

BOLETIN MINERO

DE LA

SOCIEDAD NACIONAL

DE MINERIA

Nº 653

Año LXXIV

Volumen LXIX

MARZO - ABRIL 1960

Suscripción:

En el país: Eº 1,50 el ejemplar

Extranjero: 2 dólares el ejemplar

SUMARIO

	<u>Págs.</u>
Los altos costos de la Minería	3587
Indice de Precios al Consumidor	3588
Como estimar las reservas de minerales	3589
El Pozo Berkeley de Anaconda,	3594
Domingo Faustino Sarmiento, mayordomo de minas	3595
El Cobre en los mercados internos y mundiales	3597
El Instituto de Investigaciones Geológicas	3600
El Procedimiento HYL de fierro esponjoso	3602
Como la exploración científica descubrió la Mina Pima	3603
Hornos de Cuba "Krupp"	3610
Fierro por reducción directa	3611
También Fraga como buen cateador murió en la miseria	3614
Tuesta de fluosólidos de los sulfuros de Yanahara (Dowa)	3615
Caja de Crédito y Fomento Mínero	3623
Molienda con Guijarros	3625

Sin los tributos que paga la minería, sería imposible financiar los Presupuestos de la Nación. Sin las divisas que producen las exportaciones de minerales, no podríamos comprar en el exterior ni aquellos artículos más esenciales para la subsistencia del país.

Ayudar a la minería es contribuir al vigorizamiento de la economía nacional.

LOS ALTOS COSTOS DE LA MINERÍA

Se podrán hacer los planteamientos más habilidosos; se podrán presentar las estadísticas de origen más solvente y se podrán organizar todos los foros que se quiera para probar, hasta donde sea posible, que Chile debe orientar su economía hacia diversas fuentes de producción; pero frente a eso hay una historia y una realidad presente que nos dice a gritos que somos un país minero.

La industria extractiva es la que tiene un mercado íntegramente internacional, y, en consecuencia, todo el volumen de su rendimiento se traduce en entrada de divisas. A la sombra de la minería se van creando poblados, se van construyendo puertos mecanizados, se va enanchando el mercado doméstico de otras industrias que entregan elementos que van a las faenas extractivas. Hay minas en que se pagan los salarios más altos que se conocen entre nosotros. Y para levantar esos planteles y esas ciudades ha sido menester que entren cientos de millones de dólares.

La circunstancia determinante de que el cobre chileno deba competir en los mercados mundiales, nos aleja de toda posibilidad de cargar, desmesuradamente, los mayores costos en el metal que lanzamos a la libre competencia universal. De ahí la necesidad imperiosa de cuidar nuestros costos, pues de otro modo nos tendríamos que quedar con una riqueza latente que no podría ser explotada, en atención a que resultaría anti-comercial.

En una reunión celebrada con el Ministro de Finanzas, hace ya tiempo, el señor Vergara fue bien explícito para manifestar que el Gobierno estaba dispuesto a dejar libre la entrada de todos aquellos artículos que, fabricados en el país, resultaran de mayor precio o de dudosa calidad.

Es éste un problema que debiera estudiarse seriamente. Porque si por estar favoreciendo industrias que venden más caro, los costos de la minería sufrieran alzas insoportables, se estaría ocasionando un daño evidente a la economía del país.

Si esas industrias no pueden entregar sus productos a precios inferiores, que se les reserve el resto del mercado interno, pero que no se obligue a que sean clientes de ellas quienes tienen que enfrentarse con competidores que se procuran esos mismos elementos a precios sensiblemente más baratos.

Sería ésta una manera de cooperar a la política que ha anunciado el Gobierno en bien de las producciones de exportación. El impacto que esta medida haría en algunas industrias que le venden a la minería sería mínimo al lado del beneficio que obtendría el país produciendo cobre en términos que se avengan a cotizaciones en cuyas fluctuaciones nada influímos.

Si se cierra una mina que no puede comprar a los precios que ofrece sus mercaderías la industria doméstica, se producirá doble perjuicio; en cambio si se autoriza la internación de artículos extranjeros más baratos, por lo menos se habrá salvado una fuente de trabajo y de producción.

Es una seria reflexión que deben hacerse quienes tienen en sus manos la resolución final de este problema.

INDICE DE PRECIOS AL CONSUMIDOR

(Base: AÑO 1958 — 100)

Calculado por la Dirección de Estadística y Censos

Años y meses	ALIMENTACION			VIVIENDA			VESTUARIO			VARIOS			INDICE GENERAL					
	Indice	Variación mensual %	Indice mensual %	Indice	Variación mensual %	Indice mensual %	Indice	Variación mensual %	Indice mensual %	Indice	Variación mensual %	Indice mensual %	Variación mensual %	Indice mensual %	Variación mensual %	Indice mensual %	Relación resp. Dic. en 12 ms. %	
1957 (Promedio)	85,8	—	66,1	—	80,7	—	70,8	—	79,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1958 (Promedio)	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	100,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1959 (Promedio)	138,5	—	134,7	—	144,2	—	138,3	—	138,6	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1959 Mayo	133,0	4,3	133,3	3,7	143,9	1,8	138,7	1,2	135,6	3,3	21,0	38,7	—	—	—	—	—	—
Junio	137,5	3,4	135,3	1,5	145,3	1,0	139,7	0,7	138,6	2,2	23,6	39,9	—	—	—	—	—	—
Julio	147,8	7,5	136,5	0,8	146,3	0,7	144,1	3,1	144,4	4,2	28,8	44,1	—	—	—	—	—	—
Agosto	148,2	0,3	143,2	4,9	153,7	5,1	144,9	0,6	147,6	2,2	31,7	43,6	—	—	—	—	—	—
Septiembre	151,5	2,2	142,7	0,4	156,4	1,8	145,2	0,2	149,7	1,4	33,5	42,4	—	—	—	—	—	—
Octubre	158,8	4,8	142,7	0,0	158,2	1,2	145,5	0,2	153,5	2,5	36,9	42,8	—	—	—	—	—	—
Noviembre	153,2	3,5	143,4	0,5	153,9	2,7	145,3	0,1	150,3	2,1	34,1	36,3	—	—	—	—	—	—
Diciembre	151,6	1,0	143,3	0,1	153,6	0,2	144,9	0,3	149,4	0,6	33,3	33,3	—	—	—	—	—	—
1960 Enero	155,3	2,4	143,3	0,0	155,0	0,9	146,2	0,9	151,4	1,3	1,3	30,9	—	—	—	—	—	—
Febrero	153,9	0,9	145,4	1,5	153,9	0,7	150,8	3,1	151,6	0,1	1,5	25,4	—	—	—	—	—	—
Marzo	155,1	0,8	146,1	0,5	155,0	0,7	150,8	0,0	152,4	0,5	2,0	20,4	—	—	—	—	—	—
Abril	151,6	2,3	146,0	0,1	155,4	0,3	152,7	1,3	151,1	0,9	1,1	15,1	—	—	—	—	—	—
Mayo	152,2	0,4	147,2	0,8	155,1	0,2	152,7	0,0	151,6	0,3	1,5	11,8	—	—	—	—	—	—

NOTA: Las cifras al pie de cada título indican la respectiva ponderación o importancia relativa. Fuente de información: Departamento de Estudios del Banco Central de Chile.

COMO ESTIMAR LAS RESERVAS DE MINERALES

Por Harry J. Wolf

La determinación de las reservas de minerales es una de las principales tareas del ingeniero cuando examina una propiedad minera. Un examen de las propiedades de uranio de la Industrial Uranium Co., en el noreste de Arizona, realizado en agosto de 1957, proporciona un ejemplo típico de un método sencillo y ampliamente usado.

Obtención de datos

Antes de efectuar el examen, la compañía operadora había hecho una exploración considerable. Esta incluyó los estudios preliminares habituales de las condiciones geológicas de la región, y las investigaciones siguientes, más detalladas, de localidades elegidas, con ayuda de instrumentos tales como contadores Geiger de destello, y con análisis químico de muestras tomadas en afloramientos locales del material mineralizado. Después, el terreno fue explorado con perforaciones verticales de 4 1/2 pulgadas de diámetro. El examen de testigos no dió seguridad por la naturaleza deleznable del material, particularmente en las zonas con alto contenido de vanadio. Además, de la información obtenida de los sondajes, siempre que fue posible se tomó muestras de control del material de testigos, y también de labores subterráneas, tan pronto como los cuerpos mineralizados quedaron abiertos como piques, galerías, chiflones y otras labores.

Los primeros sondajes se destinaron a ubicar depósitos o canales de mineral. Después de esto, se perforó otros hoyos para determinar la extensión de los cuerpos mineralizados descubiertos. Enseguida se hizo perforaciones en hileras, para cortar al través la región en que se había encontrado mineral y para la prospección de otros cuerpos mineralizados. El número total de perforaciones de exploración fue

1.220, que representaban 450 pies perforados. El promedio de hondura de todos los hoyos fue 120 pies, variando entre 40 y 285 pies. Se usó equipos rotatorios Mahon y Failing. El costo por pie fue US\$ 0,85.

El contenido de uranio de los sondajes fue determinado por medio de un contador Geiger y un dispositivo sondeador fabricado por Uranium Engineering Co., basada en su larga experiencia en la industria del uranio. Esta práctica es como sigue: Antes de anotar un hoyo, cada máquina es cuidadosamente calibrada contra una muestra de mineral de uranio, cuyo contenido se conoce, que está dentro de un tubo de acero agregado a la máquina. La sonda, que contiene el tubo Geiger es bajada por el interior de la perforación, y un operario especializado toma las lecturas. Las lecturas de los valores observados son registradas para cada pie o medio pie de perforación, a través de todo el intervalo de mineral. Bien calibrado y ajustado a la escala correcta, el contador Babel indica, por lectura directa, el porcentaje de óxido de uranio.

Todos los sondajes efectuados en las propiedades de Industrial Uranium Co., fueron anotados, además, por una agencia del Gobierno, usando un dispositivo de alta calidad que, por medio de rayos gamma, registraba los datos observados en el gráfico, en forma de un diagrama continuo. Estos datos quedaban registrados como cuentas por segundo, y pueden ser convertidos a porcentaje de óxido de uranio por medio de una curva de calibración. Los gráficos radiométricos obtenidos de esta manera pueden ser usados para verificar la precisión de los resultados de los sondajes de la compañía.

Análisis de los datos

Los datos obtenidos de cada sondaje fueron estudiados y analizados, para decidir qué parte de cada hoyo estaba en

material que pudiera clasificarse como mineral comercial. El procedimiento típico está ilustrado en la tabla que se acompaña. Las partes de las perforaciones que estaban en mineral (basándose en ensayos indicados que partían de 0,05% U_3O_8 hacia arriba), fueron medidas, y los datos esenciales (hondura y % U_3O_8) fueron indicados en cada hoyo, como aparece en el mapa.

