado de los concentrados se refina por licuación y agitación. Está establecido que trabajando en forma continua se recupera del 97 a 98 % del estaño y que el consumo de fierro alcanza a cerca del 50 % del estaño producido, mientras que el consumo de carbón llega de 25 a 30 %. Los concentrados tienen de 65 a 70 % o más de estaño; estos concentrados son de origen aluvial, siendo por esto muy puros.

La práctica de Cornish se indica en el esquema N.° 2. Difiere de la práctica de los Estrechos en que generalmente el fierro, como material crudo, no se emplea para reemplazar al estaño en las escorias. Las escorias se subdividen en un mayor grado y producen un mayor número de variedades de estaño. Los fundidores de Cornish acostumbran a usar mezclas de minerales bolivianos de vetas, con concentrados aluviales. La licuación se emplea en Cornwall más a menudo en el tratamiento y producción del estaño impuro. Los concentrados se mezclan con 15 a 20 % de carboncillo, una pequeña cantidad de cal como fundente y a menudo con algo de escorias u otros productos estañosos provenientes de otras operaciones. Los materiales se mezclan y son humedecidos antes de ser cargados en los hornos. Las temperaturas en los hornos varían de 1 200 a 1 300° C. después de separar y decantar más o menos dos tercios (los dos tercios superiores) de la escoria, se la envía a los desmontes. Otra parte de la escoria se tritura mediante pisones para recuperar los glóbulos metálicos de estaño. Las colas de las escorias van al desmonte y los glóbulos metálicos vuelven a tratarse con el resto de la escoria que contiene una apreciable cantidad de estaño en forma combinada.

El estaño metálico procedente de la fundición en el horno de reverbero se moldea y la escoria vidriosa se saca y se envía al horno de escorias. El estaño fundido se licúa y el metal impuro va al horno de escorias para volver a tratarse. El estaño licuado se hierve y se purifica empleando troncos verdes o bien haciendo pasar aire a presión, dejando asentarse las impurezas pesadas. Las capas superiores del estaño hervido se echan en moldes y se venden, según la pureza del metal, como estaño refinado o como "Block tin". Las impurezas vuelven al horno de fundición de los concentrados para tratarse nuevamente; las capas más bajas de la cuba de ebullición se mezclan con el metal recuperado de las escorias y con otros productos. Las escorias que contienen apreciable cantidad de estaño, los glóbulos metálicos, los "hardhead" y escorias vidriosas se tratan con algo de carboncillo en el horno de reverbero. Las escorias resultantes, con 2 a 5 % de estaño se descartan. El estaño corriente proveniente del horno se moldea y se licúa; el líquido se hierve y las capas superiores se moldean y se envían al mercado como estaño común. Las capas inferiores se envían nuevamente al horno de escorias junto con las impurezas, para tratarlas nuevamente, y el "hardhead" producido en la licuación se descarta o se funde con antimonio o con minerales de plomo con el objeto de producir antimonio, estaño, o aleaciones de estaño y plomo.

PRACTICA AMERICANA

El refino del estaño por los métodos de fusión es, en el mejor de los casos, una operación imperfecta, pues a veces se hace imposible hacer la separación de grandes cantidades de impurezas; por otra parte hay que considerar también que la calidad del estaño producido depende principalmente de la pureza original de los concentrados de este metal. La práctica americana,—cuando existían plantas en los Estados Unidos para el tratamiento de minerales de estaño extranjero,—estaba más avanzada que cualquiera otra. En 1903, R. T. White, en Bayonne, N. J. construyó una planta para la International Tin Co. para fundir los concentrados de estaño de los Estrechos de Malacca. El gobierno inglés creó entonces un derecho de exportación de 40 % ad-valorem para los minerales de estaño, excluyendo sí a los fundidores ingleses; por esto, la planta fracasó debido a la falta de materia prima a un precio que hubiera permitido la continuación del negocio. La escasez de estaño en los Estados Unidos en 1915 y la valorización de los yacimientos estañíferos bolivianos hizo posible la reanudación de las fundiciones de estaño.

El esquema de la planta Maurer de la American Smelting & Refining Co. se indica en la Fig. 3. Esta planta trata exclusivamente minerales bolivianos. El material designado aquí con el nombre de "mineral" es un concentrado que contiene entre 55 y 65 % de estaño con arsé-

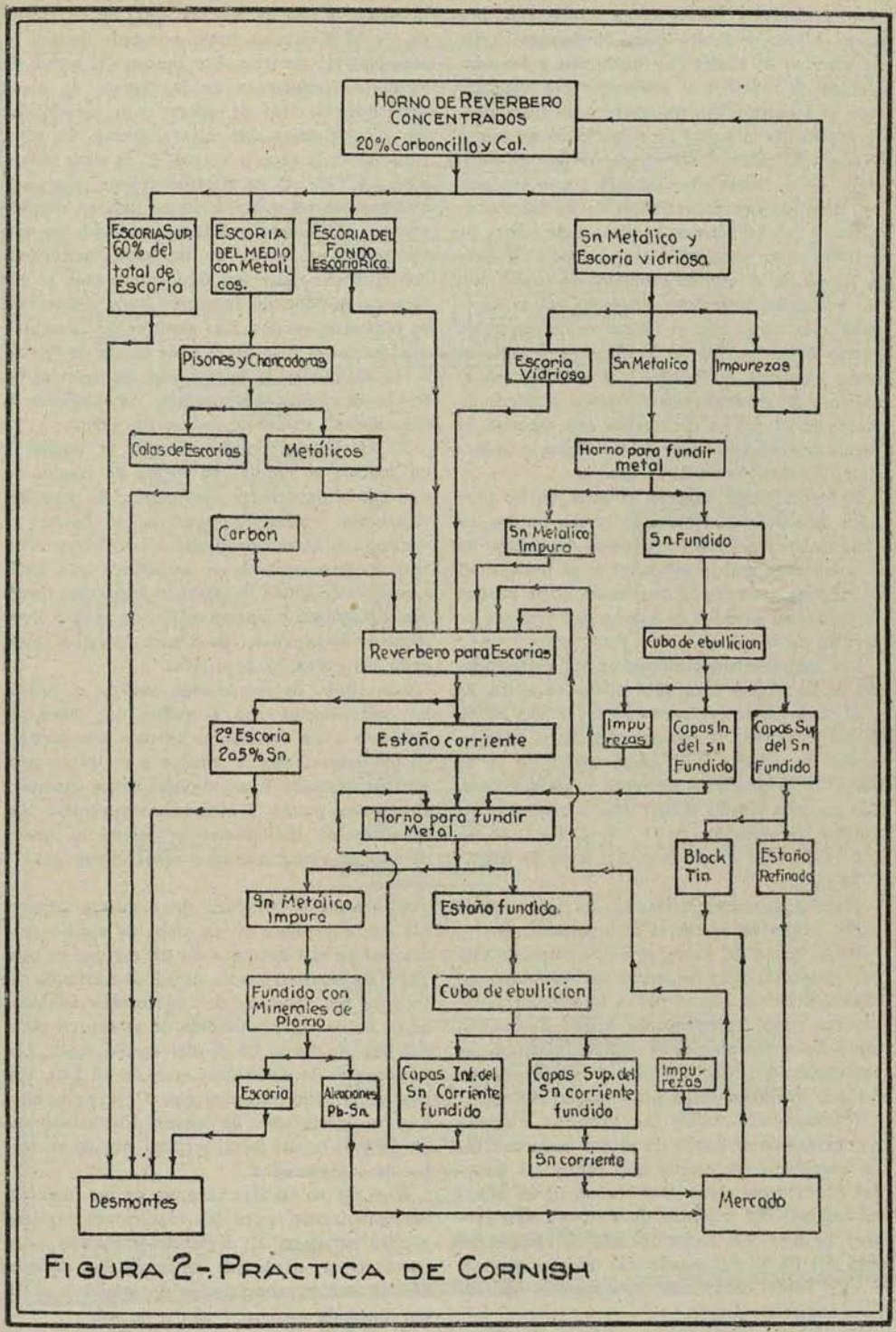


FIGURA 2-. PRACTICA DE CORNISH

nico, antimonio, fierro, cobre, tungsteno, bismuto, plomo y azufre como impurezas; a fin de eliminar el azufre por oxidación y los contenidos de arsénico y antimonio por volatización se somete a este producto a un tratamiento previo que consiste en tostarlo en un horno Wedge. El mineral del horno Wedge se mezclaba en un mezclador mecánico con los polvos de minerales provenientes de los hornos de viento y recuperados en la cámara de polvo. Se le hacía pasar en seguida a un tostador Dwight & Lloyd en el que se efectuaba la tuesta con cal y algunas veces con sílice. La cal se agregaba a la carga con el objeto de proteger las barras de la parrilla de la máquina y también como fundente del azufre que quedaba en el mineral. El mineral tostado pasaba al horno de viento en el que se encontraba con escorias de varias operaciones, coke y los flujos o materiales constituyentes de la escoria.

