

BOLETIN
DE LA
Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

— ♦ —
Presidente
Cárls Besa

N^o 98
Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Aldunate Solar, Cárls
Andrada, Telésforo
Avalos, Cárls G.
Chiapponi, Márcos
Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo
Gallardo González, Manuel
González, José Bruno
Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro

Mandiola, Telésforo
Martinez, Aristides
Pinto, Joaquín N.
Pizarro, Abelardo
Schneider, Julio

Secretario
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

El distrito aurífero de Canutillo, Chile ⁽¹⁾

Las notas siguientes han sido recopiladas mas para dar a conocer el distrito en el público, por ser desconocida hasta ahora por su producción de oro, que con la esperanza de dar informaciones de valor.

El distrito de Canutillo está como a unas 15 millas al sur de la ciudad de Freirina (lat. 28° 50' S. lonj. 70° 75' O.) i contiene nueve vetas principales, todas dentro del radio de una milla; 50 o mas pedimentos se han ubicado en estas vetas, i este artículo trata de preferencia sobre las minas pertenecientes a la Anglo Chilian Exploration Company Limited, en las que se han llevado a cabo la mayor parte de los trabajos de explotación.

Segun todas las probabilidades, las minas fueron explotadas primitivamente por los incas, los que, bajo el reinado de Tupac Yupanqui, conquistaron el país hasta el río Maule en el sur, entre los años 1430 i 1470, e impusieron un tributo anual de oro i cobre, que era remitido por portadores a pié, al Cuzco, la capital Inca del Perú. En el año 1535, poco despues de la conquista española, los rumores de estas remesas, junto con otras supuestas de piedras preciosas, hicieron a Diego de Almagro con 400 soldados explorar hácia el sur, tan léjos cuanto llegaron ántes que él los incas, con la esperanza de descubrir la fuente del precioso metal, que él creía provenir de un solo punto en vez de ser, como se probó des-

(1) Sesiones del Instituto Americano de Ingenieros de Minas.

pues, el conjunto de la producción de innumerables distritos diseminados en todo el país.

El método de extraer el oro usado por los incas o por los indígenas, a quienes obligaban a trabajar, parece haber consistido en extraer el mineral por medio de cuñas de madera dura introducidas a golpes con martillos de piedra; i un omópato humano gastado por su orilla redonda, encontrado en una de las minas, parece haber servido a su segundo propietario como una especie de raspador o pala. Trabajaban cavando pozos muy inclinados hasta llegar a las vetas i formando ángulos de 40° , mas o menos, con la horizontal; alteraban la dirección cada 10 o 20 metros, formando zig-zag, que tienen toscos escalones cortados en el suelo, pero son en jeneral tan angostos que un hombre grande pasa por ellos con dificultad; es, pues, un verdadero misterio la manera cómo sacaban el mineral al exterior, a menos que supongamos que los sacos de cuero o *capachos*, usados aun ahora, fueran mucho mas chicos i acarreados por niños. El mineral de alguna riqueza habia sido todo extraído, con escepcion de pequeños pilares de 6 a 8 pulgadas de diámetro que dejaban a intervalos irregulares para sostener las paredes.

El mineral era triturado en lo que llamaban *marays*, meciendo una gran piedra de superficie inferior lijeramente convexa, sobre el hueco de una piedra casi plana, dándose movimiento a la piedra superior por medio de largos mangos amarrados en su extremo superior. Se usaba agua para ayudar a sacar el mineral triturado, que era echado fuera como desechos, mientras el residuo, que quedaba en la chancadora, era lavado en pequeñas bateas de madera, por el oro que contenia.

Desde la época de la conquista de los incas por los españoles, la explotación de oro en el distrito de Canutillo parece haber cesado por completo hasta el año 1700, mas o menos, época en que revivió la industria bajo el control español; i aunque se siguió con el antiguo sistema de explotación por medio de pozos inclinados o *chiflones*; se introdujeron innumerables mejoras, herramientas de hierro reemplazaron las de madera i de piedra, aunque todo el trabajo se hacia por medio de cuñas, no habiendo huella alguna de perforaciones o de tiros. Se enmaderó tambien la mina, aunque en pequeñas proporciones, usando los árboles achaparrados de los alrededores i a veces se formaban enramadas cubriendo el envigado con zarzas i ramas i echando encima los desperdicios de roca para evitar el tener que llevarlos a la superficie. La extracción del mineral sobre las vigas i el subsiguiente relleno, eran casi siempre hechos a escondidas, porque el objeto principal de las vigas era servir de sosten a las paredes. El trabajo forzado de los indios costaba muy poco, i por este medio la explotación llegó a una profundidad média de 50 metros donde quiera que se encontrara mineral blando oxidado.

Para el tratamiento final, el mineral era llevado a lomo de mula a Freirina i molido en chancadoras chilenas con camas i ruedas de piedra, movidas por fuerza hidráulica del río Huasco, i con una capacidad de cerca de una tonelada por cada 24 horas; sin embargo, parece que no usaban mercurio. El mineral en piritas era irreductible i por esto, en los pocos casos en que se encontraba en la mina es evidente que se suspendia el trabajo. La presencia de agua en las minas

era una dificultad insuperable i el único sistema que se empleaba para extraerla eran cueros de cabra que se llenaban i se sacaban a hombro por los mineros, subiendo por los chiflones hasta la superficie.

El trabajo de las minas parece haber cesado por el año 1815, durante la guerra de la Independencia, talvez a causa del aumento de costo de la mano de obra, recargado por los descubrimientos de plata en Agua Amarga i Huasco, en tal abundancia que llegaron a causar paralización a todas las industrias cercanas. Con escepcion de unas cuantas tentativas aisladas de explotación, en muy pequeña escala, las minas estuvieron completamente abandonadas hasta 1896, año en que la Anglo Chilian Exploration Company inició sus operaciones.

Jeológicamente, este terreno está situado en el extremo sur de una erupción de diorita, de cerca de 30 millas de largo de norte a sur, i estendiéndose desde una distancia extrema de 47 millas del interior a la costa i de ahí hacia el oeste, prolongándose bajo el Océano Pacífico. Esta erupción es semejante a muchas otras que se encuentran a lo largo de la costa.

En jeneral, la roca madre es diorita o afanita, segun las condiciones bajo las que se ha enfriado i cristalizado. Alrededor de Canutillo la forma es toscopiroxeno (anjita) i diorita; la plajioclaste es labradorita con algo de anortita (feldspato triclinico). Jeneralmente hai a la vista diálaje i hornblenda como producto de la anjita, la que cerca de las vetas ha sido convertida enteramente en este último mineral. Donde la forma es afanita se encuentra a menudo epidoto. Hai cuarzo presente en pequeñas cantidades hasta una distancia considerable alrededor del distrito mencionado, pero parece ser secundario i tener un oríjen comun con las vetas. El promedio de porcentaje de sílice es de un 55% aproximadamente.

Como 13 millas por el valle del Huasco arriba i unas 32 millas mas al interior, aparece sienita al traves de la diorita i es probable que ésta corra bajo la diorita en una estension mucho mayor que la visible.

La erupción de las rocas que se han descrito fué parcial o totalmente submarina, i el levantamiento gradual mas reciente ha espuesto a la vista lechos enteros de conchas que están manifiestas desde la línea de la costa hasta varios centenares de piés sobre el nivel del mar. Cerca del contacto de la diorita con la hornblenda esquistosa, al traves de la cual hizo erupción, estas conchas muestran en grados diversos los efectos del calor a que han estado sometidas, segun si se encuentran en contacto con la diorita, caso en que están fundidas en masas sólidas con la arena i existen solo como moldes, o a alguna distancia de ella, en el esquisto i protegidas así de la alta temperatura. Las mas numerosas de estas conchas son:

GASTERÓPODOS. *Cerithium plicatum*, *nassa* i *ficula* (relativamente rara), *turbo*, *galerus*.

LAMELIBRANQUIOS. *Mastra*.

ESPONJAS CALCÁREAS. *Raphidonema* (abundante).

El órden de abundancia en que estos fósiles existen es: *C. plicatum*, *mastra*, *turbo* i *galerus*.

Parece que la erupción no fuera anterior al Cretáceo Superior i probable-

que se han desarrollado, lo que parece indicar que la formación ha tenido lugar en tres o cuatro períodos diversos, de los cuales los tres primeros han depositado principalmente cuarzo, i el último la mayor parte de la calcita. Las exploraciones bajo la zona oxidada no se han llevado aun lo bastante lejos para probar de un modo concluyente cuál de estos depósitos acarreo consigo la mayor parte del mineral de oro, pero en apariencia el último depósito es el mas pobre. Además del cuarzo i calcita, las vetas contienen hierro, arsénico, azufre, cobre (en cantidades muy pequeñas), oro, plata, i huellas muy constantes de manganeso; pero ninguna otra sustancia, al ménos que yo sepa.

Las vetas varían desde unos pocos centímetros hasta 3 metros de amplitud con un promedio de 5 decímetros i tienen ramales a intervalos frecuentes, en jeneral llegan a la veta horizontalmente (por diferencia de inclinación en vez de dirección). Estos ramales aumentan, por lo regular, el oro de la veta a su contacto; pero si se las sigue hacia arriba, alejándose de la veta, se encuentra que se adelgazan hasta trasformarse en meras vetas i disminuye su ley, a medida que aumenta su distancia de la veta principal. En todos los casos las vetas son muy definidas; bajo la región oxidada, a cada lado de la veta la caja tiene un espesor que varía de 0,125 a 3 pulgadas, i consiste en roca descompuesta en forma de una arcilla dura de color pizarra oscuro, en la que se encuentran trozos de cuarzo, que han resistido a la descomposición, i gran número de pequeños cristales de piritas arseniosas.

Por regla jeneral, la cantidad de oro que contiene es considerablemente menor que la del cuarzo adyacente i solo cuando la veta ha dado una ley excepcional en los ensayos, se incluye intencionalmente en el mineral que se tritura. Las paredes muestran signos de alteración por sericitación del feldspato, i el reemplazo de la hornblenda por piritas arseniosas a una distancia de las vetas que varía en proporción a su dureza, pero que está limitada, por lo jeneral, a un metro. En los casos en que hai roca madre encerrada entre la veta i sus ramales, la alteración es mas intensa i a menudo muestra el reemplazo de considerables cantidades de la roca original por cuarzo, casos en que su ley de ensaye puede acercarse a la del mineral de la veta circundante, pero en ningun caso se ha visto que la roca descompuesta de las paredes contenga oro en cantidad suficiente para ser de valor práctico.

En muchos casos, cuando las vetas son angostas i pasan al través de roca muy dura, su ley de oro es pobre, i sucede lo contrario en el caso opuesto, con excepción de gran anchura de la veta que ordinariamente contiene leyes muy inferiores. Las fallas han hecho gran papel en los depósitos originarios de oro; a decir verdad, tan lejos cuanto ha alcanzado la actual exploración bajo la región afectada por el enriquecimiento secundario, se ha visto que el mineral explotable existe exclusivamente en la proximidad de algun plano de falla, i solo en uno de los lados de ésta, donde se encuentra jeneralmente con o cerca de pequeñas cantidades de calcofrita.

Con la desnudación del suelo ha sobrevenido un enriquecimiento secundario bajo las circunstancias mas favorables posibles, lo que puede aplicarse igualmente o en parte, a numerosos distritos en la República entera, i al parecer explica la

antigua idea de que «el oro no existe en profundidades en Chile», según comentarios de Darwin en 1846, aunque en esa época la explicación no fuera tan clara.