Por consiguiente, disponiendo de informaciones que mostraban las posiciones de los sondajes, las distancias que los separaban unos de otros, el espesor del material estimado como mineral comercial, y el ensayo indicado en % U_3O_8 , se podía calcular bloques de terreno, su volumen y su promedio de valor, con una exactitud correspondiente a la de los datos básicos originales.

Durante esta investigación, como el mineral estaba abierto bajo la superficie en puntos en donde las perforaciones habían penetrado en el cuerpo mineralizado, se tomó muestras de astilla o canal cerca de las ubicaciones de los sondajes, analizándolas químicamente. El objetivo perseguido era controlar la exactitud de las indicaciones dadas por el sondaje y obtener cualquier factor de ajuste que pudiera

aplicarse a dichas indicaciones. No se consideró necesario hacer ajustes.

Cálculos

El primer paso para estimar el mineral fue dividir el área portadora de mineral en prismas triangulares elegidos arbitrariamente, con una perforación en cada ángulo, para facilitar el cálculo (ver mapa). Con los datos disponibles, el volumen y el promedio de valor de ensayo de cada prisma de mineral fue estimado separadamente. Enseguida se hizo un resumen de las estimaciones separadas. Este método sirvió para reducir o casi para eliminar cualquier error acumulativo que de otro modo habría podido introducirse al hacer cálculos de esta naturaleza.

Todo el mineral establecido en estas estimaciones se clasificó como "mineral cubicado" o "mineral positivo".

Todas las informaciones esenciales respecto de cada prisma de mineral incluido en estas estimaciones de reservas, fueron tabuladas de manera que pudieran ser fácilmente controladas y analizadas. Cada tabulación consistía en 15 columnas de cifras, que pueden ser explicadas del modo siguiente (ver tabla).

LA TABULACIÓN DE PRISMAS ES LA PRINCIPAL COMPUTACIÓN.

1	PERFORACION-HONDURA-ENSAYE									11	12	13	14	15
	1ª PERFORACION			2ª PERFORACION			3ª PERFORACION							
1	BQ61	17.5	.19	BQ55	11.5	.19	BQ60	21.0	.30	1,334	16.7	23,280	1,740	.236
2	BQ61	17.5	.19	BQ6	14.0	.73	BQ60	21.0	.30	1,350	17.5	34,125	2,545	.378
3	BQ61	17.5	.19	BQ6	14.0	.73	BQ6	7.5	.13	1,880	13.0	24,440	1,825	.372
4	BQ61	17.5	.19	BQ7	3.0	.19	BQ65	7.5	.13	1,783	3.3	16,581	1,238	.174
5	BR55	11.0	.21	BQ7	3.0	.19	BQ65	7.5	.13	4,598	7.1	32,646	2,440	.179
6	BR55	11.0	.21	BQ6	14.0	.73	BQ65	7.5	.13	5,454	10.8	58,903	4,400	.415
7	BR55	11.0	.21	BQ6	14.0	.73	BQ506	30.0	.41	3,150	18.3	57,645	4,300	.451
8	BQ60	21.0	.30	BQ6	14.0	.73	BQ506	30.0	.41	1,720	21.7	37,324	2,790	.443
9	BQ60	21.0	.30	BQ5	21.0	.90	BQ506	30.0	.41	3,067	24.0	73,656	5,500	.521
10	BQ60	21.0	.30	BQ5	21.0	.90	BQ55	11.5	.19	1,700	17.8	30,260	2,260	.512
11	BR5	2.0	.19	BQ5	21.0	.90	BR45	11.0	.25	4,065	11.3	45,934	3,430	.648
12	BR5	2.0	.19	BQ5	21.0	.90	BQ506	30.0	.41	4,620	17.7	81,774	6,100	.596
13	BR5	2.0	.19	BR55	11.0	.21	BQ506	30.0	.41	3,120	14.3	44,616	3,330	.349
1a	BQ61	17.5	.19	BQ60	21.0	.30	A	8.0	.10	1,349	15.5	23,280	1,736	.225
10a	BQ5	21.0	.90	B	10.0	.40	A	8.0	.10	2,325	13.0	30,225	2,270	.608
11a	BQ5	21.0	.90	BR45	11.0	.25	C	5.5	.12	1,575	12.5	19,687	1,465	.595
11b	BQ5	21.0	.90	B	10.0	.40	C	5.5	.12	2,775	12.1	33,577	2,500	.645
5a	BR55	11.0	.21	BQ7	3.0	.19	J	5.0	.12	3,960	6.3	24,948	1,860	.178
TONELAJE Y PROMEDIO DE U_3O_8 %													51,729	453

La columna 1 indica el número de cada prisma individual de mineral.

Las columnas 2, 5 y 8 presentan los números de las perforaciones individuales que marcan los tres ángulos y los bordes verticales de un prisma de mineral. Estos ángulos aparecen en el mapa de sondajes.

Las columnas 3, 6 y 9 muestran el espesor vertical del mineral en el borde vertical de cada prisma; en otros términos, el número de pies de perforación que atraviesa material clasificado como mineral comercial en este punto.

Las columnas 4, 7 y 10 presentan el promedio de valor de ensaye del material atravesado por la perforación, expresado en porcentaje de U^3O^8 .

La columna 11 muestra el área de la sección transversal horizontal del prisma de mineral, que se considera. Esta área se encuentra poniendo a escala las dimensiones del triángulo en el mapa de perforaciones, que tiene precisión suficiente para todos los fines prácticos.

La columna 12 muestra el promedio de hondura en pies de cada prisma de mineral. Es un tercio de la suma de los tres bordes verticales de cada prisma.

La columna 13 muestra el volumen de mineral en cada prisma, expresado en pies cúbicos. Es el producto de las cifras de las columnas 11 y 12.

La columna 14 muestra las toneladas de mineral en cada prisma. Se encuentran dividiendo la cifra de la columna 13 por el número de pies cúbicos de mineral en una tonelada de 2.000 libras. En este caso 13,4 pies cúbicos de mineral de arenisca Shinarump, in situ, pesa una tonelada.

La columna 15 presenta el promedio de contenido de U^3O^8 en cada prisma de mineral, expresado como un porcentaje del peso. Esto se encuentra multiplicando pies veces ley para cada uno de los tres hoyos, totalizando los tres valores y dividiendo por el total de pies de los tres hoyos.

El total indicado al pie de la columna 14 es una simple suma aritmética.

Las cifras al pie de la columna 15 representan el promedio, debidamente pesado, de todo el mineral en los prismas individuales que aparecen en la tabulación. Esto se hace sumando toneladas veces ley para todos los prismas, y dividiendo esa suma por el total de toneladas.

Debe observarse que en los límites de los depósitos, cuando la práctica corriente basada en la experiencia lo permitía, se supuso que el mineral se extendía más afuera (triángulos hachurados en el mapa). Para calcular prismas, se colocó en el mapa un sondaje ficticio. El valor de su ley y su espesor se basó en una variación en línea recta entre la última perforación y el primer hoyo negativo.

En este caso, siguiendo la computación de las principales áreas portadoras de mineral de las propiedades, otra revisión de una de las perforaciones justificó la estimación de que el mineral adicional tenía un valor aproximado de 0,20% en óxido de uranio. La razón para incluir mineral adicional de esta ley fue que constituía un producto útil y deseable para mezclarlo con mineral de ley más alta, a fin de satisfacer ciertas condiciones del mercado.

Nota del editor.— Este sistema para estimar el volumen del mineral por las perforaciones es designado comúnmente, método de "promedio de área y profundidad". En una variación, llamada generalmente método de "área de influencia", se usa prismas poligonales formados alrededor de cada perforación por bisectores perpendiculares de líneas que conectan las perforaciones. Para hoyos perforados en planos paralelos, se puede aplicar otro método en que se usa secciones verticales u horizontales, e intervalos. (Ver U.S. Bureau of Mines Bull. 356 y diversos textos sobre geología en el terreno y examen de minas).

La explotación es típica de la Meseta del Colorado

La propiedad de Industrial Uranium Co., comprende aproximadamente 400 acres en El Capitán Flat, Monument Valley, del Norte de Arizona, situado a unas 60 millas al Oeste de Four Corners y tres millas al Sur de la frontera con Utah. La explotación se hace bajo un contrato de arrendamiento a la tribu de Indios Navajos, en el que se especifica una escala ajustable de regalías basadas en la ley del mineral producido y vendido. La prospección de la propiedades se ha hecho con unos 1.200 hoyos verticales, de los cuales 500, aproximadamente, han cubicado tres cuerpos mineralizados principales que contienen alrededor de 650.000 toneladas

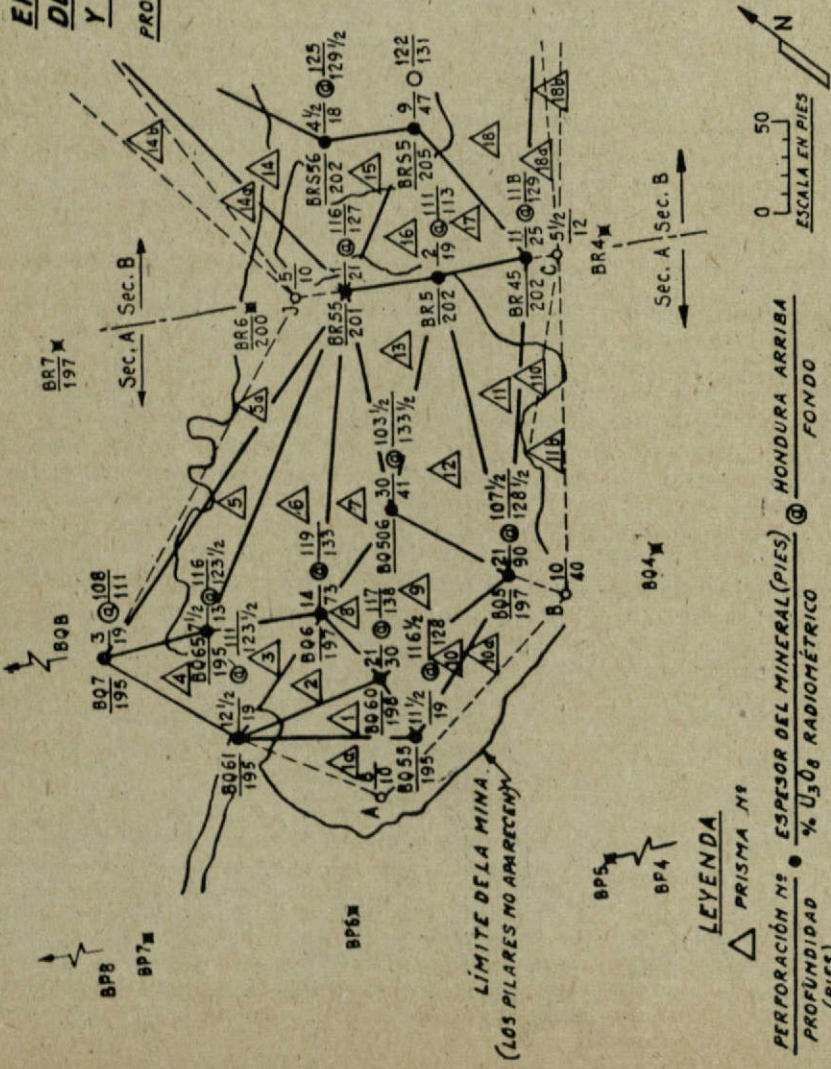
EN CADA PERFORACIÓN SE DETERMINA EL ESPESOR Y LA LEY DEL MINERAL

PROFUNDIDAD ENSAYE Y-2 ENSAYE Y M-2

PROFUNDIDAD	ENSAYE Y-2	ENSAYE Y M-2
160.0		
160.5		.07
161.0	.07	.13
161.5	.09	.20
162.0	.11	.45
162.5	.27	.78
163.0	.45	.93
163.5	.64	
164.0	.90	1.60
164.5	.34	2.01
165.0	.25	1.51
165.5	.16	.34
166.0	.18	.33
166.5	.26	.43
167.0	.18	.35
167.5	.21	.30
168.0	.28	.22
168.5	.15	.19
169.0	.14	.16
169.5	.10	.14
170.0		.17
170.5		
171.0	.07	.07
171.5	.06	.05
172.0	.15	.06
172.5	.31	.13
173.0	.12	.08
173.5	.09	.06
174.0	.08	
174.5	.07	.06
175.0	.05	
175.5		
176.0	.03	.10
176.5	.05	.03
177.0	.09	.17
177.5	.09	
178.0	.07	.17