Se debía tomar especial cuidado en no producir una escoria demasiado básica porque en estas condiciones los compuestos del estaño en el mineral formaban estanatos y se perdían en la escoria; ni tampoco demasiado ácida porque se formaban silicatos de estaño que también se perdían en la escoria.

Las mejores proporciones de los componentes de la escoria eran 38 a 40 % de sílice, 22 a 28 % de óxido de fierro (Fe O) y 38 a 40 % de cal, magnesia y alúmina. Un buen término medio de escoria estaba alrededor de 33 % de sílice, 28 % de óxido de fierro y 28 % de cal. Las escorias finales tenían más o menos la siguiente composición: Si O_2 35 %, Fe O 18 %, Ca O 28 %, Sn 2,8 a 2,5 % y el resto de Mg O y $Al_2 O_3$.

Metalúrgicamente hablando, las mejores escorias contenían ¾ partes de sesquisilicatos.

En el horno de viento el óxido estanoso una vez producido actuaba como un constituyente básico, mientras que el óxido estánico se comportaba como constituyente ácido. Es interesante hacer notar que el sulfuro estanoso se volatilizaba a 1075° C., mientras la temperatura del aire insuflado podía llegar hasta 1400° C.

Prácticamente todas las primeras escorias producidas en el horno de viento contienen tales cantidades de estaño que deben ser tratadas nuevamente como si se tratara de un mineral original. En la planta de Maurer (New Jersey) se dijo, sin embargo, que se recuperaba más del 90 % del estaño del mineral original y que había muy poca volatilización de los compuestos de estaño.

En el esquema de Maurer el horno de viento produce un estaño crudo que va al horno de licuación, y una escoria con alta ley en estaño de 6 a 10 %, que se envía en estado fundido al reverbero de escorias. Los humos del horno de viento se recalientan en la cámara de sacos volviendo al ciclo de operaciones mezclándolos y tostándolos con mineral fresco. La temperatura de la escoria a 1100° C. se eleva más o menos a 1300° C. en el reverbero de escorias y se trata con cal y carbón; y se deja en seguida reposar. El estaño metálico producido se envía ya sea al horno de licuación, juntándolo con el estaño del horno de viento o bien se coloca en la cuba de fundición para moldearlos en forma de anodos. Las escorias del reverbero que contienen de 2 a 2,8 % de estaño se envían a los desmontes lo mismo que las escorias en forma de bolas. La aleación estaño-fierro o "Hardhead" vuelve al horno de viento.

El estaño del horno de cuba se liquida y en seguida se moldea en forma de ánodos en una rueda de moldes continuos. Las escorias, aleaciones y desechos vuelven al horno de viento. Los ánodos se envían a la refinería electrolítica y se refinan en una forma casi idéntica a los de cobre, empleando estanques forrados con plomo y un electrólito de sulfato fluosilicato. El producto, listo para entrar al mercado tiene 99,8 % de estaño.

Las lamas de los ánodos que en el refino, en contradicción con el refino del cobre, se adhieren a los ánodos, se extraen por lavados de los desperdicios de ánodos y se tratan para obtener bismuto y en algunos casos arsénico, antimonio, plomo y otros constituyentes. Los desechos de los ánodos se llevan al horno de ánodos para fundirlos y confeccionar nuevos ánodos.

El estaño electrolítico tiene menos impurezas que cualquiera de los tipos de estaño producidos en el extranjero. Se afirma que se producía un término medio de ¾ de toneladas de escorias por tonelada de concentrado fundidos de 60 % de ley. La pérdida de estaño en escorias era de 1,5 a 2,5 % del estaño total. Las pérdidas en la electrolisis eran de 10 Lbs. por ton. de ánodos refinados con 97 % de estaño. Las recuperaciones de estaño fluctuaban entre 94 y 97 % del metal original tratado en forma de concentrados.

Hoy día no trabaja ninguna de las fundiciones americanas, pues las fundiciones inglesas pueden satisfacer la demanda americana a un costo menor; desde que los fundidores ingleses ofrecen tratar concentrados de estaño a £ 10 por tonelada métrica y aun a menos.

En Bolivia, el costo de producción por tonelada de concentrados de 60 a 70 % de estaño es

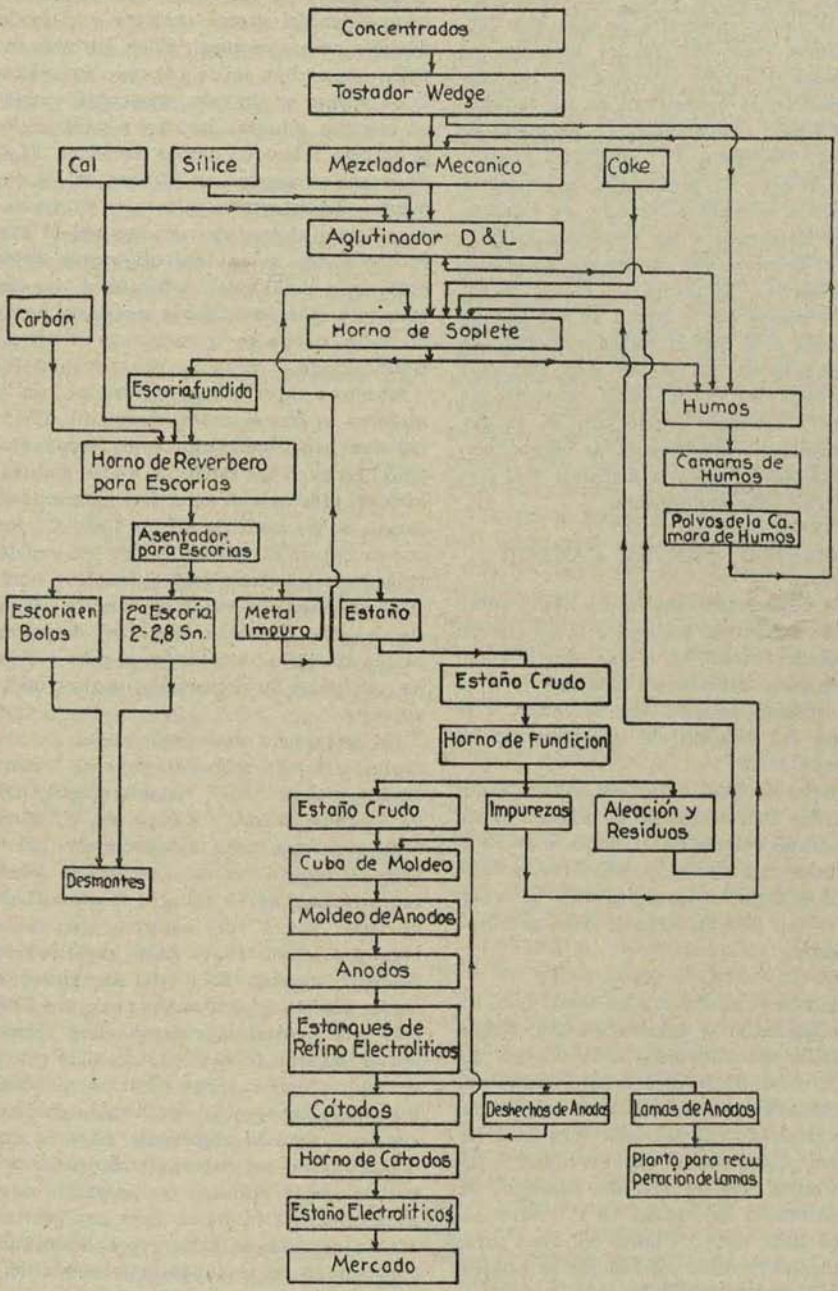


FIGURA 3-. PRACTICA AMERICANA

de £ 50 a £ 70 (3) y la ley de mineral que se trata, alcanza un promedio de 9 % de estaño, sin embago, cuando el precio del estaño es favorable se tratan minerales de más baja ley.

La memoria anual N.º 16 del Director del U. S. Geological Survey establece que los costos de fundición se encuentran en las siguientes proporciones: combustible, 41 %; mano de obra, 43 %; fundentes, 1 % y gastos generales, 15 %. Al costo de producción de las minas debe agregarse siempre el derecho de exportación y los impuestos a las ganancias establecidas por el Gobierno del país en que se producen los minerales. El precio del estaño se regula más o menos por el hecho de que cuando su valor baja a £ 780 la tonelada métrica se cierran muchas de las minas más pequeñas porque a ellas les es imposible mantener su producción a ese bajo precio para el estaño. De esta manera, como después de algún tiempo no se alcanza a cubrir la demanda y el precio del estaño sube nuevamente.

REDUCCION CON EL CARBON

Después de la reseña que se ha hecho sobre la fundición del estaño se llega a la conclusión que la práctica actual no es tan simple como podría esperarse ateniéndose únicamente a la química del procedimiento que se reduce a la eliminación del oxígeno de un óxido de un metal común.

