

# BOLETIN MINERO

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

---

---

### SUMARIO

---

	Pág.
Monografía Minera de la Provincia de Antofagasta, por Julio Kuntz, Ingeniero Consultor del Ex-Cuerpo de Ingenieros de Minas (Conclusión) . . . . .	301
Casos importantes en la ventilación de minas de carbón, por el Ingeniero de Minas, don Gustavo Reyes B. . . . .	334
La Exploración de minerales por el método potencial, por E. G. Leonardon y Sherwin F. Kelly . . . . .	337
Una sustancia mineral de gran utilidad, comunicación del Cónsul de Chile en Rosario de Santa Fé, al señor Ministro de Relaciones Exteriores . . . . .	342
<b>Sección Salitrera.</b> —Sobre el procedimiento Poupin para elaborar salitre:	
I.—Nota del Ingeniero Jefe de la Oficina de Antofagasta de la Superintendencia de Salitre y Minas, don Juan J. Latorre al señor Intendente de Salitre y Minas . . . . .	344
II.—Informe del Ingeniero de la Superintendencia de Salitre y Minas, don Bartolomé Pinilla, sobre el funcionamiento del sistema "Poupin" en la Oficina "Iberia" . . . . .	346
III.—Informe del Químico Consultor de la Superintendencia de Salitre y Minas, Dr. J. Bancelín, sobre el procedimiento Poupin . . . . .	359
Cotizaciones . . . . .	361
Estadística de metales . . . . .	365
Mercado de minerales y metales . . . . .	368
Producción minera . . . . .	370

---



## BOLETIN MINERO

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

MONOGRAFIA MINERA DE LA PROVINCIA DE  
ANTOFAGASTA

Por

JULIO KUNTZ,

Ingeniero Consultor del ex-Cuerpo de Ingenieros de Minas.

*(Conclusión)*

## DEPARTAMENTO DEL LOA

## MOCTEZUMA

A unos 15 Km. al S. de Calama y en la falda N. E. de Limón Verde, está situado en 2,700 m. de altura s. n. m. el Mineral Moctezuma. La mina principal, propiedad del señor Juan de Dios Berna, consiste de tres pertenencias, San José, San Juan de Dios y la Dolores, de tres hectáreas cada una.

Por un panizo granítico pasan varias vetas cupríferas, ferruginosas y, según dicen argentíferas, de las cuales la principal ha sido explotada por un pique de unos 50 m. verticales, mientras los trabajos de reconocimiento alcanzan unos 100 m. de hondura. La extensión lateral de los trabajos es poca, aparentemente siguieron a un cruzamiento por abajo donde encontraron mineral más rico.

Los minerales consisten principalmente de óxido de hierro, además atacamita, almagrado y calcosina, la ganga de calcita y cuarzo. La potencia es de 20 a 50 cm., el rumbo O. E. La inclinación parada al S. Los minerales de cobre generalmente se encuentran en dos fa-

jas, mientras la caja en partes está impregnada por numerosas grietas. Existen numerosos cruceros en cuyos cruzamientos con la veta principal es posible esperar más minerales aprovechables. La ley aparentemente es buena, pero la cantidad de mineral es limitada. La mina fué trabajada hace 20 años.

## QUETENA

Al lado N. O. del río Loa, frente a Calama, se levanta el grupo de cerros Quetena que contiene el mineral del mismo nombre. La falda oriente de los cerros consiste de granito hornbléndico que desde ahí se extiende hacia Chuquicamata; las cimas de los cerros y la falda poniente consisten de capas calcáreas y esquistos arcillosos y margas. Los yacimientos cupríferos se encuentran en el contacto y corresponden a depósitos metamórficos de contacto.

La mina "San Miguel", dista unos 15 Km. de Calama donde el terreno está cubierto por más de 60 pertenencias. Hace nueve años explotaron allá una zona ancha de sulfato de cobre, mezclado con sulfatos de hierro de color amarillo y morado y con atacamita. Después

de mantener una explotación durante dos años y de encontrar piritas de hierro, ya en 10 m. de profundidad abandonaron el trabajo. El rajo mide 10 m. de ancho por 10 m. de hondura y 30 m. de largo. Un socavón pequeño comunica el frente del rajo con la falda parada del cerro. Se encuentran en la mina varios minerales raros como coquimbita y otros; además, se encuentran minerales de contacto como epidota, granates, etc.



Dos Km. más al N. y en la misma línea de contacto está situada la mina "Villa Esperanza" con un pequeño rajo de explotación. El mineral principal es especularita (hierro oligisto), además, se encuentra algo de sulfato de cobre y de óxidos de cobre y de hierro. La mina no tiene importancia.

Otros dos Km. más al N., pero no en la misma línea del contacto, sino en el contacto poniente de una isla de calizas que se encuentra dentro del granito (véase croquis), está situada la mina "Tresbalón" con unos pocos trabajos pequeños y de pocos metros de extensión y hondura. Los minerales consisten de hierro oligisto mezclado con algo de cobre, como sulfato y cloruro que según dicen, tiene una ley de oro. En esta mina también se encuentran muchos minerales de contacto; por lo demás no tiene importancia.

### ATAHUALPA

Unos 20 Km. al N. de Chuquicamata y a 3,100 m. de altura s. n. m. se ven en la falda parada S. de un cerro algunas labores mineras que consisten de dos o tres pequeños socavones con rajos de explotación arriba. La roca del cerro es granito y el yacimiento trabajado corresponde a una veta plomífera que tiene un rumbo N. N. E. e inclinación parada E.

S. E. La potencia varía de pocos decímetros hasta 1,70 m. y en partes se divide en varias ramas. El afloramiento es visible por más o menos 1 Km. La veta fué trabajada ya hace 50 años, pero sin dar beneficio, debido a la gran distancia de la mina a la costa y al flete caro. En el tiempo de mi visita habían comenzado de nuevo a trabajarla con pocos hombres siguiendo las partes más ricas de la veta. El relleno consiste de cerusita, galena y algo de blenda. La ganga es baritina, cuarzo y calcita. Los trabajos se extienden sobre unos 300 m. de la corrida, pero todavía tienen poca hondura.

### CHUQUICAMATA

SITUACION.— En la región de Calama el terreno comienza a ascender desde la pampa salitrera a los contrafuertes de la Alta Cordillera. En estos contrafuertes, a una altura de 2,700 m. s. n. m. y a 22 Km. al N. de la estación de Calama se encuentra el gran Mineral de Chuquicamata, propiedad de la Chile Exploration Co. Ltd., cuyas pertenencias comprenden los terrenos de una serie de minas antiguas, pequeñas, trabajadas anteriormente en escala reducida. Los establecimientos están situados en 2,700 a 2,800 m.; la mina hasta 3,000 m.

El área minera consiste de 629 pertenencias con una extensión de 903 hectáreas. Además, posee la Compañía 584 pertenencias con una superficie de 2,786 hectáreas.

Colindante con esta área al N. y E. todavía existían hace poco algunas pequeñas minas que trabajaban vetas cupríferas en forma rudimentaria y, así, se encuentran allí al lado de la mina más grande y más moderna las minas más primitivas y pequeñas. Actualmente estas minas han sido compradas por la Compañía.

El agua principal de la región es la del río Loa que pasa por Calama y desde cuyo curso superior salen dos cañerías a la mina. Unos 210 litros por segundo quedan disponibles para todos los fines de la mina.

La Compañía posee también la fuerza hidráulica del río Loa, pero actualmente todavía está produciendo la fuerza necesaria en la gran estación eléctrica de Tocopilla, alimentada por petróleo. Este establecimiento está suministrando unos 40,000 k. w. por hora por medio de la línea aérea de 140 Km. de largo hasta la mina.

POSICION GEOLOGICA.— Toda la región de la mina consiste de granito hornbléndico de edad postjurásica, que forma un grupo de

cerros de distinto tamaño. En la zona de mineralización esta roca se presenta muy descompuesta por los agentes mineralizadores, sericitizado y, en partes, silicificado, pero a mayor distancia del yacimiento se pueden distinguir claramente los cristales rosados de la ortoclasa, los blancos de la plagioclasa, los negros lucientes de la hornblenda, las escamillas de la biotita y los granillos incoloros del cuarzo.

El yacimiento corresponde a una zona de fractura que se extiende 2,5 Km. en la dirección N. S. y de 300 a 450 m. en la dirección E. O. Hacia el S. el ancho es más grande, pero la mineralización se termina casi abruptamente. Hacia el N. la mineralización está ligada más íntimamente a ciertas grietas y vetas de las cuales las dos principales corren en dirección N. NE. y E. NE. dando vuelta al rumbo del yacimiento en esta dirección.

La extensión hacia abajo no es vertical sino con una inclinación parada al O.

Este "Stockwerk" consiste de innumerables hendiduras, grietas y grietas con rumbo en todas direcciones que están todas llenas de minerales de cobre, de hierro y de ganga. Algunos geólogos suponen dos períodos de quebramiento, el primero seguido por una acción química que dió por resultado la sericitación y silificación del granito; el segundo por la metalización. En este caso se deberían encontrar los minerales de cobre siempre encima de los elementos de la ganga o en hendiduras de ellos, pero parece que no se han hecho tales observaciones y por eso bastaría la suposición de un solo período de quebramiento que posiblemente ha durado algún tiempo. Durante y después de éste ascendieron soluciones metalíferas por la zona de fractura y depositaron en sus innumerables grietas y hendiduras los elementos de ganga como también los minerales de cobre y de hierro.

Antes de la formación de la Compañía Norteamericana, las vetas mayores fueron explotadas por particulares y sociedades pequeñas que se contentaron con sacar solamente los minerales más ricos. Después de comprar estas minas pequeñas adyacentes al N. ejecutaron en el tiempo de mi visita sondajes para investigar el terreno, especialmente entre las dos vetas referidas más arriba. Incluyendo esta zona marginal se puede estimar el largo total de la zona mineralizada en 3,5 Km.

Son numerosos los minerales de cobre que se encuentran en las minas; los más frecuentes son los siguientes:

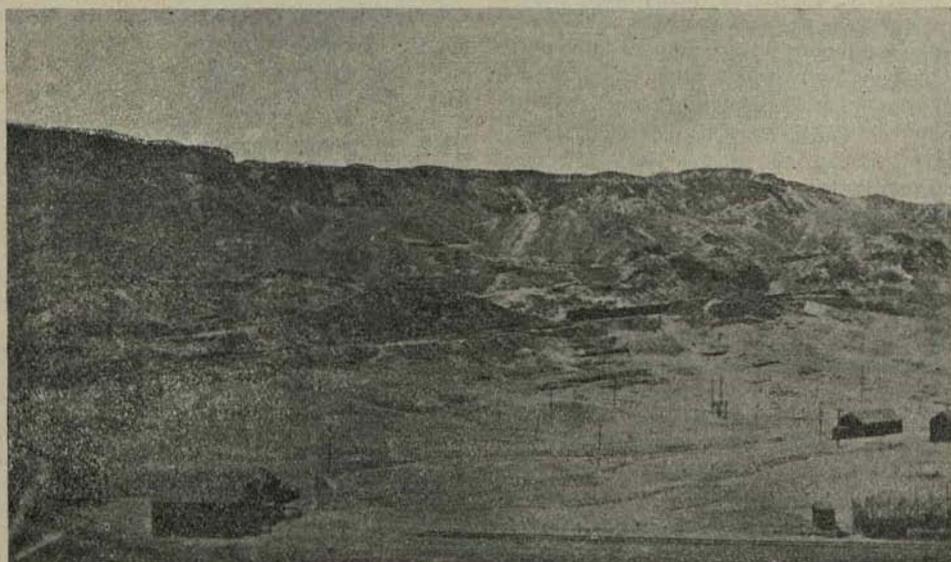
	% Cu
Calcantita (sulfato) $\text{Cu SO}_4 + 5 \text{H}_2\text{O}$ ..	24,4
Brochantita (sulfato básico)	
$\text{Cu SO}_4 + 3 \text{Cu (OH)}_2$ .....	56,2
Blödita (blanco)	
$\text{Mg SO}_4 + \text{Na}_2 \text{SO}_4 + 4 \text{H}_2\text{O}$	
Mirabilita $\text{Na}_2 \text{SO}_4 + 10 \text{H}_2\text{O}$	
Alunita $\text{K}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3 + 4 \text{SO}_3 + 6 \text{H}_2\text{O}$	
Pisanita $(\text{FeCu}) \text{SO}_4 + 7 \text{H}_2\text{O}$	
Copiapita $2 \text{Fe}_2\text{O}_3 + 5 \text{SO}_3 + 18 \text{H}_2\text{O}$	
Coquimbita $2 \text{Fe (SO}_4)_3 + 9 \text{H}_2\text{O}$	
Natrocalcita	
$\text{Na}_2 \text{SO}_4 \text{Cu(OH)}_2 (\text{SO}_4)_5 2 \text{H}_2\text{O}$	
Kröhnkita $\text{Cu SO}_4 \text{Na SO}_4 2 \text{H}_2\text{O}$ .....	18,7
Limonita $2 \text{Fe}_2\text{O}_3 2 \text{H}_2\text{O}$	
Hematita $3 \text{Fe}_2\text{O}_3 \text{H}_2\text{O}$	
Atacamita $\text{Cu}_4\text{O}_3 \text{Cl}_2 3 \text{H}_2\text{O}$ .....	59,4
Cuprita $\text{Cu}_2\text{O}$ .....	88,8
Calcosina $\text{Cu}_2\text{S}$ .....	79,8
Covelina $\text{Cu S}$ .....	67,4
Bornita $\text{Cu}_3 \text{Fe S}_3$ .....	55,5
Enargita $\text{Cu}_3 \text{As S}_4$ .....	48,3
Calcopirita $\text{Cu Fe S}_2$ .....	34,5
Pirita $\text{Fe S}_2$	

Es notable para las minas de Chuquicamata el hecho de que el Mineral principal en la zona superior sea la brochantita, un mineral comparativamente raro que se encuentra en algunas otras minas como Lomas Bayas y otras, pero en ninguna otra región minera desempeña igual papel. Sólo en aquel lugar se encontraron las condiciones para la formación del mineral, mientras que la calcantita, otro mineral principal de Chuquicamata se encuentra asimismo en muchas otras minas del desierto de Atacama.

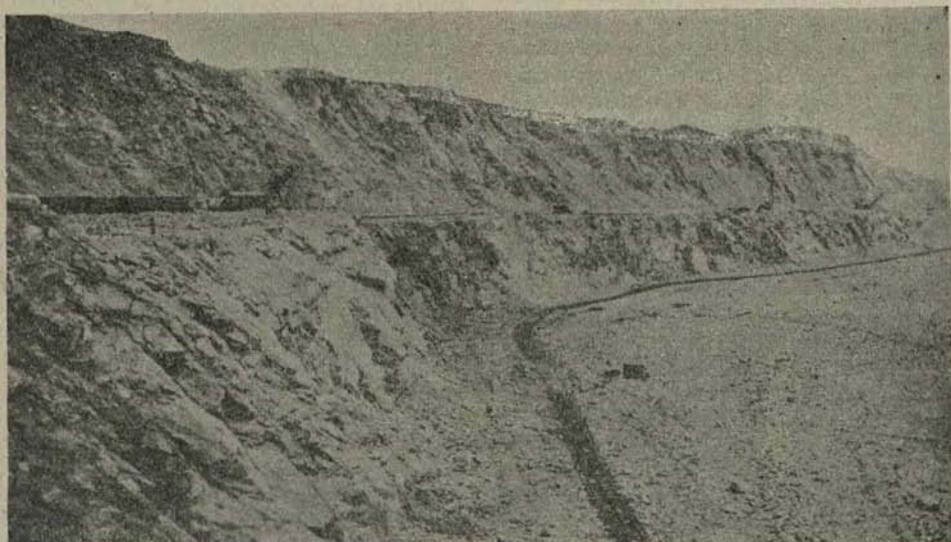
Después de un período de mucha lluvia y erosión durante el cual los sulfatos formados por la descomposición de los sulfuros descendieron y causaron en los sulfidos la formación de calcosina y covelina, vino gradualmente un espacio de tiempo muy largo de sequedad que todavía continúa en la actualidad, cuando los sulfatos formados se disolvieron y se arrastraron cada vez menos y finalmente se han acumulado en este depósito el más grande conocido en el mundo.

Debajo de la zona de oxidación sigue una zona con calcosina y covelina como minerales principales y más abajo la zona inferior con calcopirita y pirita de hierro y enargita. Como la brochantita, también la enargita es un mineral raro y se encuentra siempre en rocas eruptivas de edad moderna.

La zona superior con los minerales de color



25.—Mineral de Chuquicamata.—La mina vista del Poniente



26.—Mineral de Chuquicamata.—Terrazas del arranque

se extiende en partes hasta 130 m. de profundidad, pero en otras partes es menor. La zona de minerales mezclados (minerales de color y sulfuros) tiene más o menos 100 m. de ancho. Sigue para abajo una zona de calcosina pura con un ancho menor y en fin la zona inferior con enargita, calcopirita y pirita de hierro que continúa hasta los planes de los sondajes.

Es claro que las zonas distintas no tienen el mismo ancho en todas partes sino que varían en su hondura, en partes aún se encuentran minerales mezclados ya cerca de la superficie mientras en otras partes de la superficie existen trechos pobres, los restos de la zona lixiviada.

**CANTIDAD Y VALOR DEL MINERAL EXISTENTE.**—La investigación de la mina con respecto a la cantidad y al valor del mineral existente se efectuó por medio de 149 sondajes con un total de unos 20,000 m. de perforación. Se empleaba el sondaje por percusión y se ensayó el polvo sacado de los barrenos. Según los resultados obtenidos se calcula la existencia y el valor del mineral comprobado como sigue:

Clase de mineral	Cantidad tons.	Ley en cobre % p. T. M.
Mineral oxidado . . . . .	232.900,000	1,86
id. mezclado . . . . .	73.100,000	2,89
id. pirítico . . . . .	48.700,000	3,36
<b>Total . . . . .</b>	<b>354.700,000</b>	<b>2,18</b>

Los taladros llegaron a honduras distintas, los más hondos alcanzaron 500 m. de profundidad, y casi todos terminaron en sulfido. Incluyendo el mineral probable, se calculó:

		% en cobre
Mineral oxidado . . . . .	339.000,000	1,91
id. mezclado . . . . .	151.000,000	2,98
id. pirítico . . . . .	200.000,000	1,84

En Enero de 1921, se calculó el mineral oxidado en 329.000,000 de toneladas. Desde entonces no se han hecho nuevos cálculos. En estos cálculos no están incluidas las regiones no aprovechables encontradas. Los resultados más importantes del trabajo desde 1915 fueron como sigue:

Año	Mineral tratado Tons.	% Cu	Cobre producido lbs.	Costo por libra ct. oro am.	Extrac- ción
1915	625.394	1.71	10.944.000	18,55	66,87
1916	1.742.748	1.74	41.306.000	15,46	77,15
1917	2.904.590	1.76	88.370.000	16,75	81,8
1918	3.745.083	1.64	102.136.000	13,30	82,2
1919	2.961.465	1.62	76.718.000	13,01	86,0
1920	4.243.301	1.54	111.132.000	10,7	89,7
1921	1.671.936	1.70	54.000.000	10,8	91,07
1922	4.375.983	1.69	134.588.508	9,2	89,62
1923	7.057.776	1.66	204.897.590	8,1	90,15
1924	7.221.77	1.64	212.325.972	8,0	89,73

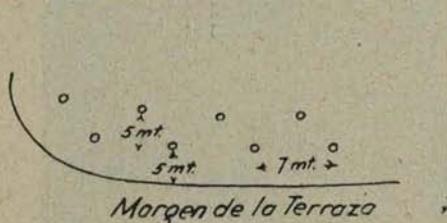
Después de constatar la extensión de la zona mineralizada y la ley del mineral en las tres zonas precitadas arriba, quedaron por resolver sólo problemas de mecánica y química.

**LA EXPLOTACION.**—La explotación del mineral se efectúa a cielo abierto, en terrazas cuya extensión y ancho dependen del terreno y que se encuentran a distancias verticales de 12 a 16 m. una de otra. Anteriormente se hicieron las canchas a distancias verticales mayores hasta 50 m. una de otra, porque con los planos de ataque más altos cayó una cantidad mayor de mineral, empleando comparativamente menores cantidades de explosivos. Sin embargo, resultaron muchos pedazos grandes que tenían que volarse de nuevo, lo que causó gastos adicionales. Además, con las paredes altas el peligro para los operarios y las máquinas valiosas es más grande. Después de experimentar con varias alturas y distintos explosivos y con diferentes maneras de distribución se ha encontrado, que una altura de 12 m. para las paredes entre las terrazas o niveles de arranque es la más económica.

El arranque del mineral se efectúa de tal manera que primero se afloja el margen de la terraza por medio de tiros para hacerlo desa-

gregarse y permitir su extracción por las palas eléctricas. Estos tiros anteriormente se efectuaban mediante túneles o socavones corridos detrás de la pared de la terraza. De esta manera se pudo aflojar una cantidad de mineral mucho más grande que la aflojada por la misma cantidad de pólvora repartida en varios taladros, pero por razones ya mencionadas arriba este método resultó más costoso, y por eso se emplean túneles ahora en menor proporción. Después de probar otros procedimientos se llegó a un sistema más favorable, y que es el que se emplea actualmente.

En el margen de la terraza, de 5 a 7 m. distante de la cuesta se lleva una línea de taladros 7 m. distantes uno de otro y 5 mts. atrás



otra línea como se ve en el croquis adyacente. En las partes más duras se toman distancias menores. El diámetro de los taladros arriba es de 6 pulgadas. Se profundizan los taladros hasta 2 m. debajo de la cancha próxima y se les carga con pólvora negra, en las partes más cercanas de la superficie, donde la roca es más blanda, y con dinamita en las partes más hondas, donde la roca es más firme.

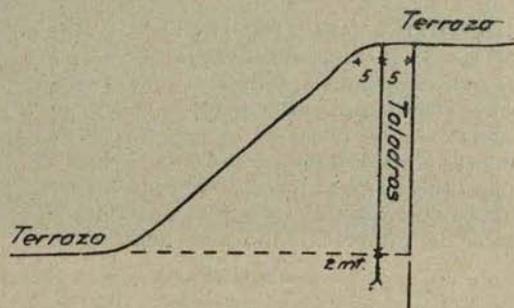
Se emplean "churndrills" con los cuales se efectúa 1,2 a 1,3 m. por hora. El estado de agrietamiento de la roca a menudo causa dificultades.

En los remates de los taladros para la pólvora se efectúa un ensanchamiento antes de cargar haciendo explotar en ellos una carga pequeña de dinamita, y en el espacio más grande causado se puede colocar una cantidad correspondiente más grande de pólvora para lograr un mayor efecto de trituración. La carga consiste de media tonelada de pólvora en las partes superiores y de 4 a 6 cajones de dinamita en la roca más dura abajo.

Actualmente se trabajan 12 canchas, de las cuales las superiores se hallan en la parte N. del yacimiento, las inferiores en la parte S. En el croquis adyacente se ve la distribución de las canchas.

Después de la explosión se acercan las gigantes palas eléctricas en la cancha inferior para cargar el material quebrado a los trenes que siempre deben estar listos cerca de las palas. Las palas más grandes empleadas, marca Bucyrus, pueden levantar, según indicaciones del Gerente General, hasta 15 tons. y efectuar la carga de 3,000 tons. diarias. Las más pequeñas levantan 7 tons. La energía para el movimiento de las palas y para las perforadoras para triturar los pedazos grandes, es llevada mediante cables.

El equipo actual de palas consiste de 16 palas "standard" y dos palas "revolving" (Bucyrus). Las primeras (capacidad 7 tons.) tienen "caterpillar traction" en lugar de ruel-



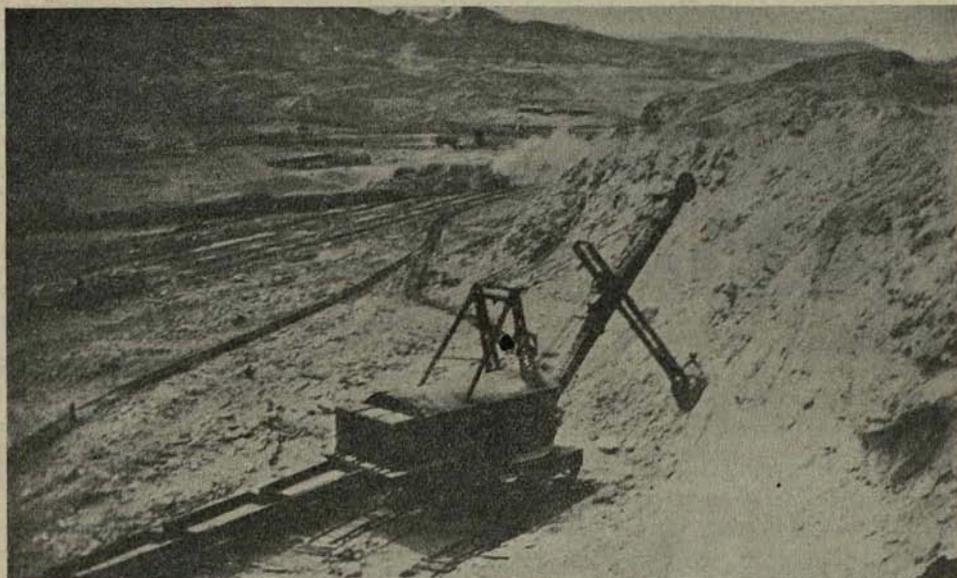
das en rieles, para ahorrar el tiempo para colocar los rieles. Tres de las últimas están en curso de construcción. Estas palas más grandes pueden cargar de una cancha a la cancha próxima arriba. Los carros de las líneas férreas que comunican la planta de beneficio con las canchas de la mina tienen una capacidad de 60 y 70 tons.

La línea de ataque, es decir el largo total de las canchas de arranque mide unos 10 Km.

Una gran parte del material arrancado es muy pobre para el tratamiento, se le carga también en carros y se le bota en los desmontes.

En el año pasado se removieron 5.617,910 tons. a los desmontes o 44% del material arrancado. Actualmente, a veces el estéril sobrepasa la cantidad del mineral arrancado, debido a la necesidad de preparar la mina para una explotación más intensa de 60% más en el año próximo, después de terminar las construcciones nuevas para la planta de beneficio. Además, ya se debe formar un declive seguro en el margen oriente y poniente de la mina, lo que hace necesario arrancar partes del margen estéril.

Hasta ahora todo el mineral que se arranca y trata es de color y lixiviable, pero ya están a la vista medio millón de toneladas de mineral



27.—Mineral de Chuquicamata.—Una pala eléctrica tipo «Bucyrus» en trabajo



28.—Mineral de Chuquicamata.—Vista general del campamento y de la planta de molienda

mezclado (mineral de color con sulfuros) que pronto se debe arrancar y depositar para un tratamiento futuro combinado, es decir, lixiviación y concentración. Se calcula que en unos 5 años la existencia del mineral mezclado será suficiente para tratarlo en un establecimiento correspondiente. Hasta ese tiempo se debe haber decidido la adopción de un procedimiento adecuado.

En varios puntos están en ejecución sondajes con barrenos rotativos y acero granulado, que producen testigos de 5 1/2' de diámetro. Estos sondajes sirven para constatar el límite del mineral oxidado y el principio de los sulfuros, límite cuya distancia de la superficie varía mucho.

Actualmente (Oct. 1925) se transportan a la planta de beneficio 20,000 tons. diarias, mientras la misma cantidad o más de material estéril se bota al desmonte.

**BENEFICIO.**—Los establecimientos de trituración, lixiviación, fundición, etc., se encuentran en más o menos 2 Km. de distancia de la mina y comunican con ésta por varias líneas férreas.

Exigiría mucho espacio describir todas las maquinarias y aparatos modernos de evacuación, trituración, transporte y otras más. Daré aquí sólo una descripción general de las operaciones.

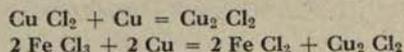
Después de pasar por un boleador y un ascensor el mineral pasa por cuatro sistemas de chancadoras y molinos y es transportado mediante correas de transporte de uno al otro. Encima del primer sistema de correas están suspendidos electro-imanes que extraen todas las materias de hierro contenidas posiblemente en el material procedente de la mina, para salvar así a las chancadoras, que en seguida trituran el mineral. La trituración gradual asegura partículas más proporcionadas y produce pocos finos. Estos podrían dificultar el proceso de lixiviación. En el mismo sentido hace un efecto favorable la distribución mecánica del material a los estanques de lixiviación. Por el último sistema de chancadoras el material se reduce a un tamaño de 3/8 de pulgada y después es transportado a los grandes estanques de lixiviación, construídos de cemento, de los cuales 6 tienen una capacidad de 10,000 y 3 de 12,000 tons. y que se descargan por medio de grandes grúas giratorias. La descarga dura de 8 a 10 horas. Como solución para la lixiviación se emplean varias leyes de H<sub>2</sub> SO<sub>4</sub> y el sistema de la distribución de las diferentes soluciones a los

estanques según necesidad y experiencia, es complicada. La lixiviación dura 4 días, el último día se necesita para limpiar y drenar. El consumo de agua 0,15 t. p. t. mineral; 8% de humedad permanece en los relaves.

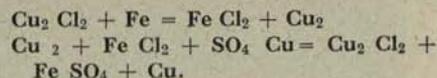
El ácido sulfúrico para la lixiviación se produce del mineral mismo, debido a la presencia de sulfatos, de modo que no se necesita añadir estas substancia de afuera. Este proceso se emplea desde 1922, mientras que antes se tenía que producir el ácido en una fábrica propia.

Otros dos inventos han contribuído mucho a abaratar los gastos y levantar la empresa a un estado lucrativo; la descloruración de la solución de cobre y los ánodos nuevos de cobre silicoso.

Causado por la presencia de atacamita entran también cloruros a las soluciones en el proceso de lixiviación, lo que es perjudicial para la electrolisis. La eliminación del cloro se hace en la planta descloruradora, donde se agita la solución con cobre cementado y con eso se reduce el cloruro cúprico a cuproso que es casi insoluble y se precipita, y el cloruro férrico a ferroso, según las fórmulas:



La solución en parte se trata con granallas de hierro para depositar el cobre, según las fórmulas siguientes:



Una parte del cobre precipitado es usado en la planta descloruradora y el resto va a la fundición donde es usado para la fabricación de ánodos solubles.