9 PIES A 0.56% DE 160.5 A 170

12 PIES A 0.22% DE 162 A 174



LEYENDA

- PRISMA N°
- PERFORACIÓN N° ● ESPESOR DEL MINERAL (PIES) ○ HONDURA ARRIBA
- PROFUNDIDAD (PIES) % U3O8 RADIO MÉTRICO FONDO

MAPA DEL ÁREA MINERALIZADA DIVIDIDA EN TRIANGULOS PARA SIMPLIFICAR LOS CÁLCULOS.

con un promedio de 0,30% U^{308} . Hay tres minas abiertas y su producción actual es de 4.000 tpm., aproximadamente.

Los depósitos de minerales se encuentran en la base del conglomerado Shinarump, que descansa horizontalmente en ellos, y se encuentran entre 100 y 200 pies bajo la superficie. El mineral más profundo está a unos 250 pies bajo la superficie. El espesor del mineral varía entre 2 y 47 pies, con un promedio que se acerca a 5 y 21 pies. El contenido de óxido de uranio del espesor explotable de mineral varía entre 0,20 y 0,60% y más. El mineral también contiene algo de vanadio y cantidades menores de cobre. La lixiviación lo ha despojado de carbonato de calcio, que es el material cementador de la roca madre, dejando un material fino y deleznable que sólo contiene 1,4% de cal al ser arrancado. El piso inmediatamente arriba de los cuerpos mineralizados es duro y firme en su mayor parte. El drenaje de la mina sólo exige bombear alrededor de 30 gpm. en la ubicación más desarrollada y un máximo de 70 gpm. en cualquiera de las tres minas.

El acceso a la mina Moonlight, que está en producción, es por un pique con 16 grados de inclinación, que mide 7 x 8 x 385 pies (136 pies verticales). Las minas Starlight y Sunlight, que están en desarrollo, tienen piques verticales de dos compartimientos. El pique Starlight tiene 4 x 8 1/2 x 180 pies y el Sunlight, 4 1/2 x 9 x 260.

El método de explotación es de salones y pilares irregulares. Los niveles de transporte han sido abiertos a lo largo o inmediatamente debajo del fondo de los depósitos de mineral. Para perforar se usa compresoras de patas. Para recoger y cargar el material se usa máquinas para fango y tierra suelta. Los vagones cargados son arrastrados a mano hasta el fondo del pique y elevados uno por uno, directamente por cuerda en la mina Moonlight y en jaulas en las otras dos minas. El mi-

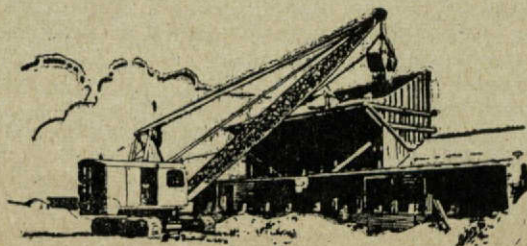
neral es vaciado en pilas, en la superficie, junto a los volcadores. Un tractor-pala mezcla y carga el mineral en unidades de camión y trailer, de 24 a 30 toneladas de capacidad total. El mineral recorre 30 millas hasta la planta de Texas-Zinc Co., en Mexican Hat. Los frentes de la mina se ventilan con ventiladores de 1.000 pcm, colocados en los collares de perforaciones verticales de 8 pulgadas de diámetro, que son abiertas periódicamente a medida que los frentes avanzan.

Se informa que los costos de explotación son de \$ 6 a \$ 7 por tonelada. El camionaje se contrata a 8 1/2 c, aproximadamente, por tonelada-milla. El precio de venta del mineral mezclado (0,30% U^{308}) es de \$ 25,50 por tonelada antes de percibir la bonificación por producción inicial y por transporte y vanadio. El margen para transporte es 6 c por tonelada-milla.

El método propuesto es más sistemático

Para estos cuerpos mineralizados se propuso un método de explotación orientado a reducir cualquier amenaza de futura dilución o pérdida de mineral. Primero, se debe abrir una sola galería principal longitudinal que arranque del pique y que, si es necesario, atraviese roca en parte, con una ligera inclinación para ayudar al drenaje y al transporte y a un nivel suficientemente bajo para aprovechar la gravedad en el carguío. Los chiflones deben tener un ángulo uniforme para que el transporte se haga mejor. Los salones, al lado de los chiflones, deben ser explotados hacia atrás desde los límites del mineral, usando "slushers" para retirar el mineral. Los pilares deben quedar en pie hasta que se haya arrancado la tajada horizontal más baja de mineral.

(Engineering and Mining Journal, Diciembre, 1958).



El Pozo BERKELEY de Anaconda

Por H. G. JARMAN

Conocido como el cerro "más rico" de la tierra desde que se inició la explotación en 1880, Berkeley ya ha producido más de 14.429.919.640 lb. de cobre, 4.374.985.738 lb. de zinc, 2.555.985.062 lb. de manganeso, 752.929.707 lb. de plomo, 606.764.032 oz. de plata y 2.249.763 oz. de oro. Ahora un pozo inmenso hecho por mano de hombre está sacando una tajada gigantesca del extremo oriental de este cerro en Butte, Montana. La enorme excavación, una vez que se haya terminado de retirar la sobre-carga, medirá 4.600 pies por 2.000 pies en su perímetro, y será explotada hasta una hondura de 490 pies. El Pozo Berkeley, como se designa la nueva operación, marca el comienzo de la explotación a cielo descubierto en una región que ha estado asociada por largo tiempo con el trabajo con piques profundos.

El pozo Berkeley es una fase del "Proyecto de Butte Más Grande" de la Compañía Anaconda, que consiste en un programa de largo alcance destinado a prolongar por muchos años la vida de las operaciones de cobre de Butte. El costo por tonelada, es mucho menor extraído del pozo que de las minas profundas, y la explotación a tajo abierto permite utilizar mineral de ley más baja que el que puede obtenerse económicamente de labores subterráneas. Hay que estallar y transportar aproximadamente 100 toneladas de mineral, del pozo a la chancadora, tratarlo en la planta y llevarlo después a bodegaje, embarcarlo y en seguida refinarlo para producir 1 tonelada de cobre blister de 98%. Un equipo manipulador de materiales cuya operación es segura y que tiene gran capacidad, permite que esta operación se realice con éxito y economía. De la tolva donde se vuelca el mineral llevado por camiones, aquel pasa a la chancadora primaria por intermedio de instalaciones de almacenamiento; es amontonado, vuelto a transportar y entregado a tolvas cargadoras, por un sistema de manipulación de material especialmente diseñado para esta operación. El sistema, formado por elementos para trabajo pesado y que puede manipular 1.800 toneladas por hora,

consiste en una serie de seis transportadoras de correa y seis alimentadoras de faldón, de acero manganeso, equipada cada una con correas que entregan el mineral en cascada. En las actualidad este sistema está manipulando alrededor de 26.000 toneladas de mineral primario chancado.

Al proyectar el sistema de transporte de mineral del pozo Berkeley se tuvo en cuenta la flexibilidad que exigirían diversos esquemas de flujo. Hay varios métodos para manipular el mineral: 1) Directamente de la chancadora a las tolvas para cargar vagones; 2) de la chancadora a las pilas al aire libre; 3) de las pilas a las tolvas cargadoras de vagones, o 4) simultáneamente de las pilas y directamente de las chancadora, alimentando las dos corrientes de material la correa que pasa sobre las tolvas cargadoras de vagones. El área entre la planta de chancado y los rieles del Ferrocarril Butte Anaconda and Pacific, donde se encuentran las tolvas cargadoras, tiene cuatro vías férreas y un camino principal.

Se necesitaba una distribución del transporte de mineral que omitiera estas instalaciones, con seguridad y un mínimo de interferencia, durante el periodo de construcción y terminado éste. El problema se solucionó abriendo un túnel forrado en concreto, de 612 pies, con pendiente de 12° hasta el fondo del pozo de chancado. Una correa de 46 pulgadas de ancho se desliza por este túnel, bajo el camino y tres de las cuatro vías férreas. La cuarta línea de ferrocarril, vecina a las tolvas cargadoras de vagones, está cruzada por arriba por galerías de transporte.

Después que el mineral del pozo ha sido perforado y estallado, se carga con palas eléctricas de 6 yardas en camiones de 35 toneladas. Estos grandes vehículos transportan el material desde el pozo a una tolva para camiones, que atiende a las chancadoras en la superficie. Los camiones pueden vaciar su contenido en tres laños de esta tolva. Una unidad de "balanceo" que hay en un extremo de la tolva, recibe el mineral que contiene maderas de antiguas labores subterráneas. Estas son reti-

radas de la unidad, y el mineral grueso pasa sobre ella a un alimentador de faldón, de acero manganeso, para trabajo pesado. Este alimentador descansa en vigas fuertes en forma de I, que están montadas sobre resortes y pueden manipular hasta 2.500 toneladas por hora de mineral con tamaño máximo de 24 pulgadas. Los golpes fuertes de carga que ocurren cuando los camiones se vuelcan simultáneamente son amortiguados por este dispositivo de soporte.

Manipulando un lecho de material de 5 pies de hondura, el alimentador descarga sobre un tamiz vibratorio, y las colpas grandes pasan a una chancadora de mandíbula de 60 x 84 pulgadas, que entrega el mineral chancado a una tolva de almacenamiento de 380 toneladas, forrada en concreto. El material que pasa por la unidad de balanceo, y la cascada del alimentador de faldón se reúnen en una transportadora de correa en forma de batea que los lleva a la tolva de mineral chancado.