Naturalmente en terreno accidentado de esta clase, tanto la extensión de la desnudación como la altura sobre el nivel permanente del agua depende enteramente de la posición de un punto dado, variando esta última en algunas vetas desde doscientos metros en la cima de los cerros para bajar a cantidades negativas cuando las mismas vetas corren al través del fondo de las quebradas más profundas. Tomando por ejemplo una de las vetas más trabajadas con sus afloramientos a 110 metros sobre el nivel de las aguas, la desnudación con referencia a los cerros vecinos, que son de diorita durísima, la que no es probable haya sufrido más que un pequeño desgaste, ha sido aproximadamente de 208 metros. En el afloramiento, la roca madre ha sido enteramente descompuesta, y de las vetas solo quedan pequeñas manchas del cuarzo más sólido, no pudiendo a menudo encontrarse la veta sino por las manchas y la roca madre descompuesta que quedan.

No se encuentra oro en cantidades apreciables a menos de 20 metros de la superficie y aun a esa profundidad solo existe en pequeñas cantidades. Hasta cerca de 40 metros la veta consiste en una masa arcillosa que contiene grandes cantidades de sericita teñida con óxido de hierro hidratado, y pequeñas cantidades de cuarzo duro y compacto; bajo éste se encuentra cuarzo agrietado del cual el hierro ha sido removido tan enteramente que solo quedan ligeras manchas, y en algunos casos dejando tras sí perfectas pseudo formas que muestran las estrías de la pirita que ocupara antes su sitio y de la cual quedan aun en las cavidades porciones del oro que contenía, en forma de pajuelas aglomeradas. Mas abajo todavía, hai cuarzo que contiene pirita descompuesta y pirita arseniosa, las que retienen aun su estructura cristalina aunque ahora privadas de azufre y de arsénico.

En este nivel hace su primera aparición el cobre, en forma de mancha; el oro es aquí más tosco que en los estratos superiores, y el mineral de mucho mejor ley. Continuando hacia abajo, el cobre donde se encuentra, aunque en cantidades ínfimas, va aumentando y aparece en forma de silicato (diopásis) y en manchas ocasionales de carbonato (azurita), la que tiene una mayor proporción de plata que el mineral ordinario. A los 90 metros el cobre que se encuentra es óxido (melanconisa) y descendiendo más aun aparecen rastros de piritas y pirita arseniosa, empezando en la parte menos porosa de las vetas. El mineral oxidado disminuye hasta que a los 120 metros la única transformación debida a las aguas de filtración es la descomposición de la calcita por el ácido sulfúrico que se forma por la descomposición de los sulfuros (piritas) de más arriba, encontrándose señales de esta acción hasta en las mayores profundidades alcanzadas a la fecha. El croquis que se acompaña, figura 2, tomado en ángulo recto a la superficie, se ha elegido para mostrar una larga extensión de veta que no es interrumpida por cruzamientos o fallas. Las leyes de oro que en él se dan han sido tomadas de un promedio de centenares de ensayos, y muestran el aumento regular del valor del mineral desde la superficie hasta un punto donde pueda esperarse razonablemente que se depositen la mayor parte de los sedimentos de las soluciones descendentes, y des-

de este punto decrece uniformemente hasta llegar a la lei orijinal del mineral, que, a juzgar por la esperiencia, permanece jeneral i constante.

En mi opinion, bajo las circunstancias estremadamente favorables al enriquecimiento secundario por la desnudacion rápida i estensa, con el agua suficiente para

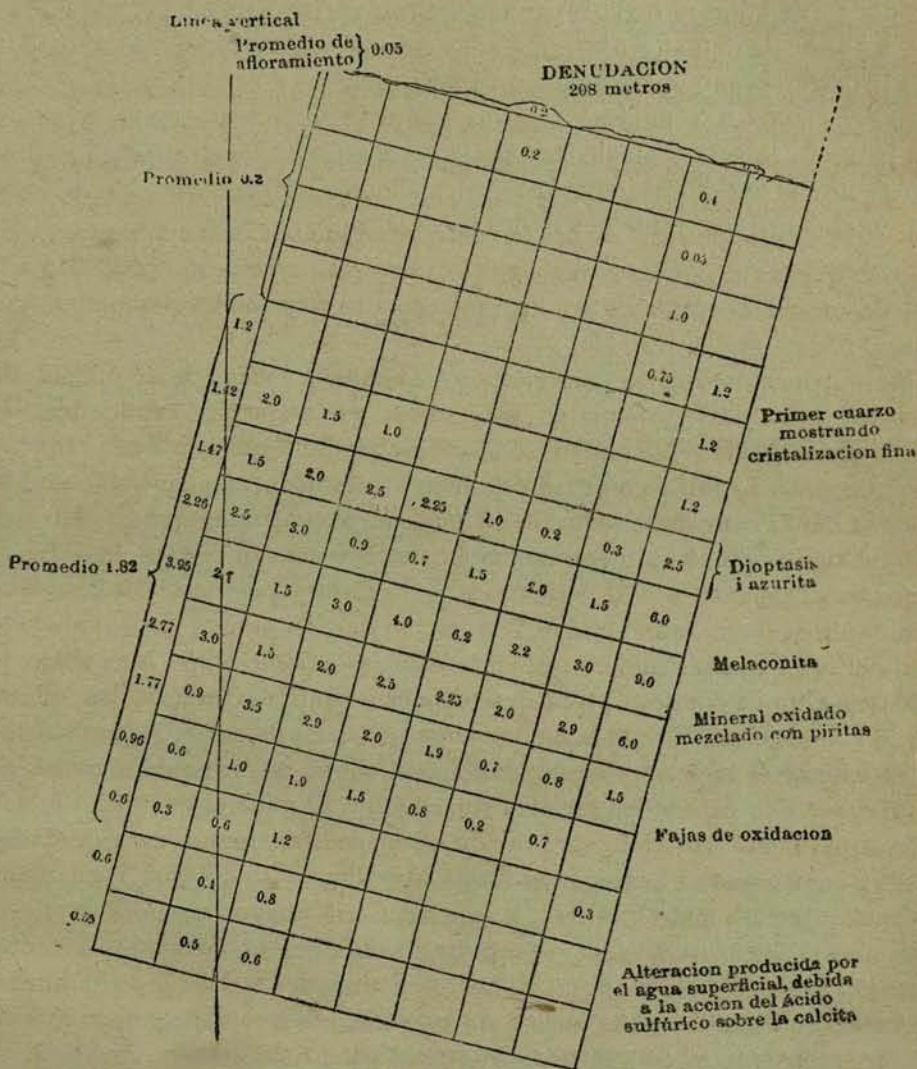


FIG. 2

NOTA.—Cada seccion corresponde a un área de 10 metros cuadrados, i los números incluidos representan la lei de oro en partes proporcionales por cada 100.000:
 Seccion de la veta Perseverancia en Canutillo, Chile.

producir una lenta filtracion al traves del suelo, el oro que existia en la veta en una proporcion de 0,55 partes por 100,000, ha sido disuelto de la porcion desnudada de la veta casi por completo, probablemente por el ácido sulfúrico librado de las piritas descompuestas al actuar sobre los cloruros presentes, principalmente

en forma de sal comun, i ayudadas por la presencia de manganeso; i, como las paredes son prácticamente impermeables para el agua, las soluciones se han filtrado casi enteramente al traves de la veta misma, siguiendo su curso i precipitando el oro en los niveles inferiores donde existian sustancias apropiadas; habiendo estas filtraciones procedido con mas rapidez o tenido lugar algun tiempo ántes de la desnudacion de la superficie del suelo. De esta manera puede esplicarse la presencia de pequeñas cantidades de oro en los afloramientos i el hecho de no haberse encontrado oro aluvial en las quebradas escepto, como rastros, aunque se han efectuado sondajes en varios puntos favorables. Además, partiendo de la base que la veta orijinal se estendia de la actual rejion inalterada hasta 208 metros sobre el afloramiento (fig. 2) i calculando la concentracion que ha tenido lugar, se obtienen los resultados dados en la tabla I.

TABLA I

DISTRIBUCION ORIJINAL I ACTUAL DEL ORO EN EL DISTRITO DE CANUTILLO

VETA ORIJINAL	Altura	Largo	Es-pesor	Volúmen	Peso específico	Peso	Lei de oro	Total de oro contenido
	metros	metros	metros	metros cúbicos		toneladas métricas	Partes por 100 000	Kilógrs.
	338	80	0,416	11,248	2,6	20,244	0,55	160,842
Desnudado de la superficie despues de la filtracion.....	208	80	0,416	6,922	2,6	17,997	0,05	8,998
Parte disuelta i arrastrada de la veta.....	40	80	0,416	1,331	2,0	2,662	0,20	5,324
Parte enriquecida de la veta....	90	80	0,416	2,995	2,6	7,787	1,82	141,643
Diferencia que no se encuentra.	4,877
TOTAL..								160,842

Parece tambien probable, que continuando la filtracion del oro, el cuarzo mismo haya sido descompuesto, escepto en las partes en que se encontraba en masas sólidas, porque rara vez muestran los afloramientos mas que una pequeña fraccion de la cantidad de cuarzo que existe a los 40 metros o a mayor profundidad. La ausencia de todo cuarzo con escepcion del compacto, tanto cerca de los afloramientos como suelto, no parece esplicarse de otro modo, i su descomposicion es mui plausible si se toma en consideracion el carácter altamente alcalino de las aguas de la superficie.

La extraccion del mineral no presenta faces de interes; el suelo es bueno, i los pozos i galerías en las vetas no requieren sino una lijera enmaderacion, gracias a la ausencia de inflaciones o tension. La cantidad de agua en los planes inferiores es un poco mas que la suficiente para mantener el suelo saturado, i en

(*) Perdido en la parte desnudada.

los planes superiores es un poco menos. El mineral es estraido con laboreo a mano i por lo jeneral la roca que cae es suficiente para rellenar el espacio inútil a medida que se profundizan las excavaciones.

El mineral es escojido en las canchas de la mina i mandado al trapiche. De la cancha del trapiche las piedras son pasadas por una chancadora Blake de 10 \times 8 pulgadas, arreglada para triturar a 2 pulgadas i caen en una caja colocada debajo i que sirve para la alimentacion comun de tres chancadoras (bocartes) a vapor, Tremain. Describimos estas máquinas, pero, como la mayor parte de las trituradoras i chancadoras que se han inventado para mejorar la antigua chancadora por gravedad, quedan mui atras de ella en la trituracion i amalgamacion de minerales de oro. El cilindro de vapor estando directamente

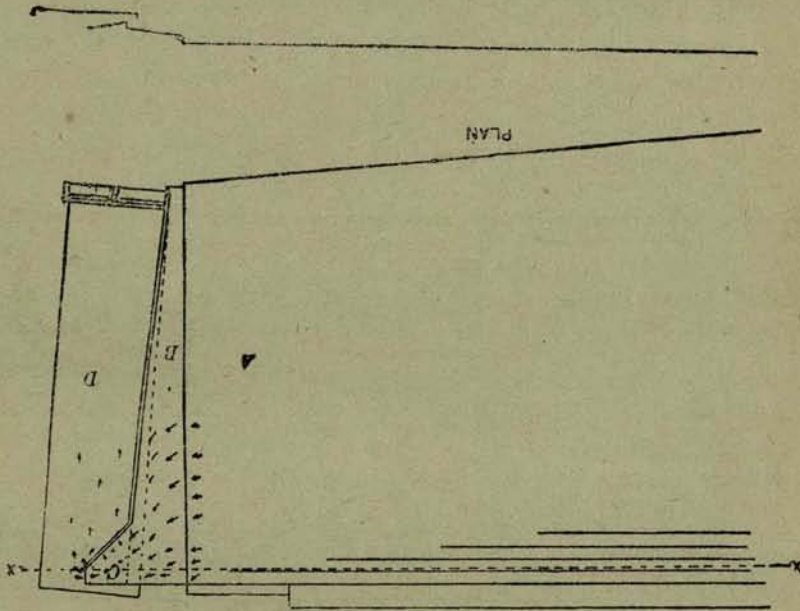


FIG. 3

NOTAS —A. Mesa Wilfley.—Extremo de concentracion. (Plano).—B. Plancha de amalgacion, declive hácia afuera i al extremo de descarga.—C. Plancha en forma de pala cuyo movimiento une partículas de mercurio.—D. Plancha independiente bajo la descarga en C.—E. Baño de mercurio.