No siempre se llega a la conclusión de que casi todas las dificultades de la práctica actual en la fundición del estaño se deben a la naturaleza rebelde del estaño metálico fuertemente calentado. Además, el mecanismo de la reducción no es tan directo como lo hace presumir la ecuación:

$$Sn\,O_2 + 2\,C = Sn + 2\,CO.$$

Aún cuando el estaño era un metal bien conocido de los antiguos, estamos en una completa ignorancia con respecto a la metalurgia que ellos empleaban. El antiguo procedimiento chino de reducción que usaba carbón ha sido conocido y empleado por miles de años en diversas formas. Salvo en lo que se refiere a los adelantos mecánicos el método comercial actual de obtención del estaño es el mismo que se empleó hace tres o cuatro mil años atrás. Los agentes reductores sólidos que se emplean en varias partes del mundo son: carbón vegetal, coke, turba, residuos animales y otras variedades de carbón.

Leplay y Laurent en 1837 (Ann. Chim. Phys 65 Pág. 404 y siguientes) demostraron ingeniosamente que la reducción con carbón sólido se efectúa en el estado gaseoso y que el contacto físico del agente reductor y el óxido reductible no era esencial. Ellos introdujeron un pedazo de carbón sólido colocado en una cápsula de platino en un tubo refractario cerrado en un extremo; en otra cápsula y a continuación de la primera colocaron óxidos metálicos. El óxido de estaño se empleó en algunos de los experimentos. La retorta se calentó en un horno con su extremo abierto en contacto con el aire. El carbón sólido se oxidaba originando óxido de carbono y anhidrido carbónico y los óxidos metálicos eran reducidos a metal sin necesidad de haber estado en contacto con el agente reductor sólido.

Nuestros experimentos realizados con óxido estánico y concentrados de estaño finamente molidos han confirmado estos resultados. El óxido estánico fué calcinado a 850º durante una hora en presencia de aire. Los concentrados de estaño se trataban de 850º a 1000º C. durante cuatro horas. El grafito molido en molinos de bolas se calcinaba a 850º durante ½ hora y a 1000º durante dos horas en crisoles, en ausencia del aire. También se hacían determinaciones en las que se empleaban el coke y el petróleo calcinado. Su preparación se describirá más adelante.

En la primera determinación, el óxido estánico se extendió sobre una capa de "Alundum" blanco molido "RR" en una copela también de alundum blanco "RR" y de 3", se colocó en seguida esta copela al lado de otra igual pero llena de grafito molido, y ambas se introdujeron al centro de un tubo de "vitreosil" de 24" de largo por 1" de diámetro, uno de cuyos extremos se estrechaba hasta presentar ⅛" de diámetro interior. Este tubo se calentó en un horno eléctrico cuya temperatura se controló con una resistencia externa. Las temperaturas se tomaron en el centro del tubo con ayuda de un pirómetro termo-eléctrico calibrado; se hizo pasar en seguida aire filtrado por un vaso con lana algodón absorvente, libre de anhidrido carbónico, por haberlo hecho pasar primero por columnas húmedas y compactas de cal y soda colocadas en series. Este aire previamente secado después de pasarlo por ácido sulfúrico concentrado se le conducía a través del tubo calentado a razón de más o menos de un litro por hora.

Durante un período de ocho horas se hicieron diferentes determinaciones a 600, 800 y 900º C. se observó que a 600º ni a 700º se produjo reducción; a 800º fué muy pequeña, pero a 900º

(3) W. Q. Jones. (Yacimientos estañíferos del mundo).

se logró constatarla con la producción de pequeños glóbulos de estaño de la superficie del óxido estánico no reducido. La sustitución de los concentrados de estaño por el óxido estánico dió análogos resultados. Otros ensayos se hicieron con óxido estánico y coke, concentrados y coke, óxido estánico y coke de petróleo, y también con concentrados y coke de petróleo.

Prácticamente todos los resultados fueron los mismos que los que se dan para el óxido estánico y el grafito con la excepción que el coke de petróleo pareció dar mayor reducción a 800° que la que dieron el grafito y el coke. Los resultados se dan en el cuadro N.° 1.

CUADRO N.° 1.—Ensayos de reducción con carbón

Copela 1.°	Copela 2.°	Temps. C.	Grado de reducción observado después de ocho horas.
1 gr. SnO_2	5 grs. grafito	600°	Imperc.
1 gr. SnO_2	5 grs. grafito	700°	id.
1 gr. SnO_2	5 grs. grafito	800°	Pequeñ.
1 gr. SnO_2	5 grs. grafito	900°	Eviden.
1 gr. conce.	5 grs. grafito	600°	Imperc.
1 gr. conce.	5 grs. grafito	700°	id.
1 gr. conce.	5 grs. grafito	800°	Pequeñ.
1 gr. conce.	5 grs. grafito	900°	Eviden.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke	600°	Imperc.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke	700°	id.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke	800°	Pequeñ.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke	900°	Eviden.
1 gr. conce.	5 grs. coke	600°	Imperc.
1 gr. conce.	5 grs. coke	700°	id.
1 gr. conce.	5 grs. coke	800°	Eviden.
1 gr. conce.	5 grs. coke	900°	id.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke de pet.	600°	Imperc.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke de pet.	700°	id.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke de pet.	800°	Eviden.
1 gr. SnO_2	5 grs. coke de pet.	900°	id.
1 gr. conce.	5 grs. coke de pet.	600°	Imperc.
1 gr. conce.	5 grs. coke de pet.	700°	id.
1 gr. conce.	5 grs. coke de pet.	800°	Eviden.
1 gr. conce.	5 grs. coke de pet.	900°	id.

En los ensayos con óxido estánico, la reducción se hacía más notable por el cambio de color de éste, el cual pasaba de blanco, a gris o negro, con o sin la presencia de glóbulos de estaño metálico, algunos de los cuales resultaban de un tamaño visible sólo con el microscopio. En los ensayos con concentrados de estaño, los glóbulos de estaño se forman más rápidamente. En este caso la reducción se determinaba ensayando las cargas después que el ensayo terminaba, por métodos químicos cualitativos.

Al final del período de ocho horas las cargas del horno se enfriaban en una atmósfera de nitrógeno (libre de humedad, oxígeno y anhidrido carbónico) hasta la temperatura del laboratorio, antes de ser examinadas.

Doeltz y Graumann, dicen (Metalurgia, Vol. IV, pág. 290, 1907) que a una temperatura de 800° C. y después de una hora, la reducción del óxido estánico por el carbón no era evidente; pero se constataban indicios de tener lugar entre 830° y 900°. Es interesante observar al respecto que el carbón se oxida lentamente a 500° y que la oxidación del carbón amorfo es sensible a 650° y la velocidad de oxidación aumenta con un aumento de temperatura. Hornos de viento y de cuba de capacidad industrial, empleados para fundir estaño, trabajan a una temperatura que varía entre 1000° y 1400° C.

Charpy y Bonnerot (Compt. Rend., 15, p. 644) trataron de determinar si la reducción del óxido de fierro (Fe_3O_4) por el carbón podía efectuarse por acción directa de los sólidos o sólo mediante la fase gaseosa. Ellos estudiaron la proporción de las reducciones en una serie de pruebas con bajas presiones de diferentes valores. El óxido férrico y el grafito, previamente purificados, calentados a mil grados en el vacío, mezclados y fuertemente comprimidos se calentaron en un horno eléctrico, dentro de un tubo de porcelana. Las presiones se mantuvieron y se midieron por medio de una bomba de mercurio y por un manómetro Mac Leod respectivamente. Se observó que a 950° C. y bajo presiones de 0.01, 0.1, 1,2,4 y 8 mm. de mercurio se encontraron las proporciones de desarrollo de gases 0.10, 0.14, 0.31, 0.56, 0.80, 1.07, c.c. por hora. Se observa que estas cifras decresen rápidamente con la disminución de la presión y se llega a la conclusión que por último más allá de 950° C. el carbón sólido no reduce el óxido férrico. Si el carbón sólido no reduce el óxido férrico (cuando el carbón no se puede oxidar debido a la presencia de oxígeno en la atmósfera circundante) más allá de 950° C. no reducirá tampoco el óxido estánico porque es, como se demostrará más adelante, más difícil de reducir que el óxido férrico.

Nuestro trabajo experimental ha confirmado este hecho. Se calcinó grafito finamente molido, a 850° durante media hora y a 1000° durante dos horas. Estas dos subtancias se mezclaron íntimamente y se comprimieron en una pequeña prensa de mano hasta formar una masa más o menos compacta. Una carga de

10 grs. se colocó en varias copelas de alundum que se introdujeron en un tubo refractario con una atmósfera de nitrógeno y se sometieron a temperaturas de 600°, 700°, 800° y 850° por período de cuatro horas. Las cargas se enfriaron hasta la temperatura del laboratorio antes de sacarse del horno y de su atmósfera de nitrógeno. El nitrógeno había sido purificado de oxígeno haciéndolo pasar por una rejilla de cobre calentada a 200° en un horno eléctrico, y libre de anhidrido carbónico y de humedad por haberlo hecho pasar al través de varias torres con cal sódica y con pentaóxido de fósforo respectivamente. Después de enfriadas las cargas se trataron con ácido clorhídrico concentrado durante media hora y en seguida se filtró. Los filtrados se redujeron entonces con zinc metálico y se ensayaron por estaño con cloruro mercúrico y con molibdato de amonio. Los ensayos con cloruro mercúrico fueron negativos en todos los casos y los con molibdato de amonio dieron una débil coloración azul a la solución, pero no fueron positivos. Los precipitados provenientes del tratamiento con ácido clorhídrico concentrado se trataron con ácido clorhídrico diluído durante una hora y los filtrados se ensayaron por estaño como antes.