Otro alimentador de faldón, de acero manganeso, toma el mineral chancado del sitio de almacenamiento y los descarga a través de una parilla, a una transportadora de correa plana, equipada con un detector electrónico de metal. Hay un gran electro-imán suspendido sobre la polea principal para retirar de la correa para escogido los trozos esporádicos de metal; los de madera que no han sido retirados de la unidad de balanceo son eliminados ahí por el operador. El mineral y la cascada del alimentador de faldón son descargados a la correa transportadora principal del sistema.

El sistema de transporte para apilar al aire libre o para guardar en tolvas el mineral en esta gran operación, consiste en cinco sistemas principales de transportadoras. La mayor tiene 48 pulgadas de ancho y 1.037 pies de largo sobre centros inclinados y se extiende por 610 pies dentro del túnel forrado en concreto. Luego, por el resto de su recorrido de 1.037 pies, va a la casa de accionamiento por una galería cubierta. La transportadora es impulsada por dos motores de 300 HP mediante dos reductores de velocidad de ejes paralelos y una sola reducción, conectados con el eje de la polea accionante por cinco cadenas anchas de rodillos de acero, de precisión.

El mineral puede ser descargado de la transportadora Nº 1 a una cancha de concreto al nivel del suelo, para formar una pila cónica, al aire libre, de 35.000 toneladas, o puede ser entregado a una transportadora de correa, de vaivén, Nº 5, que tiene 60 pulgadas sobre centro de 20 pies. Esta transportadora corta, traslada el mineral a la transportadora Nº 2, que tiene una correa larga de 28 pulgadas por 550 pies y va a la casa de cambio vecina a las tolvas cargadoras de vagones. La

transportadora Nº 2 descarga entonces a través de una tolva de transferencia especialmente diseñada, a la transportadora Nº 4, que tiene una correa de 60 pulgadas de ancho por 199 pies de largo, y está equipada de un volcador de auto-propulsión, diseñado especialmente para trabajo pesado. El volcador puede manipular 3.600 toneladas por hora del mineral que fluye de las transportadoras Nº 2 y Nº 3 simultáneamente, cuando se necesita.

Cuando el mineral se descarga del volcador, el chorro es dividido por un dispositivo en V invertida, pasando la mitad del flujo por un buzón, a un lado del volcador y la otra mitad por otro buzón, al otro lado. El volcador recorre 130 pies, alimentando dos hileras de once tolvas cargadas de vagones, con fondo circular en V, equipadas de puertas de carga operadas con aire. Las tolvas cargadoras de vagones permiten cargar por dos lados góndolas de 70 toneladas. Estas tolvas pueden almacenar 5.000 toneladas para carguío de vagones ferroviarios.

El mineral de la pila al aire libre, con capacidad de 5.000 toneladas, es recogido por cuatro alimentadores de faldón, de acero man-

DOMINGO FAUSTINO SARMIENTO, mayordomo de minas

Hablando sobre la naturaleza excepcionalísima de los minerales de Paposo que trabajó don José Antonio Moreno, dice el reputado ingeniero don Francisco J. San Román, que la mina "Reventón" ofreció uno de los casos más extraordinarios en la historia de la minería del mundo. Y luego añade: "El desgraciado fallecimiento de don José Antonio Moreno, sin dejar un sucesor que hubiera podido reemplazarle en la continuación de tan importantes negociaciones, fue seguido de una suspensión completa de los trabajos; y la liquidación de sus negocios verificada con tal motivo y según tasación del mismo ingeniero que suscribe arrojó un haber de dos millones de pesos oro".

Como se ve, tuvo buen éxito en sus negocios el ex mayordomo de cancha mina en las faenas de Chañarcillo, treinta años antes y cuando don Domingo Faustino Sarmiento había estado allí también como mayordomo.

ganeso, para trabajo pesado, que descargan en la transportadora N° 3, que tiene una correa de 48 pulgadas de ancho por 557 pies entre centros. Los cuatro alimentadores de faldón están montados de a pares e inclinados 10° a cada lado de la transportadora N° 3. Con un fondo de lecho de material de 5 pies, 6 pulgadas, cada alimentador puede manipular de 400 a 1.200 toneladas por hora, dependiendo enteramente de la velocidad a que es operado. La transportadora N° 3 se extiende 180 pies en un túnel y el resto de sus 575 pies en una galería encerrada. Esta correa descarga en la transportadora N° 4 por la misma tolva de transferencia que la transportadora N° 2.

La tolva de transferencia en el extremo receptor de la transportadora N° 4 es un dispositivo de doble buzón para manipular el material de las transportadoras N° 2 y N° 3. Esta tolva provista de tres consolas (cajas para roca) que se llenan de material. La trayectoria subsiguiente del material de las dos correas golpea contra el mineral acumulado en las cajas, reduciéndose así a un mínimo el desgaste de los buzones. Otra razón para usar el dise-

ño de cajas para roca es impedir una caída excesiva de material a la correa del volcador. En esta tolva de transferencia se usa, como forro, placas resistentes a la abrasión, como igualmente en los buzones de transferencia que hay en el extremo de descarga de la transportadora N° 1.

El sistema completo de manipulación del mineral en el pozo Berkeley fue proyectado y construido para operación continua de 24 horas diarias, con un mínimo de tiempo de paralización para mantenimiento o reemplazo de equipo.

Las labores subterráneas en las minas de Butte suman actualmente 41 millas de piques verticales y 2.500 millas de otras vías de acceso. Agregando a esto la excavación de faldones, la longitud total de trabajos subterráneos es superior a 9.250 millas. En el nivel de 2.800 pies se puede recorrer cinco millas de este a oeste, de una mina a otra, bajo el centro de la ciudad de Butte, con su población de 33.000 habitantes.

(The Mining Magazine, Mayo, 1959).

La firma:

Ste. R. E. Schinazi

120 Av. G. de Gaulle

Champigny - sur - Marne

Francia

Se interesa por comprar malaquita en masas grandes sin fracturas, para trabajos de joyería, en cantidades mínimas de 5 Kgs., los que tendrían que ser enviados en encomienda postal. Para condiciones y precios, dirigirse por carta a la firma arriba indicada.

EL COBRE EN LOS MERCADOS INTERNOS Y MUNDIALES

ESTADISTICAS DE PRECIOS

COTIZACIONES PARA EL COBRE ELECTROLITICO

(Período del 19 de enero al 16 de marzo de 1960)

Bolsa de Metales de Londres

	Precio máximo	Precio mínimo	Promedio Anual	Transacciones 1ª y 2ª rueda		Domestic.	Export.
1955.	50.500	36.125	43.968	250.250	T.L.	37.491	39.115
1956.	54.500	32.750	41.116	306.975	T.L.	41.818	40.434
1957.	34.000	22.000	27.438	360.810	T.L.	29.576	27.157
1958.	32.438	20.000	24.673	487.525	T.L.	25.764	24.123
1959.	33.313	26.188	29.720	586.775	T.L.	21.182	28.892
1960	Comprador Vendedor						
Enero.		32.406	32.438	49.250	T.L.	33.654	31.555
Febrero.		32.936	33.031	47.075	T.L.	32.976	31.994
			Tot.	96.325	T.L.		
Marzo							
1		31.500	31.563	2.275		32.725	31.275
2		32.063	32.125	2.300		32.675	31.075
3		32.438	32.500	2.350		32.625	31.175
4		32.125	32.250	2.100		32.625	31.200
5		—	—	—		—	—
6		—	—	—		—	—
7		31.625	31.750	2.275		32.625	31.125
8		31.375	31.438	2.500		32.625	30.725
9		31.500	31.563	2.000		32.600	30.650
Promedio		31.803	31.884	15.800		32.642	31.032

Observaciones.— Bolsa de Metales de Londres.— Esta cotización está indicada en centavos de dólar por libra, considerando un tipo de cambio de US\$ 2,80 por

£ y corresponde al precio CIF puerto europeo por libra de cobre electrolítico.

E.&M.J. (Domestic y Export).— Esta cotización está indicada en centavos de dólar

lar por libra para el cobre electrolítico puesto en refinerías de EE. UU.

Promedios.— Los promedios son calculados aritméticamente.

Los valores anuales corresponden al promedio de la cotización comprador-vendedor contado la Rueda y han sido obtenidos de la estadísticas corregidas en el E.&M.J.

1.— ESTADISTICAS DE PRECIOS

COTIZACIONES PARA EL COBRE ELECTROLITICO

Bolsa de Metales de Londres

	Precio máximo	Precio mínimo	Promedio anual	Transacciones 1ª y 2ª rueda	Domestic	Export.
1955.	50.500	36.125	43.968	250.250 T.L.	37.491	39.115
1956.	54.500	32.750	41.116	306.975 T.L.	41.818	40.434
1957.	34.000	22.000	27.438	360.810 T.L.	29.576	27.157
1958.	32.438	20.000	24.673	487.525 T.L.	25.764	24.123
1959.	33.313	26.188	29.720	586.775 T.L.	21.182	28.892
1960						
		Comprador Vendedor				
Enero		32.406	32.438	49.250 T.L.	33.654	31.555
Febrero		32.936	33.031	47.075 T.L.	32.976	31.994
			Tot.	96.325 T.L.		
Marzo						
1		31.500	31.563	2.275	32.725	31.275
2		32.063	32.125	2.300	32.675	31.075
3		32.438	32.500	2.350	32.625	31.175
4		32.125	32.250	2.100	32.625	31.200
5		—	—	—	—	—
6		—	—	—	—	—
7		31.625	31.750	2.275	32.625	31.125
8		31.375	31.438	2.500	32.625	30.725
9		31.500	31.563	2.000	32.600	30.650
Promedio		31.803	31.884	15.800	32.642	31.032

Observaciones.— Bolsa de Metales de Londres.— Esta cotización está indicada en centavos de dólar por libra, considerando un tipo de cambio de US\$ 2.80 por £ y corresponde al precio CIF puerto europeo por libra de cobre electrolítico.

E.&M.J. (Domestic y Export).— Esta cotización está indicada en centavos de

dólar por libra para el cobre electrolítico puesto en refinerías de EE. UU.

Promedios.— Los promedios son calculados aritméticamente.

Los valores anuales corresponden al promedio de la cotización comprador-vendedor contado la Rueda y han sido obtenidos de las estadísticas corregidas en el E.&M.J.

PRECIOS ACTUALES DEL COBRE EN EL MERCADO INTERNACIONAL

Bolsa de Metales de Londres (Settl. la Rueda)	16- 3-60	31.250 c.d.l.lb.	CIF. Londres
Grandes Productores EE. UU.	6-10-59	33.000 c.d.l.lb.	FOB. Ref.
Unión Minera de Alto Katanga	24- 2-60	31.750 c.d.l.lb.	FOB. Amberes o CIF. N. York
Grandes Productores Canadienses	8 -2-60	31.000 c.d.l.lb.	FOB Toronto
Fundidores Norteamericanos	11- 3-60	33.000 c.d.l.lb.	FOB. Ref.
Cobre Scrap Nº 2 en EE. UU.	11- 3-60	24.000 c.d.l.lb.	FOB. Ref.
Precio CIF Europa (Prom. Metal Bulletin)	9- 3-60	31.510 c.d.l.lb.	CIF. Europa
Girm Frances	11- 3-60	31.330 c.d.l.lb.	CIF. Fca. Consumo.