Sistema de mesa, planchas i baños de mercurio en el trapiche de Canutillo, Chile.

encima de las cajas de los morteros deja escapar aceite entre la tapa de las cajas de estopadura, aceite que cae al mortero, a menos que se tomen muchas precauciones, i aun entónces caen pequeñas cantidades. Como la jeneralidad de las máquinas de válvulas de vapor directo, están sujetas a paradas repentinas i a veces por causas tan insignificantes, que solo despues de minuciosa revision puede descubrirse el obstáculo, desventaja que es agravada en el caso de la chancadora, por las vibraciones a que está continuamente sujeta. Mas importante que todo, sin embargo, es su consumo excesivamente grande de vapor, llegando el total para el trapiche, a una tonelada de carbon de primera calidad por cada 7 toneladas de mineral triturado; incluyendo la cantidad necesaria para hacer trabajar la chancadora, para la bomba de agua i para el concentrador de mineral. El

vapor es condensado i vuelto caliente a un caldero Cornish que da abasto a la planta de trituracion.

Las cajas de los morteros tienen planchas traseras i labiales, fijadas al esterior inmediatamente bajo el tamiz. Se agrega mercurio en cantidades que varían, según la riqueza del mineral, siendo el promedio de 60 gramos por cada 24 horas. Se usa un tamiz de acero de 30 mallas i la descarga se mantiene a cuatro pulgadas sobre los dados; en estas condiciones cada batería de dos pilones tritura 10 toneladas por cada 24 horas.

De las planchas labiales la pulpa pasa a través de un baño de mercurio de una pulgada de alto. Al través del baño hai una tabla central que hace que la pulpa se sumerja bajo la superficie, sirviendo así como un distribuidor de las descargas de frente i laterales de los morteros de las planchas, las que tienen ocho piés de largo por 4 de ancho i con una caída de 1,25 pulgada por pié. Mas allá de las planchas hai baños semejantes al primero, seguidos de una mesa Wilfley que tiene a su cabecera o extremo de concentración un sistema de planchas i baño. Después de caer del extremo de la mesa la masa concentrada pasa sobre estas planchas i baños adicionales i da una economía de 7,08% de la pérdida total de mercurio (que llega a 0,0325 kilogramo por tonelada de oro triturado, i 0,68% del total del oro que contiene el mineral) en formado amalgama.

El metal concentrado, que es el 1,4% del total de mineral triturado se vende para ser fundido. Los residuos del concentrador pasan por una caja de clarificación i son arrojados a la quebrada por si hubiere que aprovecharlos en el porvenir, i el agua clarificada es vuelta a la batería. La distribución média de amalgama es como sigue: plancha trasera, 8; alrededor de los dados, 15; planchas labiales del frente i laterales, 42,3; baños, 20; planchas delanteras, 12; planchas del concentrador i baño, 2,7; total, 100%.

Estas cifras demuestran cómo solo un total de 23% es tomado dentro de la batería; esta pequeña proporción se debe a los rápidos golpes (160 cada uno por minuto) i la violenta agitación consiguiente dentro de los morteros lo que explica hasta cierto punto el gran consumo de mercurio debido a la pulverización que éste sufre. La cantidad de oro que rinde la amalgama varía grandemente, siendo mayor en las de los baños i delanteras; además, el rendimiento total varía según la condición física del oro, si es comparativamente de grano tosco, como sucede en los minerales ricos, o fino, como en los minerales pobres. El rendimiento medio jeneral de oro en barra es de un 40% de la amalgama sometida al tratamiento. La composición del lingote es aproximadamente de 830 de fino en oro, i 115 de fino en plata, siendo el resto principalmente cobre.

En realidad, todo el oro está libre i se amalgama fácilmente; aun si se encuentran piritas en cantidad considerable, una molienda fina i un lavado cuidadoso en batea del mineral pondrán el metal a descubierto en proporción hasta 0,3 onza por tonelada o mas. El oro, sin embargo, no es de grano grueso sino en las piedras muy ricas, porque es raro encontrar granos metálicos que no pasen por un tamiz de 100 mallas de minerales de lei de hasta una onza por tonelada. Se encuentra plata en el mineral en proporción de cerca de una parte de plata por cada tres de oro, pero solo una pequeña parte de ella está aleada con este

metal, el que separado solo por medio del lavado, da una lei superior a 95% de oro.

Inmediatamente debajo de la descarga de la chancadora Blake hai colocada una máquina saca-muestras, la que consiste prácticamente en una pequeña correa elevadora, movida por el eje de trasmision de la chancadora, colocada casi horizontal i que lleva dos pequeños capachos elevadores arreglados de modo que pasen bajo la apertura de descarga i vuelquen despues su contenido en un cajon colocado detras de la chancadora; la polea está lo bastante léjos para que el mineral que cae no toque la correa pero pueda ser tomado por los capachos que sacan un 0,3% de la cantidad total de mineral chancado. Las muestras se recojen, cuidando de separar el producto de cada mina. Al fin del mes estas muestras son trituradas a mano i partidas en pedazos convenientes para los saquillos de muestra i el procedimiento se repite teniendo así dobles muestras de cada lote chancado por la máquina. Los pequeños lotes de mineral rico son pesados, quebrados i distribuidos en diversas muestras, i ensayadas éstas por separado, tomándose estas precauciones para impedir que el oro grueso altere los ensayes agregados a la masa jeneral.

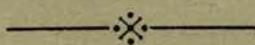
Los relaves, despues de salir del concentrador i ántes de entrar en la clarificadora, pasan por un saca-muestras tipo Lamb que está continuamente en trabajo, i la recoleccion de cada dos dias de trabajo de la máquina se ensaya por separado.

El metal concentrado i en lingotés es pesado, se sacan muestras i se ensayan, i por este medio se lleva un control del trabajo del molino, el que hasta la fecha ha sido enteramente satisfactorio, balanceando el oro contenido en el mineral triturado, el de los lingotes, concentrados i relaves, con diferencias alrededor de 0,5%. La diferencia se muestra jeneral i persistentemente como un pequeño exceso de oro, lo que es algo difícil de esplicarse.

Los resultados de la amalgamacion, tomados en unas 8.000 toneladas de mineral molido, son los siguientes:

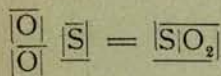
TONELADAS MÉTRICAS	Fino — Total del oro contenido	Fino — Oro en barra	Estraccion
Mineral molido..... 8.257,016	Kilos 180.492	Kilos 151.550	= 83,96%
Concentrado producido..... 116,309	8,530	= 4,72 »
Estraccion total.....	= 88,68 »

SYDNEY H. LORAM
Ingeniero de Minas

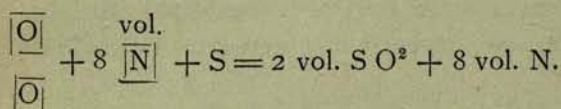


Nociones sobre el dióxido ($S O_2$) i trióxido ($S O_3$) de azufre. La fabricacion del monohidrato ($H_2 S O_4$) de ácido sulfúrico en Guayacán i su empleo en las industrias.

Quemando azufre en contacto del aire se forma un gas sin color i de olor penetrante. Dos volúmenes de oxígeno se han reunido con uno de azufre para dar dos de ácido sulfuroso.



En la atmósfera se encuentran cuatro volúmenes de nitrógeno por uno de oxígeno.



Así se ve que el gas que resulta contiene 20% de ácido sulfuroso ($S O_2$). Jeneralmente se obtiene este gas como producto secundario durante la calcinacion de metales azufrados.

La trasformacion de la pirita por calcinacion se puede considerar como sigue: $2 Fe S_2 + 11 O = Fe_2 O_3 + 4 S O_2$.

Los 11 volúmenes de oxígeno se reparten así: 3 van al hierro i 8 al azufre; entónces resultarán 8 volúmenes de ácido sulfuroso.

El nitrógeno del aire, naturalmente, dificulta en parte la formacion del ácido sulfuroso, porque a 11 volúmenes de oxígeno corresponden 44 de nitrógeno. Los gases, productos de la calcina, deben componerse entonces de 8 volúmenes de $S O_2$ i 44 volúmenes de nitrógeno, o sean, 15,38% $S O_2$ sobre el total.

Un resultado semejante daria un eje de cobre puro: $Cu_2 S + 4 O = 2 Cu O + S O_2$.

De este modo se ven que cuatro volúmenes de oxígeno están acompañados de 16 volúmenes de nitrógeno. Dos volúmenes de oxígeno entran en combinacion con el cobre; los otros dos con el azufre i dan dos volúmenes de ácido sulfuroso.

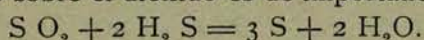
El gas, consta entónces, de 18 volúmenes de $S O_2$ igual a 11,11%. En realidad, nunca se alcanzan esas cantidades teóricamente, pues una parte del azufre será siempre oxidado hasta formar $S O_3$, que queda con los óxidos de los metales, formando sulfatos.

El dióxido de azufre no obedece bien a las leyes naturales de los gases i de este hecho podemos deducir que no es un gas verdadero, sino un vapor que se encuentra ya a una temperatura de 0° en un punto de condensacion. El dióxido gaseoso a una alta presion es mas compresible, que lo que corresponde a la lei

de Boyle. Para su condensacion necesita un fuerte enfriamiento a la presion ordinaria i se tiene entónces un líquido sin color i mui movible, que tiene una densidad mas alta que la del agua i el cual hierve a ménos 10.° Celsius, que evaporado en el vacío se trasforma en una masa cristalina. Su punto de conjelacion está a la temperatura máxima de—76.° Celsius. Tambien necesita una presion de 3 atmóferas a la temperatura ordinaria, para su condensacion.

Como un hecho digno de notarse podemos considerar que el dióxido es capaz tanto de aprovechar el oxígeno como de producirlo.

Bajo ciertas condiciones i en presencia del platino, el dióxido toma mas oxígeno del aire i forma el trióxido; por otro lado, elementos poderosos de reduccion pueden quitar oxígeno al dióxido i a este respecto, la reaccion del hidrógeno sulfurado sobre el dióxido es de importancia:



El dióxido se disuelve mui fácilmente en el agua: un litro de agua, a la temperatura ordinaria, es capaz de absorber 40 litros de gas sulfuroso. No es inflamable, ni alimenta la combustion, i por esta causa, es empleado para extinguir el fuego. Como el dióxido no contiene hidrógeno no se le puede conceder el caracter de un óxido; pero éste se forma por reaccion con el agua, en la cual está disuelto.

En caso de neutralizarse semejante solucion con bases, por ejemplo, Na HO o bien K OH o Ca (OH)₂ i de evaporarse la solucion, se formarán sales de la fórmula siguiente:

Na₂ S O₃ o K₂ S O₃, cuyo hidrógeno ha sido reemplazado por una cantidad equivalente de metal. Si se reemplazan los dos átomos de hidrógeno por una cantidad equivalente de metal, entónces resultan sulfitos neutros, como Na₂ S O₃, K₂ S O₃ ó Ca S O₃, etc.; pero si se reemplaza solamente un átomo de hidrógeno, se forman los sulfitos ácidos, como por ejemplo, KHSO₃, (monokalium sulfito o kalium di sulfito).