Las pruebas con cloruro mercúrico fueron nuevamente negativas; las que se hicieron con molibdato de amonio dieron una coloración azul poco definida que no eran positiva aún cuando el molibdato de amonio es extraordinariamente sensible a los indicios de los compuestos estanosos.

Estos experimentos se repitieron con coke lavado con ácido y con coke de petróleo finamente molidos (en molino de bolas) y tratado con ácido sulfúrico concentrado. Estos materiales carbonosos se calcinaron en hornos eléctricos a más o menos 250° de temperatura y por espacio de 24 horas, empleando para ello crisoles de porcelana cerrados. En estas experiencias se mezcló íntimamente el material mencionado con el óxido estánico previamente calcinado y en la operación se procedió en la misma forma ya descrita en los ensayos anteriores. En ninguno de los casos las experiencias con cloruro mercúrico realizadas sobre 100 centímetros cúbicos del líquido obtenido por filtración en el tratamiento de las cargas con ácido clorhídrico concentrado, dió un resultado positivo. En todos los demás casos, con excepción de uno, se obtuvo una coloración muy tenue con el molibdato de amonio, y por transparencia apenas se podía distinguir la débil coloración azul al compararla con la de un vaso de agua muy pura, colocada en un vaso bastante limpio.

Se observó, también, que la carga obtenida en el tratamiento del óxido estánico con coke de petróleo y después de calentarla a 850° durante un espacio de cuatro horas, dió en el tratamiento con el molibdato de amonio, una ligera coloración azul, mucho más marcada que en las otras experiencias, pero que, sin embargo, no podía considerarse positiva.

La fundición de los minerales de estaño, limitada en realidad únicamente a la reducción del óxido estánico mineral, es considerada a primera vista, como un procedimiento simple, pero examinado desde el punto de vista comercial demuestra estar muy lejos de la simplicidad. Es complicada por las numerosas impurezas que deben eliminarse, por la fluidez del estaño metálico a temperaturas elevadas, por su facilidad para alearse con otros metales y su carácter químico "amphotérico" que origina pérdidas en las escorias y requiere tratamiento especial de ellas.

Cuando se trabajaba en Norte América se trataban los minerales más malos y se producía un estaño metálico superior en ley a cualquier otro producido por los fundidores extranjeros.

Los combustibles carbonosos en una atmósfera de aire, fuera del contacto de óxido estánico o de concentrados de estaño han demostrado tener el poder de reducir los óxidos de estaño por su propia oxidación y paso al estado gaseoso. Estos combustibles íntimamente mezclados con óxido estánico en una atmósfera de nitrógeno, en ausencia de oxígeno han demostrado también no tener propiedades reductoras dentro de los límites de la experimentación. Se llega por consiguiente a la conclusión que la reducción, por medio del carbón sólido, de los óxidos metálicos reductibles se efectúa en el estado gaseoso. La reducción por medio del carbón requiere temperaturas más elevadas que la reducción gaseosa, pues el carbón debe gasificarse rápidamente. Esta rapidez de gasificación comienza a ser notable sobre 1000° C. Los fundidores de estaño trabajan desde 1.100° a 1.400° C.

(Continuará).

SECCION PETROLERA

EL PROGRAMA DE LOS TRUSTS PETROLEROS SOVIETICOS (1)

La redacción del Boletín de Naphta de Moscow ha pedido a los directores de los Trusts de la industria petrolera le proporcionen una reseña de los proyectos de trabajo que piensan ejecutar en los años venideros.—Resumimos a continuación la respuesta que han dado.

EL SEÑOR BARINOV, DEL AZNEFT, dijo:

Nuestros esfuerzos, en el futuro, deberán encaminarse a tres puntos principales: 1.° construcciones industriales; 2.° transportes; y 3.° exploraciones.

En lo que respecta a los trabajos de construcciones industriales, puedo decir que los que están actualmente en ejecución, la instalación de nuevas baterías, especialmente por condensación, y el tratamiento más activo de los productos refinados permitirán recuperar el atraso de la destilación sobre la extracción.

Tenemos ya tres baterías con condensador y una nueva y poderosa usina para el tratamiento de los aceites, una refinería para petróleo de alumbrado, como también dos nuevas baterías de condensación para el petróleo, instaladas en la usina de Bakounit. Por otra parte, se está por construir una batería con condensador, sistema Peng, para la producción de aceites pesados que se extraen del alquitrán. Otras medidas como la instalación de desflemadores y de inyectores permitirán aumentar la producción de nuestras usinas y de mejorar la calidad de los productos.

Sería esencial para nosotros tener nuevas instalaciones con condensador que respondieran a las modernas exigencias de la técnica extranjera. Es por esto que ya hemos contratado una instalación del sistema Pinch y Wilcke; estamos en camino de encargar el material necesario para una nueva refinería de petróleo con condensador para 82.000 toneladas. En general, en los trabajos de refinación se consulta siempre una instalación de reserva, pues es aventurado trabajar como lo hacemos, a razón de 100% de las instalaciones existentes. Por consiguiente, tendremos necesidad de aumentar las cantidades de materias primas que se utilizan en la producción de aceites, lo que se hará recurriendo a diversas clases de nafta (como por ejemplo, la nafta liviana de Bibi Eibat, mezclada con la de Romany) que hasta la fecha no se habían empleado. Por otra parte, desarrollaremos la electrificación en los yacimientos y reduciremos los gastos de combustibles, que son todavía muy elevados.

En cuanto a los transportes, es necesario tomar en cuenta que el desarrollo regular y rápido de las exportaciones de Bakou, exige grandes esfuerzos al Ferrocarril Transcaucáseo. Este ferrocarril ha tomado las medidas necesarias para aumentar su capacidad de transporte: desde luego se podrán llevar diariamente a los estanques de 320 a 340 vagones.

La colocación de la nueva cañería entre Bakou y Betoum constituye la única solución en la situación actual. La tubería está ya contratada y se espera que el 1.° de Octubre de 1928 esté colocada la primera sección comprendida entre Batoum y Milkailov (Khachoury). Para aquella fecha se terminará en Batoum una usina que producirá anualmente 820.000 toneladas de petróleo para lámparas.

Los transportes marítimos en el Caspio aumentarán su tonelaje con dos barcos destinados a las usinas de Sormovo.

Trabajos de reconocimientos se han hecho en dieciocho puntos durante el año próximo pasado, número que se aumentará a veinticuatro en el curso del presente año.

"*Los resultados de estos trabajos permiten afirmar que no hay ningún fundamento para creer que los depósitos de Bakou estén en vías de ago-*

---

(1) De la Revista «Le Pétrole Russe».—Boletín N.° 6.

tamiento". Aun en la península de Apcheron, nuestras reservas de nafta son grandes. No me refiero a la bahía en que, por solevantamientos, el terreno aumentó en 180 hectáreas, pero los pozos de los antiguos yacimientos están aun muy productivos, especialmente en Balakhany y en Romany. Estos últimos dan hasta 65.000 toneladas de petróleo por día. En fin, la antigua bahía presenta todavía grandes perspectivas para la explotación.

Todo el mundo está de acuerdo en que en los años venideros se ha de establecer una explotación más racional de la industria petrolera. Grandes progresos se han hecho ya, bajo este punto de vista, en la extracción, pero queda mucho por hacer en lo tocante a la explotación de la nafta. Muchos inventores han ideado ya dispositivos perfeccionados: Peng, Kaliouchnikov, Skovrtsov, etc.

EL SEÑOR OPARINE, DEL GROZNEFT, dijo:

La industria petrolera de Grozny puede vanagloriarse de haber sobrepasado en exceso el nivel de producción que tenía antes de la guerra mundial. Bastará indicar que en 1926-1927, se extrajeron tres millones de toneladas de nafta contra 1,2 millones que se extrajeron en 1913. Los resultados obtenidos en la exportación de petróleo de Grozny son aun más sorprendentes: 574.000 toneladas contra 173.000 en 1913. En cuanto a los progresos técnicos realizados en la extracción y producción industriales, son ellos suficientemente conocidos.