PRECIOS MERCADO DE CHILE

Convenio Chileno-Argentino

Embarque día	10- 3-60	32.448 c.d.l.lb.	F O R. Puerto Chileno o FOB. Ref.
------------------------	----------	------------------	-----------------------------------

Policitación Cacremi.— 500 T. M.

Comprador, Bullemore para Metal Traders	16- 3-60	32.830 c.d.l.lb.	FOB. Hamburgo
---	----------	------------------	---------------

S I N T E S I S

- 1.—A pesar de la situación aparentemente incierta en EE. UU., respecto del grado de expansión económica durante 1960, lo efectivo es que se mantendrá una tendencia de prosperidad, seguramente no tan espectacular, pero más prolongada.
- 2.—En Europa, el panorama también aparece optimista; se hace referencia general a mejora en los mercados de exportación, lo que resulta de la aceleración de los procesos de industrialización en sectores subdesarrollados.
- 3.—Todo esto sugiere positivas perspectivas para el cobre; sin embargo, las posibilidades de consumo deben analizarse paralelamente a las correspondientes a abastecimiento.
- 4.—La vuelta a la normalidad de la producción norteamericana y la mayor producción presupuestada para este año en los demás centros de producción sugiere equilibrio entre ambos factores, el que tenderá a transformarse en sobreabastecimiento, de acuerdo con la opinión de la mayoría de los expertos internacionales, quienes esperan un movimiento de baja más definido durante el segundo semestre.
- 5.—Aunque el clima psicológico imperante en el mundo comercial norteamericano explique la tendencia en los precios del cobre, la situación efectiva es de estrechez. Los stocks en manos de productores norteamericanos alcanzan a 66.850 T. C., lo que corresponde aproximadamente a reservas para tres semanas de trabajo. Fuera de EE. UU., los stocks equivalentes cubren poco más de un mes de operaciones. Esta circunstancia bien puede conducir a una necesaria revisión de la opinión anteriormente citada.
- 6.—La situación africana constituye un factor de incertidumbre, pues los próximos acontecimientos políticos posiblemente se lleven a cabo en medio de perturbaciones capaces de alterar, en algunos casos, la producción de materias primas.
- 7.—De especial trascendencia resulta el impuesto de un 10% determinado por el Mercado Común europeo a la internación de aluminio dentro de la zona aludida. La medida está destinada a proteger la industria doméstica de Francia, Alemania e Italia.

EL INSTITUTO DE INVESTIGACIONES GEOLOGICAS

Por considerarlo de interés para nuestros lectores, hemos solicitado al Instituto de Investigaciones Geológicas, IIG, que nos proporcione algunas informaciones sobre las actividades que desarrolla en diversas provincias.

La presente reseña constituye un resumen del programa de estudios de geología regional y mineral que el Instituto está realizando en la provincia de Atacama.

En el gráfico que acompaña al texto, se señalan todas las áreas mencionadas en esta información.

MAPAS TOPOGRAFICOS

Como se sabe, los mapas topográficos sirven de base a toda clase de estudios geológicos.

Dado que para la provincia de Atacama sólo existían las cartas del Instituto Geográfico Militar (Carta Preliminar de Chile) a escala 1: 250.000, escala que resultaba muy pequeña para los objetivos del IIG, se contrató con personal del Instituto Geográfico Militar la confección de nuevos mapas a escala 1: 50.000, por restitución de las fotografías aéreas que la firma Hykon tomó en 1955. Sin embargo gran parte del área por restituir, quedaba fuera de las triangulaciones efectuadas por el Instituto Geográfico Militar, razón por la cual el personal técnico del IIG tuvo que reconocer previamente la zona estableciendo los puntos de control necesarios para la restitución. Con esta base se levantaron los mapas topográficos preliminares que después se revisaron, colocándose en ellos, la mayor parte de las minas y sus caminos de acceso, como también, los nombres de las sierras y otros lugares de interés.

Estos mapas topográficos previos se imprimieron a escala 1: 50.000 y corresponden a la zona comprendida entre los paralelos 27 y 28 y los meridianos 70° y 70,30°.

El área en referencia circunscribe la mayor parte de los yacimientos metalíferos de la provincia de Atacama, motivo

que determinó su elección como campo de estas investigaciones.

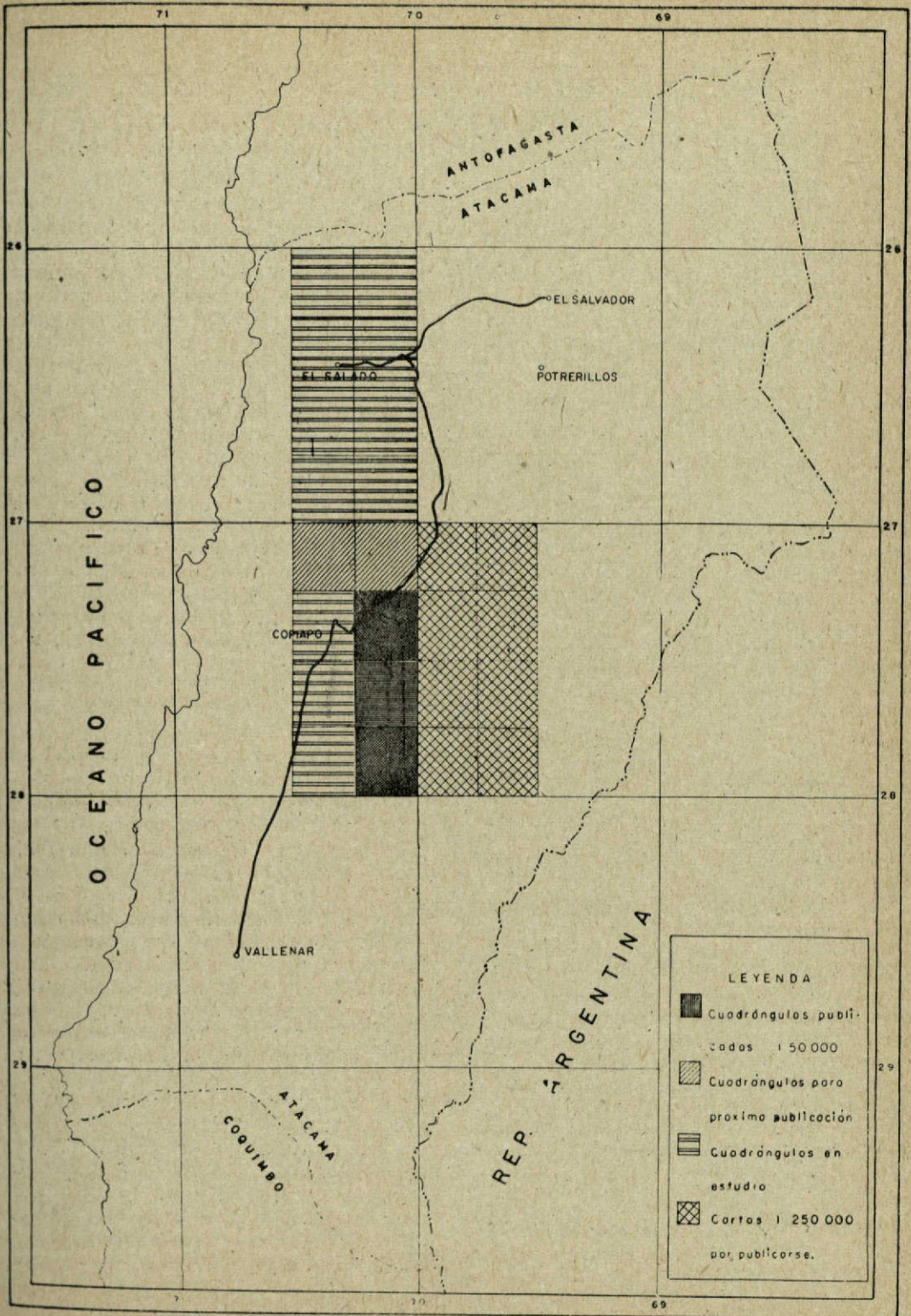
Durante 1959, el IIG contrató con el Instituto Geográfico Militar la continuidad de la producción de mapas topográficos hacia el norte de la zona anterior, o sea esta vez, la región comprendida entre los paralelos 26 y 27, y situada entre los mismos meridianos. Estos mapas topográficos que también se están confeccionando a escala 1: 50.000, quedarán terminados a mediados del presente año. Cabe advertir que este nuevo sector investigado llega prácticamente hasta el límite norte de Atacama y en él se encuentra una proporción importante de los yacimientos metalíferos de la provincia. Tan pronto se termine la impresión de las respectivas hojas topográficas, estarán para la venta a los interesados.

Estudios de Geología Regional

Geólogos del IIG y del Servicio Geológico de los Estados Unidos (destacados en conformidad al Programa de Cooperación Técnica del Punto IV), están trabajando en el levantamiento geológico de las 16 hojas topográficas aludidas anteriormente. Más o menos cubren una extensión de 12.000 kilómetros cuadrados.

La parte sur del área en estudio, está a cargo del geólogo del U.S. Geological Service, señor Kenneth Sagerstrom, quien ha completado 5 de las 8 hojas topográficas que le correspondieron. 3 de ellas ya han sido publicadas por el IIG y sus títulos son los siguientes:

- 1.—“Cuadrángulo Los Loros, Provincia de Atacama”, Nº 1 del Vol. I, con dos cartas geológicas.
- 2.—“Cuadrángulo Cerrillos, Provincia de Atacama”, Nº 2 del Vol. I, con dos cartas geológicas, este cuadrángulo ha sido preparado con la colaboración del señor Raymond L. Parker.
- 3.—“Cuadrángulo Quebrada Paipote, Provincia de Atacama”, Nº 1 del Vol. II,



EL PROCEDIMIENTO HYL DA FIERRO ESPONJOSO

En la planta Fierro Esponja de Monterrey, México, el mineral de fierro de Durango es reducido en reactores intermitentes de lecho fijo por reducción gaseosa, usando una mezcla de 85% de hidrógeno y monóxido de carbono, más anhídrido carbónico, metano y vapor de agua. Se reforma gas natural a través de un reformador con alta presión de vapor M. W. Kellogg.

Hay cinco reactores operando en un ciclo de reacción de cuatro horas (más 30 minutos para vaciado) manejados por una cuadrilla operadora. El mineral, clasificado por tamaños entre 1 1/2 y 2 pulgadas, es tratado en porciones de 15 toneladas (200 toneladas en total). Para cada porción se necesita alrededor de 21.000 pies cúbicos de gas natural. La reducción final se realiza entre 1.600 y 1.900 grados F. El producto reducido retiene su tamaño aproximado, pero queda poroso y es descargado en una tolva para transportarlo al horno de fundición.