El primero que preparó ácido sulfuroso líquido en cierta cantidad fué Raoul Pictet, en Jinebra. El hacia correr un hilo o filete delgado de ácido sulfúrico sobre azufre fundido i mantenido a la temperatura de 400 grados de calor.

$2 H_2 S O_4 + S = 3 S O_2 + 2 H_2 O$. El gas obtenido se enfriaba i como estaba puro i seco se condensaba en seguida por medio de una bomba, hasta liquidarlo.

El método de Pictet no pudo sostenerse en la práctica por largo tiempo, lo mismo que otros, por ejemplo los procedimientos de Hart i de Ford. El primero de éstos consistia en producir S O₂ calentando piritas de fierro con ácido sulfúrico concentrado i el otro quemando azufre en aire seco. Pero siempre se han producido solo pequeñas cantidades de gas ácido sulfuroso con tal o cual proceso químico, condensándole despues por enfriamiento o presion en un líquido. Pero últimamente han encontrado los técnicos Hanisch i Schroeder, de Silesia, un procedimiento que permite trabajar en mayor escala i que está actualmente en práctica en varias fábricas instaladas en Alemania.

Lo principal del procedimiento consiste en la manera cómo proceden sus inventores para privar a los gases que resultan durante la calcinacion de metales

azufrados en hornos de muflas del dióxido por absorcion en agua fria i espulsarle de esta solucion ácida por medio del calor i recibirle así en una forma pura i concentrada, solamente mezclado con vapor de agua, del cual es fácil librarle por refrigeracion i sequedad.

El gas espulsado llega a una bomba de compresion, donde es condensado al estado de dióxido líquido bajo la accion del frio.

En grande escala se puede ver este proceso en Hamborn, Alemania, donde producen diariamente 15 toneladas de ácido sulfuroso líquido i de aquí lo mandan en cilindros de fierro i acero a todas partes del mundo, donde la técnica i la industria lo necesitan.

Una de las mas antiguas aplicaciones del ácido sulfuroso obtenido quemando azufre, era como medio antiséptico o desinfectante; ya en la famosa obra de Homero, la Odisea, encontramos mencionado que el fuego i el azufre pueden espeler humos perjudiciales.

Esta reaccion del dióxido que detiene cierto proceso de fermentacion i putrefaccion tiene mucha aplicacion en la vida práctica. Se usa en varias formas: como gas, o disuelto en agua i en forma de sales ácidas para conservar vino, cerveza, lúpulo, frutas, legumbres, jugos de la caña de azúcar i la betarraga, carne; i para desinfectar ropa i habitaciones, tiene uso en la medicina.

La aplicacion del dióxido gaseoso para saturar el jugo de azúcar está, hoi dia, jeneralmente, en uso; sin embargo, muchos industriales emplean una mezcla de CO^2 i SO^2 La accion del dióxido no es solamente igual a la del CO^2 que precipitan la cal del jugo como sulfato i carbonato de cal respectivamente; sino que, ademas, el dióxido obra tambien de una manera antiséptica i descolorante. En la industria de tejidos e hilados se aplica este gas en varias formas, especialmente para lanas, seda, paja, etc., como un reactivo, blanqueador. El dióxido, como el cloro, obra solamente en presencia del agua, pero los procesos químicos que se desarrollan durante el blanqueamiento, son mui diferentes.

El efecto oxidante del cloro proviene de la reaccion con el agua, resultando oxijeno en su forma mas activa, al estado naciente. La propiedad descolorante del ácido sulfuroso no es todavía conocida exactamente. Algunos creen que se trata solamente de un proceso mecánico; otros, dicen que se forma una combinacion química entre el dióxido i la materia colorante de las fibras del tejido.

El dióxido líquido se aplica con frecuencia a la fabricacion del hielo. Raoul Pictet fué el primero que construyó máquinas apropiadas para este objeto. Tambien se usa para disolver ciertas materias orgánicas, como grasa i aceites. Un empleo mas estenso ha encontrado últimamente el dióxido en la fabricacion de la celulosa pura, para producir papel de madera i en la metalurjia del teluro, selenio, yodo, oro i cobre.

La mayor parte del ácido sulfuroso producido sirve, ademas, principalmente, para fabricar ácido sulfúrico, en sus diferentes manifestaciones i especialmente para fabricar ácido comercial en cámaras de plomo (sistema antiguo) i por el medio catalítico (sistema moderno). Los principales paises que producen este ácido son: Inglaterra, Alemania, Estados Unidos de Norte América i Francia. La produccion de estos paises alcanza, hoi dia, mas o ménos, a 3 millones de toneladas

métricas. Talvez 1 millon mas producen otros paises, como Italia, Béljica, Austria, Rusia, Japon, etc. Los productores mas nuevos en América son Méjico i Chile.

Las primeras cámaras de plomo fueron establecidas en Birmingham i en Prestompans por el Doctor Roebuck, el año 1746. Cuarenta años despues existian solamente en Glasgow 8 fábricas i los gastos de produccion alcanzaron en este tiempo a £ 32 por tonelada i el precio de venta era de £ 54.

Es mui probable que el ácido sulfúrico fuese conocido ya por el árabe Geber, que habla del «spiritus» que se deja espeler del alumbre i vitriolo verde, el cual posee poder solvente.

Alberto Magno (1193-1280) lo designa con el nombre de «Spiritus vitriolo Romani» i tambien usaba el nombre de «sulphur philosophorum».

A principios del siglo XVII hizo Anjelus Sala la observacion de que se forma ácido sulfúrico quemando azufre en vasos húmedos. Cerca del año 1640, Lefevre i Léméry recomendaron agregar al azufre un poco de nitrato para auxiliar la combustion. Esta proposicion fué descrita por Basilius Valentinus, pero solamente desde Lavoisier se conoce su composicion exacta. Sobre esta base estableció Ward, en Richmond, cerca de Londres, en 1740, una fábrica de ácido sulfúrico.

Ward inflamaba una mezcla de azufre i nitrato en cápsulas de fierro i recibia los humos en recipientes de vidrio, que contenian un poco de agua, los cuales tenian una capacidad hasta de 300 litros. Tan pronto como el agua estaba saturada con los humos, se concentraba este ácido débil en vasos de vidrio. A pesar de la imperfeccion de este procedimiento debemos considerarle como punto de partida de la actual industria. Este modo de proceder rebajó considerablemente el precio del ácido.

El precio del ácido vitriolico o aceite de vitriolo, que importaba ántes 80 shillings por kilo, bajó a 4 1/2 por kilo.

La primera reforma de este procedimiento se debe a la Follie año 1774 en que introdujo vapores de agua en las cámaras, durante la combustion del azufre. En el año 1793, Clement i Désormes demostraron que el consumo de nitrato disminuye considerablemente si se hace pasar una corriente de aire al traves de las cámaras.

Ellos mostraron que la oxidacion del ácido sulfuroso se hace en su mayor parte a espensas del oxígeno del aire i que el nitrato no hace nada mas que el papel de mediador entre el dióxido de azufre i el oxígeno del aire.

Estas modificaciones hicieron necesario el empleo de varias cámaras conectadas unas tras otras i así se hizo en 1807, en Saint Rollox, la primera fábrica moderna de ácido sulfúrico.

Las cámaras eran, sin embargo, alimentadas de una manera discontinua i así por cada quintal de azufre resultaba solamente un quintal i medio de ácido, mas o ménos la mitad del rendimiento actual. La introduccion de la combustion continua de azufre se atribuye a Jean Holker, en 1810. En todo caso, se sabe con seguridad que en Saint Rollox, cerca de Glasgow, se empleaba el sistema continuo en 1814. En el año 1826, valia en Dresde Alemania, 2 marcos el kilo de ácido.

Gay Lussac propuso en 1827 reemplazar el nitrato por ácido nítrico e inventó su notable aparato para absorber los vapores nitrosos sobrantes por medio del ácido sulfúrico concentrado: $2 \text{H}_2 \text{S O}_4 + \text{N O} + \text{N O}_2 = 2 \text{S O}_2 (\text{NO}_2) \text{OH} + \text{H}_2 \text{O}$; pero hasta antes del año 1835 tuvo oportunidad de introducir su aparato en Chauny.

Hasta entónces se usaba exclusivamente azufre de Sicilia para la fabricacion de ácido sulfúrico. Pero, cuando el Gobierno de Napoleon monopolizó en Sicilia, el año 1838, la explotación de azufre, subió su precio de 12 1/2 a 35 francos los 100 kilos; entónces los fabricantes se vieron obligados a buscar otro modo de producir el dióxido i trataron de utilizar el azufre de piritas. Los primeros ensayos en este sentido fueron hechos por Perrent en Lyon, en 1832; i solamente desde 1839 los usaron en Inglaterra i en 1840 en Alemania en grande escala.

Un notable mejoramiento esperimentó esta industria en 1859, cuando John Glover recomendó levantar el ácido concentrado, que ha absorbido los gases nitrosos en el aparato de Gay Lussac, a una torre donde entra en contacto con los gases calientes de la calcina i con vapor de agua: $2 \text{S O}_2 \text{ OHNO}_2 + \text{S O}_2 + 2 \text{H}_2 \text{O} = 3 \text{H}_2 \text{S O}_4 + 2 \text{NO}$, quedando libre el óxido nítrico, el que es llevado a las cámaras de plomo, donde obra de nuevo como interventor para formar ácido sulfúrico.

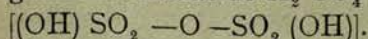
En este estado encontramos la labricacion del ácido sulfúrico ingles hasta hoi dia i todas las mejoras que se han hecho despues se refieren principalmente a la purificacion i concentracion del ácido de las cámaras.

El ácido sulfúrico puro, $\text{H}_2 \text{S O}_4$, ántes llamado «monohidratado» es un líquido claro i aceitoso de 1,854 peso específico a 0° C. A la temperatura ordinaria no esparce humos; pero calentándole a 30° C hasta 40° principia la disociacion en anhídrido (SO_3) i agua.

El ácido sulfúrico, $\text{H}_2 \text{S O}_4$, contiene 81,63% de SO_3 i 18,37% de $\text{H}_2 \text{O}$ i se encuentra en la industria mezclado solamente con agua.

Fuera de este ácido ordinario o ingles, en sus diferentes grados de pureza i concentracion i de una densidad de 1,56 hasta 1,84 (52° hasta 66° Beaumé), conoce el comercio otras formas de ácido sulfúrico: primero, el ácido fumante o aceite de vitriolo de Nordhausen, con una densidad de 1,85 hasta 1,90; i segundo el anhídrido, sal *volatile vitrioli* de los antiguos, el trióxido en estado sólido.

El ácido fumante es de color pardo, que contiene 83,13% hasta 83,48% de SO_3 i debemos considerarle como una disolucion de anhídrido i (SO_3) en ácido sulfúrico ($\text{H}_2 \text{S O}_4$). Despide humo al aire, porque el anhídrido se volatiliza un poco i forma con la humedad de la atmósfera neblinas de $\text{H}_2 \text{S O}_4$. A 0° C. se separan en los cristales de una composicion $\text{H}_2 \text{S}_2 \text{O}_7$, ácido piro-sulfuroso, formado por iguales moléculas de $\text{H}_2 \text{S O}_4$ i SO_3 .