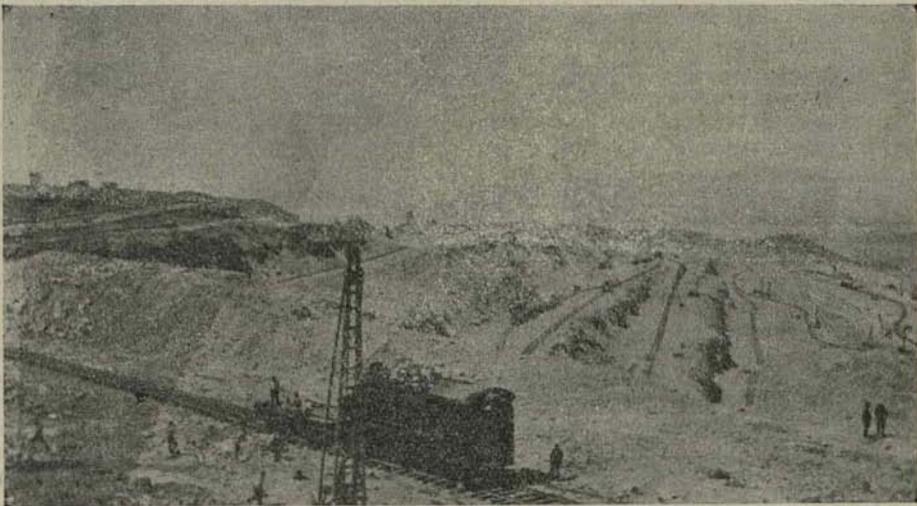
La planta descloruradora también se emplea para recuperar el cobre contenido en las soluciones desechadas que salen de la planta de electrolisis. Se tratan esas soluciones con cloruro férrico para formar cloruro cúprico, lo que se trata como se ha expuesto arriba.

Otras impurezas como nitratos, cuyo contenido fluctúa entre 0,1 y 0,01% se mantienen debajo de un máximo por botar de vez en cuando una parte de la solución y reemplazarla por solución fresca. De esta manera se originan las soluciones desechadas mencionadas arriba.

La introducción del nuevo ánodo insoluble causa un ahorro de un centavo (oro ame-



29.—Mineral de Chuquicamata.—Planta de precipitación



30.—Mineral de Chuquicamata.—Las terrazas en la parte sur de la mina (Octubre 1925)

ricano) de los gastos de producción por libra de cobre. Los ánodos anteriores eran muy costosos, se disolvían muy pronto contaminando la producción especialmente por fierro. La composición de los nuevos, que son prácticamente insolubles, es la siguiente:

- 60% cobre
- 25% silicio
- 8% fierro
- 7% impurezas (plomo, estaño, manganeso, etc).

La solución cuprífera entra a los estanques de precipitación electrolítica con 5% de cobre y salía anteriormente con 1,5% de Cu. Continuamente se hacían y todavía se están haciendo experimentos para mejorar los métodos de lixiviación y precipitación, y como se ve en los informes anuales se ha mejorado cada vez más el porcentaje de extracción, que actualmente es más de 90%.

El número de los estanques de precipitación actualmente alcanza a 894 de dimensiones 1,1 por 1,7 por 5,6 m. cada uno con 45 cátodos. Las planchas de cobre obtenidas en la precipitación con peso de 150 libras, van a la fundición donde se las transforma en barras, lingotes, etc., para la venta.

**AUMENTO DE LA CAPACIDAD.**—Actualmente la Compañía está construyendo una planta adicional de trituración y cuatro estanques más de lixiviación con capacidad de 12,000 toneladas cada uno. Las otras faenas también obtendrán el ensanchamiento correspondiente de manera que la producción subirá en un 60% sobre la actual. La capacidad de los establecimientos actuales es de 22,000 tons. diarias, en los establecimientos nuevos se podrán tratar 13,000 tons., resultará una capacidad total de 35,000 tons. diarias. Las construcciones estarán terminadas dentro de un año.

La planta de fuerza de Tocopilla, turbinas a vapor acopladas directamente a generadores eléctricos y los cables de transmisión, ya han sido llevados a una capacidad correspondiente y pueden suministrar actualmente 90,000 k. w. en lugar de los 70,000 de antes. El 83% de la fuerza recibida en Chuquicamata se necesita para la precipitación eléctrica del cobre y sólo 17% para el arranque del mineral y como fuerza motriz.

Con el aumento de la capacidad se producirán 350,000,000 de libras de cobre en un año.

La mina tiene talleres y maestranzas de

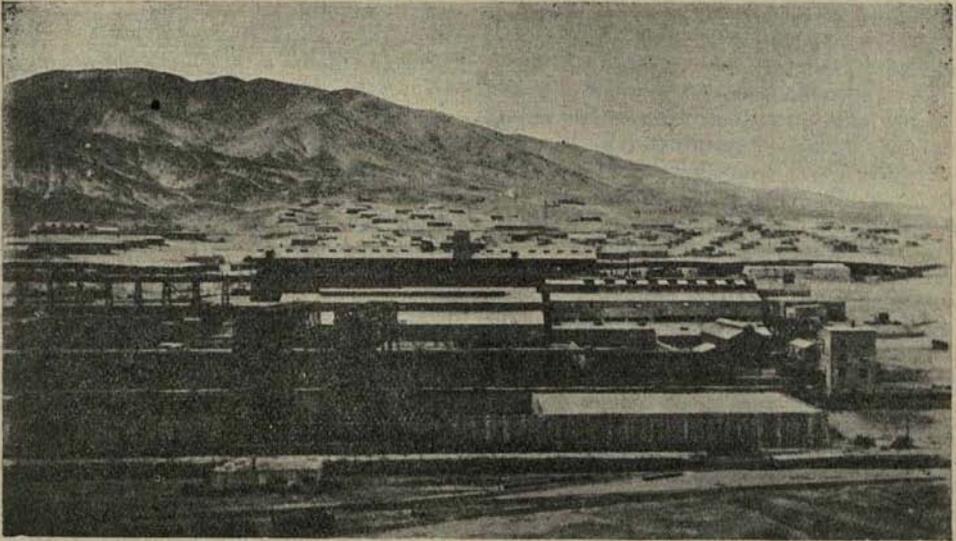
toda clase y de una escala muy grande. No solamente se ejecutan todas las reparaciones, si no también se fabrican todos los carros de ferrocarril, máquinas, palas, eléctricas, chancadoras, electrodos y otros aparatos y útiles para las faenas.

Hay dos campamentos separados por 2 km. de camino, uno para los empleados, principalmente norteamericanos y otro para los obreros, principalmente chilenos, ambos con condiciones buenas para la vida. Hay varios almacenes de propiedad de la Compañía que venden sin ganancia. Además, hay almacenes particulares, un hotel, una casa para huéspedes de la Compañía, un hospital, escuelas, varios clubs, campos de sport, etc. El clima es sano pero frío y con mucho viento en invierno, la región es un desierto sin vegetación. La población actualmente alcanza a 17,000 habitantes, de los cuales 9,000 son operarios y empleados. Durante los trabajos de construcción van a subir hasta 20,000.

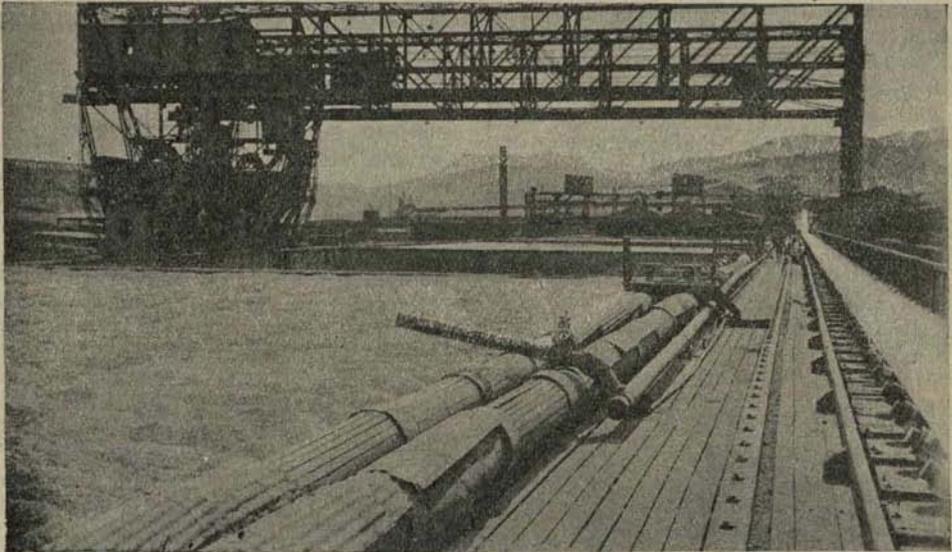
**CONCLUSIONES.** — Chuquicamata es un mundo por sí mismo. El yacimiento de cobre que sirve de base para la empresa es el más grande del mundo y, después de ejecutar la amplificación de las faenas, en construcción, la magnitud de la empresa sobrepusará las grandes minas de la misma clase en los Estados Unidos, que actualmente son las mayores en el mundo.

Es claro que con tal empresa gigantesca es necesario hacer experiencias con el arreglo general de las instalaciones y construcciones, con el arranque del mineral, con los materiales, explosivos, maquinaria de transporte, la trituración, la lixiviación, la precipitación, etc., etc. Pero no sólo con las operaciones habría que hacer experiencias sino también con los operarios y empleados, y se necesitaron años hasta encontrar los métodos y materiales más efectivos y baratos y los hombres más aptos.

Estos experimentos añadieron sumas considerables a los gastos de trabajo e instalaciones y que consumieron fuera del capital líquido, 60 millones de dólares en bonos de y 67%. Vino como consecuencia de la guerra mundial la depresión en el mercado del cobre, y cualquiera otra Empresa con menos créditos y confianza habría fracasado. Es el mérito de la casa Guggenheim y de los directores, gerentes y consultores de la Chile Exploration Co., el no haber perdido la confianza en el porvenir de la Empresa. Desde fines de 1922, la dirección pasó de la Casa Guggenheim a



31.—Mineral de Chuquicamata.—Planta de molienda



32.—Mineral de Chuquicamata.—Estanques de lixiviación

manos de la Compañía Anaconda que sigue con los trabajos y el desarrollo de la Empresa en la misma forma.

El cuadro de más arriba hace ver la reducción sucesiva de los gastos de producción y el desarrollo de la última. Al fin de 1921 (tiempo de mi primera visita) los gastos y el precio del cobre se equilibraban aproximadamente, siendo más o menos 13 cent. (oro am.) por libra. Debido a las mejoras importantes referidas arriba en la lixiviación y precipitación como también en el arranque del mineral, los gastos bajaron mucho; además, el mercado se normalizó y la producción pudo aumentarse considerablemente, lo que influyó en sentido muy favorable a la reducción de los gastos por unidad.

Actualmente (1) el precio del cobre es de 15 cent. oro por libra y los gastos de trabajo por libra son un poco más de la mitad de esta suma, incluso transporte del cobre al mercado, impuestos, seguros, amortizaciones y oficinas en el extranjero. La ganancia pues es importante y llegará a ser correspondientemente mayor con el aumento futuro de la producción.

La exposición de arriba fué escrita hace un año y medio; mientras tanto el precio del cobre ha bajado y con este motivo las ganancias no fueron tan grandes como las expectativas que se tenían al respecto. Sin embargo, la ampliación del los establecimientos de beneficio ha sido ejecutada de manera que pueden producirse 350 millones de libras de cobre en un año. Un aumento tan grande, naturalmente depende también del mercado y por eso debe efectuarse paso a paso.

La producción de los últimos 2 años fué:

Año	Min. tratado (short tons)	Ley	Ex-tracción	Producción lbs.
1925	7.785,875	1,593	90.36	219.516,420
1926	8.297,357	1,516	88.34	221.293,736

### EL ABRA

**SITUACION.**—Desde la estación Conchi Nuevo del ferrocarril de Antofagasta a Bolivia, sale un ramal a Conchi Viejo, con 22 Km.

(1) Noviembre 1925.

de largo. De uno a dos Km. al N. O. de esta estación está situada un grupo de minas de las cuales las principales son: Anita, San Francisco, Fortuna, La Tila, Santa Luisa, La Rosa, Riqueza y Cruz Roja. La altura s. n. m. es 3.500 m. Medio Km. al oriente del grupo se encuentra la antigua población de Conchi, anteriormente con centenares de habitantes, ahora con pocas casas restantes y media docena de habitantes, los cuidadores de las minas de la región.

Unos 14 Km. más al N. O. se encuentra otro grupo de minas de cobre y de oro en una altura de 4.200 m. La mina principal de la región es la María; otra mina de importancia trabajada es la Ojo de Gallo. Además, hay otras minas de menor importancia y varias minas de oro como la Diógenes y la San Pablo. Actualmente todas las minas están de para e inaccesibles.

**GEOLOGIA.**—La comarca de El Abra ya pertenece a la región de la Alta Cordillera, no solamente por la situación alta sino también desde el punto de vista petrográfico, pues está compuesta totalmente de rocas neovolcánicas e intrusivas modernas. Cerca del pueblo antiguo predominan los efusivos como traquita, andesita con sus tobas y brechas, en partes atravesadas por filones de rocas más modernas. Los cerros más arriba, hacia el N. O. consisten casi totalmente de rocas intrusivas graníticas. Por lo demás la superficie especialmente en las partes menos abruptas, está cubierta por rodados y arena.

Los yacimientos consisten de vetas de cobre y zonas de impregnación a lo largo de las vetas y grietas mineralizadoras. Como la roca encajadora pertenece a las rocas ácidas, los minerales de cobre tienen una ley de oro, y en el grupo superior hay varias vetas puramente auríferas.

**GRUPO ANITA.**—En el grupo con la mina principal Anita, la roca es traquita cuarcífera por la cual corren grietas verticales con rumbo general N. O.—S. E. Hay varias que cruzan las otras, pero todas se encuentran más o menos mineralizadas, y desde ellas las soluciones cupríferas penetraron a las cajas y mineralizaron también una parte de la roca encajadora formando zonas de impregnación y de metasomatismo. La roca inmediatamente a lo largo de las grietas fué metalizada más ricamente que a mayor distancia, y estas "vetas" se siguieron y explotaron en partes hasta 40 y 50 m. de hondura como dicen los mineros. Más abajo probablemente comienzan

los sulfuros y el mineral queda muy pobre para la explotación. Un pique, según dicen, alcanza 80 m. de hondura, pero su parte inferior está en broceo.

Las zonas mineralizadas dieron mayores cantidades de mineral y alcanzan anchuras de 4 a 10 m. Fueron explotadas a cielo abierto y parcialmente también por trabajos subterráneos. Pero como la explotación fué ejecutada por pirquineros, estos trabajos no alcanzan gran hondura. Actualmente todos los trabajos están derrumbados. Se extienden dentro de un terreno de 300 m. de largo y 100 m. de ancho; más allá la mineralización desaparece.

Los minerales principales consisten de silicato, sulfato, cloruro y algo de malaquita, en hondura mezclados con calcosina; la ganga es cuarzo y algo de calcita y yeso.

Por ser muy liviana la roca, los mineros emplearon maritatas a mano para las cuales llevaron el agua del arroyo 300 m. más abajo. Según dicen los cuidadores, los minerales y concentrados vendidos alcanzaron una ley de 25% de cobre, con una ley apreciable en oro.

Los desmontes en partes aparecen pobres, en otras partes pueden contener hasta 8% de cobre; en total la cantidad existente puede alcanzar a 40.000 toneladas con 4% de cobre por término medio.

Probablemente todavía existe una cantidad de mineral abajo en las minas, pero para una explotación remunerativa sería necesario un tratamiento de los minerales para concentrar o lixiviarlos. Antes se debe investigar por experimentos si se prestan o nó para la lixiviación. En el arroyo de la quebrada que puede contener unos 3 a 5 litros de agua por segundo, según la estación del año, se tiene agua para un pequeño establecimiento de lixiviación.

Las minas fueron explotadas ya por los españoles y desde entonces periódicamente, la última vez hace unos 5 años por el dueño principal Sr. Carlos de la Fuente.

**OTRAS MINAS.**—En el camino que conduce del grupo Anita al grupo María, 14 km., se encuentran varias minas pequeñas del mismo tipo, como la mina Blanca y la mina Huantallalita, 6 km. al N. O. del grupo Anita. La primera tiene un pique de 20 metros de hondura, la última uno de 90 metros. La explotación en la última según informaciones de mi guía minero, alcanza 70 metros de profundidad al lado del pique, habiendo producido minerales escogidos de 20 a 30% de cobre con una ley en oro. Más abajo la «veta-manto» brocea con pirita de fierro como mineral

predominante. Los trabajos en la mina Blanca son más superficiales alcanzando 30 metros de profundidad y 50 metros de extensión longitudinal.

**GRUPO MARIA.**—El terreno es muy montañoso y alcanza en la mina María una altura de 4,200 metros. La roca es granito, consistiendo de dos feldespatos, cuarzo y biotita.

En la mina María que comprende 6 pertenencias de 5 hectáreas cada una se explotaron varias vetas o grietas mineralizadas con las cajas impregnadas. Las vetas son paralelas y corren en distancias cortas una de otra, pero de modo que la «mantería» entre las diferentes vetas alcanza en partes un ancho de 15 metros. El rumbo es de O. N. O. a E. S. E., la inclinación parada al S. S. O. En 1916 el dueño anterior abandonó el trabajo después de vender la mina junto con otras pertenencias situadas en Chuquicamata a la Chile Copper Co. Actualmente la mina está inaccesible. Los datos sobre la mina fueron suministrados por mi guía que es el cuidador de la mina.

La mina tiene 4 piques que se llaman de E. a O.: María, Serrano, Empalme y Germania, que se encuentran en un trecho de afloramiento de unos 800 metros de largo. El primero tiene 25 metros de hondura con los planes en agua y pirita de fierro, el segundo 40 metros también en pirita. El pique Empalme se profundizó en el empalme de dos vetas donde el enriquecimiento secundario sigue a mayor hondura, hasta 90 metros, mientras la profundidad total del pique es 170 metros, desde 90 metros en pirita. El pique Germania tiene 40 metros de profundidad con sus planes en minerales pobres de color.

Los rajos de explotación superficiales tienen anchuras de 4 a 5 metros y se encuentran principalmente cerca de los piques. Más abajo y especialmente en la parte Empalme los rajos alcanzan 6 metros de ancho.

Los minerales consisten de silicato, sulfato y cloruro de cobre, que más abajo se mezclan con covelina, calcosina y poco de calcopirita. La ley de los minerales vendidos debe haber sido mayor que 12% y con un contenido apreciable en oro, porque el trabajo en esta altura y el transporte son comparativamente caros. Como el enriquecimiento secundario alcanza sólo poca hondura, la cantidad de minerales aprovechables dejados en la mina probablemente es reducida. Hacia ambos lados las vetas empobrecen.

Hacia el O. tiene la tendencia de ramificarse, y las vetas de oro que se encuentran en esta dirección en las minas Diógenes y San

Pablo (dueño: señor Latrille, Antofagasta), posiblemente corresponden a tales ramas. Tienen sólo poco cobre y consisten en la zona de oxidación principalmente de cuarzo ferruginoso aurífero que ha sido explotado periódicamente ya desde los tiempos de los españoles. La última vez fueron abandonadas hace 30 años y ahora están inaccesibles. En tres diferentes corridas de vetas se pueden ver rajos antiguos. La potencia de las vetas, como en varias partes de los rajos se puede apreciar, es de 0.5 a 1.0 metro, y los trabajos se extienden a unos 500 metros de largo. Hacia abajo la explotación alcanza 40 metros de hondura en la Diógenes y 70 en la San Pablo. Más abajo comienza la pirita que no es aprovechable. Las cantidades explotadas y la ley de los minerales vendidos no se conocen.

Aparentemente no han quedado muchos minerales aprovechables en las minas, ya que el beneficio en las vetas es angosto y la zona de enriquecimiento secundario alcanza sólo poca hondura.

OJO DE GALLO.—Pocos kilómetros al N. de la María y algunos centenares de metros más abajo está situada la mina Ojo de Gallo del señor de la Fuente, Antofagasta. La roca aquí también es granito que en partes se encuentra atravesado por un sinnúmero de grietas,

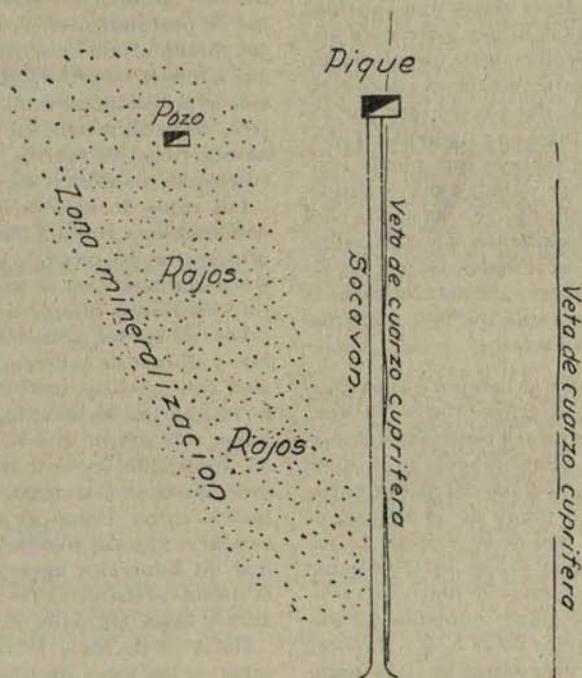
grietitas y hendiduras formando zonas mineralizadas. Las soluciones cupríferas al parecer penetraron por la roca desde las grietas más grandes y profundas de las cuales se puede observar varias en el terreno y que forman vetas de cuarzo ferruginoso y cuprífero.

Hay varias de estas zonas mineralizadas en el terreno de la mina, pero son de extensión reducida, hasta 100 metros de largo y de 10 a 30 metros de ancho; y las varias zonas se encuentran separadas una de otra por terreno estéril de varios centenares de metros de extensión.

En la zona mineralizada principal hay algunos rajos grandes de explotación a cielo abierto de 10 a 15 metros de hondura; además, han corrido un socavón de 90 metros de largo hasta un pique vertical de 84 metros de profundidad (30 metros hasta el socavón). El pique se encuentra en terreno pobre, la zona más rica se extiende al lado O. del socavón, como indica el croquis adjunto.

La mineralización termina al lado del socavón, pero varios centenares de metros más allá, en la dirección S. E. y al otro lado de la quebrada se encuentra otra zona mineralizada pequeña e igualmente otra zona en dirección S. O.

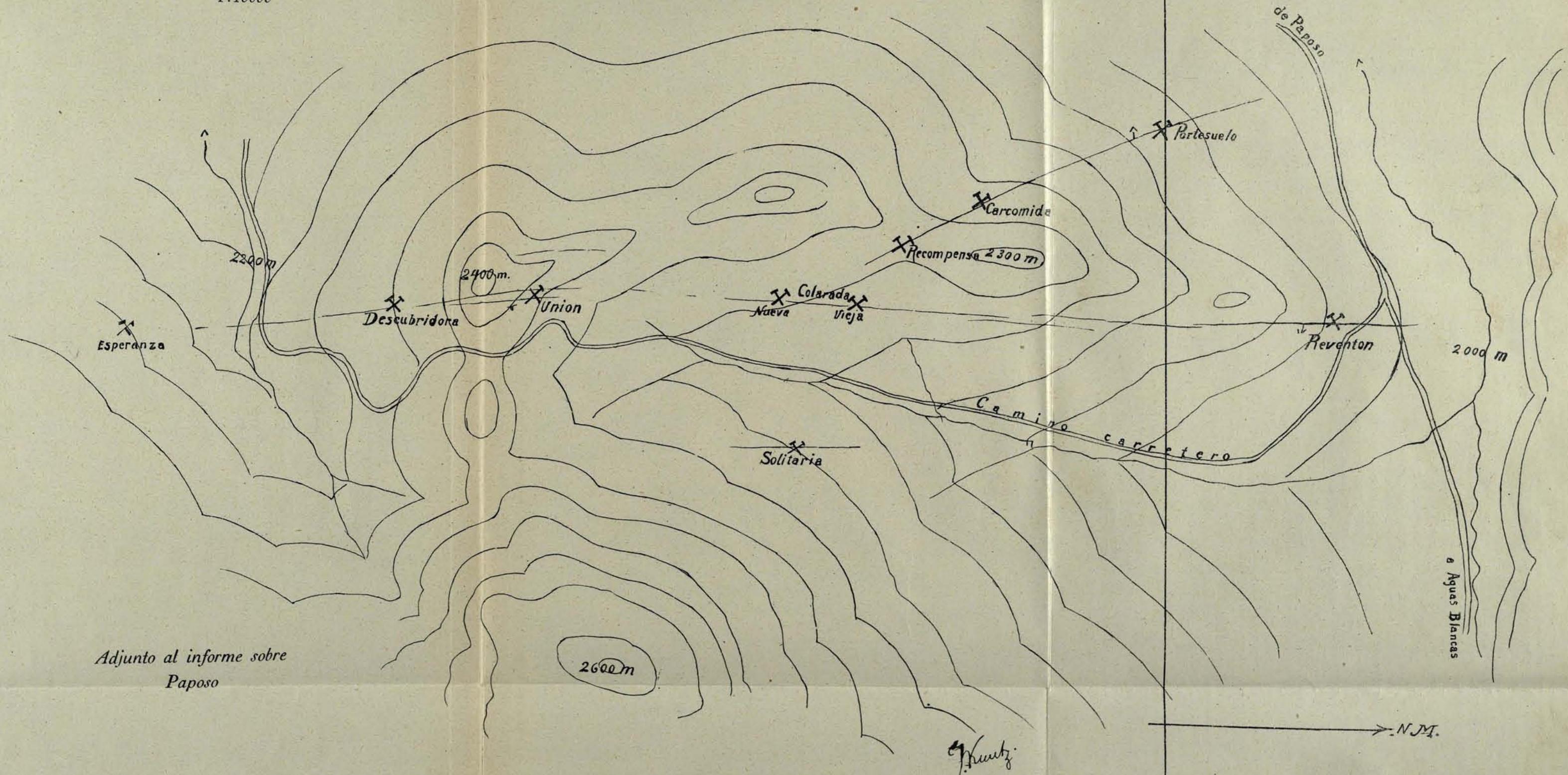
La mineralización consiste principalmente de crisocola y pecas de cuprita y es más rica



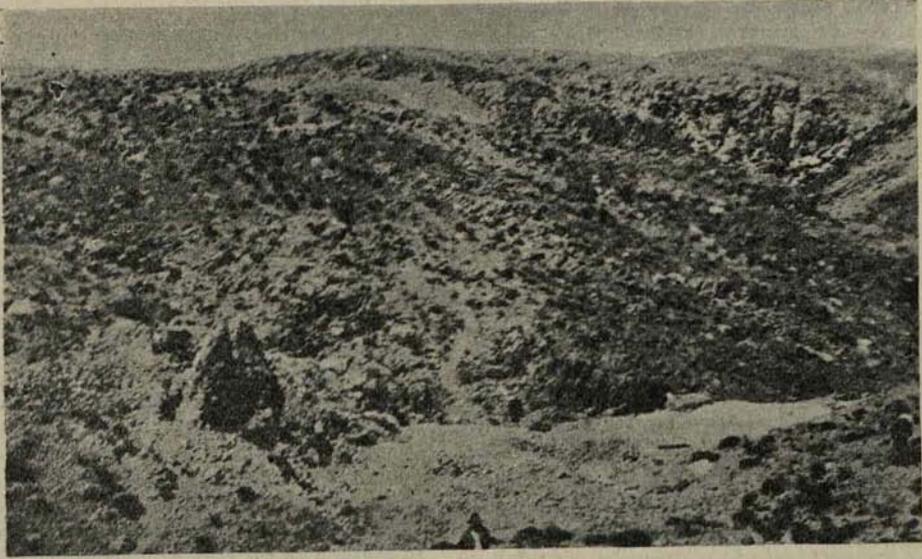
GRUPO REVENTON-UNION

Situación

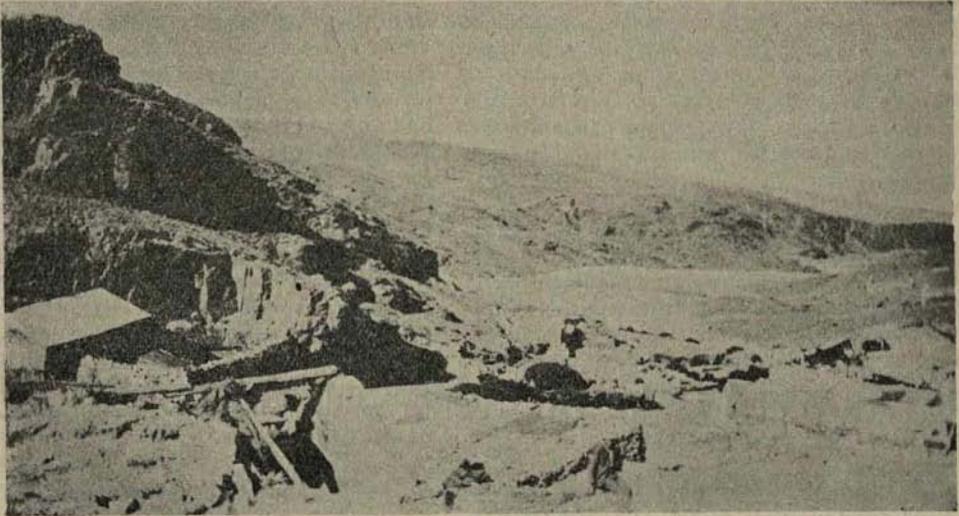
1:10000



Adjunto al informe sobre  
Paposo



33.—Mineral de Tuina—Trabajos de reconocimientos.



34.—Mineral de Abra.—El pueblo de Conchi Viejo.

al lado poniente del socavón donde los desmontes pueden contener 8%. En otras partes es más pobre. Un ensaye de un lote de 200 toneladas de mineral vendido en 1917 dió el resultado siguiente:

Cu. ....	9,92%
S. ....	1,29%
Fe. ....	0,96%
Al. ....	0,80%
CaO. ....	0,54%
Cl. ....	0,04%
As. ....	Indicios
Si. ....	75,20%
Ag. ....	41 gr. p. t.
Au. ....	0,5 gr. p. t.

Generalmente la ley de los minerales sacados por los pirquineros era más alta y alcanzaba a 14%. Durante los años 1897 y 1898 los pirquineros mantuvieron trabajos y posteriormente antes de la guerra, la American Metals Co., hizo otros trabajos de reconocimiento además del socavón y del pique.

En general, sólo una pequeña cantidad de minerales ha sido explotada y grandes cantidades quedan en la mina. Para una explotación en forma se necesita una pequeña planta de lixiviación, para la cual aparentemente los minerales se prestan bien. Por desgracia no hay agua en la vecindad con la excepción de pocos pozos en la quebrada de más abajo, pero que no contienen la cantidad suficiente ni siquiera para una planta pequeña. El agua más cercana para este fin podría ser la del arroyo de Conchi Viejo, situado a 14 km. de distancia por camino carretero. Allá se podría tratar unas 50 toneladas diarias. El problema merece una investigación más prolija.