Los reactores son de diseño especial, con una disposición que permite que la sección del fondo del horno (que soporta al mineral) sea desprendida fácilmente.

El promedio del mineral tiene 66,6% Fe, 0,008% P, 0,02% S, y 4,5% insolubles, mientras que el ensaye del promedio de fierro esponjoso es el siguiente: 86% fierro metálico, 90% fierro total, 0,62% C, 0,07% S, y 8% insolubles. La reducción total del fierro es 95,5%. La esponja da acero de calidad excepcionalmente alta en el horno eléctrico. Terminado como lámina, puede soportar aplicaciones de estiramiento difícil. Esto ha llegado a constituir otra ventaja importante del fierro directamente reducido: la baja escala de impurezas esporádicas permite un gran estiramiento. El acero fabricado con desechos suele tener demasiadas impurezas para permitir un fuerte estiramiento.

Kellogg está diseñando una instalación de 500 tpd (producción) para hojalata y lámina, la compañía de que es subsidiaria fierro esponja. El costo estimado en dólares por tonelada de acero en una instalación de 1.000 tpd en la Costa del Golfo es \$ 34.43, incluyendo mantenimiento y amortización de 20% del costo de la planta, de acuerdo con los datos de M. W. Kellogg.

(Engineering and Mining Journal).

EL INSTITUTO DE...

con un mapa, una ilustración de perfiles y un gráfico.

Se espera iniciar en breve el levantamiento geológico de la parte norte de la zona investigada. Quedarán a cargo de estos trabajos, los geólogos del IIG, señores Francisco Ortiz y Aldo Moraga.

Tanto para los mapas topográficos como para los levantamientos geológicos, se está usando con gran éxito la observación de las fotografías aéreas de la zona.

Estudios de Geología Minera

En la parte sur del área mencionada en este trabajo, se han verificado estudios geológicos detallados de los yacimientos de varios distritos mineros, como "Cabeza de Vaca", "Pampa Larga" y "Checo de

Cobre". Se encuentra en ejecución el estudio completo del distrito minero "Punta del Cobre". En el curso de 1960 y la primera mitad del próximo año, el IIG espera tener publicados los respectivos informes.

Finalmente, en la parte norte del área en investigación, se iniciarán, en 1961, los estudios de geología minera de los yacimientos y distritos de mayor importancia.

Reconocimiento Geológico al Oriente de Copiapó

El señor Kenneth Segerstrom, geólogo del U.S. Geological Survey, ha estado haciendo un levantamiento tipo reconocimiento geológico del área, indicada con achurado cruzado en el gráfico que se acompaña, a una escala 1: 250.000. Este trabajo ya ha sido terminado y se espera publicarlo próximamente.

PLANIFICACION MODERNA DE UN PUEBLO

¿Qué razón hubo para hacer el plano de la ciudadela de El Salvador, como se muestra en estas páginas? Esta fue la pregunta planteada a Raymond Olson, arquitecto de Anaconda-Jurden Associates, y he aquí algunas de sus respuestas.

1.— Se adoptó el desarrollo curvilíneo para evitar la monotonía que presentan muchos planos inspirados en el sistema estricto de parrilla.

2.— El campamento está situado en un anfiteatro natural. El terreno se eleva gradualmente desde el punto focal del semicírculo hacia las extremidades de las construcciones a una altura aproximada de 90 pies y en una distancia radial aproximada de 2.000 pies.

3.— En El Salvador no habrá movilización interior y los centros tales como almacenes, salas de reunión, oficinas públicas, e iglesia, vecinos a la plaza, quedan a corta distancia de todas las casas.

4.— Las áreas de recreo y sus instalaciones anexas están distribuidas como lo indican las partes hachuradas del plano.

5.— El transporte de empleados y obreros a la mina ofrece la mayor comodidad posible a todos los habitantes. Obsérvese los numerosos paraderos de buses en el arco semicircular del centro.

6.— Para la seguridad de los niños, las escuelas fueron ubicadas lejos de las áreas de tránsito, a fin de que puedan ir a la escuela y volver de ella por las áreas relativamente libres de circulación de vehículos de la periferia del pueblo.

7.— El hospital queda a distancia cómoda de todas las secciones residenciales.

8.— Para decorar las casas se ha usado diez tonos diferentes y compatibles de co-

lores pastel, evitando así la monotonía del aspecto.

9.— La monotonía del aspecto también se evita variando el diseño de las casas individuales.

10.— Se espera que la combinación de exteriores en tonos pastel y tejados relucientes de mármol blanco astillado (para reflejar el calor) produzca en El Salvador la misma impresión visual atrayente que presentan las casas rosadas y blancas, con techos blancos, de Bernuda. El aspecto general agradable de El Salvador será realizado por el hecho de que las casas estarán situadas en una serie de semicírculos que se elevan gradualmente desde la Plaza hasta los límites del pueblo.

En la leyenda que aparece abajo, se indican otros objetivos perseguidos en la planificación del pueblo. Los símbolos dentro de cada grupo de casas muestran la variedad de diseños y tipos que se construirá. Este pueblo satisface las exigencias impuestas por la ley chilena respecto de empleados y obreros.

LEYENDA

Sección Residencial Obrera

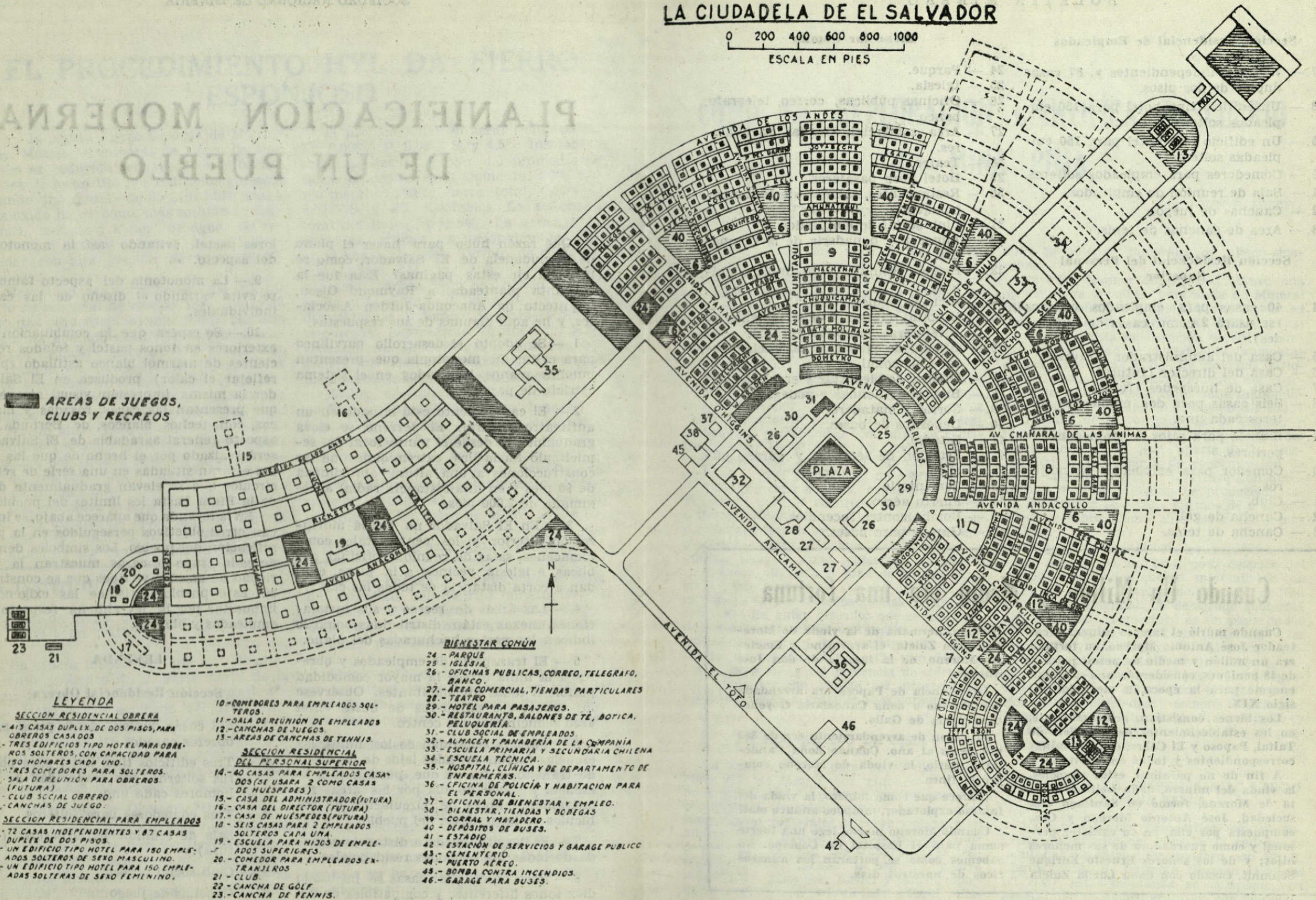
- 1.— 413 casas duplex, de 2 pisos para obreros casados.
- 2.— Tres edificios tipo hotel para obreros solteros, con capacidad de 150 hombres cada uno.
- 3.— Tres comedores para solteros.
- 4.— Sala de reunión para obreros (futura).
- 5.— Club social obrero.
- 6.— Canchas de juego.

LA CIUDADELA DE EL SALVADOR

0 200 400 600 800 1000
ESCALA EN PIES

PLANIFICACION MODERNA DE UN PUEBLO

AREAS DE JUEGOS, CLUBS Y RECREOS



LEYENDA

- SECCION RESIDENCIAL OBRERA**
- 413 CASAS DUPLEX DE DOS PISOS, PARA OBREROS CASADOS
 - TRES EDIFICIOS TIPO HOTEL PARA OBREROS SOLTEROS, CON CAPACIDAD PARA 150 HOMBRES CADA UNO.
 - TRES COMEDORES PARA SOLTEROS.
 - SALA DE REUNION PARA OBREROS (FUTURA)
 - CLUB SOCIAL OBRERO.
 - CANCHAS DE JUEGO.
- SECCION RESIDENCIAL PARA EMPLEADOS**
- 72 CASAS INDEPENDIENTES Y 87 CASAS DUPLEX DE DOS PISOS.
 - UN EDIFICIO TIPO HOTEL PARA 150 EMPLEADOS SOLTEROS DE SEXO MASCULINO.
 - UN EDIFICIO TIPO HOTEL PARA 150 EMPLEADAS SOLTERAS DE SEXO FEMENINO.

- SECCION RESIDENCIAL DEL PERSONAL SUPERIOR**
- 40 CASAS PARA EMPLEADOS CASADOS (SE USARA 2 COMO CASAS DE HUÉSPEDES)
 - CASA DEL ADMINISTRADOR (FUTURA)
 - CASA DEL DIRECTOR (FUTURA)
 - CASA DE HUÉSPEDES (FUTURA)
 - SEIS CASAS PARA 2 EMPLEADOS SOLTEROS CADA UNA
 - ESCUELA PARA NIÑOS DE EMPLEADOS SUPERIORES.
 - COMEDOR PARA EMPLEADOS EXTRANJEROS
 - CLUB.
 - CANCHA DE GOLF
 - CANCHA DE TENNIS.