Por las condiciones en que se encuentran las fuentes petroleras de los yacimientos de Grozny, se necesita un cuidado muy especial en los nuevos trabajos en proyecto. Conviene igualmente intensificar la producción de los valiosos elementos que contiene en abundancia la nafta de Grozny. Es así como hemos aumentado la producción de esencias, construído una usina para producir parafina, mejorado la calidad de los aceites, etc. Estos esfuerzos son insuficientes: la nafta de Grozny se emplea ante todo en la fabricación de combustibles líquidos, aun cuando se podría desarrollar considerablemente la obtención de productos más valiosos. Para el desarrollo de las exportaciones de Grozny se hace indispensable incrementar el rendimiento de la industria petrolera local. Los primeros trabajos por ejecutar comprenden el ensanchamiento de las instalaciones de refinación en especial de parafina, lo que permitirá disponer de productos de exportación en mayor escala y al mismo tiempo bajar el punto de congelación del mazout de Grozny. Se desarrollarán también los trabajos de futuras exploraciones.

EL SEÑOR KOROBOVKINE, DEL EMBANEFT, dijo:

Los progresos alcanzados por el trust de Emba son importantes: en cinco años la extracción de petróleo ha pasado de 125.540 a 253.200 toneladas, los trabajos de perforaciones de 1.616 a 12.725 metros, la refinación ha aumentado de 104.474 a 278.468 toneladas. Estas cifras hablan por sí solas.

La explotación más racional de los productos comenzó con el cambio de equipo de la usina de Konstantinovka, y con la instalación de baterías con condensador sistema Bormann en la usina de Varinsky, para la producción de petróleo para lámparas. Se incrementarán, de preferencia, los trabajos de reconocimiento con el propósito de entregar a la explotación dos o tres zonas nuevas y llegar así, en un período de cinco años, a una producción de 660 a 820.000 toneladas.

Será igualmente necesario construir una cañería que una Emba con el Volga, para así proveer al Centro de petróleo durante todo el año, sin verse obligado a esperar la estación de navegación. En el punto de llegada de la cañería, Saratov o Samara, se construirá una usina de refinación; ya que la de los yacimientos, en Konstantinovka y en Varinska, trabajan ya al 100%. Aun con los ensanches en ejecución, no podrán tratar más de 330.000 toneladas de nafta por año.

En fin, el desarrollo del automovilismo soviético necesitará la construcción de usinas de destilación en el interior del país, para la utilización de los productos solares de Emba, que en la actualidad se utilizan como combustible.

Agreguemos que por acuerdo del Consejo Superior de la Economía Nacional, el trust Embaneft se encargó de la explotación de los yacimientos de la Isla de Sakhaline.

COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard, peniques	Valparaíso kilo fino $
Mayo 10	$ 34.75	$ 151.09
» 24	$ 36.14	$ 157.13

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO $ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Mayo 10	$ 216.97	94.57½ con escala 216 cents.	11.40½ con escala 124 cents.
» 24	$ 223.49	97.89 con escala 223 cents.	11.75 con escala 127½ cents.

SEMANAL EN NEW YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Mayo 3	14.25	Mayo 17	14.50
» 10	14.25	» 24	14.62 ½

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Abril 27	61.11.9	61.15.0	Mayo 10	61.13.9	61.18.9
» 30	61.12.6	61.17.6	» 11	61.15.0	62. 0.0
Mayo 1	61.11.9	61.16.5	» 14	62. 5.0	62. 8.9
» 2	61.11.9	61.16.5	» 15	62.10.0	62.15.0
» 3	61. 8.9	61.15.0	» 16	62.11.3	62.16.3
» 4	61. 8.9	61.15.0	» 18	62.17.6	63. 2.6
» 7	61. 7.6	61.12.6	» 22	63. 7.6	63.11.3
» 8	61. 8.9	61.13.9	» 23	63. 7.6	63.10.0
» 9	61.11.3	61.16.3	» 24	63.15.0	63.17.6

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS	$ por £	DIAS	$ por £
Abril 27	39.62	Mayo 11	39.60
Mayo 1.°	39.57	» 12	39.58
» 2	39.60	» 13	39.58
» 3	39.54	» 14	39.58
» 4	39.57	» 15	39.58
» 5	39.57	» 16	39.53
» 6	39.57	» 18	39.48
» 7	39.57	» 19	39.43
» 8	39.57	» 22	39.48
» 9	39.57	» 23	39.43
» 10	39.61	» 24	39.45

SALITRE

Mayo 10.

El mercado ha estado más activo esta quincena que la anterior y se registran más o menos 40,000 toneladas vendidas en la costa y en Europa, f. o. b. Chile a precios que varían entre 16/2 y 16/4 para embarques durante Mayo, 16/4 para Junio/Julio y un lote combinado de 10,750 toneladas para diferentes fechas entre Mayo/Agosto a 16/5, un pequeño lote para Enero se vendió a 16/10. En calidad refinada 96% con 1½%, sal se dice haberse vendido a 16/6 para embarque Junio y el extra refinado se vendió a 17/- para embarque durante Octubre.

El mercado Europeo ha estado extremadamente flojo durante la pasada quincena, habiendo bajado los precios para entregas inmediatas de £ 9.17.0 a £ 9.12.0 playa Bélgica, £ 9.18.0 a £ 9.13.0 Holanda y £ 10.7.0 a £ 10.0.0 Francia, se han ofrecido varios lotes de reventas a precios más bajos que el de los importadores.

El total exportado durante Abril fué de 2.249,369 qtls. méts., comparado con 1.254,546 qtls. méts. exportado durante el mismo mes en 1927.

La producción durante Abril fué de 2.550,802 qtls. méts. con 63 oficinas trabajando, demostrando una alza de 1.548,799 qtls. méts. comparado con Abril de 1927, cuando habían solamente 30 en trabajo.

El consumo para Abril se calcula en 320,000 toneladas, haciendo un total de 2.100,000 toneladas para este año salitrero desde Julio 1927/Abril 1928, el cual excede al mismo período del año anterior en 600,000 toneladas.

Si la producción se mantiene al mismo nivel, las existencias en la costa al 30 de Junio de 1928, probablemente excederán de 6.500,000 qtls. méts. pues los embarques durante Mayo y Junio, van a ser comparativamente pocos.

La producción y exportación de los primeros cuatro meses durante los últimos cuatro años, se compara como sigue:

	Producción qtls. méts.	Exportación qtls. méts.
	—	—
1925	7.901,312	9.276,439
1926	8.992,819	7.841,005
1927	3.426,465	6.570,145
1928	9.881,038	10.845,713

El mercado de fletes por salitre para embarque durante Mayo/Junio, ha bajado principalmente debido al alza en los precios del salitre para estas entregas. Para embarques Julio adelante los exportadores aún no demuestran interés para contratar tonelaje y aunque los armadores se mantienen firme, parece que la tendencia es floja y que el mercado bajará. El principal negocio hecho hasta ahora desde Julio hasta Marzo ha sido para exportar salitre.

Para el Reino Unido o Continente, no se registran cargamentos completos, pero dos o tres vapores de ocasión se ofrecen para Julio/Agosto y Agosto/Septiembre a 28/- a cuyo precio los exportadores no desean negociar. Algunos veleros para embarque Septiembre y Noviembre están en trato para el Reino Unido o Continente-Canal por órdenes a más o menos 25/-. Las negociaciones por Líneas de la carrera, han sido para embarques prontos, habiéndose registrado las siguientes durante la pasada quincena:

1,000 Tons. 25 Mayo/15 Junio 20/- Havre/Antwerp/Rotterdam/Amsterdam.

1,000 Tons. Mayo 20/- Burdeos/Havre.

2,000 Tons. Mayo 20/5 Havre/Dunkirk/Amberes/Rotterdam.

2,000 Tons. Mayo 20/6 Havre/Dunkirk/Amberes/Rotterdam.

Los armadores están actualmente ofreciendo espacio para Julio hasta Marzo, también Diciembre a Marzo a 27/6, y para todo el próximo año a 25/6, sin encontrar interés de parte de los exportadores.

Para puertos del Atlántico Norte de España, como también para el Mediterráneo Málaga/Génova, la cotización nominal para Mayo y Junio es de 23/- y para Julio a Marzo a 29/- sin registrarse negocio alguno.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, no se registran cargamentos completos pero un vapor para fines de Mayo o principios de Junio aceptaría 5 dollars con dos puertos de descarga. No existe interés por fletar espacio por vapores de la carrera para cerca o adelante el que cotiza a 4.25 dollars para Mayo/Junio 4.75, Julio/Septiembre y 5 dollars para embarques adelante. Para la costa Occidental San Pedro/Puget Sound puertos de costumbre, las Cías. de la carrera se mantienen.

Mayo 24.

El mercado en la costa durante la primera parte de la quincena, ha estado tranquilo, pero durante esta semana ha habido algo de demanda de parte de compradores Americanos, habiéndose vendido más o menos unas 25,000 toneladas de calidad ordinaria al precio de 16/4 por quintal métrico para embarques Mayo/Junio. En calidad refinada se dice haberse vendido unas 7,000 toneladas con 1½ de sal al precio de 16/6, y 3,000 toneladas de 96%-1% para entrega durante Junio. Para entregas más adelante no se registran transacciones.