Existen en la parte S. del departamento, en la Sierra de Plomo y en la Sierra Providencia varias vetas pequeñas de plomo que en partes han sido explotadas y todavía contienen minerales explotables; sin embargo, según informes particulares carecen de importancia.

## DEPARTAMENTO DE TALTAL PAPOSO

**GENERALIDADES.**—La región de Paposo comprende un gran número de minas de las cuales las más importantes pertenecen a la sucesión Latorre. Fueron descubiertas y trabajadas en el siglo pasado por el conocido explorador y minero J. A. Moreno, y dieron entonces grandes ganancias a su dueño, hasta

que después de agotar los bolsones ricos se abandonaron en el último decenio del siglo pasado.

La Caleta de Paposo se encuentra a 43 km. al N. del puerto de Taltal. La costa allá se levanta bruscamente desde el mar hasta alcanzar una altura de 1,000 a 1,200 metros, donde comienzan las minas. Desde las minas hacia el naciente el terreno ondulado pasa paulatinamente a la altiplanicie de la pampa salitrera donde los cerros tienen alturas de 2,500 a 3,000 metros.

Existen dos centros mineros principales, el de Abundancia a 12 km. de la costa y el de Reventón-Unión a 24 km. más al oriente. La subida de la Caleta a la Abundancia, que se encuentra en 1,110 metros de altura, es de 9.25%, desde allá hasta la Reventón, en 2,000 metros de altura, la subida es 3.3%. Desde la Reventón a la Unión que se encuentra en 2,350 metros de altura y 2.5 km. de distancia, la subida alcanza a 14%.

El agua más cercana para fines domésticos se obtiene de un pozo en una quebrada 5 km. más abajo de la mina Abundancia. Más abajo está situada la aguada Perales. Para fines industriales entra en consideración el agua del mar, a donde deberían transportarse los minerales para beneficiarlos.

Existía un proyecto de una cañería de agua dulce desde la Alta Cordillera para abastecer las salitreras en la región que actualmente no trabajan. Sólo en conexión con un proyecto de esta naturaleza sería posible obtener agua dulce para fines industriales, aunque en este caso apenas bastaría la cantidad del agua para la concentración de los sulfuros; probablemente sólo para la lixiviación de los minerales de color.

Los dos centros mineros se comunican uno con otro y con la caleta por un camino carretero bueno; el transporte de minerales se hizo en carretas y en mulas. En caso de una reanudación de las faenas el transporte tendría que efectuarse con medios mecánicos, probablemente por una línea decauville en la parte superior, hasta la Abundancia, y por un andarivel en la parte inferior, entre Abundancia y la Caleta.

**GEOLOGIA.**—Toda la región de Paposo consiste principalmente de rocas ácidas plutónicas de la formación costanera de Chile, como ser granito, diorita, sienita y las transiciones entre ellas. Estas rocas en partes están atravesadas por numerosos filones de porfírita y andesita, que generalmente se

presentan paralelos y en grupos con rumbo N. S. hasta N. E., S. O. La potencia varía entre pocos decímetros y 10 metros y más, la inclinación es muy parada y en la mayoría de los casos hacia el poniente. Estos filones formaron los caminos para las soluciones y gases cupríferos que ascendieron a lo largo de las salbandas, formando allá las vetas y en partes mineralizando por impregnación y metasomatismo todo el ancho del filón mismo, aumentando así considerablemente el espesor del beneficio. En efecto, las vetas más importantes de Paposo corresponden a filones eruptivos mineralizados.

Los minerales de la zona oxidada consisten de calcantita, crisocola, atacamita, poco de malaquita y brochantita; más abajo sigue: covelina, cuprita, cobre nativo, calcosina y calcopirita. Los minerales de cobre siempre van acompañados por minerales de hierro como limonita, hematita, especularita y pirita; la ganga es cuarzo y calcita, prevaleciendo en algunas vetas el cuarzo y en otras la calcita. La extensión de la zona influenciada por el agua atmosférica hacia profundidad no es uniforme, existe una gran diferencia a este respecto entre las vetas del grupo Reventón-Unión y el grupo Abundancia. En la mina Reventón se encuentran minerales de color hasta los planes que se hallan a 370 metros de hondura y la calcopirita comienza en las cajas en una profundidad de 320 metros. En cambio en la mina Abundancia los sulfidos comienzan a los 25 metros de hondura. El panizo en ambos casos es el mismo.

Esta diferencia se puede explicar por el hecho de que en el grupo Reventón-Unión se trata de vetas compuestas que se abrieron y rellenaron varias veces, lo que hizo bajar las influencias atmosféricas a una hondura más grande, mientras las vetas del grupo Abundancia se abrieron y rellenaron una sola vez. En la Unión y la Reventón además existen brechas de filón como una prueba de fuertes movimientos a lo largo del plano de la veta.

La mina Unión tiene las partes más ricas en la zona de los sulfatos, en la Reventón las partes más ricas son caracterizadas por covelina, cuprita, cobre nativo y cobre negro, y en la Abundancia la zona del bronce amarillo (calcopirita) en 30 a 80 metros de hondura corresponde a la mejor ley en metal. Sólo esta última parece haber alcanzado la zona primaria con pirita de hierro a los 90 metros de profundidad.

En muchos casos un enriquecimiento de las vetas se debe a cruzamientos, y las vetas

de menor importancia tienen minerales aprovechables solamente en los cruzamientos.

Existen varios filones eruptivos de gran potencia mineralizados en forma de stockwerk que localmente se llaman mantos.

**ABUNDANCIA.**—La mina está situada en la falda N. de la quebrada del mismo nombre. Tiene un pique de 80 metros de hondura profundizado por la veta con 70° de inclinación al N. O.; los trabajos siguen hasta 90 metros. La veta con rumbo N. E., S. O. tiene generalmente una potencia de 1 a 1.5 metros hasta una hondura de 20 metros. En partes se ramifica en dos quedando entre las ramas la roca de filón eruptivo por cuya mineralización se formó la veta. Más abajo, en la zona de los sulfidos que comienza a 25 metros de hondura la veta se ensancha considerablemente por la mineralización total del filón. A esta profundidad los rajos de explotación se encuentran al N. E. del pique. Existen galerías en los niveles 10, 23, 40, 60 y 80 metros de profundidad que tienen un largo de 60 a 90 metros; más allá la veta brocea. Un socavón a 50 metros más abajo de la boca del pique comunica con el último y sigue más al N. E.; actualmente está derrumbado.

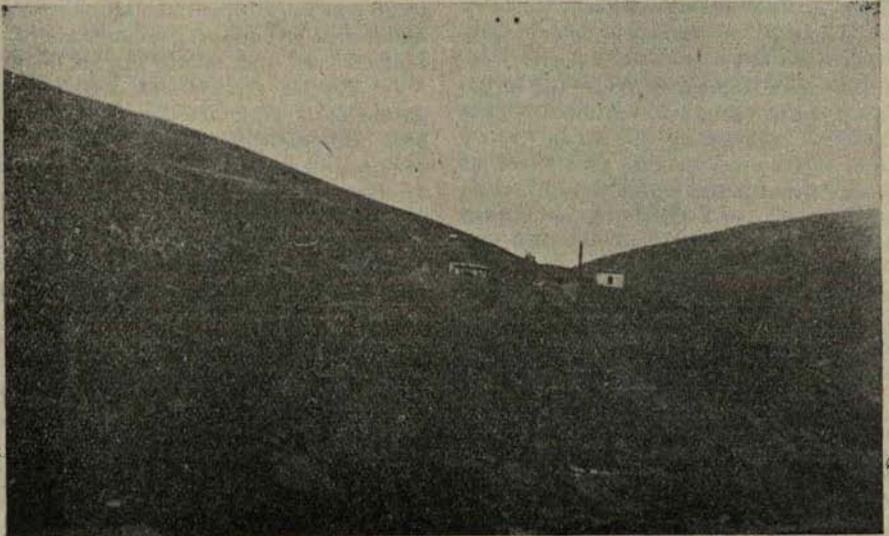
Los minerales en la zona de oxidación son crisocola, malaquita y atacamita, en la zona de los sulfidos bornita y calcopirita; además especularita y pirita de hierro, el último mezclado con la calcopirita se aumenta cada vez más hacia la hondura, reemplazando la calcopirita casi totalmente en los planes.

Por eso las expectativas para una reanudación de la explotación no son muy favorables, sin embargo, posiblemente existirán debajo de los rajos grandes una cantidad de minerales de baja ley que se podría sacar y beneficiar en caso que se explotaran de nuevo las otras minas. Con pocos trabajos de reconocimiento se podría investigar la cantidad y la ley aproximada de esos minerales.

**SANTA ROSA.**—En la falda parada del mismo cerro y a un nivel de unos 150 metros sobre la quebrada se encuentra la mina Santa Rosa que dista menos de 1 km. al O. de la Abundancia. Tiene un pique con malacate de 65 metros de profundidad. Además existe un socavón 40 metros más abajo a lo largo del cual hay dos rajos de explotación con 4 y 8 metros de ancho, respectivamente. En total la explotación se extiende sobre 100 metros de largo y hasta 50 metros de hondura; la veta está reconocida sobre 150 metros de largo.



35.—Vista del pueblo de Paposo



36.—Vista de la mina Abundancia desde el S. O.

Los minerales son de color; desde uno de los rajas sale un chiflón actualmente relleno por saca y en el cual según datos suministrados por los mineros, comienzan los sulfuros en un ancho de varios metros y una ley común de 4 a 5%. En el caso de que la veta mantenga su ancho en hondura, existirán en la mina una cantidad bastante grande de minerales concentrables. La veta que tiene un rumbo de N. E., S. O. e inclinación parada al N. O., consiste principalmente de calcita y roca encajadora calcárea con manchas y fajas de carbonato de cobre. La ley común sobre todo el ancho se puede estimar en 3 ó 4%. La corrida tiene la dirección hacia la quebrada, desde la cual se podría correr un socavón por la veta a unos 100 metros más abajo del socavón existente para reconocer y, si es posible, explotar el depósito.

**BRILLADORA.**—Limita al S. con Abundancia y tiene un pique vertical de 40 metros de profundidad; se halla en un punto donde aparentemente cruzan dos vetas formando un enriquecimiento con bolsones de mineral, pero fuera de los bolsones la ley en cobre es baja. Se explotó una pequeña cantidad de mineral; actualmente la mina está inaccesible.

**CRISTO.**—Está situada algunos kilómetros al N. N. E. de la Abundancia en la cumbre de un cerro. Tiene un pique por la veta con una profundidad, según dicen, de 80 metros, pero actualmente está inaccesible. La veta corre N. S. e inclina paradamente al O. Cerca de la superficie la potencia varía entre 1 y 3 metros; los minerales son atacamita, crisocola, más abajo almagrado y desde 35 metros de hondura empieza la calcopirita, según dicen los mineros. Hay además muchos minerales de fierro, limonita y hematita en la parte superior y a profundidad, mezclado con la calcopirita, pirita de fierro, como lo demuestran también los desmontes.

En la falda N. del cerro existe un gran rajo de 10 metros de profundidad, pero ha sido derrumbado por los pirquineros. La explotación de la veta alcanza hasta una hondura de 70 metros, teniendo cerca de la superficie un largo de 120 metros y más abajo de 80 metros. El ancho y la ley más grande se encuentran en un cruzamiento con otra rama oriental.

Hacia el S. de la mina existen varias otras vetas paralelas a la veta principal, pero con pocos trabajos de reconocimiento. Como la superficie del terreno baja bruscamente hacia

la quebrada Abundancia, cuyo fondo se encuentra a un nivel de 200 metros más abajo, se podrían reconocer todas estas vetas por medio de un socavón.

**CARMEN.**—La boca mina y un pique de 35 metros de profundidad se encuentran en las ruinas del antiguo establecimiento de fundición de Abundancia, en la quebrada debajo de esta mina. Hay tres vetas casi paralelas de las cuales una parece ser la continuación S. O. de la veta Abundancia. Esta veta con 2 metros de potencia se puede seguir en su afloramiento algunos centenares de metros más al S. O., siendo reconocida por varios cateos hechos en la falda del cerro. Los trabajos de explotación alcanzan una profundidad de 40 metros por 60 a 70 metros de largo. La explotación en las demás vetas es más reducida.

**DIABOLO.**—Situada en la falda S. de la quebrada y deslindando por el O. con la anterior. Existen labores de reconocimiento de 50 metros de largo; los trabajos de explotación son poco importantes y no descienden a más de 20 metros de profundidad. La veta aflora con una potencia de 4 metros. Su parte yacente en un punto reconocido consiste casi totalmente de limonita y hematita con pocos minerales cupríferos de color.

**MANTO.**—Esta mina está situada algunos kilómetros al S. de la Abundancia y figura entre las de mayor importancia, debido a la gran potencia de su depósito y a los ricos bolsones que contiene. Tiene un pique vertical de 40 metros de hondura y trabajos de explotación que parcialmente consisten en grandes rajas y que hasta 40 metros de hondura alcanzan un largo de 150 metros, continuando unos 50 metros más abajo en los sulfuros.

El yacimiento consiste de un filón de roca eruptiva verde azulejo obscuro, de 10 metros de ancho. Esta roca de grano fino aparece quebrada en la región de la mina y atravesada en todas direcciones por un sinnúmero de grietas y hendiduras rellenas por mineral de cobre. El filón además, se encuentra atravesado en ángulo agudo a su rumbo por grupos de grietas que forman cruzamiento y que contribuyeron a la mineralización. Donde se acumulan estos cruceros se encuentran los bolsones más ricos; entre ellos quedaron inexplotadas las partes pobres de la veta.

Cerca del pique, según dicen, encontraron hasta la profundidad de 60 metros, bolsones con calcopirita pura de 1 metro de ancho y varios metros de largo y de profundidad.

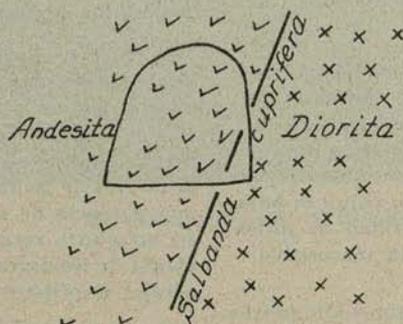
Estos minerales empiezan a reemplazar a los minerales de color a una profundidad de 40 metros, actualmente los remates de los trabajos de explotación y los planes de la mina se encuentran aterrados. Parece que el cuerpo mineralizado varía mucho en su ley de cobre, pero probablemente todavía tiene una gran cantidad de minerales concentrables en la zona de enriquecimiento secundario. El terreno se presta para socavones.

De menor importancia son las minas del mismo Grupo Abundancia:

para la precipitación de minerales de las soluciones ascendientes metalíferas. De este modo resultaron los grandes bolsones ricamente mineralizados que alcanzan anchos hasta de 10 metros y que se explotaron. La zona explotada de los bolsones ricos se extiende desde el pique hacia el S. en una longitud de unos 100 metros y en una profundidad entre 150 y 240 metros.

En los niveles superiores la explotación alcanza 180 metros de largo, en cambio en el nivel 12 (240 metros) solamente 55 metros de largo. En todas partes de la mina se encuentran minerales de color, pero los minerales principales de los bolsones ricos eran cupri-

### MINA REVENTON

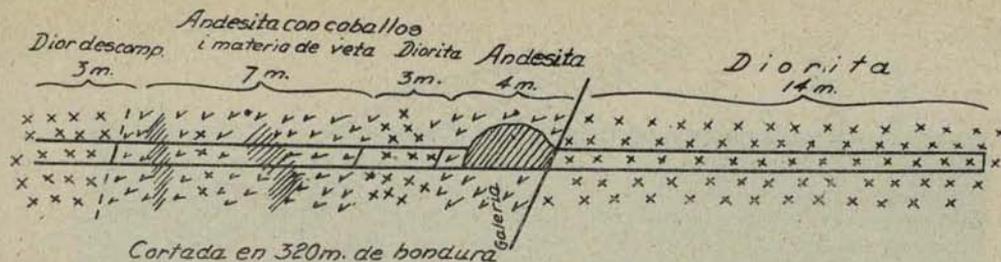


*Perfil galería N.º 12 en 240 m. de hondura*

Bella Vista, Fortuna, Totoralillo, Valentín Letelier, Progreso y Tres Puentes, todas las cuales tienen trabajos de reconocimiento y la mayoría de ellas también trabajos de explotación en mayor o menor extensión.

REVENTON.—Esta mina que ha dado su nombre al grupo, ha sido la más trabajada y profundizada. Se encuentra en el extremo N. de un cordón de cerros que tiene rumbo N.S. y en cuya falda E. pasa el afloramiento de la veta. Esta veta está formada por un filón eruptivo de 10 a 15 metros de ancho que atraviesa la diorita. La mineralización se encuentra a ambos lados del filón y en partes penetra todo su ancho. El rumbo es N. S. y la inclinación parada al E. En la salbanda O. se ha profundizado el pique. Debido a los fuertes movimientos tectónicos que deben haberse sucedido a lo largo de esta grieta, el relleno fué en partes destrozado o triturado, formándose, especialmente en ciertos cruzamientos, una brecha de filón, con un sinnúmero de concavidades, las cuales ofrecieron espacio

para la precipitación de minerales de las soluciones ascendientes metalíferas. Como ganga, hay mucho carbonato y sulfato de cal y en partes también cuarzo, además, existen en abundancia limonita, hematita y siderita. Debajo de la galería N.º 12 a los 240 metros de hondura había poca explotación porque la mineralización allá disminuye, como también al N. del pique, donde en la salbanda inferior del filón existe sólo una escasa cantidad de minerales de color. En los planes del pique a 320 metros de hondura se ha llevado una galería a lo largo del contacto poniente del filón, con una longitud de 50 metros. Desde ésta se profundizaron dos piques auxiliares de 50 y 40 metros de profundidad respectivamente. Además, se corrió una cortada de 14 metros por la diorita yacente y otra 17 metros que atraviesa el filón y penetra a la diorita pendiente. En los planes del pique auxiliar de 50 metros de hondura y a una profundidad de 370 metros desde la superficie, la mineralización consiste de pocos minerales de color; los efectos del movimiento han dado origen a una materia arcillosa de algunos



decímetros de espesor a lo largo de la salbanda y que ha rellenado también algunas quebraduras paralelas y vecinas. En la diorita de la cortada hacia el poniente se encontraron pocas manchas con piritas de cobre y en la cortada hacia el naciente, en el filón eruptivo, se ven espacios con ganga en parte cobrizas y caballos de diorita. Los mineros dicen que en la galería a los 320 metros han encontrado lentes de pirita entrelazadas con calcopirita. En la mayoría de los casos los remates de las galerías se encuentran aterrados, debido al trabajo de los pirquineros; por una de ellas pude avanzar unos 200 metros desde el pique, de donde se había llevado una cortada por el filón. Aunque la brecha que allá forma el filón está bien desarrollada, la mineralización es pobre, demostrando con esto que depende también de otras causas una buena mineralización (cruzamientos, etc.)

Actualmente no existen grandes cantidades de mineral aprovechable en la mina, y las probabilidades de encontrarlas en las proximidades de los antiguos trabajos no son favorables, pero todavía existen cantidades de minerales de baja ley, de 3 a 4% en los desmontes que se pueden estimar en 100,000 a 120,000 toneladas.

La mina se paralizó en 1913, pero todavía es accesible hasta los planes, aunque con peligro. No creo que sea recomendable un reconocimiento hacia el N. y hacia profundidad; la única posibilidad para encontrar nuevas partes mineralizadas del filón es hacia el S. en mayor distancia del pique. Toda la parte del filón entre Reventón y Colorada Vieja que tiene el mismo yacimiento, en una extensión de más o menos 1.5 km. es terreno virgen, y la mineralización en la superficie está comprobada en varios puntos del afloramiento por cateos. La falda parada del cerro es muy ventajosa para practicar socavones de reconocimiento cortos o largos.

**COLORADA VIEJA.**—Esta mina se encuentra a 1.5 km. al S. de la Reventón y actualmen-

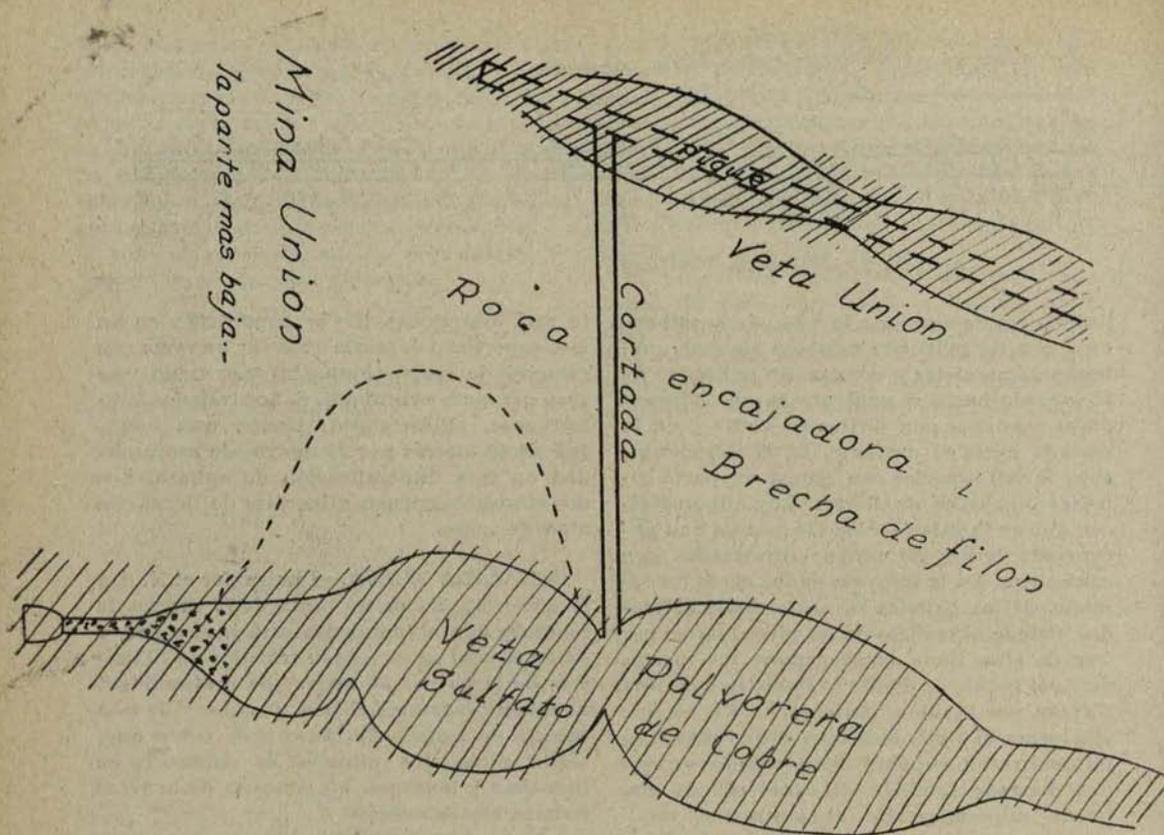
te está inaccesible. En la superficie y en un rajo superficial se puede observar una veta con mineral de hierro (limonita) que tiene una gran potencia y rumbo N. S. Los trabajos subterráneos, según dicen, tienen una longitud de 40 metros por 25 metros de profundidad en una mineralización de sulfato. Los desmontes contienen minerales de hierro con algo de cobre.

**COLORADA NUEVA.**—Limita por el N. con la anterior. Tiene un pique de 70 metros de hondura que actualmente está inaccesible y desde el cual se extienden trabajos de 70 metros de largo por 60 metros de profundidad. El mineral aprovechable es de color y de una mezcla de sulfato de hierro y de cobre que, según dicen los mineros, se encuentra en manchas y bolsones. La potencia de la vetas todavía es desconocida.

Ambas minas Coloradas tienen expectativas, debido a que en esta región debe encontrarse el empalme de las vetas Reventón-Unión y Portezuelo. La gran potencia que alcanza aquí la mineralización es un aliciente para emprender trabajos de reconocimiento.

**UNION.**—A continuación de un terreno virgen de unos 700 metros al S. de la mina Colorada Nueva sigue la mina Unión en la falda N. del cerro principal, mina que tuvo fama por sus enormes bolsones de sulfato de cobre. A lo largo del filón eruptivo corren las vetas Unión y Polvorera, a una distancia una de otra de 40 metros en la superficie, alejándose hacia hondura. En dirección al S. parecen acercarse una a otra. Se ha profundizado un pique de 90 metros por la veta Unión, pero la explotación se extiende hasta los 120 metros de profundidad y por una cantidad más o menos igual de metros en el sentido horizontal.

La veta Unión tiene una inclinación para da hacia el naciente y la veta Polvorera es casi vertical. Las potencias de las vetas, que alcanzan varios metros ya en los aflora-

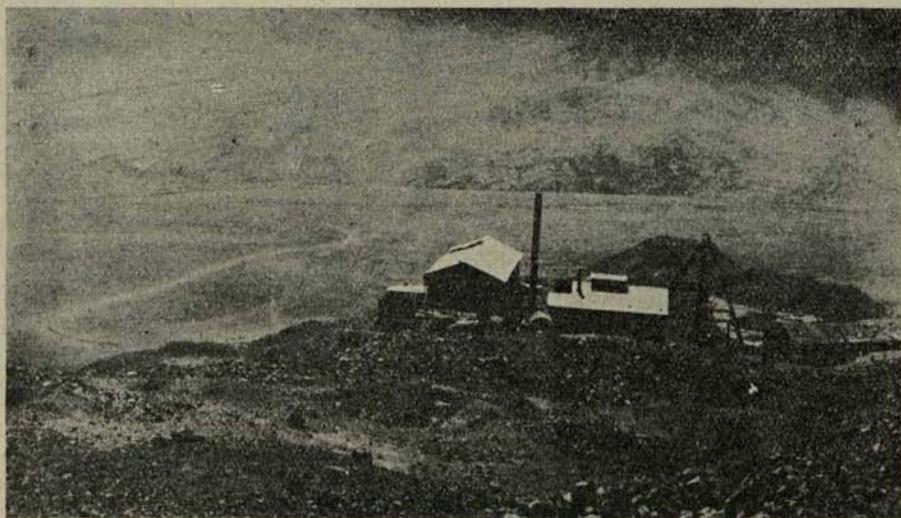


mientos, se agrandan considerablemente a hondura, alcanzando hasta 12 metros debido a la mineralización de la brecha de filón que se formó por la trituration de la roca eruptiva adyacente. Hay partes donde toda la roca entre las dos vetas en un ancho de unos 50 metros se mineralizó, existiendo en algunos puntos zonas de buena ley. Al explotar estos bolsones que contenían principalmente sulfato de cobre, se formaron rajos hasta de 50 metros de profundidad por 12 metros de ancho (en un punto 40 metros). Más tarde uno de los arrendatarios y los pirquineros aumentaron el ancho arrancando toda la roca escarpada que contenía minerales de buena ley y rellenaron con tierra y minerales pobres las partes más hondas, cuya inspección por eso no es posible. Actualmente la parte más honda de la mina se presenta aproximadamente como lo indica el croquis adjunto. Según los mineros se encontró cuprita y almagrado con buenas leyes en los laboreos de reconocimiento más hondos, pero se abandonó el trabajo para explotar los sulfatos de más arriba, lo

que era más conveniente. Probablemente no han encontrado minerales suficientemente ricos para una explotación en pequeña escala. A los 120 metros de profundidad desaparece el sulfato, y en este mismo nivel hacia el S. el filón eruptivo se presenta con algo de mineral de color en grietas y manchas y con un poco de calcosina y hematita. Hacia el N. sigue una galería aterrada en su mayor parte; aquí aparece la brecha del filón con poca mineralización. Las galerías superiores también están aterradas e inaccesibles.

Aparentemente disminuye la ley al N. y al S. de los bolsones grandes debido a lo cual no se explotó más en corrida; pero más allá de estas zonas pobres existe la posibilidad de encontrar nuevos bolsones que hacia el N. consistirían de sulfatos, porque en esta dirección la mina colindante Colorada Nueva, también posee sulfatos; hacia el S. pueden esperarse minerales de color y óxidos que la mina adyacente Descubridora también los posee.

Los minerales explotados hasta ahora en



37.—Vista de la mina Reventón desde el Sur.



38.—Mina Reventón; rajo de explotación de 8 m. de ancho, cerca de la superficie.

la Unión tenían comunes de 10% y más. Actualmente existe una gran cantidad de minerales con comunes de 5 a 6%, pero el cálculo exacto de la cantidad y del valor no es posible sin una mensura y un muestreo, por la irregularidad de la forma y de la ley del depósito. Los desmontes que están cerca del pique principal y que contienen principalmente sulfatos pobres, pueden estimarse en 40,000 toneladas.

**DESCUBRIDORA.**—Siguiendo las vetas de la mina Unión al S. y pasando por la cima del cerro, que tiene una altura de 2,400 metros s. n. m., se llega a la mina Descubridora que se encuentra en la falda S. del cerro, sobre las mismas vetas que la anterior. Estas vetas empalman allá, constituyendo un yacimiento de 10 metros de potencia. El mineral consiste principalmente de hematita y de especularita, acompañadas de crisocola, atacamita, malaquita y en las partes más ricas de calcosina y cuprita. La ganga es calcita y anfibola.

Tiene un pique de 70 metros de profundidad y una explotación que se extiende en 150 metros de largo por 30 a 50 metros de profundidad. Además, existe una explotación de menor importancia en un largo de 300 metros. Los rajos abiertos alcanzan anchuras hasta de 4 metros. En un chiflón situado al N. del pique se encuentran piritas de fierro y calcopirita mezcladas en una profundidad de 70 metros, lo cual demuestra que en la parte S. de la veta, no obstante su mayor altura, la zona primaria empieza a menor hondura que en las minas Unión y Reventón.

La mina contiene a profundidad todavía grandes cantidades de mineral explotable y apto para la concentración que se puede reconocer y explotar por socavones corridos desde la falda S. del cerro y por galerías desde la mina Unión. Los minerales en los desmontes los estimo en 25,000 a 30,000 toneladas, con leyes de 3 a 4%.

Al otro lado de la quebrada hacia el S. desde la Descubridora, se observa en la corrida del afloramiento de la veta, cateos en una extensión de más o menos 1 km. En la mina próxima la veta se presenta muy ferruginosa, pero por su ancho es digna de reconocimientos.