BIENESTAR COMUN

- PARQUE
- IGLESIA
- OFICINAS PUBLICAS, CORREO, TELEGRAFICO, BANCO.
- AREA COMERCIAL, TIENDAS PARTICULARES
- TEATRO
- HOTEL PARA PASAJEROS.
- RESTAURANTE, SALONES DE TE, BOTICA, PELUQUERIA.
- CLUB SOCIAL DE EMPLEADOS
- ALMACEN Y PANADERIA DE LA COMPANIA
- ESCUELA PRIMARIA Y SECUNDARIA CHILENA
- ESCUELA TECNICA.
- HOSPITAL, CLINICA Y DE DEPARTAMENTO DE ENFERMERAS.
- OFICINA DE POLICIA Y HABITACION PARA EL PERSONAL.
- OFICINA DE BIENESTAR Y EMPLEO.
- BIENESTAR, TIENDAS Y BODEGAS
- CORRAL Y MATADERO.
- DEPOSITOS DE BUSES.
- ESTADIO
- ESTACION DE SERVICIOS Y GARAJE PUBLICO
- CENTENARIO
- PUERTO ACRO.
- BOMBA CONTRA INCENDIOS.
- GARAJE PARA BUSES.

Sección Residencial de Empleados

- 7.— 72 casas independientes y 87 casas duplex de dos pisos.
- 8.— Un edificio tipo hotel para 150 empleados solteros.
- 9.— Un edificio tipo hotel para 150 empleadas solteras.
- 10.— Comedores para empleados solteros.
- 11.— Sala de reunión de empleados.
- 12.— Canchas de juegos.
- 13.— Area de canchas de tenis.

Sección Residencial del Personal Superior

- 14.— 40 casas para empleados casados (se usará 2 como casas de huéspedes).
- 15.— Casa del administrador (futura).
- 16.— Casa del director (futura).
- 17.— Casa de huéspedes (futura).
- 18.— Seis casas para dos empleados solteros cada una.
- 19.— Escuela para hijos de empleados superiores.
- 20.— Comedor para empleados extranjeros.
- 21.— Club.
- 22.— Cancha de golf.
- 23.— Cancha de tenis.

Bienestar Común

- 24.— Parque.
- 25.— Iglesia.
- 26.— Oficinas públicas, correo, telégrafo, banco.
- 27.— Area comercial, tiendas particulares.
- 28.— Teatro.
- 29.— Hotel para pasajeros.
- 30.— Restaurantes, salones de té, botica, peluquería.
- 31.— Club social de empleados.
- 32.— Almacén y panadería de la Compañía.
- 33.— Escuela primaria y secundaria chilena.
- 34.— Escuela técnica (futura).
- 35.— Hospital, clínica y departamento de enfermeras (hospital, futuro).
- 36.— Oficina de policía y habitación para el personal.
- 37.— Oficina de bienestar y empleo.
- 38.— Bienestar, tiendas y bodegas.
- 39.— Corral y matadero.
- 40.— Depósitos de buses.
- 41.— Estadio.
- 42.— Estación de servicios y garage público.
- 43.— Cementerio.
- 44.— Puerto aéreo.
- 45.— Bomba contra incendios.
- 46.— Garage para buses.

Cuando Un Millón y Medio era una fortuna

Cuando murió el famoso minero y caudador José Antonio Moreno, su fortuna era un millón y medio de pesos, pero... de 48 peniques, considerada una cantidad enorme para la época, a mediados del siglo XIX.

Los bienes consistían, principalmente, en los establecimientos de beneficio de Taltal, Paposo y El Cobre, con sus minas correspondientes y todas en actividad.

A fin de no paralizar estos negocios, la viuda del minero, doña Delfina Zuleta de Moreno, formó en Santiago una sociedad, José Antonio Moreno y Cia., compuesta por ella, en su carácter personal y como guardadora de sus menores hijos; y de los señores Ernesto Enrique Schmidt, casado con doña Lucila Zuleta

Hidalgo, hermana de la viuda de Moreno; Juan Zuleta, el argentino, y Emeterio Moreno, de la familia de don José Antonio.

La estancia de Paposo era arrendada por Moreno a doña Candelaria Goyenechea viuda de Gallo.

El canon de arrendamiento era de 365 mil pesos al año. Cuando doña Candelaria murió, la viuda de Moreno compró la finca.

¡Parece que como minero, la viuda del famoso explorador, tampoco anduvo mal!

Cuando Moreno murió, legó una fuerte suma para el hospital de Copiapó. No sabemos cómo se portarán los mineros ricos de nuestros días.

COMO LA EXPLORACION CIENTIFICA DESCUBRIO LA MINA PIMA

Por JOHN B. HUTTL.

Enterrado bajo una capa de 200 pies de aluvio en el distrito minero de Pima, unas 20 millas al sudoeste de Tucson, Pima County, Arizona, existe un cuerpo mineralizado de cobre que está siendo explotado por Pima Mining Co., pero que, probablemente, habría permanecido oculto por algún tiempo, de no mediar el desarrollo de los métodos modernos de prospección.

Es, quizá, el primer cuerpo mineralizado de magnitud en Estados Unidos, que haya sido ubicado por métodos geofísicos. Otros descubrimientos de minerales efectuados desde entonces por distintas compañías en el distrito, a saber Duval Sulphur y American Smelting, prometen convertirlo en uno de los grandes centros productores de cobre.

Todo principió en 1949, cuando Robert E. Thurmond y W. E. Heinrichs Jr., interesaron a United Geophysical Co., presidida entonces por Herbert Hoover Jr., en un proyecto de exploración minera. Después de investigar y tamizar unas 30 áreas cubiertas por aluvio en el Oeste, eligieron la zona de Mineral Hill, en la parte noreste del distrito de Pima, para explorarla por métodos geofísicos. Ahí encontraron los guías deseados que se usan generalmente para elegir una región, o sea: (1) existencia conocida de minerales, (2) historia de producción pasada, (3) tipo de roca madre presente, y (4) presencia de estructuras favorables que podían ser proyectadas, razonablemente, a regiones inexploradas.

PASADO ACTIVO DE PIMA

La explotación minera en el distrito de Pima data de 1882. Desde entonces y hasta poco después de la primera guerra mundial, se explotaba esporádicamente, con métodos subterráneos, minerales de cobre y plata, y en Mineral Hill y Sahuarita había pequeñas fundiciones en actividad. Los trabajos no se reanudaron hasta pasada la segunda guerra mundial. La mina San Xavier y otras propiedades pequeñas en el área Sahuarita del dis-

trito, produjeron minerales de plomo-zinc-cobre.

En 1951, Banner Mining Co., obtuvo una opción sobre la mina paralizada de Mineral Hill y rehabilitó la propiedad, con ayuda del Gobierno para exploración. En 1953 se construyó una planta de flotación de 400 toneladas. La capacidad de la planta fue aumentada instalando más equipo de molienda y flotación, después del descubrimiento del cuerpo mineralizado Daisy. El tonelaje manipulado después de eso fue en promedio 850 tpd.

Además de las operaciones de Banner y Pima, Duval Sulphur está desarrollando sus pertenencias en el Sur, aparte de la construcción de una planta de concentración de 10.000 tpd. Eso significa una inversión aproximada de \$ 20 millones. La producción total del distrito se estima en más de \$ 20 millones en cobre, plomo, zinc, plata, oro y molibdeno.

United Geophysical Co. se incorporó con Pima Mining Co. en 1951, poco después del descubrimiento del cuerpo mineralizado de cobre que hemos mencionado. En enero de 1952 se inició un programa de desarrollo subterráneo, que incluía la apertura de un pique de 400 pies, para explorar la zona de minerales en los niveles 300 y 400. El pique fue ahondado después a 600 pies, con trabajos laterales de exploración en los niveles 500 y 600. El 8 de agosto de 1955, Cyprus Mines Corp. ejerció su opción sobre la propiedad y asumió la administración de Pima Mining Co., Union Oil Co. y Utah Construction Co. tienen un 25% de participación cada una.

EL MINERAL SE PRESENTA A LO LARGO DE UNA FALLA

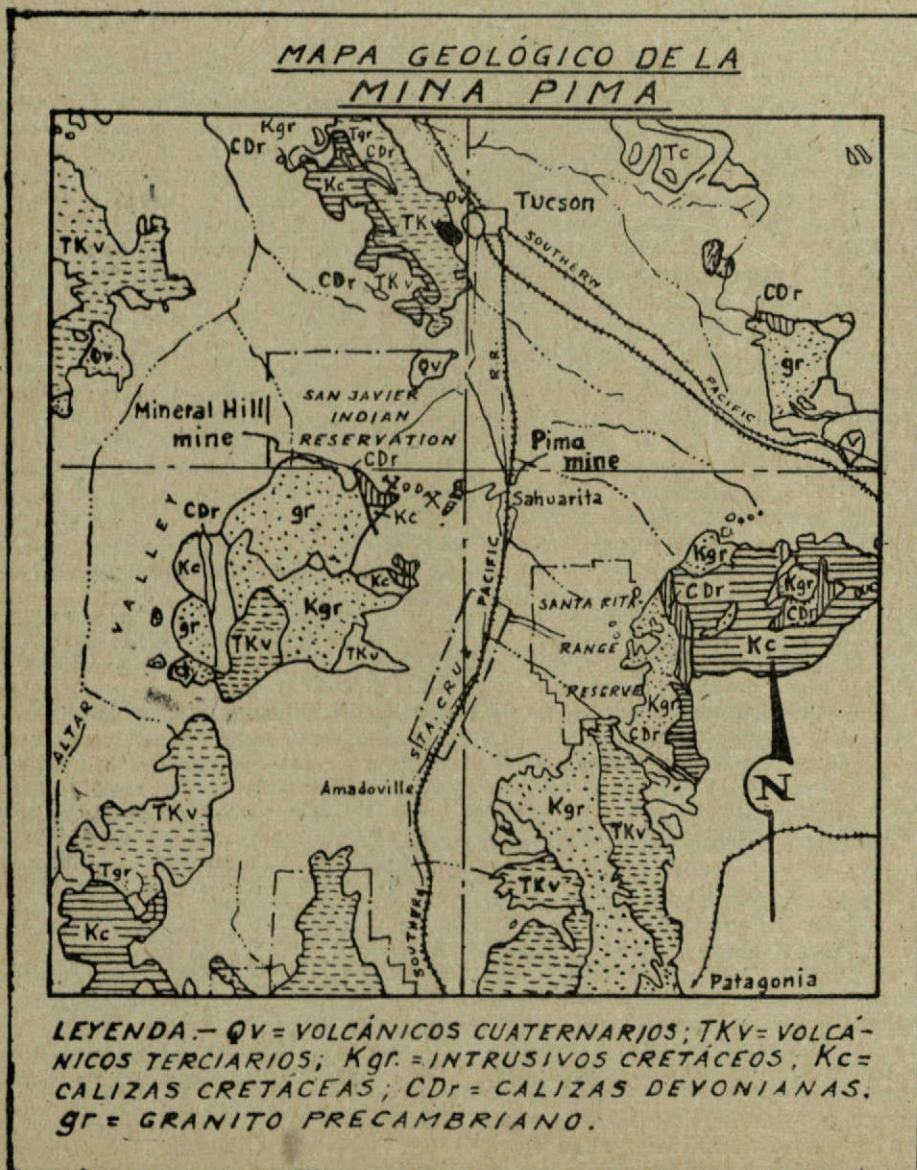
La característica fisiográfica más prominente del distrito de Pima es la cadena de montañas Sierritas. De acuerdo con W. R. Storms y A. E. Bowman (Bureau of Mines IC 7786), estas montañas se componen, en general, de un núcleo granítico con rocas se-

dimentarias metamorfoseadas en el faldeo occidental y sedimentos mucho menos alterados en el oriental. Rocas ígneas intrusivas de grano grueso, que van de granito a cuarzo monzonita y granodiorita, son el basamento de gran parte de las montañas. Algunos diques intrusivos cortan los sedimentos; y probablemente se relacionan con la intrusión granítica.