El mercado Europeo ha aflojado y solamente se han hecho algunas pocas transacciones, entrega inmediata puesto en playa Bélgica y Holanda a £ 9.9.0 a £ 9.10.0, Francia £ 9.17.0 a £ 10.0.0.

Lo exportado durante la primera quincena de Mayo, fué de 856,341 qtls. méts., comparado con 251,790 qtls. méts., durante el mismo período del año 1927.

Las existencias en la costa han subido a 450,000 toneladas al 1.o de Mayo.

El total de las ventas y consignaciones desde Junio 1927 hasta Junio de 1928, se calculan en 3.070,000 toneladas, y desde Julio 1928, hasta Junio de 1929 en 330,000 toneladas.

El Gobierno ha hecho un arreglo con la Asociación de Productores de Salitre de Chile, de abonar a todos los productores, el equivalente de cualquier reducción que haga la Stickstoff-Syndikat en sus actuales precios de venta, entendiéndose de que esta diferencia será devuelta a todos los compradores de salitre, y será aplicada a todos los contratos desde la fecha en que el Stickstoff-Syndikat, fije sus nuevos precios. Desde esa fecha en adelante los productores serán beneficiados por la rebaja que les será devuelta por el Gobierno.

Las condiciones y bases en cuyos contratos dicho abono será aplicado, fué publicado por la Asociación de Productores en Circular N.o 1719 de fecha 22 de Mayo a sus asociados.

Como se esperaba, los fletes por salitre han bajado, especialmente para embarques prontos y cercanos. El principal factor a que se debe esta paralización general, es que los consumidores y exportadores, prefieren esperarse antes

de correr el riesgo de aumentar sus existencias en Europa, o de mandar salitre sin vender por temor de no tener ocasión de venderlo.

Para el Reino Unido o Continente, solamente se registra un cargamento completo para embarque Junio a 19/- para Burdeos/Hamburgo, con opción puertos del Atlántico Norte de España a 20/-. Los vapores de ocasión se cotizan a 25/- para Julio/Agosto y 26/- para Agosto/Septiembre, y veleros para Septiembre y Noviembre a 24/-.

Los siguientes fletamentos se registran por Cías. de la carrera, durante la quincena bajo revista:

500 Tons. embarque pronto Amberes/Hamburgo 15/-.

1,000 Tons. embarque pronto Amberes/Hamburgo 16/-.

2,000 Tons. embarque Junio Havre/Dunkirk/Antwerp/Rotterdam 16/-.

1,800 Tons. embarque Junio Havre/Hamburgo 15/9, opción Oslo/Malmo 18/9.

2,000 Tons. mensual Julio/Sept. Havre/Amberes 19/-, opción (Atlántico) Norte España 22/-.

10,500 Tons. Julio/Marzo Mediterráneo 28/-.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, no se han registrado cargamentos completos. Un vapor de ocasión embarque Junio, entendemos se ha conseguido a 5 dollars, permitiendo dos puertos de descarga. Por Líneas de la carrera no se han hecho negocios, pero el espacio para Mayo y Junio, está tratándose actualmente a 4.25 dollars para Nueva York directamente. Para embarques más adelante, los armadores se están manteniendo en 4.50 dollars hasta Septiembre y 4.75 dollars para el resto del año. Para la Costa Occidental San Pedro/Puget Sound, puertos de costumbre el precio de 3.50 dollars no ha variado.

CARBON

Mayo 10.

No hemos oído decir de transacción alguna en carbón extranjero durante la pasada quincena.

Las cotizaciones libres de derecho de importación, son como sigue:

Cardiff Admiralty List.	32/6 a 34/-
West Hartley..	28/6 „ 29/6
Pocahontas o New River	34/- „ 35/-
Australiano la mejor clase	45/- „ 45/6

todo para salidas Mayo/Junio, según condiciones, cantidades y puertos.

En carbón Nacional la demanda ha continuado, habiéndose vendido varios lotes para puertos salitreros. El actual precio de venta es de $ 74 a $ 78 m/cte. por harneado y de $ 64 a $ 68 por sin harnear f. o. b., según cantidad y puerto de descarga.

Mayo 24.

No hemos oído decir de transacción alguna durante la pasada quincena.

Las cotizaciones libres de derecho de importación, son como sigue:

Cardiff Admiralty List.	32/6 a 34/-
West Hartley..	28/6 „ 29/6
Pocahontas o New River	34/- „ 35/-
Australiano la mejor calidad	45/- „ 45/6

todo para salidas Mayo/Junio, según condiciones y puertos.

En carbón Nacional la demanda ha continuado, habiéndose vendido algunos pequeños lotes para puertos salitreros. El actual precio de venta es de $ 74 a $ 78, m/cte., por harneado y de $ 64 a $ 68 por sin harnear f. o. b., según cantidad y puerto de descarga.

ESTADISTICA DE METALES

Precio medio mensual de los metales:

PLATA

	Nueva York		Londres	
	1927	1928	1927	1928
Enero	55.795	57.135	25.863	26.313
Febrero	57.898	57.016	26.854	26.205
Marzo	55.306	57.245	25.655	26.329
Abril	56.399	57.395	26.136	26.409
Mayo	56.280	60.298	26.072	27.654
Junio	56.769	.....	26.203	.....
Julio	56.360	.....	25.983	.....
Agosto	54.718	.....	25.224	.....
Septiembre	55.445	.....	25.565	.....
Octubre	56.035	.....	25.776	.....
Noviembre	57.474	.....	26.526	.....
Diciembre	57.957	.....	26.701	.....
Año, término medio	56.370	.....	26.047	.....

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera. Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres Electrolítico	
	1927	1928	1927	1928	1927	1928
Enero	12.990	13.854	55.414	61.912	62.375	66.557
Febrero	12.682	13.823	54.438	61.670	61.119	66.381
Marzo	13.079	13.845	55.935	61.148	62.641	66.443
Abril	12.808	13.986	55.056	61.678	61.526	66.500
Mayo	12.621	14.203	54.563	62.554	60.881	67.216
Junio	12.370	.....	54.030	.....	59.881	.....
Julio	12.532	.....	54.551	.....	60.089	.....
Agosto	12.971	.....	55.364	.....	62.227	.....
Septiembre	12.940	.....	54.455	.....	61.830	.....
Octubre	12.958	.....	55.119	.....	62.256	.....
Noviembre	13.319	.....	58.830	.....	63.761	.....
Diciembre	13.744	.....	60.078	.....	66.181	.....
Anual	12.920	.....	55,653	.....	62,064	.....

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

PLOMO

	Nueva York		Londres		A 3 meses	
	1927	1928	1927	1928	1927	1928
Enero.	7.577	6.500	27.485	21.773	27.786	22.213
Febrero.	7.420	6.329	27.344	20.283	27.781	20.747
Marzo.	7.577	6.000	27.845	19.938	28.302	20.352
Abril.	7.126	6.100	26.546	20.306	27.053	20.563
Mayo.	6.616	6.123	25.054	20.483	25.526	20.813
Junio.	6.414	....	24.438	....	24.750	....
Julio.	6.344	....	23.491	....	23.932	....
Agosto.	6.681	....	23.119	....	23.540	....
Septiembre.	6.297	....	21.446	....	21.994	....
Octubre.	6.250	....	20.479	....	20.946	....
Noviembre.	6.259	....	20.889	....	21.318	....
Diciembre.	6.504	....	22.163	....	22.441	....
Anual.	6.755	....	24.192	....	24.614	....

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ESTAÑO

	Nueva York 99%		Straits		Londres	
	1927	1928	1927	1928	1927	1928
Enero.	64.785	55.185	66.415	55.650	297.804	253.222
Febrero.	66.528	51.793	69.142	52.440	306.125	233.833
Marzo.	67.833	51.630	69.199	52.220	313.315	232.722
Abril.	66.069	....	67.933	52.270	302.572	234.204
Mayo.	63.935	....	67.510	51.582	294.938	230.886
Junio.	64.226	....	67.466	....	296.006	....
Julio.	62.625	....	64.110	....	288.690	....
Agosto.	63 523	....	64.431	....	293.193	....
Septiembre.	60.735	....	61.490	....	280.432	....
Octubre.	57 560	....	58.450	....	264.631	....
Noviembre.	57.089	....	57.641	....	262.591	....
Diciembre.	58.053	....	58.452	....	267.138	....
Anual.	62.747	....	64.353	....	288.953	....

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

ZINC

	St. Louis		Londres		A 3 meses	
	1927	1928	A la vista 1927	1928	1927	1928
Enero.	6.661	5.643	30.979	26 125	30.938	26.051
Febrero.	6.673	5.551	29.931	25.518	30.109	25.566
Marzo.	6.692	5.624	30.649	25.082	30.889	24.972
Abril	6.338	5.759	29.579	25.493	29.901	25.316
Mayo	6.075	6.026	29.034	26.102	29.131	25.756
Junio.	6.213	....	28.598	....	28.613	....
Julio.	6.229	....	28.280	....	28.021	....
Agosto.	6.342	....	28.210	....	28.068	....
Septiembre.	6.212	....	27.347	....	27.327	....
Octubre	5.996	....	26.899	....	26.634	....
Noviembre.	5.745	....	26.281	....	26.006	....
Diciembre.	5.722	....	26.363	....	26.109	....
Anual.	6.242	....	28.513	....	28.479	....