**PORTEZUELO.**—La mina se encuentra en la falda N. O. de la serranía y a unos 700 metros al poniente de la mina Reventón. Tiene un pique de 70 metros de profundidad que se halla en la veta, la cual inclina paradamente

al O. La veta es de una potencia de 2 a 3 metros en el afloramiento y en los rajos abiertos, pero según dicen los mineros, alcanza una anchura de 4 a 5 metros en profundidad. El mineral principal es hematita, mezclado con especularita y con carbonato y silicato de cobre. Desde 25 metros de hondura abajo aparece también calcosina. Como ganga se encuentra mucha calcita. La veta que por lo general es pobre, dicen que posee bolsones ricos. La explotación se extiende en un largo de 150 metros por 30, 50 y 80 metros de profundidad. Hacia el N. el afloramiento se pierde debajo del terreno de acarreo, y hacia el S. pasa por las minas Carcomida y Reompensa, situadas cerca de la cima de la serranía; más allá en la falda E. se une con la veta Reventón-Unión, en la región de las minas Coloradas.

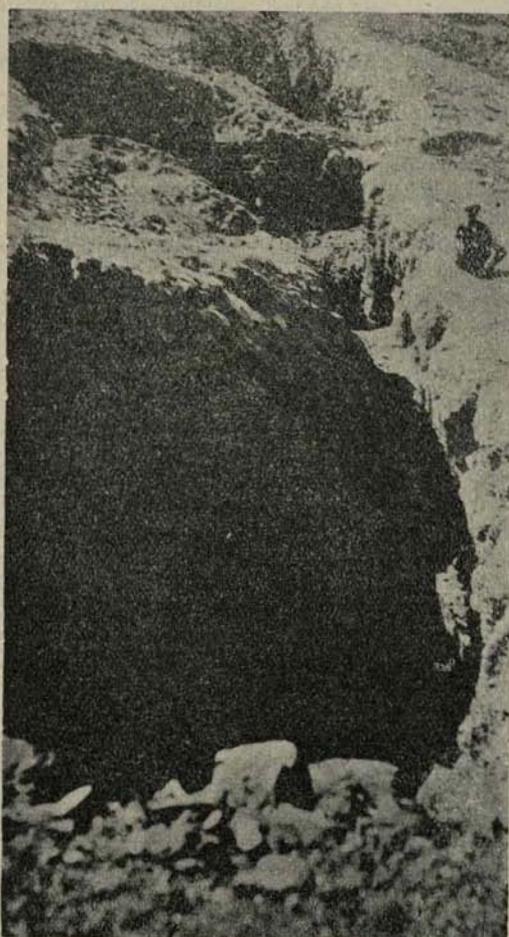
**OTRAS MINAS.**—En vetas de menor importancia hay varias otras minas como la Solitaria, situada algunos centenares de metros al naciente de la Colorada Nueva. Tiene una veta paralela a la veta principal con silicato y atacamita, y con labores de 50 metros de largo por 25 de profundidad. Además, existe la mina Diábolo en la falda poniente de la serranía y algunas otras pertenencias en la corrida al N. de Reventón con pocos reconocimientos.

**MANTO FRITIS.**—Aproximadamente a medio camino de los centros Reventón y Abundancia y algunos kilómetros al N. del camino que sigue por la quebrada se encuentra en un terreno granítico el afloramiento de uno o dos filones eruptivos impregnados con minerales de cobre. Está cubierto por tres pertenencias de 5 hectáreas cada una que son propiedad del señor Ricardo Fritis, Taltal. La roca de los filones es oscura y de estructura afanítica, pero a causa de estar cubierta la superficie por detritus se puede examinar la roca sólo en pocos puntos. Aparentemente se trata de un depósito semejante al de la mina Manto, descrito más arriba; por eso y porque el yacimiento puede contener una gran cantidad de minerales pobres merece catearlo por algunos pozos y piques.

**Conclusiones.**—No hay duda de que la mayoría de las minas de Paposó no se han agotado y que todavía existen grandes cantidades de minerales aprovechables para un beneficio. No hay duda tampoco que las partes más ricas han sido explotadas y que para el por-



39.—Vista de la mina Unión desde el Este.



40.—Mina Descubridora.—Rajos de explotación.

venir sólo se puede esperar minerales de menor ley.

En el pasado se explotaron solamente las partes ricas de los depósitos que eran de fácil extracción y no necesitaban beneficiarlas; una posible explotación futura debería emplear métodos modernos y una escala más grande de trabajo.

Según informaciones obtenidas alcanzó la cantidad de mineral explotado de las minas de Paposo a 200,000 toneladas con una ley media de 15%. Los desmontes pueden estimarse como sigue:

Reventón.....	110,000 ton.
Unión.....	40,000 >
Descubridora.....	30,000 >
Minas secundarias.....	20,000 >
Grupo Abundancia (minas Abundancia, Santa Rosa, Brilladora, Cristo y Manto).....	50,000 >
Total.....	250,000 ton.

La ley común de los desmontes se puede estimar en 3%.

Resulta una explotación total de 450,000 toneladas con una ley media de 8%. Estos minerales provienen de las zonas enriquecidas secundariamente, zonas que en la actualidad existen solamente en las regiones vírgenes de las vetas. Generalmente se debe calcular para el porvenir con una ley más baja. En consideración del gran largo de las vetas principales y de su gran potencia se puede estimar la cantidad del mineral en varios millones de toneladas que tal vez tengan una ley de 4%. Con respecto a la posibilidad de encontrar nuevos bolsones ricos es notable el hecho de que en las minas Reventón tanto como en la Unión la mineralización en los niveles superiores es pobre, apareciendo los bolsones ricos a una profundidad de 40 a 100 metros en la última, y aun a más profundidad en la primera. De la misma manera se pueden encontrar partes más ricas debajo de los afloramientos pobres entre las minas principales.

En primer lugar se necesitan trabajos metódicos de reconocimiento con el fin de ubicar la cantidad necesaria para una explotación en escala mayor. En las minas antiguas se debe hacer accesible todos los puntos que son de importancia para formarse un juicio sobre las expectativas, además completar los reconocimientos donde sea necesario. En las partes vírgenes de las vetas sería recomenda-

ble poner sondajes fuera de los cateos superficiales.

Después de obtener resultados favorables se necesitan experimentos de beneficio con todas las clases de minerales y después un cálculo prolijo sobre el problema del transporte de minerales a la costa, pues, dada la situación actual de la industria salitrera, no se puede contar con el proyecto ya mencionado de una cañería de agua desde la cordillera.

**GRUPOS VECINOS DE MINAS.**—En la distancia de 10 a 20 km. al E. del grupo Abundancia se encuentra el mineral Matancilla que comprende una gran cantidad de minas pequeñas. Visité una docena de ellas que corresponden a las más importantes. En este grupo también las vetas más prominentes corresponden a filones eruptivos mineralizados. El rumbo general es N. S. o N. O. S. E. Las vetas han sido trabajadas muy superficialmente por pirquineros y por personas de escasos recursos. Actualmente están de pára y casi todas inaccesibles. En ninguna se ha alcanzado la zona de calcopirita, que no puede estar en gran hondura. Aunque de menor importancia que las minas principales de los grupos Abundancia y Reventón, algunas de ellas contendrán cantidades bastante grandes de minerales explotables aptos para concentración y que pueden ser trabajados en el futuro, cuando exista un establecimiento en Paposo.

Otro grupo de minas de cobre llamado Mariposa se encuentra a 35 km. por camino carretero al N. E. de la Reventón. Consiste de más o menos una docena de minas pequeñas poco conocidas. Los yacimientos corresponden a vetas generalmente de poco ancho al lado de las cuales en partes se encuentran zonas de impregnación de poca extensión. Las labores más hondas alcanzan 25 metros de hondura, donde, como aparece en varios casos, la mineralización ya ha disminuído. La explotación de la mayor parte de los minerales no es rentable debido a la región de aislamiento completo en la cual se encuentran las minas.

## OTRAS MINAS DE LA REGION COSTANERA

**MINA PLACERES.**—La mina se encuentra a 6 km. de distancia al S. de la estación del ferrocarril de Taltal al interior y unos 22 km.

de Taltal. La altura sobre el nivel del mar es de 1,000 metros. La roca de la región es granito hornbléndico y el yacimiento corresponde a una zona de quebramiento y de impregnación con minerales de cobre, que se extiende en la falda S. E. de un cerro.

En la parte S. del yacimiento que es la más mineralizada se explotaron cantidades bastante grandes de mineral a cielo abierto, dejando un gran rajo de una hectárea de extensión y actualmente de 30 metros de hondura. Debajo de la saca quedada en el rajo el fondo del último, según dicen, se encuentra a una hondura de 50 metros y, en un punto, de 80 metros. Mientras el ancho del rajo mide 100 metros se extiende la mineralización en la parte S. del depósito a 150 metros de ancho, angostándose hacia el N. donde en 500 metros de distancia mide 100 metros, y más allá desaparece. Los trabajos al N. del gran rajo son de menor importancia.

Es característico para el depósito la gran abundancia de turmalina que con cuarzo y minerales de cobre, principalmente crisocola, rellena todas las grietas y hendiduras del stockwerk. Los minerales que se sacaron dicen que han tenido una ley de hasta 20% en cobre. Los desmontes son muy grandes y pueden comprender medio millón de toneladas. La Compañía de Gatico hizo un muestreo de los desmontes que dió como resultado 2,07% en cobre. La ley media de los minerales de todo el depósito se puede estimar en 1%. Tomando en cuenta sólo la parte central, la ley puede ser entre 2 y 3%. La extensión del depósito es fácilmente reconocible por el color negro que le da el contenido en turmalina. Existen varios otros más de estos depósitos en la vecindad. Desde la Placeres se puede ver en algunos kilómetros de distancia al S. E., en un cerro, al otro lado de la quebrada, varios de ellos, apareciendo como manchas negras en el terreno claro del granito. En el margen S. O. del depósito más grande se ve una mina, la Caupolicán, con sus desmontes.

Otra mina de la misma clase, la San Antonio, se encuentra en 2 kilómetros de distancia al N. O. de la Placeres en el lado N. del mismo cerro.

Los minerales probablemente se prestan para la lixiviación, pero deben transportarse al ferrocarril donde pasa una cañería de agua a las Oficinas salitreras. Antes de considerar una explotación en mayor escala se necesitan trabajos de reconocimientos para ubicar y experimentos de lixiviación.

**ARENILLAS.**—Más al oriente y a unos 24 km. al S. de la estación Canchas del ferrocarril de Taltal, se encuentra a 1,200 metros de altura la mina Arenillas en un terreno ondulado que se compone de rocas estratificadas, mesozoico, atravesadas por grietas y filones eruptivos desde los cuales las capas porosas y calcáreas se mineralizaron por impregnación y metasomatismo.

La superficie está cubierta por rodados y arena, por eso es difícil la determinación y limitación de la zona mineralizada sin cateos, pero según los indicios existentes debe ser muy extensa. La mayor extensión del depósito es al parecer en dirección E. O., la menor N. S.

El mineral principal es especularita y los minerales de cobre son crisocola, malaquita y azurita. Además, hay grandes cantidades de carbonato de fierro y de calcio.

Los trabajos son pocos y se limitan en algunos rajos superficiales de explotación que alcanzan 15 metros de hondura y en un pique de 18 metros de profundidad.

Los minerales de cobre son muy pobres para una explotación en pequeña escala. Las cantidades explotadas sirvieron como fundente y se las vendieron a la Compañía de Gatico puestas en Taltal, por \$ 16.— la tonelada y \$ 10.— por cada 1% de cobre. La ley media fué de 3%. Los gastos de la explotación eran \$ 12.—, el transporte a Taltal \$ 20.— por tonelada. Vendieron en total 4,000 toneladas.

Por su gran extensión el depósito merece una investigación más prolija. Las dificultades consisten en la composición química desfavorable para la lixiviación por ácido y en la falta de agua.

**MINA ESCONDIDA.**—Una mina pequeña a 4 km. al S. E. de la Aguada Chépica, cerca de la estación Las Breas, en rocas calcáreas. Tiene un pique de 10 metros de hondura profundizado en un cruzamiento de dos vetas. El yacimiento en el pique tiene 2 metros de ancho, la ley del mineral se puede estimar en 4 a 5% en cobre.

Existen trabajos superficiales en varias otras vetas que corresponden a grietas mineralizadas desde las cuales la roca de caja ha sido silicificada y mineralizada en poca extensión.

**MINA CIFUNCHO.**—Hacia el S. la formación estratificada se extiende hasta la sierra Esmeralda, mientras hacia el oriente se ven filas de cerros grandes de color claro al parecer consistiendo de grano-diorita más mo-

derna. La sierra Esmeralda se compone en gran parte de calizas. En la falda N. E. de la sierra las capas consisten fuera de calizas, de areniscas, conglomerados y esquistos que inclinan en esta parte casi vertical o poco al N. E. Entre estas capas se encuentran 3 de hematita de las cuales la más ancha mide 1 metro de espesor. El metal no es puro, sino mezclado con arenisca cuarcítica. Aunque se pueden seguir las capas por varios kilómetros no tienen importancia.

Algunos otros depósitos de fierro que visité en la costa al N. de Taltal y en el interior de la Oficina Salitrera Chile tienen metal puro, pero por su poca anchura no se prestan para la explotación.

**MINERAL ESMERALDA.**—Las minas de plata de este mineral se encuentran en la falda S. de la Sierra Esmeralda. La formación consiste de capas calcáreas con manto suave al N. y E. que están atravesadas por un buen número de grietas y vetas con relleno de calcita y cuarzo.

En la cercana quebrada de Cachina al pie de la cuesta de la sierra, se encuentra agua salada que posiblemente, después de abrir las vertientes, bastaría para abastecer una pequeña planta de concentración. La Caleta Esmeralda dista 16 km., los puertos de Taltal y Chañaral 59 y 61 km., respectivamente.

Anteriormente las minas atrajeron una población bastante grande y varias de ellas dieron gran riqueza a sus dueños como la Blanca Torre, la Pabla y la Descubridora. Según indicaciones de uno de los dueños sacaron de la primera minerales de 12 millones de pesos de valor y de las otras dos 7 millones de cada una. Otras minas son Blanquita, Palmira, San Augustus, Pablita, Natalia, Botón de Oro, Carola, Carolina, Manuel A. Matta, Adriana, San José, Imprevista, Sara, Cóbrixa, Matta y Júpiter.

Los minerales principales eran: plata nativa, plata córnea, pirargirita; en la Pablita, que con 160 metros de hondura es la más profunda, encontraron desde 50 metros para abajo blenda y algo de pirita arsenical, pero no galena. Actualmente todas las minas están de pára e inaccesibles.

Aparentemente se trataba de algunos ricos bolsones en una zona comparativamente corta de enriquecimiento secundario que se explotó. Para saber si hay posibilidades de encontrar minerales explotables en cantidad suficiente se necesitan investigaciones más

prolijas después de hacer accesibles las minas principales.

**HUANILLOS.**—Más al poniente del grupo Esmeralda y unos 12 km. distante de la Caleta del mismo nombre, se encuentra la mina Huanillos, que se explotó por cobre aurífero. La altura es de 800 metros s. n. m.; a 7 km. de distancia se encuentra agua en la quebrada Cachina, pero ya en 2 km. de distancia se podría obtener agua subterránea en la misma quebrada. El agua es salobre y no potable.

La formación geológica corresponde a capas calcáreas y de margas con inclinación parada al E. El yacimiento consiste de una zona de quebramiento mineralizada, caracterizada por cuarzo ferruginoso en partes aurífero y cuprífero.

En el remate S. de esta zona hay un rajo superficial de explotación de 20 metros de largo, 12 metros de ancho y 15 metros de hondura. El pique en la parte poniente del rajo está derrumbado. Un socavón de 80 metros de largo corrido desde la falda del cerro en el N. comunica con el rajo y el pique. Debajo del socavón hay algunos pocos laboreos de reconocimiento hasta 26 metros de profundidad.

La mineralización por cobre se encuentra especialmente al lado de las grietas que atraviesan la zona de quebramiento en varias direcciones. Los minerales son: silicato y sulfato de cobre, más abajo, en comparativamente poca hondura, aparecen calcopirita y pirita. El oro se encuentra como plaquitas pequeñas y escamitas en hendiduras de la roca y como granitos chicos en el cemento de la brecha.

Los minerales de cobre aparentemente se limitan a la región del rajo, en el afloramiento más al N. se pierden.

La zona mineralizada se puede seguir en la superficie unos 300 metros al N. hasta el otro lado del fondo de la quebrada, donde el afloramiento mide 15 metros de ancho, pero no contiene cobre, sino sólo cuarzo ferruginoso. Algunas muestras tomadas aquí y en el rajo contuvieron oro pero en poca cantidad, mientras que en una muestra de pirita que aparentemente proviene de los planes no pude encontrar oro por el lavado en la batea. Hacia el S. no se puede ver una continuación en la superficie, pero puede ser que esté tapada.

La mina fué trabajada durante 15 años por cobre, hasta que en el año 1876 un terremoto

destruyó la mina hundiendo 7 mineros. Desde 1914 se trabaja con pocos hombres, explotando minerales de cobre.

**MINERAL CANCHAS.**—Un mineral de algunas perspectivas es el de Canchas, que se compone de dos grupos de minas situadas a pocos kilómetros al N. y al S. respectivamente de la estación Canchas de Ferrocarril de Taltal y que están separadas por la ancha quebrada de Taltal. Las minas principales han sido trabajadas por el conocido minero Manco Moreno en el siglo pasado, hasta una hondura de 130 metros donde comienzan los sulfuros. Las minas principales son: Descubridora, Rosario, Barros Arana, Colón, Veta Gruesa y 23 de Enero; en total son 36 minas.

Según un informe particular los yacimientos consisten de tres sistemas de vetas paralelas, con rumbos E. O.; E. SE. O. NO. y N. NO. S. SE., que cruzan uno al otro formando cruzamientos y empalmes hasta de 8 metros de ancho, mientras el ancho general fluctúa entre 0.5 y 3.0 metros. Los grupos de cerros al N. y S. del valle de Canchas consisten, el primero de pórfido y el segundo de diorita.

Los minerales son principalmente, malaquita, atacamita y un poco de crisocola, la ganga cuarzo, calcita, fierro oligisto y algo de turmalina en el grupo N. y cuarzo, feldespato, un poco de calcita e hidróxidos de fierro en el grupo S.

Los desmontes se calculan en 300,000 toneladas de 3 a 4% en cobre.

Las minas son de propiedad de la sucesión Latorre. Se trata del problema de ubicar los minerales todavía existentes en las minas principales y en las secundarias poco trabajadas, en cuanto que sean lixiviables, y lixiviarlos junto con los desmontes. Otro problema es investigar las minas en mayor hondura para determinar si existe una cantidad suficiente de minerales apropiados para la concentración.

El terreno minero se presta para socavones por los cuales se podría llegar a 100 metros más abajo de los planes actuales, a la zona de los sulfuros.

En la quebrada Taltal a poca distancia de las minas hay agua en cantidad de 200 a 300 metros cúbicos por día. Por medio de bombas se podría probablemente elevar agua suficiente para una planta adecuada de lixiviación. Para concentrar se necesitaría además comprar agua de la cañería del Ferrocarril que pasa por la estación. Antes deben preceder

experimentos de lixiviación con los minerales de ambos grupos.

## MINERAL GUANACO

**GENERALIDADES.**—Al Oriente de la pampa salitrera de Taltal, en los contrafuertes de la Cordillera y a 2,700 metros de altura s. n. m., está situado en dos cerritos y en sus alrededores el Mineral Guanaco. Comunica con el puerto de Taltal por línea férrea de 130 km. de largo. En años anteriores fué famoso por su riqueza en oro, pero actualmente todas las minas están de pára y, con pocas excepciones, abandonadas. Las minas más importantes eran la Estrella de Venus, Ema Luisa, Todos Santos, Defensa, Inesperada, Paulita, Cometa, Blanca Estrella, Santo Domingo, Eureka, Palermo, Descubridora, Patagonia, Chilena, Valeriana, Mascota, Progreso, Los Amigos, Hércules, Silesia y otras más.

Los trabajos de reconocimiento se extienden unos 6 km. a lo largo del rumbo general de los yacimientos que es, O. SO., E. NE. y de 1 a 2 km. en el sentido normal a esa dirección.

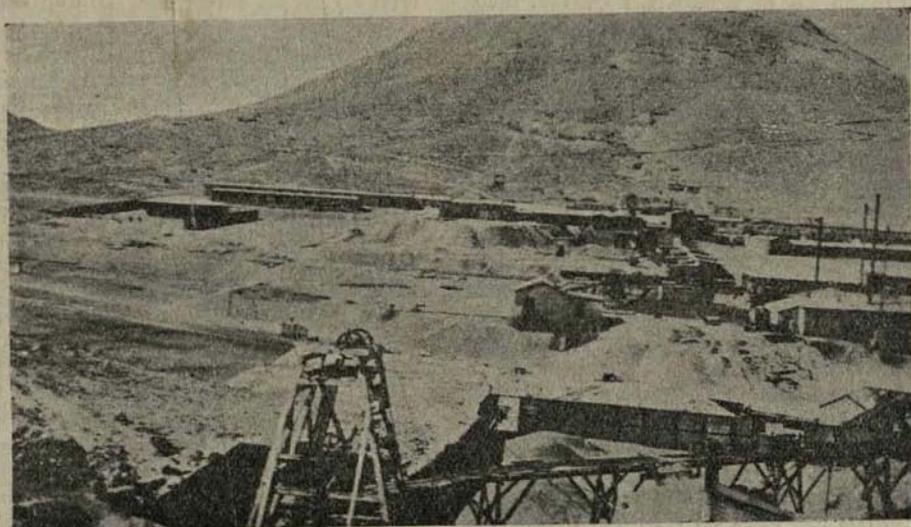
**GEOLOGÍA.**—Los yacimientos consisten en un gran número de vetas y grietitas que corren en varias direcciones, y que probablemente corresponden en su mayoría a grietas de contracción, porque no tienen gran extensión, mientras algunas más importantes con el rumbo mencionado arriba han sido seguidas en mayor extensión y a mayor hondura.

La roca madre consiste de dos clases de eruptivos modernos, uno muy ácido, en partes casi totalmente silicificado, especialmente en la superficie, y otro más básico, parcialmente kaolinizado. Las vetas atraviesan ambas rocas, pero tienen beneficio sólo en la ácida que es muy dura mientras en la blanda se brocean.

Las vetas son de minerales de cobre aurífero. Por las influencias atmosféricas los minerales de cobre se lixivieron y se llevaron en gran parte dentro de la zona superficial, pero el oro en la misma zona se acumuló por cementación. El último generalmente aparece en granos finísimos, en el cuarzo de la ganga, como también en plaquitas y escamitas muy delgadas en las hendiduras de la ganga y de la roca encajadora. En partes se encontraron pecas grandes de oro y placas gruesas. Solamente los minerales más ricos fueron ex-



41.—La región del mineral del Guanaco



42.—Mineral del Guanaco.—Mina Silesia

plotados, una ley de 40 a 50 gramos por tonelada se consideraba como muy pobre, porque el flete al puerto era caro y en los establecimientos de beneficio primitivos se perdió una gran parte del oro fino.

Los minerales de oro aprovechables se encontraban sólo hasta una hondura de 40 a 60 metros, donde aparecieron los minerales de cobre en mayor cantidad, primero crisocola y atacamita, y luego más abajo mezclados con enargita que sigue hasta los planes. Más abajo aún, también se encuentra el oro al lado de minerales de color, pero además aparecen calcosina, cobre nativo, covelina y óxido negro, y desde los 140 metros para abajo pirita de hierro y arsenical en cantidad creciente.

Las muchas vetas pequeñas que se explotaron por oro hasta 40 metros de hondura, tienen sólo de 50 a 100 metros de largo, y sus anchos en general no sobrepasan de pocos decímetros. Más abajo tienen minerales de cobre, pero debido a su pequeño espesor no son aprovechables.

Los minerales de cobre siempre retienen una ley de oro.

**MINAS HERCULES Y SILESIA.**—Solamente las vetas más grandes como las en las minas de la Compañía Salitrera de Taltal, Hércules y Silesia, quedan aprovechables también en la zona de los minerales de cobre. Su espesor allá aun se ensancha a veces hasta 4 metros. Las dos minas mencionadas colindan una con otra y se explotan juntas. La Hércules tiene una, la Silesia dos vetas que se reconocieron en hondura hasta 120 metros de largo, mientras el pique más hondo, el de la Hércules, alcanza 230 metros de profundidad. Además hay varias vetas secundarias. Los minerales explotados tenían leyes de 10 a 15%.

En la mina Hércules la parte más rica en cobre se encontró entre 100 y 140 metros de hondura, donde la enargita fué mezclada con calcosina, cobre nativo y covelina. Más abajo aparecieron las piritas, pero todavía de los planes se sacaron minerales hasta 15%.

Para beneficiar también los minerales de media y baja ley se construyó en 1923 una planta de concentración moderna de 100 toneladas diarias de capacidad. La ley media de los minerales para el tratamiento era de 4%. Los aparatos comprenden: chancadoras, tromeles de clasificación, cribadoras hidráulicas, dos molinos de bolas, mesas, clasificadores y aparatos de flotación para el fino. A causa de las muchas perturbaciones que se

experimentaron en los primeros meses de trabajo se paralizó la faena. Después de ejecutar algunos mejoramientos se proyecta comenzar de nuevo el trabajo en la escala de 50 toneladas diarias, porque la capacidad de 100 toneladas será muy grande para el tamaño de las minas.

Un puente alto de fierro comunica el establecimiento con el pique Hércules, que se construyó también de fierro hasta los planes.

En los planes hay un aflujo de agua bastante grande que alcanza a 1,000 metros cúbicos por día. Se vende el agua a las oficinas salitreras a donde conduce una cañería. El paro del trabajo en las salitreras fué también una causa para abandonar temporalmente el trabajo de la mina.

## CACHINAL

**GENERALIDADES.**—El mineral de plata Cachinal se encuentra en más o menos la misma altura sobre el nivel del mar como Guanaco, es decir a 2,800 metros, pero unos 18 km. más al N. El ferrocarril a Guanaco continúa hasta Cachinal, y la distancia del mineral al puerto mide 148 km. Agua para fines domésticos se obtiene por una cañería que conduce el agua de vertientes en la Cordillera Domeyko, a las minas. Agua para la planta de beneficio produce la mina misma en cantidad de unos 400 metros cúbicos diarios. Por una cañería se transporta el agua no usada a los establecimientos salitreros.

Las minas principales pertenecen a la Compañía Minera y Beneficiadora de Cachinal; están en explotación sin interrupción desde el año 1880, es decir casi medio siglo, lo que es muy raro con minas bolsoneas de plata.

Aunque los bolsones ricos han sido explotados, todavía existen minerales aprovechables a la vista que son suficientes para abastecer el establecimiento de beneficio por varios años. Un cálculo más exacto de la cantidad es muy difícil por necesitar para este fin un gran número de ensayos y una investigación prolija de las minas antiguas que parcialmente ya están derrumbadas. Además hay expectativas de encontrar nuevas vetas.

**GEOLOGIA.**—El terreno minero es llano con suaves ondulaciones. Hacia el E. y S. desciende a una quebrada despejada, al O. y N. se levanta paulatinamente a una cadena de cerritos. El llano consiste de tobas de pórfido cuarcífero, el terreno hacia el O. y los cerritos allá se componen de una roca más básica, compuesta principalmente de plagioclasas

y augita; en otras partes de plagioclasa y hornblenda.

El terreno de tobas está atravesado en dirección S. O., N. E. por filones de diabasa que posiblemente provienen del macizo de roca básica en el poniente de las minas; su inclinación es parada al N. O.

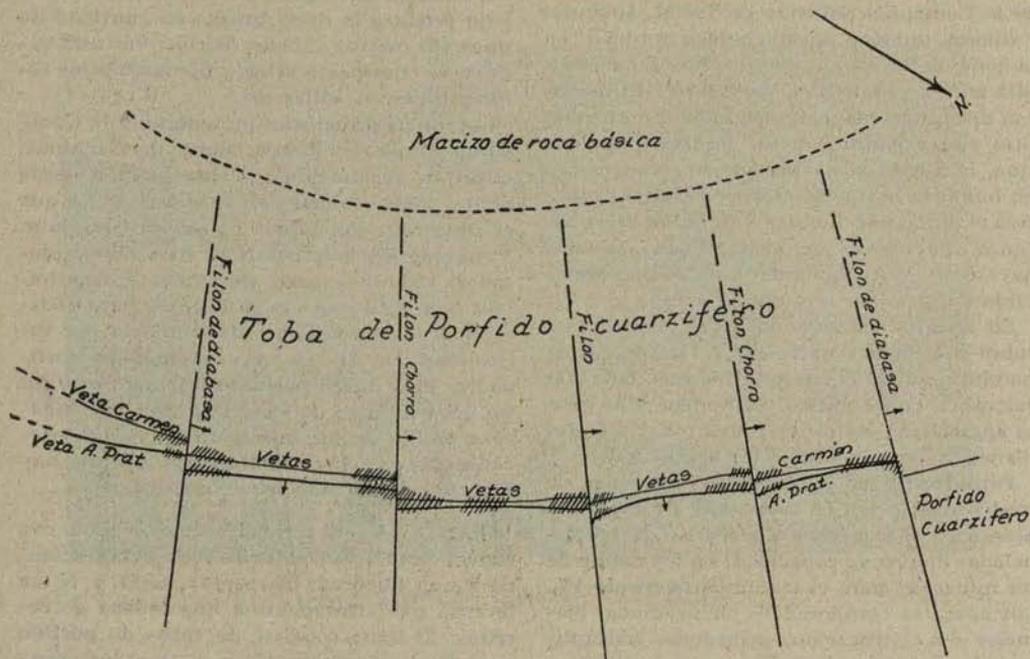
Las vetas argentíferas principales atraviesan la toba en rumbo S. SE., N. NO. y por esto cruzan los filones de diabasa. Además existe un buen número de vetas secundarias cerca de las vetas principales y especialmente al O., al lado y en el macizo de roca básica, y en el N. de las minas principales. Los primeros tienen rumbo como las vetas principales o en ángulos agudos a él, las vetas en el N. corren generalmente E. O.

Hay dos vetas principales, la Arturo Prat al E. y la Carmen al O. que inclinan paradamente al E. La distancia de una a la otra varía por la corrida irregular de la Carmen; en la mina San Antonio, la que queda más al S. de las minas principales, la distancia es de 60 metros y aun se aumenta más allá, mientras las vetas brocean. Hacia el N. generalmente acercan y en la Esperanza, la mina en explotación más al N., empalman al lado de un filón de diabasa, formando allá el punto más rico y más potente (20 metros) del mineral.