Esta combinacion química se funde a 35 grados i se trasforma otra vez en SO_3 i $\text{H}_2 \text{S O}_4$. Por esta razon podemos considerar tambien el ácido fumante, a una temperatura baja, como una disolucion de piroácido en monohidrato; pero eso no lo podemos pensar si la temperatura es mas elevada; entónces consideramos el ácido fumante como una disolucion de anhídrido en monohidrato. Como el

Trióxido (SO_3) se funde a 20 grados i hierve a 35° C., mientras que el monohidrato lo hace solamente a 338 grados C.; es posible sacar el trióxido del ácido fumante, por destilacion.

Antes era el único ácido del comercio i se le producía por sulfatos descomponibles al calor en aceite de vitriolo i en óxido metálico sólido. Los principales sulfatos de esta clase son el vitriolo verde ($\text{Fe SO}_4 + 7 \text{ aq}$) bisulfito (Na. HSO_4).

Ya en el siglo XVI habrían producido este ácido fumante en Bohemia, Sajonia, i Harz, en grande escala, por este procedimiento.

Durante los siglos XVII i XVIII se ha desarrollado esta industria, especialmente en Bohemia, a causa de las baraturas de los materiales i combustibles. Así el fabricante Starck é hijo han tenido monopolizado este negocio i todavía en el año 1877 han lanzado estos fabricantes al mercado en latas soldadas un ácido sólido que contenía 40 hasta 45% de SO_3 que se puede considerar como piroácido puro en estado sólido.

Por este tiempo se ocupaba el profesor Clement Winkler, en Freiberg, en la síntesis del anhídrido i poco tiempo despues sus demostraciones se hacían prácticas i el monopolio de la firma Starck é hijo en Bohemia fué roto.

Winkler demostró que el ácido sulfuroso i el oxígeno se reúnen en forma de trióxido ($\text{SO}_2 + \text{O} = \text{SO}_3$), si ámbos son conducidos sobre musgo de platina, o asbertto platinado calentado. Aparentemente la reacción química durante este proceso es tan fácil como interesante; pues si la reacción entre SO_2 i O va muy despacio, bajo circunstancias ordinarias, se acelera considerablemente por la presencia de la platina.

Con una cantidad relativamente pequeña de platina se pueden transformar ilimitadas cantidades de SO_2 i O en SO_3 , sin causar ninguna alteración en la platina. Berzelius ha observado repetidas veces que dicho proceso químico depende de los componentes que verifican las reacciones puestos en contacto con algun cuerpo, cuya presencia solo basta para verificarlos, acelerando el procedimiento.

La causa de este fenómeno él la llamaba «Fuerza catalítica» i el naturalista Mitscherlich, que estudió este mismo asunto, la dió el nombre de «sustancia de contacto». También el sistema de las cámaras de plomo consiste en el empleo de una sustancia catalítica, del ácido nítrico o mejor dicho del ácido hiponitroso (NO): $3 \text{ SO}_2 + 3 \text{ O} + 3 \text{ H}_2 \text{ O} + 2 \text{ NO} = 3 \text{ H}_2 \text{ SO}_4 + 2 \text{ NO}$.

Hai también otros modos de preparar el ácido sulfúrico por la descomposición de los hipocloritos por medio de sales mímiales de cobalto en acción catalítica del bióxido de hidrógeno, por óxidos metálicos, etc.

Hoy día se conocen muchas sustancias que favorecen la reunión del dióxido de azufre con el oxígeno i se cree que esta consiste en parte en una acción puramente catalítica, como en el caso de los metales preciosos i el cuarzo; o en parte por una transformación intermedia de sulfatos, los que se descomponen fácilmente con el calor. Los cuerpos que ahora demuestran tener un efecto semejante son: platina, oro, plata, paladio, iridio, hierro, cuarzo, polvo de vidrio, greda quemada, ladrillo, piedra pómez i los óxidos de hierro, cobre, cromo, manganeso, vanadio i cobalto.

De todas las sustancias catalíticas conocidas es la platina la que tiene una acción más completa i enérgica. Winkler condujo la mezcla de los dos gases «dióxido i oxígeno», que obtuvo por descomposición de ácido sulfúrico fuerte sobre ladrillos refractarios calientes... (Déville & Débray) ($2 \text{ H}_2 \text{ SO}_4 = 2 \text{ H}_2 \text{ O} + 2 \text{ SO}_2 + 2 \text{ O}$) i secando los gases escapados, dejaba absorber el trióxido formado por ácido sulfúrico concentrado de 66 grados Beaumé. Al principio tropezó en Freiberg con muchas dificultades en poner estas ideas en práctica; pero, poco a poco, se vencieron las dificultades.

En la transformación del dióxido i oxígeno a trióxido se desarrolla, como es conocido, una gran cantidad de calor, dado por la siguiente reacción: $\text{SO}_2 + \text{O} = \text{SO}_3 + 32^{20}$ calorías.

Como se ejecuta la reacción entre SO i O solamente a una temperatura elevada, es preciso calentar la mezcla de los gases antes que se pongan en contacto con la sustancia catalítica. El proceso químico empieza a la temperatura que la esponja o el asbeto platinado se enrojece. A este calor se agrega todavía el calor de la combinación química i bajo ciertas circunstancias se puede elevar mucho la temperatura, lo que no conviene, porque a una alta temperatura ocurre que el trióxido formado (SO_3) se descompone en sus elementos SO_2 i O . Aunque vemos diariamente este procedimiento catalítico desarrollarse en varias fábricas i ya por algún tiempo, no sabemos todavía exactamente de que manera la catalisis obra.

Ahora se cree que el Katalizador se encuentra siempre después del éxito del proceso, en el mismo estado i en la misma cantidad que antes, que solo se trata de una aceleración en la velocidad de la reacción.

Ostwald supone, por esta razón, que las sustancias catalíticas obran como una sustancia lubricante, por lo cual el movimiento de una máquina se puede hacer más activo.

Aunque otros naturalistas, antes que Winkler, como Davy, Plattner, Phillips, etc., han conocido ya la fuerza catalítica, fué, sin embargo, su trabajo el que dió impulsos para fundar la primera fábrica de trióxido i toda la industria química ha reconocido sus méritos i hasta hoy día se hacen todos los trabajos de este ramo que siguieron sobre sus conocidas i famosas publicaciones, así también los procedimientos de Hochst, Stolberg, Ludvigshafen, Hamborn, etc. Las grandes fábricas se diferencian unas de otras en el empleo de distintas masas de contacto, i en el arreglo de los aparatos. El procedimiento catalítico no está solamente en uso en Alemania sino también hace tiempo que ha traspasado los límites alemanes; fábricas que producen ácido comercial por este método, se encuentran en actividad en Bélgica, Francia, Rusia, Norte-América, Méjico i Chile.

La industria del ácido sulfúrico se halla en este tiempo en completa revolución i con el tiempo el proceso inglés de las «cámaras de plomo» tendrá que ceder su lugar al «proceso catalítico», que se puede llamar con justicia el proceso alemán.

Hace años se han calcinado aquí ejes de cobre en hornos de reverbero sin utilizar los gases sulfurosos. Hasta el año 1902 se ha importado el ácido sulfúrico que consumía el país. Como los recargos de derecho de importación i

de los fletes aumentaban el precio considerablemente, pedían por el kilo 24 a 28 centavos; el consumo anual llegó apenas a 400 toneladas. Con un precio tan alto nadie pensó utilizar este ácido para extraer cobre de metales pobres i el consumo principal resultó por la fábrica de fierro galvanizado, aguas gaseosas, refinaduras de azúcar, curtidurías, Casa de Moneda, etc. Era fácil prever que el consumo de ácido subiría mucho si se bajara el precio, porque la abundancia de metales pobres de cobre en Chile es conocida. Estos depósitos en forma de manto e impregnaciones (Stockwerck) se hallan en todas partes de la República, por ejemplo en Copaquire, Chuquicamata, Antofagasta, Copiapó, Serena, Almendral Panulcillo, Andacollo, Caldera, Carrizal, Chañaral, Paposo, cerca de Valparaíso i Santiago, en las Condes, etc., los que prometen entregar una inmensa cantidad de metales óxidos de cobre con ganga cuarzosa, principalmente, que contiene, en término medio, de 3 a 5% de cobre i que se dejaría explotar barato a causa de su abundancia. Estos metales no han tenido hasta hoy día un valor comercial, pues el beneficio con ácido de 24 centavos el kilo no puede ser negocio i la ley baja en cobre no es suficiente para pagar gastos de fundición i además que los gastos de transporte son jeneralmente tan altos que no permiten ser conducidos a grandes distancias. La demanda por ácido barato se hace mas notable, día por día, i la prensa del país se ocupó muchas veces en este tema. Al fin, tomó la Sociedad Chilena de Fundiciones de Valparaíso la resolución de utilizar el azufre de los ejes en su establecimiento de Guayacán i era ayudada por el Supremo Gobierno con una subvención para instalar una fábrica de ácido sulfúrico. El consocio de esta Sociedad, señor Ramon Subercaseaux, en ese tiempo delegado chileno en Berlín, se dirigió entonces al Gobierno de Sajonia en busca de un ingeniero que fuera capaz de dirigir los trabajos de esta instalación i llevarlos a cabo. Por la recomendación de dicho Gobierno, llegué a fines de 1901 con el personal técnico necesario, i los primeros trabajos comenzaron en el mes de enero de 1902 i casi eran acabados al fin del mismo año i la fábrica fué inaugurada solemnemente el 11 de febrero de 1903. Todos los materiales, (maquinarias i aparatos necesarios (made in Germany), i el consocio de la Sociedad, el senador de la República, don Rafael Errázuriz Urmeneta, pudo decir con derecho, en su discurso de inauguración, que se trataba de un trabajo alemán sobre terreno chileno.

Todos los ejes que se compran en Guayacán se distinguen por su gran pureza, como también todos los ejes chilenos. En término medio contienen 40 a 50% Cu; 22 a 27% S i 23 a 30% Fe con una pequeña ley de oro i plata, muy cerca de 150 gramos por tonelada de 1.000 kilos.

Disolviendo estos ejes en ácido nítrico puro he hecho la observación de que la plata nunca va en solución i queda con el oro en el residuo. En un principio me expliqué este hecho por la suposición de que la plata está precipitada por el cloro del agua salada con que moja los ejes para evitar pérdidas en levantar polvos finos. Pero, como ejes del interior, que nunca han tenido contacto con agua del mar, demostraron la misma conducta, me vi obligado a abandonar esta suposición i llegué a la convicción de que el cloro en los ejes debe proceder de las atacamitas, las que se usan frecuentemente en fundir ejes de otros metales oxidados i azufrados de cobre. Posible es que el cloro éntre en combinación con el

cobre; pero mas probable será que exista en los ejes como cloruro de plata. En todo caso queda de notable que estas mínimas cantidades de cloro están unidas tan fuertemente que ni siquiera se volatilizan por descomposicion de su correspondiente combinacion química con el calor de un horno de reverbero.