Cotización de St. Louis, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

Producción mensual de cobre crudo. Tons. cortas.

	1927		1928			
	Novbre.	Diciembre	Enero	Febrero	Marzo	Abril
Alaska	1,402	1,655	2,084	908	3,495	....
Butte & Superior	....	+ 238	....	....	+ 205	....
Calumet & Arizona	2,018	2,065	2,066	2,041	2,019	2,102
Magma	1,404	652	1,300	1,398	1,346	1,525
Miami	2,099	2,032	1,963	1,955	2,029	2,092
New Cornelia	3,613	3,607	3,672	3,267	3,318	3,224
Nevada Con.	....	+26,253	....	....	+26,288	....
Old Dominion	832	801	996	992	1,009	988
Phelps Dodge	7,799	7,757	8,273	7,331	7,803	8,334
United Verde Extensión	1,698	1,930	1,633	1,624	1,699	1,604
Utah Copper	....	+27,810	....	....	27,810	....
Tennessee Copper	594	617	510	514	596	526
EXTRANJERO						
Boleo, Méjico	990	1,001	1,068	1,262	1,130	1,012
Furukawa, Japón	1,649	1,563	1,548	1,563	..	....
Granby Cons., Canadá	2,208	1,936	2,305	2,155	2,326	2,406
Union Miniere, Africa	10,890	10,803	10,390	9,590	10,864	....
Mount Lyell, Aust.	....	+2,064	....	....	+1,510	....
Sumitomo. Japón,	1,317	1,412	1,317	1,381	1,316	1,486
Bwana M'Kubwa	477	554	677	600	533	392
Braden Copper Co.	9,354	9,348	8,502	8,504	8,504	....
Chile Exploration Co.	8,960	8,972	8,146	8,119	7,854	....
Andes Copper Mining Co.	2,367	2,367	....	....	..	....

Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Tons. cortas

	1926		1927		1928	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero	71,026	2,291	76,198	2,458	68,469	2,209
Febrero	68,131	2,433	69,202	2,772	67,423	2,325
Marzo	75,728	2,443	69,314	2,236	70.327	2,269
Abril	73,454	2,448	71,122	2,371	69.230	2.308
Mayo	73,542	2,372	71,613	2,310	..	..
Junio	71,317	2,377	69,539	2,318	..	..
Julio	72,228	2,330	65,545	2,114	..	..
Agosto	72,014	2,323	67,248	2,169	..	..
Septiembre	72,672	2,421	65,936	2,198	..	..
Octubre	75,099	2,423	68,595	2,225	..	..
Noviembre	74,947	2,498	68,080	2,269	..	..
Diciembre	72,205	2,329	67,377	2,173	..	..
Total	872,509	..	829,878	..	275,449	..
Promedio mensual	72,709	..	69,165	..	68,862	..
Promedio diario	..	2,390	..	2,274	..	2,276

□ □ □

MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining Journal-Press de Nueva York, Mayo 26 de 1928, se refieren a ventas en grandes lotes al por mayor, libre a bordo (f. o. b.) New York, salvo que se especifique de otra manera. Los precios de Londres están dados de acuerdo con los últimos avisos. El signo $ significa dollars U. S. Cy.

Metales

Aluminio.—98 y 99% a $ 0.24 la libra.—Mercado inactivo.—Londres, 98% £ 105 tonelada de 2,240 libras.

Antimonio.—Standard en polvo a 200 mallas, 10 centavos, óxido blanco de la China de 99% Sb_2O_3 a 11 1/4 centavos la libra (nominal).

Bismuto.—En lotes de toneladas, precio $ 2.10 por libra.—En pequeñas partidas $ 2.25 por libra.—Londres, 8 sh.

Cadmio.—Por libra a $ 0.65.—En Londres de 2 sh. para metal australiano. Excelente demanda.

Cobalto.—De 96 a 98% de $ 2.50 la libra, para el óxido negro de 70% a $ 2.10.—Londres 10 sh. por libra para el cobalto metálico.

Magnesio.—Precio por libra y en lotes de tonelada, a $ 0.98.—Londres 3 sh. 9 d. a 4 sh. 3 d. de 99%.—Mercado firme.

Molibdeno.—Por gramo de 99%, 4 centavos.—Generalmente se vende como molibdato de calcio a razón de 95 centavos por lb. de Mo., o bien como aleación de ferromolíbdeno de 50 a 60% de Mo., a $ 1.20 f. o. b. por lb. de Mo. contenido.

Mercurio.—$ 123 a $ 124 por frasco de 76 libras.—Londres a £ 22.—Mercado firme.

Níquel.—Electrolítico $ 0.37, la libra con 99.9% de ley.—Londres £ 170 a £ 175 por tonelada de 2,240 libras, según la cantidad. Las demandas continúan bastante buenas.

Paladio.—Por onza, se cotiza de $ 46 a 49.—En pequeñas partidas a $ 54 por onza.—Londres £ 10 1/2 a £ 11 1/2 la tonelada (nominal).

Platino.—Precio oficial de metal refinado, $ 80 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado de $ 74.— a $ 76.— al contado.—Precio nominal. Londres £ 17 1/2 a £ 17 3/4 por onza refinado.

Radio.—$ 70 por mgr. de radio contenido.

Selenio.—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, puro de $ 2.20 a $ 2.25 por libra en lotes mayores de una tonelada, Londres 7 sh. 8 d. por libra.

Tungsteno.—En polvo, de 97 a 98%, de ley, $ 0.94 a $ 0.96 por libra de tungsteno contenido.

Minerales metálicos

Mineral de cromo.— Por tonelada, f. o. b. en puertos del Atlántico, de $ 22.50 a $ 23 para minerales de 45 a 50% de Cr_2O_3. Precios firmes y buenas demandas.

Mineral de Manganeso.—De $ 0.35 a $ 0.88 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Mínimo 47% de Mn. Productos del Cáucaso lavado de 53 a 55% se cotiza de $ 0.38 a $ 0.40 por unidad en la tonelada. Para productos químicos, polvo grueso o fino de 82% a 87% de MnO_2, Brasilero o Cubano $ 70 a $ 80 por tonelada, en carros. Del país de 70 a 72% a un precio entre $ 40 y $ 50 por tonelada.

Mineral de Plomo (Galena).—Precio medio sobre la base de 80% de plomo, a $ 77.50 por tonelada de 2,000 libras.

Mineral de Zinc (Blenda).—Precio medio sobre la base de 60% de Zinc, a $ 39 a $ 40 por tonelada de 2,000 libras.

Mineral de Tungsteno.—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, $ 10.40; Shelita, de $ 10.40 a $ 10.65.—Mercado muestra signos de activarse.

Minerales no metálicos

Los precios de los minerales no metálicos varían mucho y dependen de las propiedades físicas y químicas del artículo. Por lo tanto, los precios que siguen, sólo pueden considerarse como una base para el vendedor, en diferentes partes de los Estados Unidos.

El precio final de estos artículos sólo puede arreglarse por medio de un convenio directo entre el vendedor y el comprador.

Asbesto.—Crudo N.° 1, $ 650. Crudo N.° 2 $ 400; en fibras $ 200 a $ 225. Stock para techos, $ 55 a $ 115. Stock para papel $ 45 a $ 50. Stock para cemento $ 25. Desperdicios $ 10 a $ 20. Fino, $ 15. Todos estos precios son por tonelada de 2,000 libras f. o. b. Quebec; el impuesto y los sacos están incluídos. Existe un mercado muy activo y firme. Las minas trabajan a su total capacidad.

Azufre.—A $ 18 por tonelada f. o. b., para azufre de Texas para la exportación $ 22 f. a. s. en puertos del Atlántico.

Barita.—Mineral crudo, $ 7 por tonelada f. o. b.; minas de Georgía. Excelente demanda. Blanca, descolorada, $ 12 a $ 18 la ton.—Mineral crudo de 93% SO_4Ba con un contenido no superior de 1% de fierro $ 7.50 f. o. b. minas.

Bauxita.—N.° 1 mineral puro, sobre 55% de Al_2O_3 y con menos de 5% de SiO_2 y menos de 3% de Fe_2O_3 $ 8.—por ton. de 2,240 libras f. o. b. minas Georgía.—En polvo y seca a $ 14; calcinada $ 18 a $ 20.

Bórax.—Granulado en polvo $ 0.04 por libra f. o. b. en plantas de Pensylvania. En cristales por libras 4 ctv. en sacos y en lotes mayores a una tonelada sobre carros.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos, de $ 0.75 a $ 2. Para usos agrícolas, $ 1.00 hasta $ 4 según su pureza y grado de finura.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de 1/4 a ½ libra de peso $ 0.40 por libra, en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones, $ 0.80 por libra.