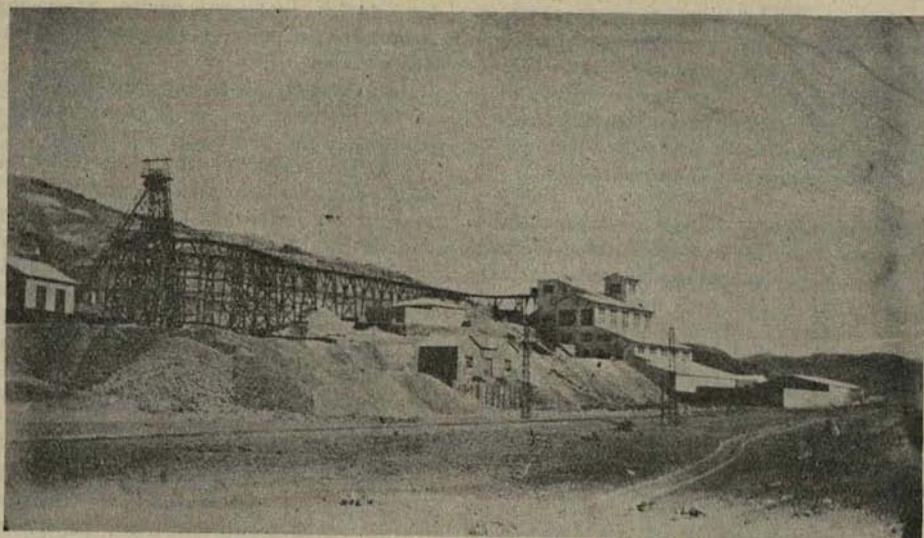
En otros puntos donde acercan a poca distancia una de otra, la roca encajadora intermedia de toba se encuentra en partes quebrada y ricamente mineralizada.

Sin embargo los puntos más ricos se encuentran a ambos lados de los filones de diabasa. Estos filones se llaman localmente chorros; generalmente son de poca potencia, de 1 a 3 metros y totalmente descompuestos. En la mina Esperanza el espesor del chorro alcanza 6 metros y la roca en el interior del filón todavía está fresca, de modo que se puede reconocer su composición. La corrida de las vetas se encuentra quebrada por los chorros, a veces sólo por 20 ó 25 metros, otras veces, como en la mina Delirio por 80 metros (véase croquis). Este botamiento es siempre en el sentido contrario al regular. En varios casos se puede observar una ramificación de la veta al lado del chorro, pero siempre un enriquecimiento y ensanchamiento considerable, mientras en las partes distantes de los chorros las vetas son pobres o totalmente estériles, su relleno consiste allá solamente de ganga y su ancho se reduce a veces a pocos centímetros.

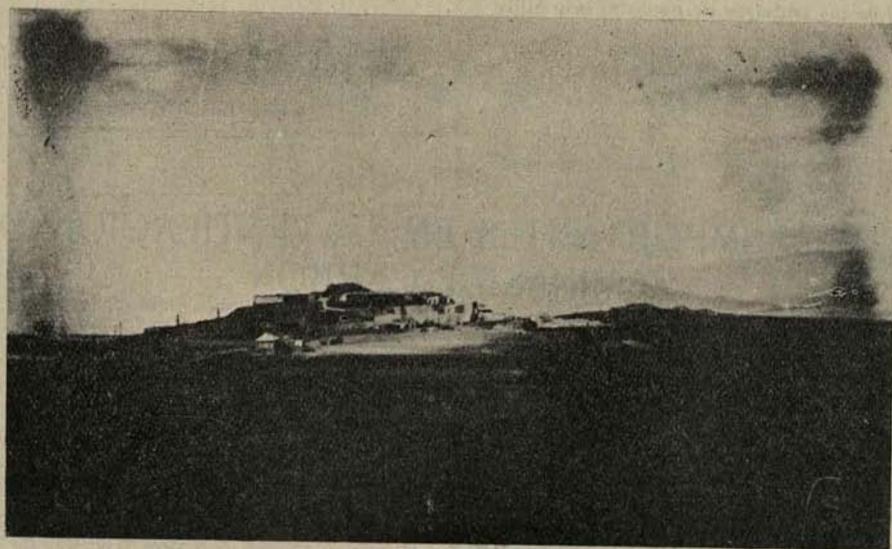
Estos hechos observados indican que los chorros ya existían cuando las vetas se formaban, cuyo relleno y mineralización influen-



Croquis esquemático de las vetas argentíferas de Cachinal



43.—Mina Hércules del mineral del Guanaco, vista de la nueva planta de concentración.



44.—Minas San Antonio y Arturo Prat, del mineral de Cachinal

ciaron, y que, como se puede esperar, las soluciones argentíferas provinieron del magma básico de la diabasa, y no del pórfido cuarcífero. En este caso los quebramientos de la corrida de las vetas por los chorros no corresponden a botamientos sino a desviaciones de la corrida por los filones ya existentes.

**EXPECTATIVAS.**—Al S. E. del filón diabásico de más al N. se explotó un bolsón muy rico como ya he mencionado arriba; al otro lado del filón se encontró una veta a 25 metros de distancia más al E., pero que tiene poco ancho y está mineralizada sólo al lado del filón; a pocos metros de distancia del filón empobrece y más allá desaparece totalmente. Aunque con desviaciones no se puede esperar la continuación de la veta al otro lado en la misma forma y mineralización, existe la posibilidad que se encuentren otras vetas aprovechables más allá en la toba y al lado de un chorro, mientras más al oriente, donde al parecer la toba porosa cambia a pórfido cuarcífero sólido, las expectativas son menos favorables. El terreno está cubierto por los productos de la descomposición de las rocas, lo que dificulta el reconocimiento en la superficie.

**EXTENSION DE LOS TRABAJOS.**—El largo total de los trabajos de explotación mide 1.5

km. de los cuales las partes aprovechables formaron un tercio y las pobres y estériles dos tercios.

La extensión de la explotación a hondura es 150 metros, más abajo comienza la zona primaria donde las vetas son pobres.

Los minerales consisten principalmente de clorargirita, en menor cantidad de bromargirita y argentita, y en muy poca cantidad de pirargirita y plata nativa. Los minerales en la zona primaria son galena y blenda que se encuentran diseminados y como pequeños nidos y fajas en la ganga; contienen una ley de plata de 500 a 600 gramos por tonelada. Se han reconocido las vetas por el pique Arturo Prat hasta 375 metros de hondura (320 metros verticales).

La cantidad de minerales ricos que se produce está reducida, y de los minerales de media y baja ley (700 gramos por tonelada), se tratan en el establecimiento de lixiviación por cianuro, y de 40 toneladas diarias de capacidad después de triturar los minerales hasta 1/8 de pulgada de diámetro en dos de los cuatro molinos de bolas Krupp, que existen. La extracción resulta entre 80 y 85%.

Santiago, 31 de Mayo de 1927.



## CASOS IMPORTANTES EN LA VENTILACION DE MINAS DE CARBON

Por

GUSTAVO REYES B.

Ingeniero de Minas de la Compañía Minera e Industrial de Chile.

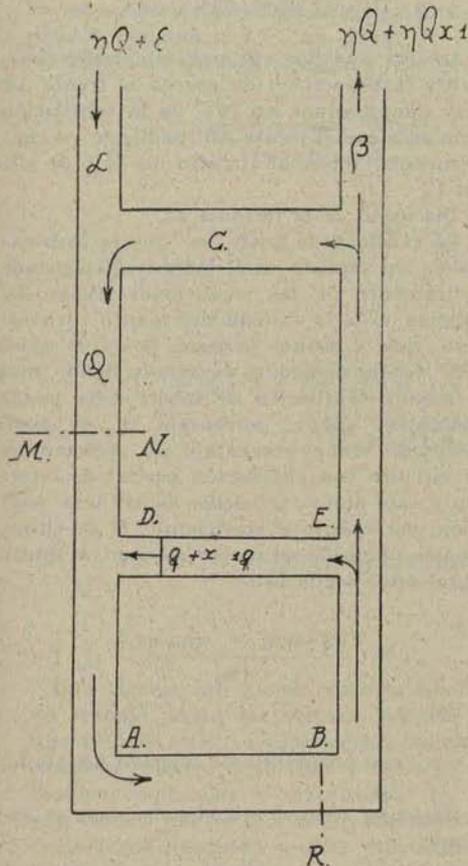
### I.—CASO DEL LABOREO CON CORTO-CIRCUITO PARCIAL

La solución de este problema es muy importante cuando la mina dispone de un ventilador principal en el exterior y de muchos ventiladores auxiliares en el interior, destinados a producir en cada una de las muchas secciones de la mina la depresión correspondiente para su ventilación.

Si una reparación obliga a parar el ventilador principal por espacio de uno a tres días, según sus características, algunas secciones quedarán con una fracción de depresión incapaz de ventilar la sección sin establecer corto-circuito en la misma, en otros casos la presión cambiando de signo en sus galerías originará una completa alteración en las condiciones de la sección, todo esto suponiendo en funcionamiento los ven-

tiladores interiores o auxiliares como también se les llama.

Para simplificar la cuestión, se ha representado en la figura en AB, un frente cualquiera de explotación. En C un corto-circuito de la ventilación que tiene lugar en caso de no existir en la galería o sistema de galerías  $\beta$  la depresión suficiente. C puede ser, por



ejemplo, un laboreo abandonado cuya ventilación relativamente pequeña se hace ordinariamente en paralelo con el frente AB o una otra galería en que la depresión cambia de signo al variar las condiciones de la ventilación, etc.

En DE se representa una galería que está tapada, pero en la que se suponen filtraciones.

Se trata de determinar qué porcentaje de aire contaminado con gas hay que eliminar en la revuelta  $\beta$  para evitar una acumulación de gas en la porción del circuito comprendida entre C y AB.

Sean:

$\eta$  este porcentaje.

Q el gasto en la sección MN.

" $x_1$ " el porcentaje de grisú en el aire, en un instante dado, del volumen de aire que circula en la unidad de tiempo por AB.

" $x_2$ " el porcentaje de grisú alcanzado por este mismo volumen de aire en un segundo pasaje o recorrido por la sección comprendida entre C y AB.

"m" la mitad de grisú que se desprende en el frente AB en la unidad de tiempo.

"q" el aire que se filtra en DE en la unidad de tiempo.

La cantidad de grisú que circula en la sección AB es la suma de la que hace corto-circuito en C igual a  $(1-\eta) \cdot Qx_1$ , de la que se filtra en DE, " $qx_1$ " y de la que se desprende en AB o sea "m". De la sección AB sale un volumen de aire igual a  $Q+q$  con un porcentaje de gas  $x_2$ .

Podemos igualar la cantidad de grisú arrastrada en la unidad de tiempo antes y después de la sección BR, un punto extremo de AB, o sea

$$(Q+q)x_2 = m + qx_1 + (1-\eta) Qx_1$$

$$1-\eta = \frac{(Q+q) \cdot x_2 - (m+qx_1)}{Qx_1}$$

$$a) \quad \eta = 1 - \frac{(Q+q)x_2 - (m+qx_1)}{Qx_1}$$

Resolviendo la ecuación respecto de  $x_2$ , se obtiene:

$$b) \quad x_2 = \frac{m}{Q+q} + x_1 \frac{Q+q-\eta Q}{Q+q}$$

De esta última fórmula se puede llegar a la conclusión, evidente por lo demás, de que para que no aumente el porcentaje de gas en el circuito, la cantidad que se desprende en AB debe ser menor que la que se elimina en  $\beta$ .

En efecto debe ser, para que se verifique lo anterior

$$x_2 \leq x_1$$

o desarrollando

$$\frac{x_2}{x_1} = \frac{m}{(Q+q)x_1} + \frac{Q+q-\tau Q}{Q+q} < 1$$

$$\frac{m}{x_1(Q+q)} + 1 - \frac{\tau Q}{Q+q} < 1$$

$$\frac{m}{x_1(Q+q)} - \frac{\tau Q}{Q+q} < 0$$

$$\frac{m}{x_1} - \tau Q < 0$$

o sea:  $m < \tau Q x_1$

Para aprovechar la fórmula a) en la práctica se procede en la forma siguiente:

El aforo "Q", término medio de lo que entra y sale de AB es siempre un dato. Las filtraciones "q" se aprecian aproximadamente y pueden variar, según las circunstancias entre 5% y 10% de "Q". La cantidad "m" de grisú que se desprende en un minuto puede apreciarse y conocerse de antemano con el grisutímetro y podrá ella siempre expresarse en función del viento que circula en AB.

Ejemplo:

Sean  $Q = 16,000$  pies cúbicos por minuto

$q = 0.05 \times Q = 800$  pies cúbicos por mint.

$m =$  una cantidad tal de grisú desprendido en un minuto capaz de impregnar el gasto  $Q$  de 0,5% de gas, lo que se puede apreciar también con el grisutímetro o con una lámpara ordinaria.

La condición de que no haya acumulación se puede expresar diciendo que el porcentaje de grisú en el aire que pasa por la sección AB permanezca constante, o sea:  $x_1 = x_2 = x$ .

Para este valor "x" de la proporción de grisú no podemos adoptar un número arbitrario porque él es función de  $Q$  y de la seguridad que sea conveniente adoptar. En el caso de usar lámpara protegida del tipo Marsant sin cierre magnético, 0,70% de gas en la atmósfera de AB será un número regularmente aceptable y la ventilación deberá ser lo suficiente para dar esta cifra en las condiciones que se estudian.

Introduciendo estos valores en la fórmula a) se obtiene para el coeficiente de eliminación

$$\tau = 1 - \frac{(16\,000 + 800) \times 0,007 - (80 + 5,6)}{16\,000 \times 0,007}$$

$$= 1 - \frac{118 - 85,6}{112} = \frac{79,6}{112}$$

$\tau = 71\%$  es decir, 70%

Lo que significa que para mantener constante la proporción de gas en el frente AB hay que eliminar un 70% de la ventilación que pasa por el frente AB, pudiendo en consecuencia, volver al circuito un 30% de ella en C.

Discusión de la fórmula a).

La cantidad de grisú "m" que se desprende en un minuto en el laboreo AB depende únicamente de las condiciones físicas del laboreo y de la calidad del manto carbonífero, más o menos gaseoso. Sobre el aforo "Q" tenemos medios de actuar dando más o menos ventilación al laboreo. Se puede demostrar que el porcentaje "x" de grisú adoptado como porcentaje de régimen en el circuito con circulación parcial de retorno y este aforo "Q" deben llenar una relación, por cuanto el coeficiente "τ" de eliminación no puede ser mayor que uno, al límite igual uno. Según esto:

$$1 - \frac{(Q+q)x_2 - (m+qx_1)}{Qx_1} \leq 1$$

Sea

$x_2 = x_1 = x$  el porcentaje de régimen adoptado.

Haciendo algunas transformaciones se obtiene:

$$(Q+q)x - (m+qx) \geq 0$$

$$(Q+q)x - qx \geq m$$

$$Qx \geq m$$

$$c) \quad x \geq \frac{m}{Q}$$

En el caso propuesto anteriormente, se tenía:

$$m = 80 \text{ cft/mt.}$$

$$Q = 16\,000 \text{ cft/mt.}$$

Resulta como valor límite de "z":

$$z \text{ lím.} = 0,5\%$$

Lo que significa que si queremos mantener constante en esas condiciones el porcentaje de grisú en la ventilación, comprobaremos siempre con el grisúfímetro una proporción superior a 0,5% en grisú.

En efecto, para este valor de z resulta:

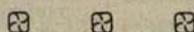
$$\eta = 1 - \frac{16\ 800 \times 0,005 - (80 + 4)}{16\ 000 \times 0,005}$$

$$\eta = 1 - \frac{84 - 84}{80} = 1 = 100\%$$

o en otras palabras, es necesario eliminar toda la ventilación que pasa por AB, que es una comprobación de la fórmula c).

Para otros valores de "m" o de "Q", este valor límite de "z" será naturalmente diferente.

(Continuará).



## LA EXPLORACION DE MINERALES POR EL METODO POTENCIAL<sup>(1)</sup>

Por

E. G. LEONARDON Y SHERWIN F. KELLY

(Conclusión)

Una ciencia tan nueva como la Geofísica no trabaja según las mismas normas que una ciencia vieja ya establecida, basada en un gran número de hechos y leyes ya discutidas, explicadas y clasificadas. Es ésta una ciencia que se está desarrollando, constantemente atacando nuevas dificultades y aumentando cada día su bagaje de conocimientos. Es muy necesario hacer notar que así como se encuentra con problemas fáciles

y entretenidos, hay otros que dan mucho que hacer a los geofísicos. En estos casos complicados es necesario mantenerse dentro de las líneas de evidencia, asegurando así la corrección de la interpretación. Sólo existe un medio para cumplir con esto, que es el de comprobar un método geofísico por otro. En este sentido los métodos potenciales que se describirán más adelante deben considerarse no solamente como procedimientos secundarios de localización de minerales sino también como un medio de comprobación—por un camino independiente—de los resultados obtenidos por el método "self-potencial". La base de este método es la siguiente:

Si se hace pasar una corriente eléctrica al través de la tierra entre dos puntos A y B, no va desde A a B por el camino más corto sino que emplea, por el contrario, todo el

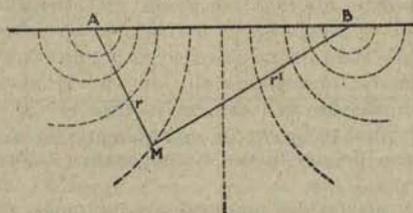


Fig. 8.—Diagrama en que se indican las superficies equipotenciales resultantes del pasaje de una corriente eléctrica al través de la tierra, entre los puntos A y B.

(1) Artículo publicado en "Engineering and Mining Journal" del 28 de Enero de 1928 y traducido por el ingeniero don Oscar Flores Silva. (Véase "Boletín Minero" N.º 346 de Febrero de 1928).

volumen existente. Su distribución puede calcularse matemáticamente si el terreno es homogéneo. En este caso especial la fórmula que da el valor del potencial en un punto cualquiera del terreno, es:

$$(1) \quad V = K \left( \frac{1}{r} - \frac{1}{r'} \right)$$

fórmula en la que  $r$  y  $r'$  corresponden a las notaciones de la figura 8 y  $K$  es una constante.

Las superficies equipotenciales están dadas por la ecuación:

$$(2) \quad \frac{1}{r} - \frac{1}{r'} = \text{Cte.}$$

y son superficies de revolución que tienen como eje común la línea AB.

En la vecindad de A y B uno de los términos  $\frac{1}{r}$  o  $\frac{1}{r'}$ , es muy pequeño en comparación con el otro.

Las superficies equipotenciales son entonces hemisferios con centros en A o en B. En el punto medio de AB las superficies equipotenciales son, prácticamente, planos perpendiculares a AB.

La ecuación (2) representa también las curvas equipotenciales que pueden dibujarse en la superficie del terreno. En el caso de un medio homogéneo e isótropo ellas se conocen "a priori"; su forma general está indicada en la figura 9. El valor del potencial para cada curva se encuentra fácilmente aplicando la ecuación (1).

Cuando se conoce el valor del potencial para cada curva, se puede estudiar su variación a lo largo de una línea dada. En esta forma se obtiene un "perfil de los potenciales". Por ejemplo, a lo largo de la línea AB el perfil de los potenciales, en el caso de un terreno homogéneo e isótropo tiene la forma que indica la figura 10.

Si el terreno no es homogéneo sino que está formado por rocas de conductibilidades diferentes, la corriente eléctrica no se distribuirá de acuerdo con la misma ley; las superficies, las curvas equipotenciales y los perfiles de los potenciales serán algo diferente de los teóricos ya descritos; se notarán irregularidades en la forma.

El problema de la exploración eléctrica reside en la ubicación exacta de estas irregu-

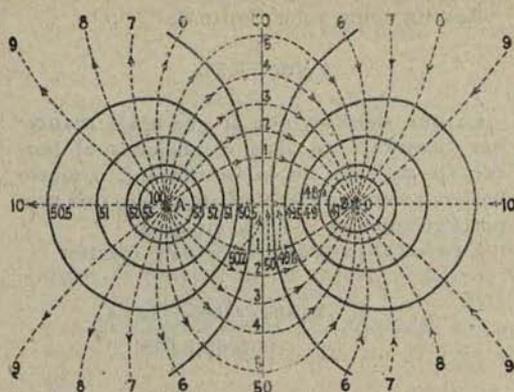


Fig. 9.—Diagrama en que se indica la forma teórica de las curvas equipotenciales en el caso de un medio homogéneo e isótropo.

laridades y en su interpretación correcta. Los siguientes ejemplos elementales demostrarán la forma en que se efectúan estas interpretaciones.

Supongamos una masa Z (fig. 11) que se encuentra bajo la región media de AB, en la que las superficies equipotenciales son prácticamente planos verticales. Si esta masa fuera un conductor perfecto, se encontraría toda ella al mismo potencial (ya que la caída de potencial es proporcional a la existencia). Por esto, una superficie equipotencial no la cortará, ya que esto implica una diferencia de potencial entre los materiales que se encuentran a ambos lados de la superficie; pero sí, la rodeará de tal manera que toda la masa se encuentre enteramente a un lado o a otro de una superficie equipotencial dada.

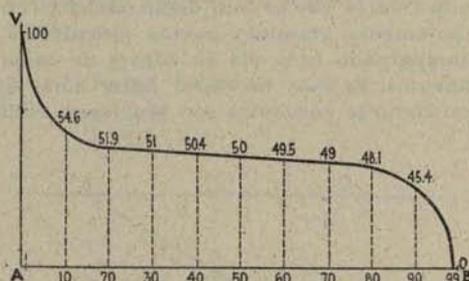


Fig. 10.—El perfil de los potenciales en el caso de un medio homogéneo e isótropo.

La acción del material conductor es, como se ve, la de rechazar aquellas superficies equipotenciales que se encuentran cerca de él. Si la masa no es un conductor perfecto, las irregularidades resultantes son menos notables

pero existen, sin embargo, hasta cierto punto. En la figura 11 se pueden ver los resultados obtenidos.

Si, por otra parte, la masa enterrada es más resistente que el terreno circundante, la corriente está obligada a fluir alrededor más bien que al través, como se indica en la figura 12.

Debido a que las superficies equipotenciales son normales al sentido de la corriente, el efecto de la acción arriba descrita es el de doblar las superficies hacia la masa resistente. Mirado este hecho desde un punto de vista más comparable con la explicación dada para la masa conductora, la masa resistente tendrá una mayor caída de potencial en una distancia dada que el material circundante. En resumen, habrá un mayor número de superficies equipotenciales (representando una cierta caída de potencial de una a otra) que cruzan esta distancia dada. Por esto habrá un estrechamiento y dobladura hacia la masa resistente.

Así se ve, en principio, que el método consiste en dibujar el "mapa de los potenciales", compararlo con la forma teórica e interpretar las irregularidades observadas. En el caso particular de la localización de un yacimiento conductor, estas distorsiones aparecen en forma de curvas equipotenciales repelidas (o más separadas).

Es innecesario decir que la exploración de yacimientos minerales es solamente una fase favorable de la aplicación del método potencial, el cual es también aplicable en cada caso en que se presentan marcadas variaciones en la conductibilidad eléctrica de las formaciones geológicas.

#### FORMA EN QUE SE HA DESARROLLADO EL PROCEDIMIENTO PARA EL TRABAJO EN EL TERRENO.

Las explicaciones anteriores se han dado más bien en forma elemental, para demostrar solamente las bases del método. Evidentemente, en la práctica es necesario proyectar una técnica que permita cubrir más rápidamente el terreno que empleando solamente las curvas equipotenciales. Tal procedimiento se ha desarrollado en efecto y la técnica original del mapa de los potenciales apenas se usa. La razón de por qué es esto posible se verá rápidamente después de un estudio de las siguientes consideraciones:

1.º Los métodos potenciales sirven no sólo para trazar las curvas equipotenciales sino

también para medir diferencias de potencial. Estas últimas no son medidas cualitativas sino cuantitativas; no relativas sino absolutas. De aquí la posibilidad, al través de la rígida aplicación del cálculo, de derivar numerosos parámetros geofísicos de la ecuación de los potenciales (previamente dados en el caso de un medio isótropo, ecuación 1).

2.º El trazado de las curvas equipotenciales se reemplaza entonces por medidas de diferencias de potenciales a lo largo de líneas rectas. Las irregularidades en el campo eléctrico se hacen evidentes por cálculos basados en las medidas hechas en el terreno y se representan gráficamente por parámetros que están en relación simple con la conductibilidad del terreno. En una de las recientes exploraciones efectuadas en este país se empleó este método cuya ilustración se encuentra en la figura 13.

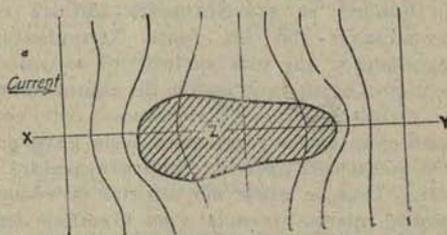


Fig. 11.—Diagrama en que se indica el efecto de una masa muy conductora Z, sobre las superficies equipotenciales, debajo la región media de AB, indicada en la figura 9.

La posibilidad ya señalada de efectuar medidas absolutas es una de las ventajas de los métodos potenciales, ventaja que no poseen todos los métodos eléctricos en el mismo grado o con la misma facilidad de operación. A esto debe agregarse que el estudio de las conductibilidades de las capas geológicas es uno de los problemas teóricos más simples que se presentan en este tipo de trabajos geofísicos. Sin embargo, desde un punto de vista práctico puede abordarse, sin peligro de interferencia, tomando en consideración otro fenómeno eléctrico (inducción, capacidad (1)). Esto pone en evidencia algunas de las cualidades del método potencial, que son:

1) Simplicidad del problema matemático y de las propiedades físicas estudiadas;

(1) Estos fenómenos eléctricos ocasionan distorsiones del campo eléctrico o magnético que alteran la precisión de las observaciones. Tales irregularidades son prácticamente inevitables con los métodos electromagnéticos.

2) Capacidad para medir cantidades absolutas, sobre las cuales se basan los cálculos matemáticos; y

3) Facilidad para relacionar los hechos con sus causas, lo que significa seguridad y facilidad para efectuar las interpretaciones.

### OTROS PROBLEMAS

Fuera de la aplicación de la corriente eléctrica en la exploración de yacimientos minerales desconocidos, puede prestar apreciables servicios en la solución de algunos otros tipos de problemas que se presentan en la minería. Con el objeto de no hacer demasiado largo este artículo, solamente citaremos los siguientes ejemplos:

1) DETERMINACION DE LA FORMA DE UN YACIMIENTO CONDUCTOR.—Consideremos un yacimiento de un mineral muy buen conductor (pirita, calcopirita). Su conductibilidad es prácticamente infinita en comparación con las rocas circundantes. Supongamos que este yacimiento se conoce en algún punto por medio de alguna labor de reconocimiento. Conectamos con este punto uno de los terminales de la línea por el cual se hará pasar la corriente que irá a tierra. Toda la masa del mineral se encontrará al mismo potencial y su superficie será equipotencial. Las demás superficies equipotenciales serán algo paralelas a esta. Si se trazan las curvas equipotenciales sobre la cima del yacimiento darán su forma aproximada. La figura 14 ilustra los resultados obtenidos con este procedimiento en el yacimiento de cobre de Bor (Serbia).

Esta clase de trabajo se aplica principalmente en la determinación de la importancia de una mineralización (lentejas, vetas, clavos, etc.), la que sólo es posible conocer aproximadamente por las limitadas manifestaciones exteriores o por los trabajos que se realicen posteriormente. Algunos días de exploración con los métodos eléctricos bastan para determinar si el descubrimiento es o no importante, delimitar su forma y orientar los futuros trabajos de exploración.

2.) ESTUDIO DE ESTRUCTURA.—Los estudios de estructuras, o en otras palabras, la diferenciación de las rocas por medio de medidas eléctricas, tiene numerosas aplicaciones, pero no es posible tratar a fondo este tema en este artículo.

El ejemplo siguiente muestra la forma en que se ha resuelto un problema de exploración de un yacimiento mineral no con-

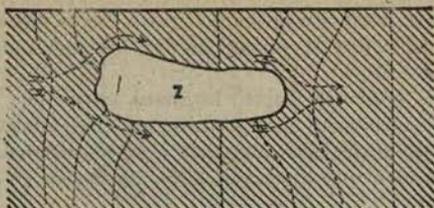


Fig. 12.—Si la masa enterrada (refiriéndonos a la Fig. 11) es mucho más resistente que el terreno circundante, la corriente está obligada a fluir alrededor más bien que al través de ella.

ductor. Este estudio, fué uno de los muchos que tuvieron éxito en la cuenca de hierro de Normandía (Francia). Se trataba de un depósito de carbonato de hierro intercalado entre areniscas y arcillas esquistosas fuertemente plegadas y cubiertas por 200 pies de arcillas jurásicas y calizas. El problema se abordó de la siguiente manera:

Si se hace pasar una corriente eléctrica por un suelo homogéneo, entre dos conexiones con tierra A y B, las superficies equipotenciales en la vecindad de A y B son aproximadamente hemisferios. Si las rocas, en lugar de ser homogéneas están constituidas por capas, la corriente, fluirá con mayor facilidad en dirección paralela a ellas—dirección en la que se encuentran hendiduras conductoras—que en sentido normal. Habrá entonces dos conductibilidades: longitudinal y transversal. Las superficies equipotenciales serán elipsoides de revolución con sus ejes de revolución perpendiculares a la corrida de las capas. Las curvas equipotenciales serán elipses cuyos ejes mayores coincidirán con la corrida de las capas.

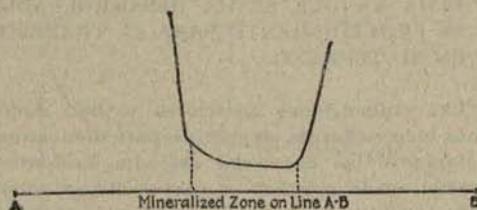


Fig. 13.—Características eléctricas obtenidas midiendo diferencias de potencial a lo largo de líneas rectas, durante un trabajo reciente de exploración. La zona mineralizada en AB queda bajo la parte baja de la curva, entre las líneas de puntos.

La figura 15 muestra los resultados obtenidos, en esta forma, en Fierville-la-Champagne. Las capas plegadas del siluriano y

por consiguiente las formaciones de fierro intercaladas se siguieron por muchas millas. Las conclusiones resultantes se comprobaron con éxito por medio de sondajes.