La calcinacion se hace en hornos de reverbero de muflas, como los que están en uso en Alemania para calcinar blendas i piritas i que ántes no se les ocupaba para ejes de cobre. Es característico para estos hornos que los gases de los combustibles no se mezclan con los gases azufrados, consumen poco carbon; pero requieren mucha atencion en el trabajo. Los gases contienen hasta 6% de SO. Durante la calcinacion el volúmen del metal crece; en un caso concreto, por ejemplo, pasó el metro cúbico de eje molido crudo de 2.900 kilos, uno del eje calcinado solamente 2.150. El calcinado tiene solamente 2 a 4 de azufre. Si se hace la calcinacion con cuidado i a baja temperatura, puede formarse sulfato i el peso aumenta; en caso contrario, el peso disminuye, jeneralmente, miéntras la lei de cobre sube algo. Esperimentos en este sentido dieron los resultados siguientes:

Esperimento	Eje crudo contiene		1,000 partes eje crudo dan por partes iguales ejes calcinados	Eje calcinado contiene		Cobre como sulfato en calcina
	% Cu	% S		% Cu	% S	
I.	48.00	24.9	1003,50	47.40	1.6	8.5%
II.	»	»	943,10	57.80	0.20	0
III.	50.6	26.0	964,00	52.20	0.60	indicios
IV.	»	»	961,70	52.00	4.00	»
V.	»	»	957,00	52.60	0.96	»

Si se toma en consideracion, ademas, el polvo cobrizo, que es depositado en los canales, se ve que la pérdida de cobre durante la calcinacion es insignificante. Los gases pasan por varios aparatos donde son lavados, secados, calentados i conducidos sobre la masa de platino donde se hace la conversion de SO² en SO³ 4.300 metros cúbicos de gas dan una tonelada de ácido comercial de 65,85 hasta 66 grados Beaumé. Actualmente se utiliza solo una parte de los gases para producir 7 a 8 mil kilos de ácido en 24 horas; pero la produccion se puede hacer subir fácilmente, si el consumo en el pais crece. En un principio hubo varios obstáculos que vencer. Las cantidades mínimas de cloro, por ejemplo, contenido en los ejes en forma de vapores de H Cl en los gases, mostraron una accion mui destructora sobre los aparatos de plomo i tambien sobre la masa de platino i yo hube de hacer trasformaciones prolijas, que no están especificadas en el privilejio aleman, para remediar los inconvenientes. Para nosotros era peor todavía el hecho de que una parte del ácido saliera con un gran contenido en cobre, 250 hasta 1.000 miligramos en el litro, e indicios fuertes de arsénico. La cuestion de lo que se hacia con este ácido se hizo cada dia mas importante, nadie queria este ácido i su cantidad creció *in infinitum*. Mis empeños quedaban, por algun tiempo,

infructuosos; pero al fin hallé un modo de eliminar estos elementos en estado de sulfuros i concentrar despues el ácido débil en aparatos de plomo. Durante los primeros meses mostró el ácido un color oscuro, que indujo a hablar de una manera despreciable del nuevo producto industrial del pais a algunos inespertos i a varios comerciantes, que temieron, con razon, perder por esta industria nacional, la lucrativa importacion de este artículo comercial. Los consumidores intelijentes, sin embargo, se dieron cuenta en el acto que el color oscuro que provenia de sustancias orgánicas destruidas, no tenia nada que hacer con la calidad del ácido i así se procuró éste lijero mercado. Hoi dia nadie piensa hacer negocio con la importacion de ácido sulfúrico, pues el de Guayacan satisface a todas las pretensiones del ácido comercial i el análisis demuestra que su pureza es tan manifiesta que se puede usarlo para acumuladores. Actualmente el ácido de Guayacan es de un color claro, sin olor i se presenta como un líquido aceitoso de una densidad de 1,831. hasta 1,841. En el ácido que queda mucho tiempo en barriles, se forma un barro blanco, especialmente con los ácidos fuertes de mas de 95% de H_2SO_4 , que consiste en sulfatos de hierro, que son solubles en agua. Los ácidos de cámaras demuestran a veces otro barro blanco, que no es soluble en agua i que consiste en sulfato de plomo.

El análisis del ácido producido en enero de ese año me dió la composicion siguiente:

HSO	97,21%
SO	0,0089%
Fe	0,0460%
PCI	indicios
Cl	
As	
CaO	

como será difícil encontrar un ácido extranjero de igual pureza. Esta suposicion favorable venció todas las dificultades i el consumo aumentó visiblemente. Mientras la venta de ácido ascendió en el año 1903 solamente a 600 toneladas, subió en el año 1904 a mas de 1.000 toneladas i alcanzará en este año a 2.000 toneladas, con toda seguridad.

La fábrica despacha ácido sulfúrico de 65 a 66 grados Beumé en los siguientes envases:

Barriles de fierro (grandes)	peso neto m/m....	550 kilos
» » (chico)	» »	275 »
» » (mas chicos)	» »	100 »
Fascos de fierro (grandes)	» »	90 »
» » (chicos)	» »	50 »

Los últimos son hechos principalmente para trasportarlos en tropas.

El precio del ácido, segun la cantidad comprada, varia entre 10 i 15 centavos oro, por kilo, sin el envase, i depende en cada paso de un convenio especial.

Con el crecimiento del consumo bajará el precio del ácido. El consumo principal en Chile debe ser el beneficio de metales pobres de cobre por medio de ácido sulfúrico, además, otras nuevas industrias que se desarrollarán con seguridad en el transcurso del tiempo, ayudarán considerablemente a aumentar el consumo, por ejemplo, la fabricación de otros ácidos inorgánicos u orgánicos, como el ácido muriático, nítrico, bórico, acético, cítrico, esteárico, la fabricación de abonos, sulfato de cobre, nitroglicerina, refinación de parafina, etc.

Por la importancia que tiene el beneficio de metales pobres en Chile, voy a tratar este tema más detalladamente.

Para el beneficio de metales pobres (3 a 5 % de cobre) por medio del ácido sulfúrico, se siguen generalmente las reglas siguientes:

1.^a Condición principal para este procedimiento es que el cobre debe encontrarse en los metales como óxido o carbonato;

2.^a De la misma importancia que la anterior es la que consiste en la pureza de los metales, es decir, que no contengan otros carbonatos en grandes cantidades; por esta razón se prestan muy bien para este tratamiento los minerales de color que contienen solamente pequeñas cantidades de carbonato de cal, hierro, manganeso, magnesia, etc. También se evitarán minerales con un exceso de alumina (pizarras arcillosas, greda);

3.^a Para metales cuarzosos con minerales de color, como malaquita, azurita, minerales de cobre silicatados, como quíselmalaquita, i llanca de Chile, para los oxicluros i subcluros de cobre, como atacamita inantoquit, para el sub-sulfato en bronchatita i hasta los fosfatos de cobre, no hai un disolvente más enérgico, más conveniente i más barato hoy día, en el país, que el ácido sulfúrico (1). Minerales que contienen el cobre en estado de sulfuro necesitan antes de aplicar el ácido una calcinación oxidante o clorurante;

4.^a La cuestión económica del procedimiento depende mucho del consumo de ácido i éste se dirige, según la composición química de los metales. Aquí se han recibido varias muestras de estos metales, que contienen un término medio:

3 a 5 % Cu; 65 a 80 % SiO₂; 6 a 10 % Fe₂O₃; 2 a 5 % Al₂O₃; 1 a 4 % CaO; MgO $\frac{1}{2}$ a 2 %; CO₂ 1 a 2 %; SO₃ (en yeso) a 0,75 %; Cl, 0 a 0,1 $\frac{0}{2}$ %.

Experimentos que hemos hecho con estos metales han demostrado que una parte de cobre contenido en el metal necesita 1.6 hasta dos i más partes de ácido comercial de Guayacan o en término medio 1 tonelada de metal ocupa 70 a 90 kilos de ácido i rinda hasta 40 kilos de cobre fino;

5.^a La molienda de metales se hace en cilindros o molinos de bola de un tamaño de granos de 1 $\frac{1}{2}$ a 3 mm.

6.^a La extracción se verifica con ácido diluido de 5 a 10 grados B., mezclando,

(1) No hai secretos sobre este proceso. Si algunos aficionados a la profesión metalúrgica agregan al ácido un poco de sulfato de hierro, de sal, de nitrato, de alumbre i hacen todo lo posible para envolver esta simple reacción química en un misterio, entonces el metalurjista científico sabe que no se trata de un proceso nuevo, sin embargo estos ingredientes reaccionan lentamente sobre el cobre i el industrial inteligente debe saber que el uso de estas vueltas de zig-zag, que no tienen en jeneral otro objeto que llamar la atención del público i hacer capital de su credulidad.

por ejemplo, ácido de Guayacan con agua, en la proporción de 10 a 20 litros de agua por un litro de ácido. Los experimentos deben decir qué grado de ácido conviene más al metal, en todo caso no debe emplearse ácido más concentrado que de 10 grados B., pues se forman cristales de sulfatos de cobre y de cal, los cuales no se disuelven fácilmente y dan relaves con alta ley en cobre. Mezclando el ácido con agua se desarrolla una cantidad considerable de calor y es ventajoso utilizarla aplicando la solución caliente sobre los metales molidos en los estanques o barriles. La manera más sencilla para hacer los estanques será hacerlos de tabla de madera de más o menos 75 mm. de grueso. Su tamaño depende de la producción. Es importante no construirlos demasiado altos (menos de un metro tal vez). También se puede construirlos de ladrillos cuarzosos. No es corriente forrar estanques de madera con planchas de plomo; pues el plomo se gasta lijero y es caro. Los metales arcillosos necesitan a veces mucho tiempo para la extracción en estanques y el beneficio se hace entonces más lijero en barriles.

La solución se deja reaccionar sobre los metales en los estanques de 24 hasta 48 horas y más, según el carácter de los metales. Los carbonatos de cobre, por ejemplo, permiten una extracción más lijera y completa que los silicatos. La práctica enseña muy lijero los detalles a un observador cuidadoso. Barriles rotativos como se han usado antes de una manera semejante en Chile, para amalgamar metales de plata, son de gran ventaja, especialmente si hay fuerza hidráulica. Se pueden usar también tinajas. Moviendo el metal en el barril o tina y revolviéndolo con el ácido atenuado se acorta el tiempo de extracción considerablemente. Si lo fijáramos en 24 a 48 horas, o más, por estanques, podemos decir que con el movimiento en barriles o tinajas se reduciría el tiempo de extracción de 3 a 4 horas. Una vez alcanzada una extracción satisfactoria (75 a 90% o más del cobre contenido) se deja correr la solución cobriza a los estanques de precipitación. Los residuos necesitan, tal vez, un segundo tratamiento con ácido débil. Un ensayo dice esto lijero. En todo caso es necesario lavarlos varias veces con agua. Una tonelada de metales ocupará hasta 3 metros cúbicos de agua. Jeneralmente estas aguas con una pequeña ley en cobre no deben correr directamente a los estanques de precipitación, sino que se mezclan con ácido para preparar una nueva solución de extracción;

7.^a La precipitación del cobre de la solución es una operación muy sencilla. Se usa como precipitante el hierro viejo, casi exclusivamente. Teóricamente bastan 0,88 partes de hierro para precipitar una de cobre; pero este resultado favorable no se alcanza nunca en la práctica. Podemos fijar el consumo de hierro en $1\frac{1}{2}$ a $2\frac{1}{2}$ por 1 de cobre. Es esencial para obtener un pequeño consumo de hierro que las soluciones cobrizas contengan tan poco ácido libre y tan poca cantidad de sales-óxidos-férricos, como sea posible. Se emplea jeneralmente el hierro viejo para la precipitación en forma de hierro batido y hierro fundido, prefiriendo el primero. Un exceso de ácido se puede evitar fácilmente tratando las soluciones cobrizas y ácidas en estanques de neutralización con una nueva cantidad de metales. Las sales básicas de hierro hacen más dificultosas; pero felizmente no se forman con mucha frecuencia, tomando sus precauciones. La precipitación del cobre se puede acelerar considerablemente calentando y moviendo la solución.

Los estanques de precipitacion son de madera bajos. Las soluciones se pueden calentar con vapor; donde esto no es practicable, es indispensable un fuerte movimiento, por ejemplo, inyectando aire en la solucion o mas sencillo seria, todavia, colocar los estanques de precipitacion uno mas abajo que el otro.