Feldespato.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b. en carro de Nueva York, N.° 1 crudo $ 9; N.° 1 para porcelanas, a 140 mallas, $ 16.—por ton. Para esmalte, 140 mallas, $ 13.75. Para vidrios a 200 mallas, $ 15.50. Buena demanda.

Fluospato.—En colpa, con no menos de 85% de $CaFl_2$ y no más de 5% de SiO_2, $ 15.50 a $ 16.—por tonelada de 2,000 libras.

Grafito.—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, $ 0.08 a $ 0.08½. En polvo de $ 0.03 a $ 0.05. Amorfo crudo, $ 15 a $ 35 por tonelada según la ley.

Kaolina.—Precios f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.° 1, $ 7. Cruda N.° 2, $ 5.50. Lavada, $ 8. Pulverizada, $ 10 a $ 15. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa de $ 13 a $ 21.—Pulverizada, $ 45 a $ 50.

Magnesita.—Por tonelada de 2,000 libras f. o. b. California, calcinada en colpa, 80% MgO, Grado «A» a 200 mallas, $ 42. Grado «B» $ 37.50 Cruda $ 11. Calcinada a muerte $ 28.

Mica.—Precios f. o. b. en Nueva York por libra impuestos pagados, clase especial, libre de fierro, $ 3.75; N.° A 1, $ 3.50 a $ 4.—N.° 1 a $ 3.—; N.° 2, $ 2.50 a $ 2.75; N.° 3 a $ 1.30; N.° 4 a $ 0.80; N.° 5 a $ 0.45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

Monacita.—Mínimo 6% ThO_2 a $ 130 por tonelada.

Potasa.—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre la base de 80% en sacos, $ 36.40; a granel $ 34.80. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre la base de 90%, en sacos $ 47.30; a granel $ 45.70. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre la base de 48%, en sacos $ 27.25; a granel $ 25.65. Para abono de 30% $ 21.75 y de 20% $ 15.40 en sacos.

Piritas.—Españolas de Tharsis de 48% de azufre, por tonelada de 2,240 libras c. i. f. en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, (2½" de diámetro) a 14 centavos la unidad.

Sílice.—Molida en agua y flotada, por tonelada, en sacos f. o. b. Illinois, a 400 mallas, $ 31; a 350 mallas, $ 26; a 250 mallas, a $ 18.

Cuarcita.—99% de SiO_2; Arena para fabricar vidrios, $ 0.75 a $ 5, por tonelada; para ladrillo y moldear, $ 0.65 a $ 3.50.

Talco.—Por tonelada, de 99% en lotes sobre carro, molido a 200 mallas, extra blanco, $ 10.—De 96% a 200 mallas, medio blanco, de $ 9.—Incluído envase, sacos de papel de 50 libras.

Tiza.—Precio por tonelada f. o. b. Nueva York, cruda y a granel, $ 4.75 a 5 dollar.

Yeso.—Por tonelada, según su origen, chancado, $ 2.75 a $ 3; molido, de $ 4 a $ 8; para abono, de $ 6 a $ 10, calcinado, de $ 8 a $ 10.

Zirconio.—De 90%, $ 0.04 por libra, f. o. b. minas, en lotes sobre carros; descontando fletes para puntos al Este del Missisippi.

Otros productos

Nitrato de soda.—Crudo a $ 2.30 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

Molibdato de Calcio.—A $ 0.95 por cada libra de Molibdeno contenido.

Oxido de Arsénico.—(Arsénico blanco) $ 0.04 por libra. En Londres, a £ 18 por tonelada de 2,250 libras de 99%.

Oxido de Zinc.—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06½. Francés, sello rojo, a $ 0.09 3/8.

Sulfato de Cobre.—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 5 a 5,10 centavos por libra.

Sulfato de Sodio.—Por tonelada a granel f. o. b. Nueva York, $ 17 a $ 20.

Ladrillos refractarios

Ladrillos de cromo.—$ 45 por tonelada neta f. o. b. puertos de embarque.

Ladrillos de Magnesita.—De 9 pulgadas, derechos $ 65 por tonelada neta f. o. b. Nueva York.

Ladrillos de Sílice.—A $ 43 por M. en Pennsylvania y Ohio; $ 51 Alabama; en Illinois a $ 52.—

Ladrillos de Fuego.—De arcilla: primera calidad $ 43 a $ 46; de segunda clase, de $ 35 a $ 38.

PRODUCCION MINERA

CUADRO I

Producción de carbón.—Mayo de 1928

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboneras	Minas	Producción en Toneladas		Personal ocupado Obreros y Empleados
				Bruta	Neta	
	Concepción	Lirquén	Lirquén			
1.° **Departamento de Concepción**	Concepción	Cosmito	Cosmito	8,480	7,642	716
	Coronel	Schwager	Coronel			
	Coronel	Lota	Chiflón Grande, Pique Grande y Pique Alberto			
2.° **Bahía de Arauco**				103,512	91,442	9,713
	Coronel	Curanilahue	Curanilahue y Plegarias			
	Arauco	Lebu	Fortuna y Constancia			
3.° **Resto provincia de Concepción**				15,383	11,029	1,496
	Valdivia	Máfil	Máfil			
	Valdivia	Sucesión Arrau	Arrau			
4.° **Provincia de Valdivia**				2,291	2,454	176
	Magallanes	Menéndez Behety	Loreto			
5.° **Territorio de Magallanes**				3,236	3,173	78
Total				133,512	115,740	12,179

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Mayo de 1928

COMPAÑIAS	Establecimientos	Minerales Beneficiados		Cobre Fino (Barras)		Personal	
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros	Empleados
Chile Exploration C.°	Chuquicamata	682,237	1,55%	8,797	99,95%	4,728	1,109
Andes Copper Mining C.°	Potrerillos	254,988	1,47%	2,816	99,35%	4,299	795
Cía. Minas y Fundición de Chagres	Chagres	2,185	11,00%	213	99,00%	730	87
Société des Mines de Cuivre de Naltagua	Naltagua	5,319	11,2 %	560	99,28%	623	42
Braden Copper C.°	El Teniente	412,279	2,18%	9,544	99,74%	5,599	848
Total		**1.357,008**		**21,930**		**16,014**	**2,781**

CUADRO III

Producción de oro, plata, plomo, cobre y carbón de las compañías mineras

COMPAÑIAS	Producto	Unidad	Total 1926	Total 1927	Año 1928 Mayo	Junio	Julio	Agost.
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas	Plata fina	Kgs.	—	—	673	—	—	—
Condoríaco, Soc. Benef. de plata de	Plata	»	2,047	2,142	232	—	—	—
	Oro	»	26	40	3	—	—	—
Disputada de las Condes, Cía. Minera	Concent. 23% cobre	Tons.	8,523	16,336	1,825	—	—	—
Gatico, Cía Minas de	Cobre fino	»	1,594	1,956	321	—	—	—
Guanaco, Cía. Minera del	Minerales 21% cobr.	»	202	298	32,7	—	—	—
Nacional de Plomo, Soc. Fundición	Concent. 65% plomo	»	1,576	2,396	350	—	—	—
Poderosa, Mining Company	Concent. cobre	»	7,125	9,380	1,110	—	—	—
Tocopilla, Cía. Minera de.	Minerales 15% cobre	»	—	—	1,908	—	—	—
	Concent. 28% cobre	»	—	—	660	—	—	—
Minera e Industrial de Chile, Cía.	Carbón	»	807,570	840,085	58,711	—	—	—
Schwager, Cía. Carbonífera y de Fundición	Carbón	»	420,156	434,938	32,113	—	—	—

(*) Concentrados de 65% de plomo.

CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑIAS	Producto	Unidad	Total 1926	Total 1927	Año 1928 Mayo	Junio	Julio	Agost.
Araca, Emp. de Estaño de	Barrilla estaño	Tons.	2,438	2,306	234	—	—	—
Cerro Grande, Cía. Estañífera de	» »	Q. esp.	17,053	18,506	1,404	—	—	—
Colquirí, Cía. Minas de	» »	»	9,159	9,856	1,040	—	—	—
Morococala, Cía. Estañífera	» »	»	37,300	30,646	3,043	—	—	—
Oploca, Cía. Minera y Agrícola	» »	»	75,680	85,800	9,460	—	—	—
Ocuri, Cía. Estañífera de.	» »	»	9,110	11,543	670	—	—	—
Oruro, Cía. Minera de	Barrilla estaño	Tons.	1,320	1,375	140	—	—	—
	Plata	Kgs.	13,553	12,553	1,141	—	—	—
Patiño, Mines & Enterprises Cons.	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	10,260	12,301	666	—	—	—
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»			792	—	—	—
Porvenir de Huanuni, Cía. Minera	Barrilla estaño	Q. esp.	22,921	24,046	2,365	—	—	—
	Media barrilla	»	5,133	8,899	517	—	—	—
	Plata	Onzas	847,470	756,259	—	—	—	—
	Cobre	Kgs.	100,829	47,100	—	—	—	—
	Plata, zinc Concentrados	Tons.	4,894	8,385	1,030	—	—	—