#### FLEXIBILIDAD DE LOS METODOS POTENCIALES

De la discusión de los métodos potenciales y de los ejemplos que se han dado, se pone en evidencia una característica sobresaliente de este método: su gran flexibilidad. Esta flexibilidad permite abordar los problemas mineros en diferentes formas. Además, la escala de las observaciones eléctricas puede variarse indefinidamente de acuerdo con la importancia del problema por resolver, lo que se logra variando la distancia entre los contactos con tierra. Todo el asunto se reduce únicamente a relaciones y las observaciones pueden efectuarse con éxito a grandes profundidades, con tal que los fenómenos geológicos observados tengan una magnitud suficiente.

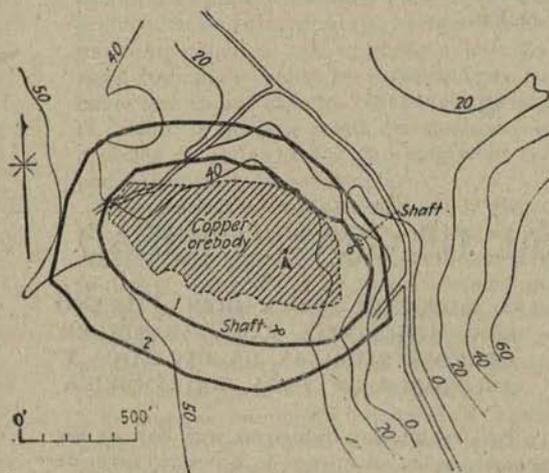


Fig. 14.—Resultados obtenidos en Bor (Serbia), determinando la forma de un yacimiento de cobre.

Muchos otros métodos geofísicos no poseen tal flexibilidad en el mismo grado y no pueden considerar un problema desde puntos de vista diferentes. Por ejemplo, los métodos gravimétricos o magnetométricos emplean instrumentos muy sensibles pero sólo pueden repetir indefinidamente la misma clase de observaciones.

Atendiendo a la exploración de yacimientos minerales, el empleo de dos métodos eléctri-

cos independientes proporciona una seguridad adicional en la interpretación de los resultados y sobre la cual no es necesario insistir.

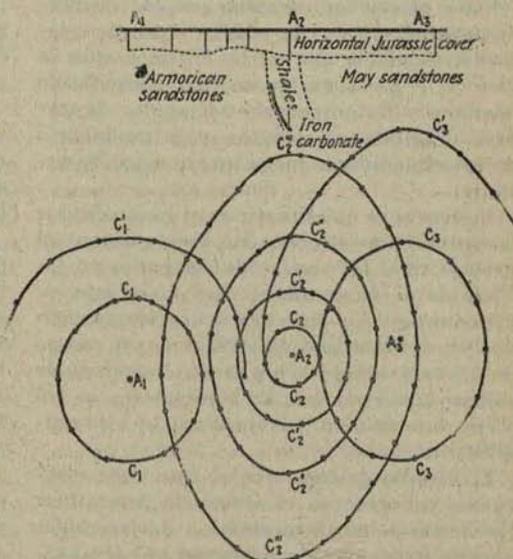


Fig. 15.—Resultados de estudios estructurales efectuados con el método potencial en Fierville-la-Champagne.

Algunos problemas son mucho más complicados que lo que los geofísicos desearían y el poder combinar convenientemente algunos hechos evidentes para aclararlos no está demás.

#### COSTO DE UN LEVANTAMIENTO ELECTRICO

La cuestión práctica más interesante para el minero es la siguiente: ¿Cuál es el precio de un levantamiento eléctrico y cuánto demora?

La rapidez con que puede efectuarse un levantamiento dependerá, por supuesto, de las condiciones locales relativas a la topografía, clima y vegetación. En terrenos ondulados y boscosos, como Ontario y Quebec, se cubre una superficie media de 1,300 acres (1) (2 millas cuadradas) en un mes, por cada destacamento explorador. En un campo despejado esta cifra puede duplicarse fácilmente.

Tomando como base la primera cifra que dimos, un levantamiento costará generalmente alrededor de \$ 2.50 (U. S. M.) por acre,

(1) N. del T.—1 acre = 4,047 m<sup>2</sup>. = 0,00407 kilómetros cuadrados.

y difícilmente excederá de cinco dólares. En casos favorables se puede alcanzar un costo menor a dos dólares y medio por acre, o sea a \$ 20.70 en pesos chilenos.

Estos precios que pueden parecer extraordinariamente bajos se pueden alcanzar solamente debido a que en los últimos años la técnica y los aparatos se han simplificado bastante y ha aumentado la rapidez de trabajo. También, la práctica y la experiencia de los exploradores juega un rol muy importante.

No hay para qué insistir en el hecho de que la prospección eléctrica no reemplaza ni al geólogo ni a las sondas de diamante en los trabajos de exploración, pero les presta su ayuda a ambos y debe usarse en combinación con ellos. Cada uno de ellos tiene su campo de trabajo propio y un buen ingeniero de minas debe ser capaz de combinarlos en tal forma que dé a su trabajo el máximo de rendimiento.

El estudio geológico es el que debe efectuarse primero con el objeto de determinar las formaciones favorables o desfavorables para la existencia de minerales. El levanta-

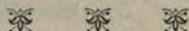
miento eléctrico de las superficies favorables viene en seguida, completando los estudios geológicos y delimitando las áreas mineralizadas.

La sonda de diamantes, las zanjas o los pozos deben emplearse en seguida para confirmar y completar las informaciones obtenidas en las dos primeras etapas del trabajo.

La disposición de los trabajos en este orden elimina trabajos costosos e inútiles. De acuerdo con esto, el costo de un levantamiento eléctrico es tan bajo como el de los trabajos geológicos o de sondajes con diamantes.

El explorador eléctrico se encuentra con la dificultad de hacerles notar claramente a los que emplean este método los servicios que es capaz de prestar. Comúnmente ni los mismos técnicos los aprecian en su verdadera magnitud; ellos más bien esperan milagros de tales estudios o bien niegan su utilidad. La verdad se encuentra entre estos dos extremos.

El fin de este artículo se habrá obtenido si es capaz de demostrar las posibilidades prácticas de estos nuevos métodos de exploración.



## UNA SUBSTANCIA MINERAL DE GRAN UTILIDAD

CONSULADO DE CHILE.  
ROSARIO DE SANTA FE

Rosario de Santa Fe, Junio 2 de 1928.

Excmo. Señor Ministro:

Tengo el honor de enviar a V. E., adjunto a la presente un recorte del diario "La Capital" fecha de hoy, en el que se publican detalles sobre el yacimiento de Kaolín que existe en la provincia de Bío-Bío, haciendo elogiosos comentarios sobre la importancia y calidad de este mineral.

Dios guarde a V. E.

MARIANO CAPMANY.  
Consul.

Al Excmo. Señor Ministro de Relaciones Exteriores.

Santiago de Chile.

LAS RIQUEZAS DEL KAOLIN CHILENO SON SUFICIENTES PARA ABASTECER GRANDES FABRICAS DE CERAMICA Y ENLOZADOS EN TODA SUD AMERICA

Para implantar industrias que han de ser comerciables, es ante todo necesario tener de base para toda empresa que se organice, el conocimiento exacto del negocio y contar con abundante materia prima.

Dentro del espíritu comercial argentino no vibra el pensamiento amplio de lo que hay que emprender sino el egoísmo de la rápida utilidad.

Los banqueros ingleses y yanques cuando colocan sus capitales en ferrocarriles, tranvías, compañías de navegación y fuertes empresas mineras, esperan tranquilos los resultados de ellas, porque de la forma de cómo se devuelven y se aplican los dineros, ellos saben cuánto puede ser su utilidad.

En cambio en estos países del continente Sudamericano los más optimistas especuladores del trabajo, desesperan por una utilidad rápida, sin imaginarse que las que se obtienen después de muchas demoras, como ocurre con los minerales de cobre en África y Estados Unidos, son las que producen mejores rendimientos al capital.

Otros consideran que el éxito de toda industria a desarrollarse, debe estar basado en el capital, que es la gran fuerza que ha de vigorizarla; pero ignoran que muchos otros factores, que no son el dinero, también contribuyen a los eminentes impulsos financieros de una empresa llamada a muchas utilidades.

Hace algunos años se organizó en Buenos Aires una importante empresa para la elaboración de enlozados.

Se reunió rápidamente el capital y sin hacer los verdaderos estudios que debiera exigir la empresa levantaron un espléndido establecimiento en el Yerua, con maquinarias perfectas, buenos edificios y amplios depósitos. Todo estaba listo para funcionar y para iniciar una producción de enlozados, que haría una enorme competencia al que se importa de la Europa, cuando de pronto los organizadores notaron que en sus cálculos faltaba lo principal: el Kaolín; la materia prima que tuviera condiciones de plasticidad y de amalgama, con poder suficiente de resistencia.

Esta materia prima no existe en la República Argentina y la que se descubre es un feldespato, fragmentado, que no responde a la industria, porque son depósitos simples que tienen su origen geológico en fallas, que sólo producen bolsones, que apenas aparecen se pierden. La fábrica instalada quedó dormida hasta que se produjo su liquidación.

En aquellos momentos a nadie se le ocurrió preguntar si en el país vecino podría existir esta materia prima, porque se ignora que en Chile reside un foco de riquezas minerales, que no solamente responden a una formación geológica más antigua, sino que también responden a un origen volcánico milenario.

En la nación vecina el salitre es la puerta de entrada de un gran ingreso al presupuesto del Estado; el cobre constituye una de las riquezas más explotadas por banqueros norteamericanos y el carbón por capitalistas nacionales y extranjeros.

En la provincia de Bío-Bío, en el pueblo de Nacimiento, a siete cuadras de la estación del ferrocarril, existe un depósito de Kaolín, de

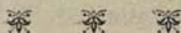
excelentes bondades para la elaboración de lozas; es un grandioso yacimiento mineral que podría resistir una explotación de doscientos años, trabajando diez mil toneladas mensuales: es uno de los más grandes de Sud América y de mejor calidad para este objeto. Este enorme yacimiento mineral pertenece a la "Compañía Industrial de Carbones y Pinturas", sociedad anónima chilena, la cual ha iniciado su explotación desde hace algún tiempo, exportando materia prima.

Esta gran zona de Kaolín, de Nacimiento, ha sido conceptualizado por geólogos alemanes y japoneses como los mejores de Chile y más importantes por su magnitud. Un solo detalle demuestra su valor. Antes de la guerra europea, una comisión de especialistas nipones patrocinada por el gobierno de su país, llegó especialmente a Chile con el objeto de estudiar los yacimientos de Kaolín para la fabricación de lozas, etc., visitaron todos los minerales de Kaolín del país vecino y antes de regresar al Japón declararon a la prensa "que los yacimientos de Kaolín más importantes de Chile, eran los de Nacimiento y que su calidad era de primera clase y superior a todos los visitados y en cuanto a su capacidad productiva eran los más grandes de Chile y que seguramente de ese lugar saldría la materia prima para implantar las grandes fábricas de lozas". Esta autorizada opinión de técnicos quedó fijando la importancia de esos yacimientos de Kaolín.

Sin embargo, los que trataron de hacer una sociedad anónima para la elaboración de los enlozados argentinos, ignoraban que muy cerca de estas tierras existía abundante materia prima.

El Kaolín tiene aplicaciones diversas. Se utiliza en aparatos de aislación eléctrica y como desgrasador en la limpieza de cocinas, baños, pisos y en el lustre de los metales. Para este género de usos es sin competencia, porque como substancia minera es de efectos insospechables. También se usa en la construcción de hornos y ladrillos refractarios y en las fábricas de talco.

Esta materia prima puesta sobre el puerto de Rosario es de un costo insignificante y sería oportuno que hombres emprendedores, iniciaran en esta ciudad del trabajo, una empresa de tal carácter, para libertarnos de la introducción de lozas extranjeras y realizar al mismo tiempo una obra de progreso para la ciudad y de economía para sus habitantes.



## SECCION SALITRERA

### SOBRE EL PROCEDIMIENTO POUPIN PARA ELABORAR SALITRE

1.—Nota del Ingeniero Jefe de la Oficina de Antofagasta de la Superintendencia de Salitre y Minas Don Juan J. Latorre, al señor Intendente de Salitre y Minas.—2. Informe del Ingeniero de la Superintendencia de Salitre y Minas Don Bartolomé Pinilla, sobre el funcionamiento del sistema Poupin en la Oficina «Iberia».—3. Informe del Químico Consultor de la Superintendencia de Salitre y Minas Dr. J. Bancelin, sobre el procedimiento Poupin.

#### I.—NOTA DEL INGENIERO JEFE DE LA SUPERINTENDENCIA DE SALITRE Y MINAS DON JUAN J. LATORRE AL SEÑOR INTENDENTE DE SALITRE Y MINAS

Antofagasta, 21 de Abril de 1928.

N.º 402.

Señor Intendente:

Tengo el agrado de enviar a Ud. adjunto a la presente el informe que, sobre el procedimiento Poupin, ha elaborado el ingeniero señor Pinilla con motivo de la visita de estudio que practicó este ingeniero a la Oficina «Iberia» en compañía de nuestro consultor Dr. Jacques Bancelin y del infrascrito.

El trabajo que ha podido hacerse tiene naturalmente todas las características de un informe preliminar, sin que esto signifique que puedan variar fundamentalmente sus conclusiones. Los estudios hechos por el Laboratorio Chorrillos de la Asociación de Productores tienen también el mismo carácter a pesar de contar esta entidad científica con los elementos suficientes para efectuar un trabajo definitivo; en general ocurre que las instalaciones de las oficinas se han hecho en forma deficiente porque sus constructores no han justipreciado las ventajas de conocer la composición y cantidad de sus líquidos en circulación, de sus caliches y rípios, los consumos de vapor, etc.; de aquí resulta que cuando se necesita controlar un proceso de elaboración estableciendo diversos balances técnicos se tropiezan con dificultades insalvables.

En el caso de la oficina «Iberia» nos ha sido imposible medir los consumos de vapor en la máquina de elaboración; pero, por otra

parte, la disposición misma del procedimiento nos permitió medir aproximadamente los líquidos en circulación.

Si se observa la marcha del proceso Poupin en la Oficina «Iberia» durante algunos días, se constatan variaciones apreciables en el rendimiento de un día a otro y aun de una fondada a la siguiente. No se trata aquí, naturalmente, de defectos del procedimiento mismo de elaboración sino de una explotación descuidada de la pampa que no ha permitido tener en máquina comunes físicos y químicos constantes. El siguiente cuadro es ilustrativo:

Fondada	Caliche en máquina		Rípios Ley en nitrate
	Ley en nitrate	Ley en cloruro	
1.....	17,6	22,3	3,06
2.....	17,1	21,8	3,16
3.....	16,7	12,6	4,92
4.....	17,4	11	3,50
5.....	14	49,5	2,44
6.....	16,7	19,7	2,04
7.....	19,3	19,6	2,94
8.....	16,4	27,4	3,34
9.....	17,7	16,2	4,06
10.....	16,3	20,5	1,98
11.....	14,5	35,3	1,9
12.....	14,3	36,8	2,72
13.....	15,8	32,5	1,14
14.....	14,8	32,5	1,90
15.....	14,3	35	2,18
16.....	15,8	40	1,24
17.....	15,4	44	1,28
18.....	18,6	17,2	1,54
19.....	19,5	25,3	1,98

Fondada	Caliche en máquina		Ripios Ley en nitrato
	Ley en nitrato	Ley en cloruro	
20.....	16,5	46,5	1,40
21.....	14,4	43	1,92
22.....	15	33,4	1,74
23.....	17,5	30,4	1,84
24.....	16,5	24	3,06
25.....	13,6	36	2,20
26.....	16,6	36,6	2,28
27.....	18	36	1,40
28.....	21	27	2,92
29.....	15,5	46,5	2,10
30.....	20,2	15,7	3,94
31.....	21	14,2	3,98
32.....	16,3	41,4	1,96
33.....	19,4	28,7	—
34.....	15,4	48	—
35.....	18,2	20,4	—

Aunque parece existir una cierta correspondencia entre la ley en cloruros del caliche y la ley del ripio, no es solamente el cloruro el que influye fundamentalmente en la ley de éste. Y a estas circunstancias se deben las anomalías que se observan en el cuadro. En realidad, a una mayor ley en  $ClNa$  debería corresponder un mejor agotamiento de los ripios pero la constitución física del caliche, los sulfatos, el  $Mg$  y el  $K$  que no se han determinado en las pruebas tienen una influencia visible en la lixiviación.

Teniendo comunes diferentes en máquina, un solo sistema de distribución de los líquidos no puede obtener un agotamiento regular del caliche. Sería menester en cada caso determinar los tiempos de contacto más apropiados entre la materia prima y los líquidos lixiviantes o bien determinar la sucesión y cantidad de cada líquido que produzca el rendimiento máximo. Se comprende que la primera solución es más cómoda pero trae consigo una variación en el número de fondadas diarias, circunstancia que erróneamente los industriales no aceptan. De aquí que muchas veces suceda el caso que un jefe de máquinas se vea obligado a correr caldo de un cachucho cuyo material está lixivándose en buenas condiciones y cuyo caldo sigue aún aumentando de densidad. La rigidez que se le da al número de fondadas es particularmente perjudicial cuando las

condiciones del trabajo de la pampa o la ignorancia de los jefes no permite tener en máquinas comunes similares de materia prima en las fondadas. Este es el caso que se observa en la Oficina "Iberia" y no cabe duda de que con un trabajo más inteligente de la pampa los rendimientos del procedimiento Poupin deben uniformarse y pueden alcanzar cifras análogas a las que hemos determinado durante la lixiviación efectuada en el cachucho N.º 3.

Es evidente que el procedimiento Poupin significa un mejoramiento efectivo en el tratamiento de caliches, pues en ningún instante se tiene un régimen de inmersión que, como se sabe, produce lavados ineficientes; los lavados regularmente distribuidos y hechos en forma intermitente, esperando un buen estruje de la materia cada vez, tal como se hace en los laboratorios químicos para el lavado de los precipitados, debe conducir a agotamientos excepcionales.

El procedimiento Poupin, es desde luego recomendable en aquellas oficinas que poseen grandes cantidades de caliche salado o caliche ripioso para mezclar con los de alta ley en borra; pero para el tratamiento de estos últimos únicamente, no hay experimentación suficiente y sería de mucho interés efectuar algunas pruebas con esta clase de caliches.

La composición de los caldos obtenidos difiere apreciablemente de la del de Chétien a 100°, lo mismo sucede con la de las aguas viejas cuyo contenido en nitrato y cloruro es muy superior al de las soluciones a 20°; por este motivo tal vez se presente el peligro de obtener un salitre salado bajo ciertas condiciones de evaporización destinadas a obtener una mayor desnitrificación de agua vieja, por ejemplo. Por esta razón es de desear también que el procedimiento Poupin se ensaye en caliches con baja ley en cloruro y alto porcentaje de borra.

Saluda atentamente al señor Intendente.  
(Firmado).—J. LATORRE I., ingeniero jefe.

Al señor Intendente de Salitre y Minas.—  
Santiago.

II.—INFORME DEL INGENIERO DE LA SUPERINTENDENCIA DE SALITRE Y MINAS DON BARTOLOME PINILLA SOBRE EL FUNCIONAMIENTO DEL SISTEMA POUPIN EN LA OFICINA "IBERIA".

La oficina "Iberia" de la Compañía Salitrera Iberia, está ubicada en el cantón del Toco. Trabajaba por sistema Shanks, pero se paralizó en Noviembre de 1926. Se trabajaba en ese tiempo leyes superiores a 20% con un aprovechamiento poco superior a 50%, y el consumo de petróleo era:

	1925	1926 (11 meses)
Salitre producido.....	132,000	122,230
Petróleo consumido.....	42,225	37,352
Salitre-petróleo.....	3.13	3.28
Prod. media mensual.....	11,000	11,110

Se experimentaba bastante dificultad por ser el caliche muy borroso, lo que alargaba el tratamiento, disminuyendo la capacidad de producción y dejaba una gran parte de la ley del caliche sin aprovechar.

La máquina Shanks se componía de 16 cachuchos de  $9.12 \times 2.43 \times 2.10$  ( $30' \times 8' \times 7'$ ) y cada fondada debe haber tratado unos 550 quintales de caliche.

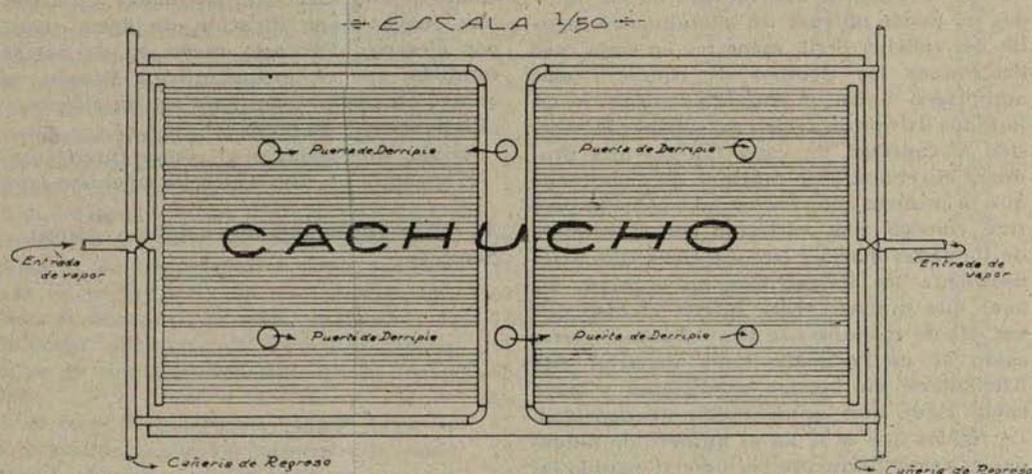
Aprovechando la crisis del año 1926, que mantenía paralizada la oficina, la Compañía

decidió transformar la máquina al sistema Poupin, modernizando al mismo tiempo algunas de sus instalaciones. Se empezó a elaborar en Octubre de 1927 con cuatro cachuchos terminados y solamente desde el 20 de Febrero de 1928 se tiene en funcionamiento toda la máquina y se sigue trabajando todavía en algunas instalaciones auxiliares.

El trabajo de transformación mismo es bastante reducido: se suprimió un mamparo cada dos cachuchos, doblando así el ancho de éstos; se levantó la crinolina hasta 1 m. sobre el fondo del cachucho; se aumentó la altura total del cachucho para dejar dos metros sobre la crinolina; se reemplazó los antiguos serpentines por un serpentín plano colocado bajo la crinolina; se suprimió los sifones de traspaso, dejando solamente una salida lateral del fondo del cachucho, donde se conectó un arranque triple para la salida de los líquidos. Cada cachucho vino a quedar de  $9.12 \times 4.87 \times 2$  mts. de altura sobre la crinolina, con una superficie de 44,4 metros cuadrados y un volumen de 88,8 metros cúbicos.

Cada cachucho tiene dos serpentines, uno por cada lado, colocados a la misma altura compuestos de 24 tubos de 3" de 3.90 (13) de largo. La entrada del vapor se hace por un tubo transversal de 4" y la salida del regreso por un colector de 6" que está unido por sus dos extremos a la cañería de regreso por tubos de 3". La superficie de calefacción

OF IBERIA  
SISTEMA POUPIN  
SERPENTINES DE LOS CACHUCHOS



en cada cachucho es de 66 metros cuadrados y el volumen de los serpentines 1,600 litros.

### ESTANQUES AUTOMATICOS

El sistema Poupin no lleva ninguna conexión de traspaso directo entre los cachuchos. Los diferentes líquidos se sacan por la parte inferior del cachucho, se llevan al estanque respectivo y se alimentan en el momento oportuno por la parte superior del cachucho en forma de lluvia intermitente.

El riego se hace por 20 tubos perforados transversales situados sobre el cachucho y la alimentación se hace a través de pequeños estanques con un sifón para descarga intermitente. Estos estanques están situados a 2.50 metros sobre los tubos de riego, son cilíndricos de 87 cm. de diámetro y 70 de altura, llevan 5 cañerías de 2" que van sumergidas en el líquido para la alimentación, y la salida se hace por un tubo de 3" cubierto por una campana de 20 cm. de diámetro y más o menos 1 cm. de espesor. En el caso del cachucho N.º 3 que se estuvo observando la oscilación del nivel dentro del estanque era de 50 cms., lo que da un volumen neto de más o menos 290 litros para cada descarga del estanque.

descarga del estanque es mayor que el volumen efectivo del estanque.

Si se llama Q la cantidad alimentada en cada estancada en litros, V el volumen del estanque en litros, q la velocidad de alimentación al estanque litros/minutos, K la velocidad de descarga del estanque litros/minutos, T minutos el tiempo total entre dos descargas consecutivas, t minutos el tiempo que demora la descarga, se tendría:

$$Q = q T = K t \quad (1)$$

$$V = q (T-t) \quad (2)$$

$$V = Q \frac{T-t}{T} \quad (3)$$

$$Q = V \frac{T}{T-t}$$

El tiempo de descarga t, es variable. Sustituyendo Q en 3), se tiene:

$$V = Kt \frac{T-t}{T}$$

$$t^2 - T t + \frac{V T}{K} = 0.$$



1.—Oficina Iberia.—Estanque automático

### VOLUMEN DEL LIQUIDO ALIMENTADOR

Si se observa que durante el tiempo que dura la descarga, el estanque sigue recibiendo líquido de la cañería, se ve claramente que la cantidad de líquido alimentado en cada

Para determinar K vamos a introducir los valores observados

$$V = 290 \text{ litros.}$$

y para  $T = 4$  minutos

$$t = 1 \quad (60 \text{ segundos})$$

Para estos valores:

$$Q = V \frac{T}{T-t} = \frac{4}{3} V = 387 \text{ litros}$$

$$K = \frac{Q}{t} = \frac{4}{3} V = 387 \text{ litros/minutos}$$

Reemplazando este valor en la fórmula para t

$$t^2 - T t + \frac{3}{4} = 0$$

$$t = \frac{T}{2} + \sqrt{\frac{T^2}{4} - \frac{3T}{4}}$$

$$t = \frac{1}{2} \left( T - \sqrt{T(T-3)} \right)$$

Con los valores de T, se han calculado los valores correspondientes de Q y se ha determinado además el valor  $Q \frac{60}{T}$ , líquido alimentado por hora para valores de T entre 4 y 8 minutos. Los resultados son:

T	t	Q	60 Q
Minutos	segundos	litros	litros
4	60	387	5,800
4 1/2	57	368	4,900
5	55	355	4,250
5 1/2	54	347	3,780
6	53	340	3,400
6 1/2	52	335	3,080
7	51	330	2,830
7 1/2	51	328	2,610
8	50	327	2,460

#### PRECALENTADORES

Para elevar la temperatura del agua vieja y del primer relave alimentado, se los hace pasar por un serpentín plano colocado en el fondo de los chulladores y por sendos calentadores que funcionan con vapor.

**ESTANQUE DE ALMACENAMIENTO.**—Los estanques de almacenamiento de relaves y agua vieja, están situados sobre el terreno natural a bastante altura sobre la máquina, para que cada líquido pueda ir por simple gravitación a los precalentadores y en segui-

da a los estanques automáticos de alimentación, sin que las variaciones del nivel del estanque influyan en forma muy sensible sobre la cantidad del líquido alimentado. Para disminuir en lo posible la radiación en los estanques de almacenamiento se han construido en forma de estanques concéntricos poniendo al interior el líquido más caliente. Con el mismo objeto se ha revestido los cachuchos con una capa de ripio de 10 a 15 cms. y las cañerías de vapor tienen también un revestimiento aislador a base de borra.

**CALDEROS Y MOTORES.**—Hasta ahora se está trabajando con los elementos antiguos de la Oficina. Esta parece haberse constituido por una aglomeración consecutiva de elementos incoherentes a medida que se hacía notar su falta o se mejoraba las instalaciones. Se tiene así hasta seis motores de distintos sistemas y potencias, de los cuales tres quedan casi juntos en un espacio de unos 10 metros.

Los motores existentes en la actualidad son:

1 Motor Petters de 125 HP. que mueve los chanchos y las correas transportadoras;

1 Motor a vapor de unos 120 HP. que está como reserva para el mismo servicio;

1 Motor Allen, semi Diesel de unos 15 HP., que mueve un dinamo de corriente continua 220 volts para el alumbrado de la oficina;

1 Motor a vapor de unos 20 HP. que mueve las bombas para elevar el relave y el agua vieja a los estanques de almacenamiento;

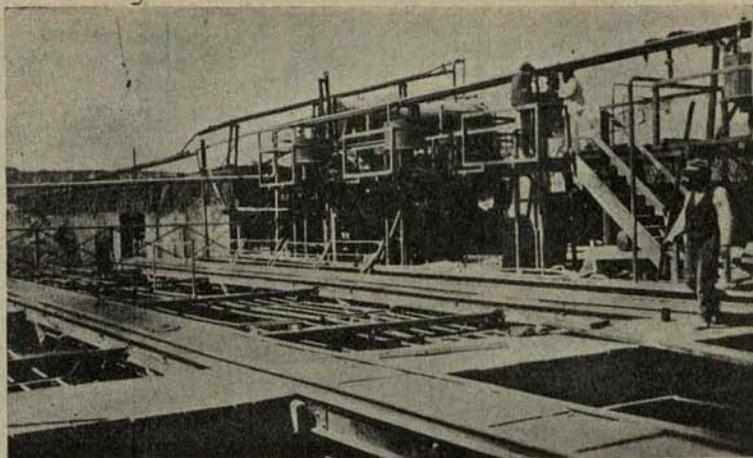
1 Motor semi Diesel de unos 8 HP. para la Maestranza; y

1 Motor a vapor de unos 7 HP. en la bomba de desborre de los chulladores.

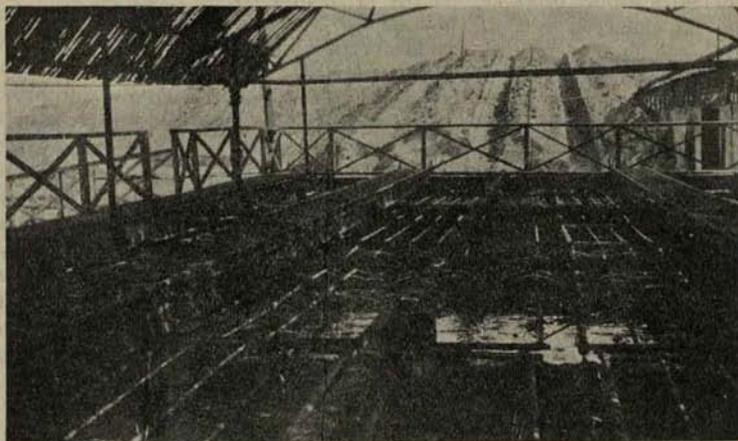
El escape de los motores a vapor y de las bombas Duplex de alimentación de las calderas va a un estanque donde hay agua cortada, se condensa en parte y sirve al mismo tiempo para calentar el agua de alimentación. Hay una pérdida bastante apreciable de vapor que no se condensa bien y se escapa al aire.