Finalmente se puede decir que cada metal pide un tratamiento propio. Observando los límites anteriormente citados sobre el carácter del metal, grado i consumo de ácido, molienda, construccion de estanques, barriles o tinas, tiempo de extraccion, consumo de agua, empleo de fuerza motriz i anotacion sobre la precipitacion de cobre de su solucion, creo que un observador intelijente con los conocimientos químicos que pide el buen éxito de estas operaciones, podrá llevar a cabo un negocio de extraccion de cobre de metales pobres, por medio del ácido sulfúrico, en caso que no existan otros inconvenientes, como situacion lejana de la mina, falta de agua, de combustibles, de caminos, fletes enormes, etc., que hacen un negocio imposible.

Considerando que casi en todas las partes mineras de la República existen estos metales pobres de cobre en gran abundancia i en vista de la buena calidad del ácido del pais i de su precio reducido, es estraño que el empleo del ácido sulfúrico para beneficiar los metales ya citados sea todavía mui moderado i la cantidad de cobre que se produce por este procedimiento sea insignificante. Es justo preguntarse en qué consiste el pequeño progreso en el desarrollo de esta industria. Capitales no faltan en el pais, tampoco faltan ingenieros i técnicos, que sepan instalar i operar en establecimientos de este jénero (*). ¿Temen los industriales mineros invertir sus capitales en una industria nueva de la cual no se sabe todavía qué ganancia dará?

No es difícil probar que hoi dia, bajo las actuales circunstancias, un negocio de esta clase debe dar utilidades.

Supongamos en nuestro cálculo que tengamos que beneficiar 100 toneladas de metales (de 3 a 4% de cobre) por dia, los que se prestan bien para el tratamiento húmedo i que rindan, con 80 kilos de ácido por tonelada de metal, 30 kilos de cobre fino contenido, en 40 kilos de cobre cementado, agua abundante para el beneficio, pero sin tener fuerza hidráulica, carbon de piedra a \$ 25 la tonelada, a un cambio de 16½ peniques i un precio de cobre de £ 68, entónces recibimos 100 toneladas de metales

Puesto en la cancha del establecimiento a \$ 3,00.....	\$	300
60 operarios en el establecimiento.....		120
administracion i empleados.....		50
	\$	470
8 toneladas de ácido a 12 centavos el kilo, puesto en el establecimiento.....	\$	960
6 toneladas de fierro viejo a \$ 30.....		180
5 toneladas de carbon.....		125

(*) El precio del ácido es reducido en comparacion del de ántes i va disminuyendo con el crecimiento del consumo.

Gastos por materiales, como aceites, palas, etc.....	\$	20
Interes 9% de \$ 200.000, capital invertido en el estblecimiento...		50
En 360 dias de trabajo anual. Amortizacion 9%.....		50
		<hr/>
TOTAL	\$	1.855
Secar cobre precipitado, liquidarlo, sacos, fletes.....		50
		<hr/>
		\$ 1.905
4 toneladas de cobre cementado con 75% de cobre valen hoi dia al cambio de 16½ i precio de cobre £ 68 a \$ 640 en Gua- yacan	\$	2.560
Gastos totales.....		1.905
		<hr/>
Ganancia líquida por dia.....	\$	655
ménos por imprevistos, 10%.....		65
		<hr/>
Rendimiento diario de.....	\$	590

Vamos a ver qué resultado obtenemos si el precio del cobre bajara a £ 56,10,0 i 4 toneladas de cobre cementado con 75% valen entónces, al cambio de 16 7/8 i precio del cobre

£ 56½ a \$ 503 en Guayacan.....	\$	2.012
Gastos totales.....		1.905
		<hr/>
Ganancia líquida.....	\$	107
ménos por imprevisto, 10%.....		10.7
		<hr/>
Rendimiento diario de.....	\$	96.30

Este resultado, todavía, podemos llamarlo lucrativo en vista de que hemos tomado 9% de interes i 9% de amortizacion ya en cuenta i se mejoraria considerablemente en el caso de que hubiera fuerza hidráulica a disposicion.

En otros casos talvez vale la explotacion de metales i su transporte considerablemente mas que \$ 3 por tonelada, pero en cambio hai fuerza hidráulica.

Suponemos que debemos beneficiar diariamente 50 toneladas de metales cuarzosos, que contienen 4% de cobre, en término medio, i que ocupan 80 kilos de ácido de 65,8° B. por tonelada de metal i dan 34 kilos de cobre fino; entónces se presenta el cálculo como sigue:

50 toneladas de metal puesto en la cancha del establecimiento a \$ 10...	\$	500
4 » de ácido.....		480
3½ » de fierro viejo.....		105
Administracion i empleados		25
Operarios.....		60

Materiales.....	\$	10
Flete, etc.....		10
Interes 9% sobre \$ 160.000 } por 25 dias de trabajo en el año.....		74
Armotizacion 6%		
		\$ 1264

De estas 50 toneladas de minerales beneficiados por día deben resultar 2.500 kilos de cobre precipitado con 1.700 kilos de cobre fino.

Al precio de cobre a £ 65 i cambio $16\frac{1}{2}$ estos 2.500 kilos valen aquí \$ 1.379⁵⁵; entónces resultará una ganancia líquida por día de \$ 115.⁵⁵.

Estos números dejan deducir, que metales que rinden 30 kilos por tonelada de cobre fino, con 80 kilos de ácido se pueden beneficiar actualmente en muchas partes de la República con ganancia i se puede esperar que en el trascurso del tiempo se va a empezar a construir varios establecimientos de esta clase, con los cuales se aumentará la produccion chilena de cobre en miles de toneladas por año.

ANDRES GMEHLING,
Ingeniero-administrador de la Fábrica de
Acido Sulfúrico de Guayacan.



98

Sociedad Minera «La Central Chili Copper Co., Ltd.»
—Mejora en la situacion de la Sociedad.—Se acerca
el tiempo de repartir dividendos.

Son interesantes las siguientes observaciones del Presidente de la Central Chili Copper Company, señor Eujenio A. J. Goldschmid, en la sesta reunion jeneral de accionistas del año, que tuvo lugar el 23 de noviembre de 1904 en Lóndres.

El Presidente dijo: Nunca, talvez, en la historia de esta Sociedad o en la de la antigua Sociedad Panulcillo, ha tenido un presidente la fortuna de dirigirse a sus accionistas bajo auspicios tan favorables como los de hoi. El balance de 1903, que temo no fuera agradable lectura para Uds., es ya cosa del pasado i nuestra memoria espresa claramente que la situacion de la compañía va mejorando con regularidad; en realidad, se ha verificado un gran cambio en nuestros negocios, ahora que podemos marchar por el buen camino, sin que nos lo impidan los antiguos obstáculos (los llamaremos así) que se habian opuesto ántes a todo progreso serio. Hemos manifestado en nuestra Memoria que el balance de caja en 31 de octubre subia a cerca de £ 20.000. Para evitar errores, permítanme manifestarles que esta suma no debe confundirse con nuestro capital de trabajo. El hecho es que producimos ahora el doble de la cantidad de cobre obtenida hace un año, i, en consecuencia, se emplea mas capital en nuestro jiro industrial, i, a pesar de este mayor desembolso de dinero, tenemos £ 20.000 que constituyen el

sobrante líquido en caja, fuera del capital efectivo de trabajo. Espero que a fines del año en curso esta reserva sobrante de caja se vea considerablemente aumentada. Opinarán conmigo, según creo, que esta acumulación de dinero es un elemento de fuerza que actúa benéficamente en los negocios de la sociedad, en todas formas. Uno de sus efectos inmediatos fué el alentarnos a comprar un terreno en el puerto de Coquimbo i adquirir la mina «Verde».

Respecto al terreno comprado en Coquimbo, el que, como lo indica nuestro informe, ha triplicado ya su valor, creímos era ya tiempo que cesara la especie de dependencia en que vivíamos respecto de la venta de nuestros ejes a la Compañía Chilena de Fundiciones (Chilian Smelting Company). Nuestra producción de cobre aumenta de un modo visible, como lo explicaré mas adelante. Nuestro camino con economías importantes nos lleva al puerto de Coquimbo, distante unas 40 millas de nuestras minas i establecimiento de fundición, i está unido por un ramal del ferrocarril de propiedad del Gobierno chileno. En cuanto a la mina «Verde» esta mina era «el eslabon que faltaba» entre las minas «Cocinera» i «Esperanza», la que a su vez está contigua a nuestra mina «Inagotable». No se han hecho aun cálculos definitivos sobre sus depósitos de mineral; pero nuestro jerente jeneral, estima que es tan rica como la «Cocinera». De esta última informa que la mayor profundidad reconocida hasta ahora es de 120 metros, i el minimum de potencia de la veta, a juzgar por los cortes efectuados, es de 18 metros i de un mineral de sulfuros de una lei mínima de 4% de cobre con rastros de oro i un poco de plata. El extremo de la veta que mira hácia la «Inagotable», que se explota actualmente, produce cerca de un 6% de cobre. El mineral de la «Cocinera» requiere un tratamiento especial, i se han verificado experimentos en gran escala en Lóndres bajo la dirección de nuestro Director-jerente, señor B. C. Hinman, i en las obras de los señores Krupp, en Magdeburgo, bajo la dirección del señor S. Mc. Ewen, A. R. S. M. (Socio de la Escuela Real de Minería) a quién hemos comisionado especialmente al efecto. Estos experimentos no dejan duda alguna sobre la posibilidad de tratar el mineral de estas minas con resultado práctico i utilidad.

Nuestro Ingeniero Jefe de Minas, recién nombrado, solo puede haber llegado últimamente a las minas, de modo que tendremos que esperar algun tiempo para ver el resultado de su actividad; pero nuestro Jerente jeneral (Conde B. de Saint Seine) nos ha proporcionado datos suficientes para permitir darse cuenta de lo que será nuestro próximo porvenir.

Este porvenir depende, naturalmente, de tres grandes factores: el volumen de nuestra producción, su costo i su valor.

Respecto a la producción, no creo equivocarme en mucho calculándola en 250 toneladas de cobre fino por mes corriente. Del informe de nuestro Jerente aparece que cuenta con un aumento gradual i considerable en el curso del año entrante. Es mi firme convicción, que en las futuras reuniones jenerales de la Sociedad, el Directorio informará, sea cual fuere el aumento de producciones del año, lo que llegará a ser una frase estereotipada en sus memorias: «la producción aumenta con regularidad». Ahora, en cuanto al costo de producción, no creo poder decir mas que éste disminuye, en primer lugar, mecánicamente con el aumen-

to de la cantidad de mineral que se beneficia, que todos nuestros esfuerzos tienden a mejorar i a economizar; i que, con una produccion de unas 6.000 toneladas de cobre, por ejemplo, no veo la razon por qué produciríamos el cobre a mayor costo que cualquiera de las grandes minas de Montana, como la Anaconda, o la Boston i Montana, cuyas condiciones de trabajo se parecen mucho a las nuestras. Al contrario, esperamos que nuestras minas siendo en realidad minas nuevas, eclipsarán con el tiempo a las grandes productoras americanas, las que ya han sido explotadas hasta grandes profundidades. El valor de nuestra produccion dependerá, es evidente, del precio de plaza del metal, i, con el permiso de ustedes, me voi a permitir algunas observaciones al respecto, indicando previamente que deben tomarse solo como opiniones personales.

Recordarán sin duda que hasta hace pocos años todos los cálculos en que entraba el cobre se basaban en el precio de plaza de £ 40 la tonelada. Despues £ 50 por tonelada llegó a ser considerado el precio inferior, i el precio base del cobre se fija ahora en £ 55 por tonelada, con tendencia a subir.