**CALDEROS.**—Se aprovechan 3 de las antiguas calderas de la oficina, las que se repararon convenientemente y se está instalando una cuarta caldera nueva. Son calderas Lancashire del tipo y tamaño corrientemente empleado en la pampa.

El sistema de alimentación de petróleo es Noysened Howden a presión con bombas Simplex, cuyo escape sirve para calentar el petróleo. Por falta de capacidad suficiente



2.—Oficina Iberia.—Cuatro cachuchos en trabajo



3.—Oficina Iberia.—Tubos de riego de los cachuchos

en esta instalación la presión de inyección es baja (40 a 50 lbs.) y la temperatura debe ser un poco inferior a 100°. La combustión en estas condiciones no es muy buena y se tiene una cantidad de humo un poco subida.

Como ítem de la modernización de la Oficina se ha reinstalado en condiciones regulares las distintas cañerías de vapor, regresos y líquidos. Se está construyendo una central de fuerza que va a tener desde luego dos motores Diesel M A N de 4 tiempos de 300 HP. cada uno al nivel del mar (más o menos 260 HP. en la oficina) directamente acoplados a alternadores, y se va a instalar motores eléctricos en todos los servicios.

Esta nueva central va a disminuir el consumo de combustibles y lubricantes en los motores y además puede producir un ligero aumento en la capacidad de la oficina, disminuyendo el tiempo empleado en la carga de los cachuchos. En la actualidad los chancadores no pueden trabajar a plena carga por falta de potencia del motor que los mueve, lo que aumenta por lo menos en una hora el tiempo de carga en cada cachucho.

PROVISION DE AGUA.—El agua salada para la elaboración, riego y servicio de incendio se trae del río Loa por una cañería de 4.5 kilómetros. Hay en la oficina dos estanques de almacenamiento y distribución.

El agua dulce para la bebida se obtiene por condensación de los regresos de la máquina para lo que se aprovecha una antigua evaporadora que estaba fuera de uso. El agua condensada se almacena en dos pequeños estanques que alimentan la red de distribución de agua y un grifo especial para las locomotoras.

El agua que ha servido para enfriar los regresos se lleva a un estanque especial de agua tibia, de donde se saca una parte para el servicio de la máquina y otra se corta y sirve para alimentar las calderas. La corta se hace en dos estanques sencillos añadiendo cal y carbonato de sodio y decantando en el mismo estanque.

#### ALIMENTACION DE LOS CALDEROS.—

El consumo de petróleo en los calderos es un poco superior a 100 quintales diarios, lo que corresponde a una evaporación de más o menos 100 toneladas de agua. De éstas se necesitan unas 50 para agua dulce, unas 20 se pierden en fugas en las cañerías, escapes no condensados, etc., se gastan cerca de 100 toneladas de agua dulce en las locomotoras, de modo que quedan unas 20 toneladas de agua buena para alimentar las calderas. Se debe suplir las 80 toneladas restantes con agua cortada y para evitar la acumulación excesiva de sal dentro de las calderas es necesario purgarlas 3 veces al día, en cada purga se botan 1.5 a 2 metros cúbicos por caldera, lo que da unos 15 a 18 metros cúbicos diarios de agua a 140°.

CHANCADO Y CARGA.—El chancado se hace en dos etapas, hay 6 chancadoras primarias tipo Blake de 10"×16" que reciben

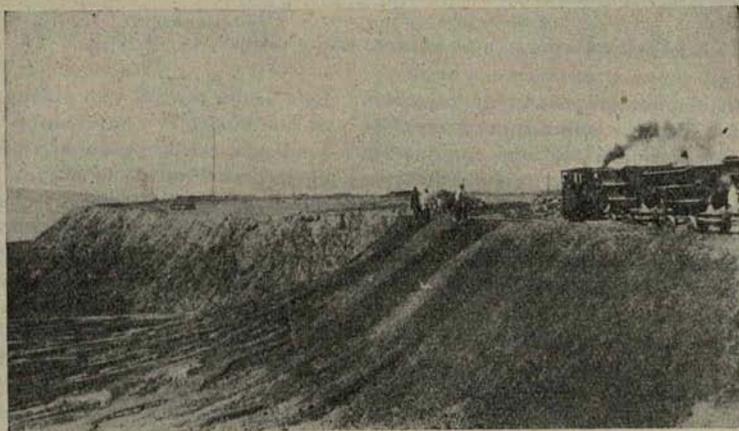
el material directamente de la rampa, y dos chancadores secundarios Traylor de 6".

Los carros de la pampa se vacian en un buzón de unos 500 metros cúbicos de capacidad y el caliche pasa en seguida directamente a las chancadoras Blake; cae después a una correa transportadora que lo echa a una parrilla inclinada sobre la boca de las chancadoras giratorias. El producto de ésta cae de una nueva cinta que lo lleva a una pequeña tolva situada sobre la máquina y provista de un harnero de 1/2". El producto se descarga a través de 4 buzones a los carros de carga de la máquina.

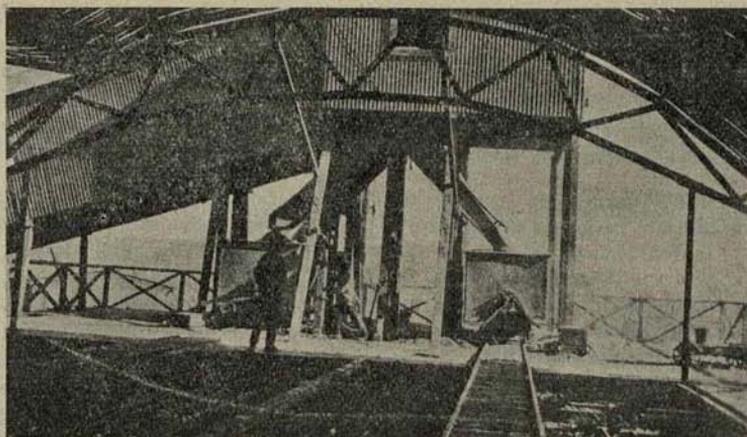
El harneado se uso solamente al principio de la carga, se obtiene 4 a 6 carros de granado que se cargan directamente sobre la crinolina y dos carros de finos que se vienen a cargar al final sobre el resto de la carga de la parte superior del cachucho.

Una vez llenos los dos carros de finos se cierra la compuerta de salida, y el espacio debajo del harnero se llena, con lo que éste deja de trabajar.

La carga se hace con carros de lomo de toro de 3 m<sup>3</sup>. de capacidad, que corren sobre dos puentes colocados sobre los cachuchos. La carga se reparte a pala en una capa lo más uniforme posible. Los carros han sido construídos en la oficina y las puertas se abren en forma que el chorro de material caiga verticalmente; se pretendió así disminuir la agregación del material granado al caer el caliche en el cachucho. En realidad se ha conseguido disminuir algo el efecto del golpe, pero se produce siempre alguna separación y una cierta acumulación de material



4.—Oficina Iberia.—Torta de ripio



3.—Oficina Iberia.—Harneros y buzones de carga.

grueso en todo el borde del cachucho, en la línea longitudinal media y en las dos líneas transversales debajo de los puentes de carga. La alimentación se hace en una forma intermitente con una intensidad durante el período de alimentación de unos 350 litros por minuto y se producen en estos momentos una cierta acumulación de líquidos sobre la superficie de la carga, líquido que se acumula en los puntos bajos de dicha superficie o corre libremente sobre las partes menos permeables para escurrirse en los puntos en que encuentra un camino expedito.

Las faltas de uniformidad del sistema de carga podría significar por lo tanto un grave inconveniente para el perfecto agotamiento del caliche, puesto que va a producirse una tendencia constante de las soluciones a escurrirse según las líneas que contienen más material granado, y a medida que avanza el tratamiento, el defecto original de la carga se agravaría por el mayor asentimiento que acompaña la disolución del nitrato según esas mismas líneas.

Sin embargo en la práctica este defecto queda compensado, en parte por lo menos, por el distinto comportamiento del material; mientras los trozos grandes mantienen sus formas que quedan sostenidas por un esqueleto de cloruro de sodio, prácticamente insoluble, los trozos chicos se disgregan y se produce en ellos un asentimiento mucho mayor.

La diferencia de composición del material termina por tener una importancia mucho mayor y viene a definir las condiciones de trabajo de la fondada.

La trampa de máquina es bastante chica

y no hay ningún silo de almacenamiento en que puedan mezclarse las distintas clases de caliches, de modo que el material cargado está variando constantemente. Se está trabajando toda clase de pampas, desde salares hasta cuevas, y la ley media de las fondadas es muy variable. Dentro de cada cachucho se producen también manchas de material rico, borroso, salado, etc., que se comportan cada uno en forma distinta, y las diferencias en el asentamiento experimentado o en su permeabilidad modifican, compensándolo o agravándolo, el defecto ya indicado proveniente del sistema de carga.

Los resultados obtenidos en la actualidad con las condiciones de carga enumeradas, que pueden considerarse apenas regulares, son muy favorables, y es muy dudoso si las ventajas que pudieran obtenerse con una modificación de la rampa y del sistema de carga justifiquen la inversión necesaria.

#### SISTEMA DE TRABAJO

Los chanchos trabajan con una abertura de más o menos 3" y los giratorios reducen los trozos a una pulgada.

El harnero en la máquina funciona solamente al principio de la carga; cuando se han llenado los dos carros de finos se cierran las compuertas de fino y los harneros dejan de funcionar cuando la pequeña tolva se llena de tierra. La mayor parte de la carga del cachucho es entonces de material no clasificado; la tierra se agrega en la parte superior del cachucho en una capa de unos 13 cms. de espesor.

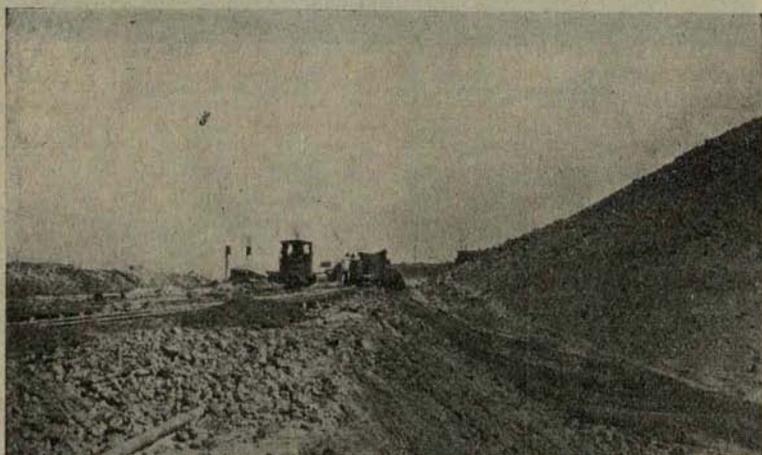
La carga de un cachucho demora de 3 a 5 horas; más o menos dos horas después de empezar la carga se tiene ya debajo de la crinolina el líquido de prepare, que viene a ser un caldillo de otro cachucho más borras de un chullador, y se comienza a alimentar vapor.

La evaporación del líquido de prepare va subiendo a través de la carga de caliche, humedeciéndolo y calentándolo, y después de 4 a 5 horas comienza a llegar el vapor a la superficie. Se comienza entonces a alimentar agua vieja calentada previamente a unos 60°, la que se echa en forma de lluvia inter-

tura es de unos 50 y 35°, respectivamente, el agua del tiempo se calienta un poco en el condensador de agua dulce para usos domésticos, pero su temperatura no se controla; oscila entre 30 y 40°.

Las cantidades de relaves se fijan según reglas empíricas basándose en la ley de cloruros del caliche. Se ha construido una Tabla que está en poder del jefe de máquinas que fija la cantidad de agua vieja y relaves que se debe alimentar según la ley de nitrato y cloruro de la fondada para mantener siempre el tiempo de tratamiento en 37 horas.

El caldo se saca por parcialidades (gene-



6.—Oficina Iberia.—Torta de ripio

mitente sobre la superficie del cachucho. El agua vieja va infiltrándose poco a poco en la masa de caliche, lixiviando al mismo tiempo el nitrato y al llegar a la crinolina cae en forma de un caldo saturado. En el interior el líquido de prepare se ha concentrado por evaporación transformándose también en caldo; después de un cierto tiempo la cantidad de líquido acumulada es suficiente y se corre el primer caldo al chullador. La cantidad de agua vieja alimentada se regula de acuerdo con la ley de la fondada. Una vez terminada la alimentación de agua vieja se sigue alimentando relaves (2) en seguida agua de lavados (ver más adelante) y por fin agua de tiempo. El primer relave pasa por un serpentín chico en los chulladores y por un calentador con vapor y su temperatura es de unos 60°; el segundo relave y el agua de lavado no tienen sino el calor que absorben al pasar por el cachucho, y su tempera-

ralmente 3) las primeras quedan determinadas por la necesidad de conservar los serpentines de vapor cubiertos con líquido, el último caldo se corre con el vapor cortado y se termina de correrlo cuando la densidad baja a 88° T.

Después de correr el tercer caldo, se saca una cierta cantidad de líquido de prepare para otra fondada. Este líquido se echa a un chullador, donde se aprovecha para desborar, y en seguida se echa con una bomba a la parte inferior del cachucho correspondiente.

Si una vez sacado el prepare se tiene un líquido de más de 75°, se lo echa al estanque de agua vieja de las bateas y vuelve al circuito junto con el agua vieja. Los otros líquidos se distribuyen en primer relave hasta 65° T y 2.° relave en seguida, los que se corren a los estanques respectivos para ser achicados a los estanques altos.

Por efecto de la evaporación se forma bajo la crinolina una borra salina que contiene una ley apreciable en nitrato; para lavarla se echa agua del tiempo y se pone vapor en los serpentines por 15 minutos durante la desrapiadura. El líquido que se obtiene se designó "Agua de lavado" y se introduce en los cachuchos en la forma normal como tercer relave.

Queda siempre bajo la crinolina una pequeña cantidad de borra formada principalmente de sal y que conserva siempre una cierta ley de nitrato. Esta borra se saca por unos tapones que hay en el fondo del cachucho, se saca al aire libre en unas bateas de tierra sobre la toita de ripio y se echan en la parte superior del cachucho formando la parte de la carga que se ha denominado "Sal".

#### RESULTADOS OBTENIDOS

Durante nuestra permanencia en la Oficina hicimos algunas observaciones sobre el trabajo de un cachucho (N.º 3) durante un ciclo completo. Los resultados no pueden presentarse como un ensayo definitivo del sistema pues la falta de instrumentos de control nos impidió tomar una serie de datos importantes y aún los que se han tomado no proporcionan resultados de precisión, pero pueden dar una idea aproximada del procedimiento. No se pudo determinar por ejemplo el consumo de vapor; las medidas de líquido que se hicieron en el cachucho o anotando las alturas en los estanques hacía necesario suspender la corrida de otros. Las muestras de líquido no fué posible, salvo en un caso tomarlas en el estanque, una vez junto todo el líquido, por haber ya en él un líquido anterior; se tomaron dos muestras: una cuando se comenzaba a correr el líquido y la otra al final.

Los líquidos que se alimentaban al cachucho se midieron por el período de descarga de los estanques automáticos y por el tiempo de alimentación de cada líquido.

Para determinar la carga se midió el volumen del cachucho y se hizo una serie de pesadas de un volumen conocido de caliche, 96 litros. Los resultados fueron:

Pesada 1.....	145
" 2.....	149
" 3.....	139
" 4.....	144
" 5.....	142
" 6.....	145

864

Término medio.....	146 Kgs.
Tara.....	25 "
Peso neto.....	121 "

Densidad aparente: 1,260 Kgs.-m. cúbicos.

La carga del cachucho se compuso de:

	Altura	Volu- men	Densi- dad	Peso — Qtls.
Gruesos.....	1.95	86.58	1,260	1,090.9
Finos.....	0.13	5.77	1,200	69.2
Sal.....	0.06	2.66	1,100	29.3

Carga total..... 1,189.4

El contenido de nitrato era:

	Cantidad	Ley	Nitrato Kgs.
Gruesos.....	1,090.9	16.5	18,000
Finos.....	69.2	16.5	1,141
Sal.....	29.3	13.8	404
	1,189.4	16.4	19,545

Los líquidos entrados al cachucho eran:

	Tiempo de alimenta- ción horas	Período de vaciado estq. auto- mat. minut	Cantidad por hora	Alimentada total litros
Líquido de prepare.	—	—	—	35,500
Agua vieja	9	4	5,800	52,300
Relave 1.	6	5	4,250	25,600
" 2.	7	5 1/2	3,780	26,400
Agua de lavado..	8	7	2,830	22,700

El contenido en nitrato era:

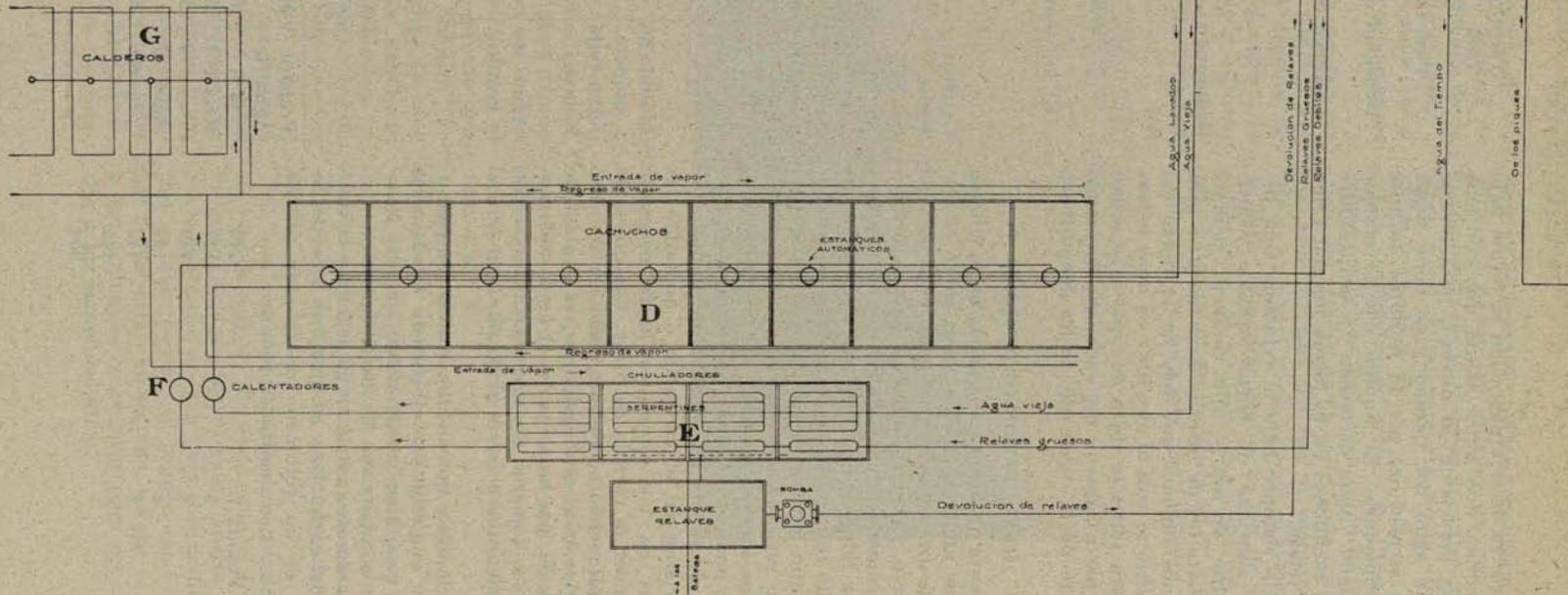
	Volumen alimenta- do litros	Densidad	Temp.	NITRATO	
				Gra/ litro	Total
Prepare	35,500	85° T	70°	540	19,200
Agua vie- ja 1....	52,300	84° T	62°	440	23,000
Relave 1.	25,600	70° T	62°	294	7,500
" 2.	26,400	63° T	52°	236	6,200
Agua de lavado.	22,700	31° T	—	168	3,800
					59,700

— SISTEMA POUPIN —

— PARA LA ELABORACION DE SALITRE —

— INFORMACIONES —

Estanques A y B son concéntricos — Cuchuchos D con entrada y salida de vapor por ambos frentes — Chulladores E con serpentines para agua vieja y relaves gruesos



El nitrato evacuado en las distintas soluciones y en rípios y en borras era:

	Dens. Temp. Cantidad	NITRATO	
		Grs. litro	Total
Caldo 1.....	23,500	672	15,800
" 2.....	22,000	630	13,900
" 3.....	34,000	624	21,200
Prepare.....	32,000	514	16,500
Relave 1.....	14,850	294	4,360
" 2.....	20,800	168	3,500
Agua de lavado..	14 250	61	870
Ripio.....	1,010	1,95	1,970
Borras.....	94,5%	10,3%	980
			79,080

El nitrato total entrado, era:

el caliche.....	19,545 Kgs.
los líquidos.....	59,700 "
	<hr/>
	79,245 Kgs.

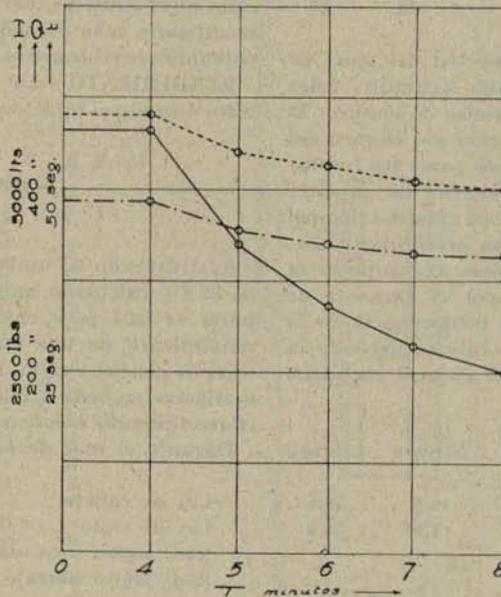
El nitrato perdido es el que va en el ripio; las borras se secan y se agregan como sal en la parte superior del cachucho.

El rendimiento en el cachucho sería:

$$\frac{19,545 - 1970}{19,545} = \frac{17,575}{19,545} = 89,8\%$$

En algunas pérdidas pequeñas en la elaboración a consecuencia de filtraciones, derrames, etc., que se pueden estimar en un

OF IBERIA  
SISTEMA POUPIN  
ESTANQUES DE ALIMENTACION



REFERENCIAS

- Líquido alimentado por estenque (IQ)  
 ----- Líquido " " hose (H)  
 ----- Tiempo de descarga (t)

5% más, lo que reducirá el rendimiento a 84,8%.

### DISOLUCION DE CLORUROS

Se ensayó las distintas soluciones por cloruro; los resultados fueron:

### LIQUIDOS ALIMENTADOS

	Nitrato	Cloruro
Agua vieja.....	440	168
Relave 1.....	294	208
" 2.....	236	223
Agua de lavado.....	168	117

### LIQUIDOS EXTRAIDOS

	Nitrato	Cloruro
Caldo 1.....	672	116
" 2.....	630	122
" 3.....	624	142
Prepare.....	514	178
Relave 1.....	294	210
" 2.....	168	242
Agua de lavados.....	61	88

Se ve que, con la excepción del agua de lavado, que no es un líquido lixivante, todas las soluciones están saturadas de cloruro. El resultado es la no disolución del cloruro del caliche, el que se comporta como un insoluble. La disolución del cloruro se produce únicamente con el lavado con agua del tiempo, y se produce en cambio su precipitación durante los períodos anteriores al disminuir la solubilidad del cloruro, por el aumento de la ley de nitrato. Como consecuencia de la disminución de peso del caliche lixiviado la ley en cloruros aumenta. Para el cachucho 3 se tuvo:

	Nitrato	Cloruro
Caliche.....	16,5	39,6
Ripio.....	1,95	44,6

### PESO DEL RIPIO

Si se trata un caliche de ley C (% de nitrato) que se lixivia dejando un ripio con una ley R, y se supone que ha habido sola-

mente disolución de nitrato, se tendrían las siguientes relaciones:

Llamando X el peso del ripio correspondiente a 100 Kgs. de caliche, el nitrato disuelto sería 100-X, y el nitrato contenido en el ripio XR.

$$\text{Se deduce: } 100 - X = C - \frac{XR}{100}$$

$$\text{El peso del ripio} \times 100 = \frac{100 \cdot C}{100 \cdot R}$$

Llamando S la ley de cloruros, es decir la cantidad de sal en 100 Kgs., la ley en el ripio sería:

$$\frac{S}{X} = \frac{100 - R}{100 - C}$$

Sustituyendo valores, se tendría para las leyes dadas anteriormente:

$$X = 85,2$$

$$S/R = 46,4$$

La diferencia de 1,8 en la ley de cloruros entre el cálculo y la ley encontrada en el ripio representa 4% del cloruro total, lo que modificaría más o menos en 2% el valor X obtenido anteriormente.

RENDIMIENTO.—La proporción de nitrato disuelto al total, o sea el rendimiento, es:

$$N = \frac{C - XR}{C} = 100 \frac{C - R}{C(100 - R)}$$

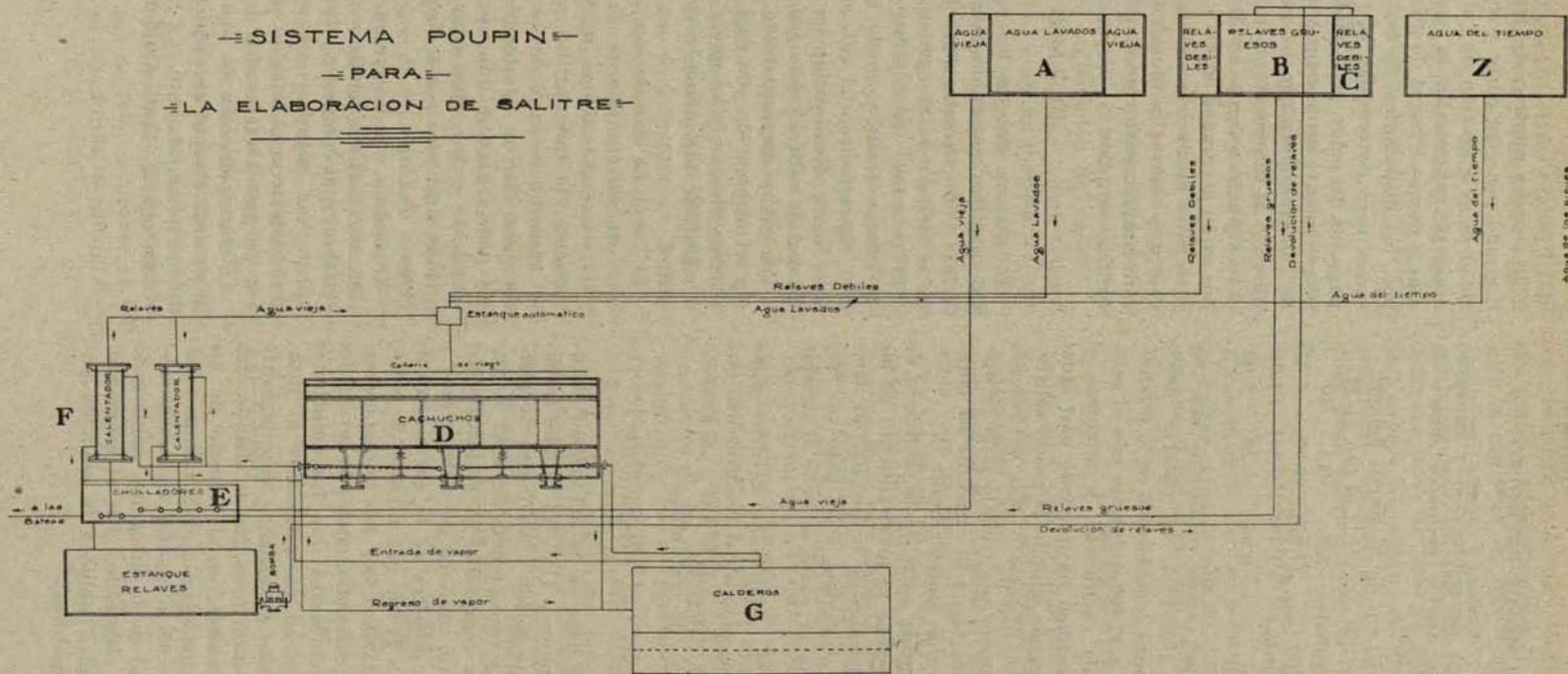
Sustituyendo se obtendría el mismo valor de 89,8% calculado anteriormente. Esta fórmula es útil para calcular rápidamente el rendimiento de una fondada conociendo las leyes de caliche y ripio. El valor obtenido debe castigarse en más o menos 5% para obtener el rendimiento efectivo.

Durante el mes de Febrero se obtuvo:

Ley de caliche.....	16.42
Ley de ripio.....	2.71
Red. según fórmula.....	85.8 %
Red. según bateaje.....	79 %

En el estado de la Oficina figura un rendimiento de 83,31%, sin tomar en cuenta la ley del salitre; haciendo la corrección para 95% se obtiene el valor indicado de 79%.

— SISTEMA POUPIN —  
 — PARA —  
 — LA ELABORACION DE SALITRE —



## CONSUMO DE PETROLEO

Los resultados de producción y consumo de combustible de los primeros meses de este año han sido:

	Enero Febrero		
	1 al 29	21-29	10
Cachuchos en trabajo	8.5	9.3	10
Salitre producido....	17.000	20.071	7.376
Petróleo consumido..	3.494	3.341	1.045
Salitre-petróleo.....	4.86	6.30	7.06

Si se compara estos resultados con los obtenidos en 1925-1926, se observa desde luego un aumento considerable en la producción de 11,000 a 17,000 quintales con el mismo volumen de cachuchos, y mientras el consumo de petróleo ha quedado casi igual lo que ha mejorado mucho la razón salitre-petróleo. En los últimos 9 días de Febrero en que por primera vez trabajó toda la máquina, la producción y el consumo de combustible mejoraron notablemente.

Seguramente una parte de la economía de combustible se debe al mejoramiento de las condiciones generales de la instalación: mejores calderas, cañerías, etc., pero no hay duda que la mayor parte se debe al cambio del sistema.

El aumento de producción se debe principalmente a la mejora del rendimiento que ha subido más o menos de 50 a 80% sin aumentar en el tiempo de tratamiento.

## TAMAÑO DEL CHANCADO

El trabajo se hace en la actualidad chancando más o menos a  $1\frac{1}{4}$ ". El caliche trabajado es bastante salado y los trozos no pierden su forma y consistencia durante el tratamiento. Para comprobar la perfección del trabajo se partió algunos de estos trozos y se ensayó una muestra de la parte central; se obtuvo como la ley por nitrato de sodio, en tres metros, 1.65, 1.95 y 2.40 lo que corresponde muy aproximadamente a la ley media del ripio, y demuestra que las soluciones lixiviantes penetran perfectamente al interior de los trozos de caliche. Naturalmente el tiempo necesario para que se efectúe esta penetración aumenta con el tamaño de los trozos, y se podría disminuir el tiempo total del tratamiento, y aumentar en consecuencia la capacidad de la máquina, reduciendo el tamaño del chancado. (Por el momento, esto es imposible, debido a la reducida potencia de los motores).

El tiempo mínimo de tratamiento queda limitado por otra parte por la pequeña velocidad de propagación de calor a través de la masa de caliche. En la actualidad se tiene más o menos 5 horas de alimentación de vapor. No dispusimos de los elementos necesarios para determinar la velocidad de propagación del calor, pero parece que no habría inconveniente en acortar un poco el período de calentamiento con lo que se disminuiría un poco la temperatura en la parte superior del cachucho. Como los líquidos alimentados están saturados en sal y la disolución del nitrato se produciría siempre aunque quizás con una mayor intensidad. He enunciado éste simplemente como una indicación para futuros estudios.

## RESUMEN

El sistema Poupin ha demostrado en la Oficina una mejora en el rendimiento de 60 a 70% y no necesita para ello un aumento en el tiempo de tratamiento.

El consumo de combustible por unidad de caliche tratado queda igual o aumenta sólo ligeramente, lo que viene a significar una fuerte disminución en el consumo por unidad de salitre producido.

Los gastos de ascendero, jornales y energía en elaboración son casi iguales a los del sistema Shanks, y la mayor producción viene a significar un menor costo por unidad de salitre.

El costo de instalación es inferior al de una oficina equivalente al sistema Shanks y el sistema funciona muy bien en escala reducida, lo que facilita su adopción para el aprovechamiento de estacamentos poco extensos. Con la eliminación de los traspaños podría hacerse una oficina con un solo cachucho y las dimensiones de éste sólo quedan limitadas por el costo del sistema de carga y descarga.

El sistema, con un menor costo de elaboración, con mejores rendimientos, puede tratar caliches más pobres y difíciles y permite aprovechar pampas que no habrían sido trabajadas con el antiguo sistema, sin incurrir en gastos exagerados de instalación.

La transformación de una Oficina Shanks al sistema Poupin aprovecha la mayor parte del material existente.

Antofagasta, 12 de Abril de 1928.

B. PINILLA.

### III.—INFORME DEL QUIMICO CONSULTOR DE LA SUPERINTENDENCIA DE SALITRE Y MINAS, DR. J. BANCELIN.

Santiago, 26 de Mayo de 1928.

Señor Superintendente de Salitre y Minas.

Señor Superintendente:

He leído con mucho interés el informe del señor Pinilla sobre el procedimiento Poupin, enviado a Ud. por el señor J. J. Latorre, ingeniero jefe de la Superintendencia en Antofagasta.

Sobra decir que estoy perfectamente de acuerdo con el señor Pinilla sobre todos los detalles y conclusiones, puesto que hemos estudiado y discutido juntos este nuevo procedimiento de elaboración del salitre.

Me permitiré hacer unas observaciones, que no cambian en ninguna manera las conclusiones, y que son más un complemento a mi informe sobre la industria salitrera, que presenté a Ud. al fin de mi viaje al norte en Marzo del presente año. No podía hacer esas observaciones antes de haber visto el informe del señor Pinilla, pues carecía de unos datos que este caballero se había encargado recoger, durante el tiempo que estaba yo analizando las materias en elaboración, y que había olvidado participarme antes de mi salida de Antofagasta.

1.º El rendimiento bueno de la elaboración hecha por el procedimiento Poupin, respecto al consumo de combustible, a pesar de una instalación material muy antigua y en pésimo estado. Se explica observando que la cantidad de agua evaporada por quintal de salitre elaborado es inferior a la que se evapora en el procedimiento Shanks corriente. Había llegado en mi informe sobre la industria salitrera fechada del 6 de Abril de 1928, a la conclusión (página 30), que en el procedimiento corriente se evapora en la máquina alrededor de 900 litros de agua por tonelada de salitre elaborado. Podemos calcular la cantidad de agua evaporada en la elaboración de la oficina Iberia que trabaja según el procedimiento Poupin.

En la fondada estudiada por nosotros, durante la cual se elaboró 118.9 toneladas de salitre de una ley en nitrato de 16.5%, el contenido en nitrato de la materia primaria estaba de 19,545 Kgs. (pág. II del informe del señor Pinilla). Puesto que el rendimiento de elaboración fué de 79%, se obtuvo 15,400 Kgs. de nitrato bajo la forma de salitre. Para

este beneficio se empleó 22,700 litros de agua del tiempo. Admitiremos para hacer el cálculo que la cantidad de relave que existe en la máquina quedó constante. El ripio seco tenía un peso de 104 toneladas, y el ripio húmedo tenía un peso de agua igual a 10% del ripio seco, según un análisis que hice yo mismo, sea pues 10,400 litros. Fué evaporada pues durante toda la elaboración:

$$22,700 - 10,400 = 12,300$$

litros de agua. Pero se sabe que en las bateas se evapora alrededor de 8% del agua del caldo, pues aquí fué evaporado en la máquina solamente:

$$12,300 \times 0.08 = 11,300$$

litros para una producción de 15,300 Kgs. de nitrato, es decir, 730 litros de agua por tonelada de salitre en lugar de 900 litros, lo que explica el consumo menor de combustible para la elaboración.

2.º Encontré en los datos sacados del estudio del procedimiento Poupin la confirmación de lo que había dicho en mi informe sobre la industria salitrera. El señor Poupin lava los ripios en una forma adecuada y lógica contrariamente a lo que se hace en el actual procedimiento Shanks, lo que le permite no utilizar sino dos relaves en lugar de hacer unos 6 ó 7 traspasos, y a pesar de eso, el agotamiento de los ripios en nitrato es mucho mejor que en el procedimiento corriente (1.9% en lugar de 5 ó 7%).

Este segundo punto explica también el mejor rendimiento del procedimiento Poupin. Según el informe del señor Pinilla (Pág. 11 y 12), la cantidad de nitrato introducido en el cachucho por el caliche, el líquido de prepare y el agua vieja, es de:

19,500
19,200
23,000

---

61,700 Kgs.

La cantidad que sale en los tres caldos, es:

15,800
13,900
21,200

---

50,900

Es correcto hacer este balance, puesto que se cesa la corrida del caldo antes de principiar el lavado, como lo comprueba el horario de las operaciones. Queda pues en el cachucho en este momento,

$$\begin{array}{r} 61,700 \\ 50,900 \\ \hline 10,800 \text{ Kgs.} \end{array}$$

de nitrato. El caldo contiene por litro 624 gr. de nitrato y aproximadamente (carezco de datos experimentales) 650 gr. de agua. Si todo el nitrato se encuentra al estado disuelto en el caldo que empapa el ripio la cantidad de agua debe ser:

$$\frac{10,800 \times 650}{624} = 11,200 \text{ Kgs.}$$

de agua, lo que representa 9.8% de la materia seca, que es en este momento de:

$$\begin{array}{r} 104,000 \\ 10,000 \\ \hline 114,000 \text{ Kgs.} \end{array}$$

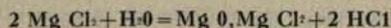
Yo había admitido en mi informe sobre la industria salitrera la cifra de 9.8%. Esto comprueba que al final de la corrida del caldo todo el nitrato contenido en la materia sólida se encuentra al estado disuelto, en la forma de caldo que empapa el ripio. La disolución está terminada cuando se

corta la corrida del caldo, y las operaciones siguientes son bien únicamente un verdadero lavado y no una continuación de la disolución como en el sistema actual Shanks, lo que había criticado en mi informe sobre la industria salitrera (páginas 19 y 20).

Los datos experimentales sacados del estudio del procedimiento Poupin confirman bien las ideas, que expuse en mi informe, página 32 y siguientes. El lavado como lo practica el señor Poupin se acerca al lavado teórico expuesto en esas páginas de este informe.

3.º En la oficina Iberia donde no se corta el yodo, se puede divisar a la superficie del cachucho un desprendimiento de vapores violetas de yodo. Al pensar a este fenómeno quiero agregar a lo que he dicho en mi informe (página 35) la hipótesis siguiente, para explicar este fenómeno.

Los caliches tienen siempre cloruro de magnesio, que puede formar a la temperatura de cocción de los caldos, por reacción sobre el agua un poco de ácido clorhídrico:



Este ácido clorhídrico, en presencia de materias reductoras contenidas en el caliche, o de la harina que se emplea en el chullador y que llega en el cachucho por el intermedio del agua vieja, reacciona con los iodatos y produce este desprendimiento de vapor de yodo.

Saluda muy atentamente a Ud.

J. BANCELIN.



COTIZACIONES
--------------

## PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard, peniques	Valparaíso kilo fino \$
Junio 8.....	\$ 34.71	\$ 150.91
» 21.....	\$ 34.50	\$ 150.00

## COBRE

## QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Junio 8.....	\$ 224.86	98.56 con escala 224 cents.	11.82 <sup>1</sup> / <sub>4</sub> con escala 128 <sup>1</sup> / <sub>4</sub> cents.
» 21.....	\$ 221.15	96.70 con escala 221 cents.	11.62 <sup>3</sup> / <sub>4</sub> con escala 126 <sup>1</sup> / <sub>4</sub> cents.

## SEMANAL EN NEW YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Junio 7.....	14.75	Junio 21.....	14.70
» 14.....	14.75	» 28.....	14.75

## DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Mayo 25.....	64. 0.0	64. 1.3	Junio 11.....	64. 6.3	64. 6.3
> 29.....	64. 1.3	64. 1.3	> 12.....	64. 3.9	64. 3.9
> 30.....	63.18.9	63.18.9	> 13.....	63.18.9	63.17.6
> 31.....	64. 0.0	64. 0.0	> 14.....	64. 0.0	63.18.9
Junio 1.....	63.17.6	63.17.6	> 15.....	63.15.0	63.15.0
> 4.....	64. 0.0	64. 1.3	> 18.....	63.16.3	63.15.0
> 5.....	64. 1.3	64. 2.6	> 19.....	63.10.0	63.10.0
> 6.....	64. 2.6	64. 2.6	> 20.....	63. 2.6	63. 2.6
> 8.....	64. 3.9	64. 3.9	> 21.....	63. 3.9	63. 3.9

## VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Mayo 25.....		39.42	Junio 9.....		39.48
> 28.....		39.39	> 11.....		39.44
> 29.....		39.41	> 12.....		39.44
> 30.....		39.46	> 13.....		39.47
> 31.....		39.46	> 14.....		39.47
Junio 1.º.....		39.46	> 15.....		39.51
> 2.....		39.43	> 16.....		39.52
> 4.....		39.42	> 19.....		39.54
> 5.....		39.39	> 20.....		39.50
> 8.....		39.46	> 21.....		39.50

## SALITRE

Junio 6.

El mercado ha estado muy tranquilo durante la pasada quincena, con los precios a 16/4 para cualquier entrega desde Mayo hasta Agosto, habiéndose vendido más o menos unas 20,000 toneladas a este precio, para entregas Octubre/Marzo se han efectuado ventas a 16-7, mientras que un lote chico de refinado se colocó a 16/8 para entrega durante Junio. Ha habido cierto interés por Potásico.

El mercado Europeo ha continuado excesivamente tranquilo, habiéndose hecho algunas pequeñas ventas para entrega inmediata puesto plaza Bélgica y Holanda a £ 9.7.0 a £ 9.8.0 y en Francia de £ 9.14.0 a £ 9.17.6.

El total de exportación para Mayo fué de 1.459,123 qtls. mét. comparado con 438,982 qtls. mét. exportados el mismo mes de 1927.

La producción durante Mayo fué de 2.626,145 qtls. mét. con 64 oficinas en trabajo, demos-

trando un aumento de 1.566,884 qtls. mét. comparado con Mayo de 1927 cuando solamente había 32 oficinas en trabajo.

El consumo para Abril se calcula en 2.387,600 qtls. mét. haciendo un total de 24.028,400 qtls. mét. para el año salitrero.

Las existencias en Europa al 31 de Mayo se calculan en 283,464 toneladas métricas.

La producción y exportación de los primeros 5 meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

	Producción qtls. mét.	Exportación qtls. mét.
1925.....	9.215,737	9.880,150
1926.....	10.960,917	8.255,554
1927.....	4.485,726	7.009,127
1928.....	12.507,183	12.305,836

Durante la pasada quincena ha habido algo de movimiento, y los exportadores están nuevamente interesados por contratar espacio,

y por otra parte los armadores no parecen estar ansiosos y esperan que los precios se afirmen algo más y por consiguiente se están absteniendo de ofrecer espacio excepto a precios algo subidos que no son aceptados por los exportadores. El mercado cierra con tono de alza.

Para el Reino Unido no se registran cargamentos completos, y los vapores eventuales parecen estar escasos debido a que ha habido más demanda en Río de la Plata y los precios más altos comparados con los del salitre. Los siguientes fletamentos han sido contratados por Líneas de la carrera durante la pasada quincena.

2,000 Tons. Junio 2 puertos para Reino Unido o Continente, 17/6.

2,000 Tons. 10 Junio/10 Julio Amberes/Hamburgo, 17/3.

2,000 Tons. 10 Junio/10 Julio Amberes/Hamburgo, 17/6.

2,000 mensuales Julio/Septiembre Havre/Dunkirk/Amberes/Rotterdam, 19/-.

500 Junio Liverpool con opción Glasgow, 18.

Para puertos del Atlántico Norte de España el precio nominal es de 23/6 para Julio/Agosto y 25/- para Septiembre/Octubre. Para el Mediterráneo, Málaga y Génova Julio/Agosto 23/- y para Septiembre/Octubre 24/6, también nominal.

Para Estados Unidos Galveston/Boston no se registran fletamentos. Hay un vapor disponible que se podría conseguir a más o menos 4.75 dollars para un puerto Savannah/Boston. El precio de las Líneas de la carrera para New York queda a \$ 4.25 dollars para Junio/Julio/Agosto con pedidos de parte de los exportadores a 4 dollars; y 4.50 dollars podría aceptarse por los armadores para embarcar durante Septiembre hasta el fin del año. Para la costa Occidental de Norte América el precio de 3.50 dollars para cualquier posición San Pedro/Puget Sound puertos de costumbre, no ha variado.

Junio 21.

El mercado del salitre se ha visto firme especialmente durante la última parte de la quincena, desde que el Ministro de Hacienda ha manifestado sus deseos a la Asociación de Productores de Salitre de que deben modificar el actual sistema de venta libre. El 21 del presente se fijó una comisión para informar y presentar un proyecto.

Se ha notado una tendencia algo más firme, con una gran cantidad de ventas para todas las entregas, más o menos unas 60,000 toneladas han cambiado de manos al precio de 16/4 para entregas Agosto/Octubre, pero para posiciones más adelante no se ha vendido nada a excepción de un cargamento de refinado. En calidad refinada las ventas han sido buenas, 96% Junio/Julio se vendió a 16/7 a 16/8, 97% para Julio a 16/9-1/2 a 16/10, Octubre 16/11, y un cargamento para Febrero de 97 3/4% a 17/4. En la calidad de Potásico ha habido interés por pequeños lotes.

El mercado Europeo ha estado más activo, habiéndose vendido para entregas inmediatas en Bélgica a £ 9.7.6, Holanda £ 9.9.0 y a £ £ 9.15.0 en playa Francia.

Lo exportado durante la primera quincena de Junio fué de 560,844 qtls. mét. comparado con 73,405 qtls. mét. durante el mismo período en 1927.

El total de las ventas y consignaciones desde Junio de 1927 a Junio 15/28 se calculan en 3,100,000 toneladas.

Las existencias en la costa al 31 de Mayo se registran como 534,323 toneladas.

Como lo prevenimos en nuestra última Revista, el mercado de fletes por salitre ha estado más activo y ha habido más interés por contratar espacio durante la quincena, habiendo sido la mayoría para embarques prontos. El mercado en Río de la Plata ha continuado firme y por consiguiente es difícil conseguir vapores de ocasión, debido a lo cual los exportadores han estado obligados a recurrir a las líneas de la carrera para cumplir sus compromisos. El mercado cierra firme con tendencia al alza.

Para el Reino Unido o Continente no se han registrado últimamente fletamentos. Los negocios por las líneas de la carrera han estado activos, como lo decimos más arriba, habiéndose efectuado los siguientes fletamentos desde nuestra última revista:

500 Tons. pronto, 15/9 Amberes/Hamburgo.

500 Tons. pronto, 16/- Havre o Amberes opción, 19/- Oslo/Malmo.

500 Tons. pronto, 16/- Amberes/Hamburgo.

2,000 Tons. Junio, 17/- Havre, Dunkirk, Amberes, Rotterdam.

2,000 Tons. Junio, 17/6 - Havre/Dunkirk, Amberes y Rotterdam.

2,000 Tons. Junio, 17/6 Amberes/Hamburgo.

2,000 Tons. Julio, 17/6 Amberes/Hamburgo.

2,000 Tons. 10 Julio/10 Agosto, 17/6 Havre, Dunkirk, Amberes y Rotterdam.

2,000 Tons. fines de Julio, 17/6 Amberes-Hamburgo.

250 Tons. mensuales Julio/Septiembre, 19/- London.

2,000 Tons. 10 Julio/15 Agosto, 18/- Dunkirk-Hamburgo.

1,000 Tons. 15 Julio/Agosto, 18/- Amberes/Hamburgo.

1,000 Tons. 15 Agosto/15 Septiembre, 19/- Amberes/Hamburgo.

1,000 Tons. 15 Septiembre/15 Octubre, 19/- Amberes/Hamburgo.

1,000 Tons. Julio, 24/- Tenerife, Cádiz y Barcelona.

2,000 Tons. 10 Julio/10 Agosto, 20/- Burdeos/Amberes, 21/- La Pallice, St. Nazaire y Nantes, 23/- Brest.

3,000 Tons. Julio, 20/- Reino Unido.

El espacio por el momento está algo escaso. habiendo los armadores subido sus precios debido a que hay pedidos del Perú para embarcar azúcar a precios más convenientes. Para el Atlántico Norte de España el tipo nominal es ahora de 24/6 para Julio/Agosto, y 26/- para Septiembre/Octubre. Estos últimos precios también rigen para el Mediterráneo Málaga/Génova. Para Alejandría se cerró un cargamento completo al precio de 24/- para embarque Junio.

Para Estados Unidos Galveston/Boston un vapor de ocasión ha sido contratado al precio de 4.75 dollars para embarcar durante Agosto/Septiembre. No ha habido interés por contratar espacio por Líneas de la carrera para Nueva York directamente y el precio de 4 dollars para Junio/Julio y de 4.25 dollars para Agosto/Septiembre resultarían actualmente. Para la costa Occidental de Norte América el precio de 3.50 dollars para cualquier posición entre San Pedro y Puget Sound quedan sin cambio.

## CARBON

Junio 6.

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

Las cotizaciones libres de derechos de internación son como sigue:

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

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

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

Junio 21.

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

Las cotizaciones libres de derechos de internación son como sigue:

Cardiff Admiralty List. ....	32/6 a 34/-
West Hartley. ....	28/6 a 29/6
Pocahontas o New River. ....	34/- a 35/-
Australiano, la mejor clase. ....	45/- a 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/c. 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	60.019	26.203	27.459
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	14.527	54.030	63.664	59.881	68.738
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	6.300	24.438	20.985	24.750	21.211
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		Straits		Londres	
	99% 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	47.938	296.006	217.280
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	25.506
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	6.158	28.598	25.664	28.613	25.429
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				
	Diciembre	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	
Alaska. . . . .	1,655	2,084	908	3,495	2,084	1,767	
Butte & Superior. . . . .	+ 238	—	—	+ 205	—	—	
Calumet & Arizona. . . . .	2,065	2,066	2,041	2,019	2,102	2,726	
Magma. . . . .	652	1,300	1,398	1,346	1,525	1,451	
Miami. . . . .	2,032	1,963	1,955	2,029	2,092	2,185	
New Cornelia. . . . .	3,607	3,672	3,267	3,318	3,224	2,924	
Nevada Con. . . . .	+26,253	—	—	+ 26,288	—	—	
Old Dominion. . . . .	801	996	992	1,009	988	1,010	
Phelps Dodge. . . . .	7,757	8,273	7,331	7,803	8,334	8,083	
United Verde Extensión	1,930	1,633	1,624	1,699	1,604	1,724	
Utah Copper. . . . .	+27,810	—	—	27,810	—	—	
Tennessee Copper. . . . .	617	510	514	596	526	582	

## EXTRANJERO

Boleo, Méjico. . . . .	1,001	1,068	1,262	1,130	1,012	953
Furukawa, Japón. . . . .	1,563	1,548	1,563	—	—	—
Granby Cons., Canadá. . . . .	1,936	2,305	2,155	2,326	2,406	2,505
Union Miniere, Africa. . . . .	10,803	10,390	9,590	10,864	10,780	10,689
Mount Lyell, Aust. . . . .	+2,064	—	—	+1,510	—	—
Sumitomo, Japón, . . . . .	1,412	1,317	1,381	1,316	1,483	1,475
Bwana M'Kubwa. . . . .	554	677	600	533	392	556
Braden Copper Co. . . . .	9,348	8,502	8,504	8,504	8,506	9,544
Chile Exploration Co. . . . .	8,972	8,146	8,119	7,854	8,155	8,797
Andes Copper Mining Co. . . . .	2,367	2,152	2,152	2,152	2,152	2,816

## 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	73,279	2,378
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	..	349,669	..
Promedio mensual . . . . .	72,709	..	69,165	..	69,934	..
Promedio diario . . . . .	..	2,390	..	2,274	..	2,300

## MERCADO DE MINERALES Y METALES

Estas cotizaciones que han sido tomadas del Engineering and Mining Journal-Press de Nueva York, Junio 30 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% £ 95 tonelada de 2,240 libras.

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

**Bismuto.**—En lotes de toneladas, precio \$ 2.10 por libra.—En pequeñas partidas \$ 2.25 por libra.—Londres, 9 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 4 sh. 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 ferromolibdeno 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 \$ 55 por onza.—Londres £ 10<sup>1</sup>/<sub>4</sub> a £ 11<sup>1</sup>/<sub>2</sub> la tonelada (nominal).

**Platino.**—Precio oficial de metal refinado, \$ 78 la onza. Los negociantes y refinadores cotizan la onza de metal refinado de \$ 73.— a \$ 74.— al contado.—Precio nominal. Londres £ 17 a £ 17.2 sh. 9 d 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, \$ 1.— a \$ 1.20 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 mine-

rales de 45 a 50% de  $Cr_2O_3$ . Precios firmes y buenas demandas.

**Mineral de Manganeso.**—De \$ 0.36 a \$ 0.38 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  $MnO_2$ , Brasileño 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 \$ 82.50 por tonelada de 2,000 libras.

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

**Mineral de Tungsteno.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley, \$ 11.75; Shelita, de \$ 10.60 a \$ 10.75.—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.º 1, \$ 625. Crudo N.º 2 \$ 385; en fibras \$ 190 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 incluidos. 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 Georgia. Excelente demanda. Blanca, descolorada, \$ 12 a \$ 18 la ton.—Mineral crudo de 93%  $SO_4Ba$  con un contenido no superior de 1% de hierro \$ 6.50 f. o. b. minas.

**Bauxita.**—N.º 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 Georgia.—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 \$ 0.50 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  $\frac{1}{4}$  a  $\frac{1}{2}$  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.

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

**Fuospató.**—En colpa, con no menos de 85% de  $\text{CaF}_2$  y no más de 5% de  $\text{SiO}_2$ , \$ 15.50 a \$ 16.—por tonelada de 2,000 libras.

**Grafito.**—De Ceylán de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08 a \$ 0.08 $\frac{1}{2}$ . 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.º 1, \$ 7. Cruda N.º 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%  $\text{MgO}$ , 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.º A 1, \$ 3.50 a \$ 4.—N.º 1 a \$ 3.—; N.º 2, \$ 2.50 a \$ 2.75; N.º 3 a \$ 1.30; N.º 4 a \$ 0.80; N.º 5 a \$ 0.45. Las clases se refieren al tamaño de las hojas.

**Monacita.**—Mínimo 6%  $\text{ThO}_2$  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, ( $2\frac{1}{2}$ " de diámetro) a 13 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  $\text{SiO}_2$ ; 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.—Incluido 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 Mississippi.

### Otros productos

**Nitrato de soda.**—Crudo a \$ 2.30 a \$ 2.32 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.

**Molibdato de Calcio.**—A \$ 0.95 a \$ 1.— por cada libra de Molibdeno contenido.

**Oxido de Arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.04 por libra. En Londres, a £ 17 $\frac{1}{2}$  por tonelada de 2,250 libras de 99%.

**Oxido de Zinc.**—Precio por libra, ensacados y en lotes sobre carro y libre de plomo; 0.06 $\frac{1}{2}$ . Francés, sello rojo, a \$ 0.09  $\frac{3}{4}$ .

**Sulfato de Cobre.**—Ya sea en grandes o pequeños cristales de 5,30 a 5,40 centavos por libra.

**Sulfato de Sodio.**—Por tonelada a granel f. o. b. Nueva York, \$ 10 a \$ 17.

### 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.—Junio de 1928

ZONAS	Departamentos	Compañías Carboneras	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		Personal ocupado Obreros y Empleados
				Bruta	Neta	
1.º Departamento de Concepción.....	Concepción Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	8,338	7,433	692
2.º Bahía de Arauco.....	Coronel Coronel	Schwager Lota	Coronel Chiflón Grande, Pique Grande y Pique Alberto	99,407	91,028	9,658
3.º Resto provincia de Concepción.....	Coronel Arauco	Curanilahue Lebu	Curanilahue y Plegarias Fortuna y Constancia	13,099	8,973	1,423
4.º Provincia de Valdivia.....	Valdivia Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil Arrau	2,249	2,157	189
5.º Territorio de Magallanes.....	Magallanes	Menéndez Behety	Loreto	3,656	3,583	94
<b>Total</b> .....				<b>106,749</b>	<b>112,674</b>	<b>12,056</b>

CUADRO II

Producción de cobre en barras.—Junio de 1928

COMPAÑÍAS	Establecimientos	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (BARRAS)		PERSONAL			
		Toneladas	Ley	Toneladas	Ley	Obreros		Empleados	
						Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros
Chile Exploration C.º.....	Chuquicamata	726,384	1,55%	9,785	99,95%	4,870	455	667	332
Andes Copper Mining C.º.....	Potrerrillos	344,614	1,56%	4,144	99,43%	4,196	57	489	281
Cía. Minas y Fundición de Chagres.....	Chagres	1,816	8,60%	150	99,00%	712	..	82	1
Société des Mines de Cuivre de Naltagua.....	Naltagua	2,227	14,02%	306	99,30%	643	4	26	16
Braden Copper C.º.....	El Teniente	393,398	2,17%	8,129	99,74%	5,706	31	735	115
Cía. Minas de Gatico.....	Gatico	2,535	10,40%	266	99,50%	829	6	50	6
<b>Total</b> .....		<b>1,470,974</b>		<b>22,780</b>		<b>16,956</b>	<b>553</b>	<b>2,049</b>	<b>751</b>

## CUADRO III

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

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Mayo	Junio	Julio	Agost.
Beneficiadora de Taltal, Cía. Minas.....	Plata fina.....	Kgs.	—	—	673	620	—	—
Condoriaco, Soc. Benef. de plata de.....	Plata.....	»	2,047	2,142	232	152	—	—
	Oro.....	»	26	40	3	4,2	—	—
Disputada de las Condes, Cía. Minera.....	Concent. 23% cobre	Tons.	8,523	16,336	1,825	927	—	—
Gatico, Cía. Minas de....	Cobre fino.....	»	1,594	1,956	321	266	—	—
Guanaco, Cía. Minera del Nacional de Plomo, Soc. Fundición.....	Minerales 21% cobr.	»	202	298	32,7	31,19	—	—
Poderosa, Mining Com- pany.....	Concent. 65% plomo	»	1,576	2,396	350	—	—	—
	Concent. cobre.....	»	7,125	9,380	1,078	—	—	—
	Minerales 15% co- bre.....	»	—	—	1,908	1,960	—	—
Tocopilla, Cía. Minera de.	Concent. 28% co- bre.....	»	—	—	660	640	—	—
Minera e Industrial de Chile, Cía.....	Carbón.....	»	807,570	840,085	58,711	—	—	—
Schwager, Cía. Carboní- fera y de Fundición..	Carbón.....	»	420,156	434,938	32,113	37,738	—	—

(\*) Concentrados de 65% de plomo.

## CUADRO IV

Producción de las principales compañías estañíferas de Bolivia

COMPAÑÍAS	Producto	Uni- dad	Total 1926	Total 1927	Año 1928			
					Mayo	Junio	Julio	Agost.
Araca, Emp. de Estaño de Cerro Grande, Cía. Esta- ñífera de.....	Barrilla estaño.....	Tons.	2,438	2,306	234	237	—	—
Colquirí, Cía. Minas de..	» » .....	Q. esp.	17,053	18,506	1,404	1,123	—	—
Morococala, Cía. Estañí- fera.....	» » .....	»	9,159	9,856	1,040	1,020	—	—
Oploca, Cía. Minera y Agrícola.....	» » .....	»	37,300	30,646	3,043	3,261	—	—
Ocuri, Cía. Estañífera de.	» » .....	»	75,680	85,800	9,460	8,800	—	—
	» » .....	»	9,110	11,543	670	830	—	—
Oruro, Cía. Minera de...	Barrilla estaño....	Tons.	1,320	1,375	140	145	—	—
	Plata.....	Kgs.	13,553	12,553	1,141	1,128	—	—
Patiño, Mines & Enter- prises Cons.....	1.ª Quinc. Sn. fino.	Tons.	10,260	12,301	666	698	—	—
	2.ª Quinc. Sn. fino.	»	—	—	792	726	—	—
	Barrilla estaño . .	Q. esp.	22,921	24,046	2,365	2,130	—	—
	Media barrilla....	»	5,133	8,899	517	515	—	—
Porvenir de Huanuni, Cía. Minera.....	Plata.....	Onzas	847,470	756,259	—	—	—	—
	Cobre.....	Kgs.	100,829	47,100	—	—	—	—
	Plata, zinc Concentrados.....	Tons.	4,894	8,385	1,030	—	—	—