Lo que hai es que el cobre, siendo el principal agente para la expansion de la civilizacion i el comercio, parece que su uso i consumo solo tiene como límite la produccion, porque, naturalmente, no puede usarse mas cobre que el que se puede obtener. Por esto, vemos que cuando hai una guerra, se nos dice que el consumo es tan grande por esta causa, i cuando no hai guerra el consumo es tan grande a causa de la paz, i por cierto, no soi el único que cree que el precio del cobre continuará normal i lentamente subiendo hácia un precio medio de £ 70 a £ 80 por tonelada. Deseo decir, para terminar, habiendo espuesto la situacion de la Sociedad, que mis colegas i yo tenemos plena confianza en que la Compañía figurará dentro de poco entre las principales productoras de cobre del mundo, i que la época de los buenos dividendos está mui próxima. (Aplausos).

El Presidente terminó pidiendo la aprobacion de la memoria i balance.



Caracoles i el ferrocarril de Mejillones a Aguada Dulce

Una línea férrea que una Caracoles a un puerto de la costa, proyectado, estudiado e iniciado desde el descubrimiento del prodijioso mineral, va, al fin, a tener una pronta i feliz realizacion.

Esta línea fué construida en su primera seccion. En 1874 sus rieles tendidos alcanzaron 18 millas del punto de partida, los terraplenes llegaron a Cuevitas, su inauguracion fué réjia a la que asistió gran parte de las personas influyentes de aquella época, desde Valparaiso a Lima.

Ese primer paso, la estensa poblacion i hermosa bahía de Mejillones, fueron sacrificados en holocausto de la poderosa Compañía Inglesa, que entónces era dueña de esa pequeña trocha salitrera que llegaba al Salar del Cármen i que hoi es el ferrocarril de Antofagasta a Bolivia.

La intriga pudo mas que la razon, i la compañía concesionaria de aquel ferrocarril, llevó a Antofagasta la Administracion del litoral, entónces Boliviano, i su influencia pudo hacer adoptar como puerto, aquella infernal bahía llena de peñascos i escollos, que ha costado millones de vidas.

Fuimos sacrificados propietarios, comerciantes, industriales i demas habitantes de la que entónces era ciudad de Mejillones, a quien se apuró la muerte privándola de toda clase de servicios: los vapores cesaron de recalar en ese puerto, se destruyó la única máquina destiladora de agua i faltando ese indispensable elemento, precipitó la fuga de los últimos moradores hasta quedar la ruina i el desierto.

* * *

Han trascurrido 30 años de abandono i la Compañía que ultimó Mejillones pide hoi su rehabilitacion, reconociendo el error cometido i las grandes ventajas que brinda Mejillones para el fácil desarrollo de la explotacion de las inmensas riquezas mineras que encierra toda la rejion próxima a ese puerto.

Una solicitud presentada, pidiendo la reapertura de Mejillones, fué pronto despachada favorablemente por el Supremo Gobierno de la Nacion; tambien se han otorgado las dos concesiones de ferrocarril: la una de Mejillones al kilómetro 56 de la línea de Antofagasta a Oruro, la otra del mismo punto de partida a la Aguada Dulce de Caracoles.

El decreto de apertura del puerto de Mejillones ha sido ratificado por el Presidente de la República, Excmo. Señor Jerman Riesco i la tan numerosa cuan distinguida comitiva que lo acompañaba en su visita a Mejillones, el dia 23 de febrero de 1905, en que se levantó, a bordo de la nave capitana el acorazado *O' Higgins* el acta de las resoluciones adoptadas para formar la planta de una gran ciudad, como que debe ser en tiempo no lejano el principal puerto del pais tanto militar cuanto comercial i cuya importancia naciente se revela por la presencia en sus aguas del Jefe del Estado.

Las dos notas culminantes del viaje a las provincias del norte de S. E., son: la amistad fraternal sellada en Arica entre los pueblos chileno i boliviano por medio del saludo de sus dos Presidentes; la segunda es la declaracion de apertura del puerto de Mejillones. Haciéndonos el eco de la gratitud de todos nuestros rejionales, pedimos: que si no es posible cambiar el nombre de Mejillones, por Puerto Riesco, al menos que la principal avenida de la futura poblacion lleve el gran nombre de «Jerman Riesco».

* * *

Es de todos conocida la concesion otorgada por el Gobierno a favor de los señores Palacios, para construir una línea férrea que partiendo del Puerto de Mejillones, pasando por Pampa Alta i Caracoles, tenga por ahora su término en la Aguada Dulce a 15 kilómetros al oriente del nombrado Mineral. Tocan a su fin los trámites administrativos; a los que seguirán la llegada de los ingenieros que deben hacer los estudios definitivos de la línea i cuyos planos serán sometidos a

la aprobacion del Gobierno a principios de julio i se cuenta que en octubre se dará comienzo a su construccion.

Un estudio preliminar permite aseverar que la construccion de la línea no presenta otra dificultad que la de subir la cordillera de la costa i que no requiere ni túneles ni otro trabajo de arte considerable. Para vencer la única e indicada dificultad, se aprovechará una quebrada mui abierta que se desarrolla hácia el noreste frente a la punta de Chacaya; sin fuertes gradientes llegará al llano de la Paciencia, que atravesará en direcion a Pampa Alta. De ahí, rosando Punta Negra cortará los cerros «los Amarillos», internándose en la pampa, base de la serranía de Caracoles, que para bandearla se ofrecen dos medios: tomar la direcion hácia el norte de la Placilla i contornar la «Punta del Viento» o seguir directamente por la ancha i suave quebrada denominada «Quebrada Honda», para ganar su término que por ahora será «Aguada Dulce». Su practicabilidad no puede ser dudosa: a las facilidades de la construccion, le sonríe una vida vigorosa que asegura a la empresa una éra de prosperidad.

Efectivamente, cuenta con la carga que le darán las salitreras nuevas que se instalan al sur i norte de Pampa Alta, otras que se hallan sobre su curso, los minerales de los cinco distritos Caracolinós, el Mármol, las galenas, los yacimientos de fierro, las minas metálicas en las cercanías de Aguada Dulce i mas tarde las inmensas pampas salitreras, al oriente de la Serranía de Caracoles i de propiedad del Fisco.

Aproximado a San Pedro de Atacama, este ferrocarril, facilitará el comercio cordillerano; abrirá nuevos horizontes para la industria naciente de esas lejanas rejiones, donde se encuentran en profusion minerales de plata, plomo, cobre, estensas pampas de borato de cal, sal jema para abastecer el mundo entero durante siglos, productos agrícolas i es el trayecto obligado del ganado que abastece los mercados de la costa i del interior de ésta i provincias limítrofes desde la Argentina de donde procede.

La particularidad de esta línea férrea es que viene a prodigar beneficios sin causar el menor mal, hasta a aquellas líneas que llegarán a Mejillones: va a abaratar el trasporte del salitre producido por la rica pampa que se estiende desde Pampa Central al Limon Verde; despierta del letargo al rico mineral de Caracoles; lleva una nueva vida a los demas minerales cercanos a sus rieles; numerosos productos que hasta aquí yacían abandonados, por la imposibilidad de trasportarlos con cuenta, procurarán trabajo i provecho a los industriales del departamento i el desierto se trasformará en una inmensa faena que explotará las innumerables riquezas que la naturaleza se ha complacido en depositar en sus estepas. Además, acorta las distancias del trasporte de los productos que debe llevar i esta circunstancia unida a las ventajas que presta el embarque i desembarque en el puerto de Mejillones, abaratará las mercaderías de consumo i el costo de los productos industriales.

Al propio tiempo que el ferrocarril de Mejillones a Caracoles derrama beneficios a sus alrededores, no perjudica ninguna otra via férrea de la provincia: viene a vivir de un elemento nuevo i ese elemento viene a la vida por ese ferrocarril sin el cual quedaria olvidado eternamente.

Ménos perjudica al puerto o ciudad de Antofagasta, visto que nada le quita, ya que se va a dedicar al trasporte de productos que no se esplotan en la actualidad i que no se podrian desarrollar sin aquel importante factor. Se comprenderá fácilmente: su trazado es una línea perpendicular que desde Mejillones se interna al naciente, serpenteando bajo el grado 23 de latitud, a la vez que las demas líneas son longitudinales respectivamente a Antofagasta.

La proyectada línea al Boquete, como el que nos ocupa, es también de penetracion, ya que desde Antofagasta se dirige al oriente, aunque dando grandes vueltas. La distancia que separa estas dos líneas, siendo de 130 kms., nada de comun hai entre ellas, ni puede existir la menor rivalidad. Ambas tienen la mision de beneficiar las rejiones atravesadas.

* * *

La horrible crisis que desde varios años asola a Caracoles, provocando la emigracion de sus mejores trabajadores, particularmente del pirquinero, que era su mayor i constante productor, tocará a su fin, cuando el vapor venga a acortar la distancia que lo separa de sus mercados naturales.

La reduccion del trasporte del mineral, particularmente en el de baja lei estimulará el trabajo de reconocimiento en muchas minas. La facilidad de comunicacion para las jentes devolverá a Caracoles gran parte de la poblacion perdida en los últimos años. La especulacion encontrará en este mineral vasto campo para empresas grandes i productivas. El capital cesará de ahuyentarse i por doquier la actividad reemplazará la paralítica estagnacion que aflige a Caracoles.

La suerte de Caracoles está íntimamente ligada a la del ferrocarril proyectado entre Mejillones i Aguada Dulce i para los que directa o indirectamente tenemos intereses en Caracoles, deseamos ardientemente que esta obra tenga una pronta i feliz realizacion.

F. LABASTIE.



Coloracion de los diamantes por medio del radio

Sir Williams Crookes ha hecho esperimentos con el radio para mejorar i cambiar el color de los diamantes, basándose en los esperimentos que habia ejecutado hace años, esponiendo diamantes al contacto de una materia radiante dentro de un vacío; éstos se pusieron de un color oscuro i espuestos por mas tiempo aun, se tornaron en negro.

El ennegrecimiento de los diamantes es producido por cambio de la superficie de éstos en grafito; esta materia, así como el diamante, es carbono, pero en otra forma.

El diamante empleado en el esperimento tenia un tinte amarillo pálido, color

que hace desmerecer notablemente su color comercial, i fué puesto en contacto con bromuro de radio por el espacio de 78 días, observándose, al final de este tiempo, que se habia puesto mas oscuro i con un tinte azulejo.

Despues de esta operacion, se trató el diamante con una mezcla caliente de ácido nítrico concentrado i clorato de potasio con el objeto de disolver la capa de grafito, se vió entónces que el color oscuro de la superficie habia desaparecido i ahora tenia la piedra un tinte azul verde claro.

El efecto de la emanacion del radio era doble; primero, oscurecimiento superficial i transformacion de la superficie en grafito; ;i segundo, alteracion del cuerpo colorante de la piedra.

El segundo fenómeno es de difícil esplicacion.

Sir William Crookes cree en un efecto secundario producido por la fosforescencia del diamante, miéntras se encuentra en la vecindad del radio i es causada por la vibracion de las partículas. Cree tambien que el cambio interior demostrado por un cambio de color, obedece a una accion simultánea, tanto química como física, i si el color amarillo es debido al fierro, al estado férrico (esto es, en combinacion con mayor cantidad de oxígeno), al quitarle oxígeno o reduciéndolo al estado ferroso explicaria el cambio de amarillo en azul verde.

Sir William Crookes está convencido, por medio de estos esperimentos, que la radio-actividad no es un simple fenómeno, confirmado por el hecho que, despues de haber retirado el diamante en cuestion, de la accion del radio durante 35 días i despues de haber sido tratado químicamente, como ya espresado, retenia todavía su radio-actividad, demostrando que el fenómeno está bien arraigado.

De estos esperimentos se ha sugerido la idea práctica de convertir los diamantes de poco precio en de gran valor i aun conseguir piedras de diferentes colores.

G. G.