La estructura regional ha sido complicada por pliegues, volteos, fallas de empuje de ángulos obtuso y fallas de aguda inclinación. Rocas sedimentarias, que en edad van del Cambriano al Cretáceo y consisten prin-

cipalmente en calizas, pizarras y cuarcitas, afloran en la vecindad de la mina de Mineral Hill. Más hacia el Este, las rocas están cubiertas por material de superficie, que en el limite oriental de la propiedad tiene unos 150 pies de hondura.

Estos sedimentos han sufrido intrusión por el granito que hay debajo de gran parte del área, y están cortados por varios diques porfíricos. Una gran falla de empuje, pre-mineral, de rumbo Este-Oeste, conocida como falla Mineral Hill, atraviesa el área en una extensión aproximada de 5.500 pies. En algunos sitios la falla tiene rumbo casi al Noroeste, pe-



fo la tendencia general es Este-Oeste. Mantea unos 3 grados hacia el Sur.

La mineralización se presenta a lo largo de esta gran falla, generalmente en intersecciones con fallas atravesadas, o dentro o cerca de contactos intrusivos con caliza o cuarcita. Las relaciones estructurales de Mineral Hill fueron un guía en la exploración del área cubierta por aluvio, de Pima.

Los depósitos de cobre de Mineral Hill son del tipo metamórfico de contacto, y generalmente se presentan en forma esporádica a lo largo de zonas de fractura en la caliza, y diseminados a través de los silicatos de contacto. La calcopirita es el mineral principal, aunque también existen pequeñas cantidades de bornita y calcocita. Se encuentra algo de magnetita, pirita y pequeñas cantidades de esfalerita, molibdenita y scheelita. La ganga consiste en piedra caliza, cuarzo, pirita, hematita, calcita y silicatos de contacto.

En el depósito de Pima hay dos tipos diferentes de mineral, a saber: (1) una caliza altamente alterada, fuertemente mineralizada y de relativa alta ley, y (2) mineralización diseminada de baja ley en sedimentos volcánicos metamorfoseados. El material de alta ley se presenta en lo que primitivamente fue una caliza dolomítica, completamente alterada por acción ígnea a una roca de silicato de calcio llamada hornfels, que después fue impregnada por los minerales.

El mineral de baja ley se encuentra en la gruesa serie de rocas de detritus, esencialmente en una mezcla de sedimentos y material volcánico de origen poroclástico, que encierra la faja de hornfels. Como en Mineral Hill, el mineral principal es calcopirita. También se presentan en pequeñas cantidades, esfalerita y molibdenita. La pirita y la magnetita son minerales accesorios.

En una corta distancia, bajo la superficie de la roca madre, los sulfuros de cobre se han oxidado formando el silicato verde de cobre, crisocolla, y el óxido negro de cobre, tenorita.

SE DESTAPA UNA ANOMALIA MAGNETICA

Todo el trabajo geofísico iniciado en 1949 se realizó con instrumentos manuales. Las pruebas magnéticas se hicieron estableciendo líneas largas de parrilla o perfil, a intervalos de 400 pies y en ángulo recto con una línea base de control, tomando lecturas cada 12 1/2 pies, 25 pies o 50 pies, según fueran los cambios relativos en la intensidad de campo observada.

Estas operaciones revelaron una extensa anomalía magnética fuera del flanco oriental, cubierto por aluvio, de Mineral Hill. Después de delinear el cuerpo mineralizado por métodos geofísicos manuales, se hizo cierto

trabajo con un magnetómetro móvil, pero no se descubrió nada de valor fuera de lo que previamente se había delineado.

El análisis geofísico final sugirió que el cuerpo mineralizado era un depósito de forma lenticular que manteaba agudamente hacia el Sur, con rumbo aproximado Este-Oeste. Los sondeos y el trabajo subterráneo de desarrollo, que ya hemos mencionado, confirmaron estos hallazgos.

El primer sondeo dió en basamento de roca y mineralización oxidada a 209 pies, y mineral sulfurado a 255 pies. Se encontró que las muestras de roca bajo el basamento eran altamente magnéticas y buenas conductoras. Hasta la fecha, el depósito de mineral ha sido desarrollado en una extensión lateral de 1.600 pies. Sus límites inferiores no han sido determinados todavía, pero los sondeos han intersectado la formación en honduras verticales de 800 pies.

El manto es aproximadamente de 45 grados al Sur y el rumbo general es Este-Oeste. Se estima que el promedio de espesor es de 200 pies. La masa de mineral diseminado de baja ley ya mencionado, que no muestra una forma estructural bien definida, se encuentra al Este y Noroeste del cuerpo mineralizado principal, de ley alta.

¿POR QUE SE ADOPTO EL SISTEMA DE CIELO DESCUBIERTO?

El programa de desarrollo subterráneo realizado desde enero de 1952 hasta mediados de 1954, tiempo en que se envió a la fundición de El Paso unas 70.000 toneladas de mineral con ley media de 6% Cu, y los estudios que siguieron, pusieron en evidencia que el depósito de mineral podía ser explotado con mayores utilidades a cielo descubierto, si se combinaba la zona de aureola del material diseminado de baja ley que rodeaba al cuerpo mineralizado, con el cuerpo mineralizado en general. La decisión fue adoptada poco después que Cyprus Mines recibió la propiedad de Union Oil, en el otoño de 1955.

El hecho de que el cuerpo mineralizado es angosto y no muy grande significaba que el pozo que se desarrollara sería de área relativamente pequeña y profundo, exigiendo mucha denudación. Para desarrollar la mina hasta un punto en que se pudiera enviar diariamente a la chancadora 3.500 toneladas de mineral con 1,89% Cu, habría que remover aproximadamente 9 millones de yardas cúbicas de desecho.

El tipo de sistema de transporte por instalar era otro problema a que se abocó la administración. El estudio reveló que el uso de transporte en camiones exigía un sistema complicado de caminos que obligaría a excavar otros 3 millones de yardas cúbicas de

aluvio y desecho. Este gasto fue eliminado, instalando un sistema de andarivel.

El retiro de la sobrecarga lo ejecutó bajo contrato la Utah Construction Co. El trabajo principió en noviembre de 1955 y terminó en octubre de 1956. Se excavó y transportó alrededor de 6 millones de yardas cúbicas de material durante este período. El equipo empleado incluía unidades de tractores MRS y scrapers Woolridge, conjuntamente con una combinación de pala y camiones que consistía en una pala Marion 151-M, y cuatro camiones Euclid LLD.

Pima Mining, que se disponía a hacerse cargo de la operación después que Utah Construction completara su contrato de denudación de la sobrecarga, pidió equipo a fines de 1955, y comenzó a retirar sobrecarga juntamente con el contratista, en abril de 1956.

La primera producción oficial tuvo lugar el 1º de enero de 1957. Durante este período de ocho meses, Pima retiró alrededor de 3 millones de yardas cúbicas de material. Estas operaciones, que prosiguen en los costados Sur y Este del pozo desde comienzos de 1957, desarrollarán más mineral en la época en que se explote el que ha quedado descubierto por los primeros trabajos.

MÉTODOS DE EXPLOTACION

La producción diaria del pozo asciende aproximadamente a 13.700 yardas cúbicas, de las cuales 1.700 yardas cúbicas (4.000 toneladas) representan mineral trasportado a la planta de concentración, 5.000 yardas cúbicas de roca y mineral oxidado, y 7.000 yardas cúbicas de tierra aluvial. El equipo de que se dispone para manipular este volumen comprende tres palas Diesel B-E 54-B de 2 1/2 yardas; siete camiones Kenworth 802, de volteo trasero, de 16 yardas; cuatro unidades Kenworth 802-B de tractor-trailer con volteo trasero, de 34 yardas; un tractor dozer Caterpillar D8; y una perforadora rotatoria B-E 40-R, destinados todos a explotación del mineral y arrañque de la roca. Seis scrapers Caterpillar DW-21; dos tractores Caterpillar D8 (gatas de empuje); y un tractor ripper-dozer Caterpillar D8, usados para retirar el aluvio. Las unidades auxiliares consisten en una aplanadora Caterpillar N° 12; un camión cisterna GMC de 3.500 galones; un camión plano GMC de 1 1/2 toneladas; dos camionetas GMC de 3/4 de tonelada; perforadora de carro, y tres plantas Kohler para iluminación, de 5 Kw.

A principios de mayo de 1957, la explotación había llegado al nivel 3070, que es, grosso modo, la parte de arriba de la zona de mineral sulfurado, y se ha iniciado un corte hacia el nivel 3030. El desarrollo del pozo ten-

drá una inclinación final general de 1.2:1 en el aluvio y de 1:1 en la roca. Los bancos en el aluvio tienen una altura de 50 pies, con un ancho de 85 pies en la base del aluvio. Los que están en las zonas de mineral y de roca estéril tienen 40 pies de alto, con bancos finales que tienen, alternativamente, 10 pies y 40 pies de ancho.

Los hoyos para la perforación de los bancos se abren con barrenos rotatorios a distancias de 18 a 24 pies entre centros, hasta el banco que sigue hacia abajo, más 3 ó 4 pies. Los hoyos tienen 9 pulgadas de diámetro, y la distancia media horizontal entre cada hoyo y el borde exterior del banco es 21 pies. Las puntas usadas en roca y aluvio que requieren tiros, son Hughes WTR Tricones. La perforadora abre más de 400 pies de hoyos por turno, y el promedio de duración del barreno pasa de 2.000 pies. Se usa barrenos de hundimiento y la perforadora de carro respectivamente, para hacer estallar rodados pertinaces o para aliviar el exceso de peso, cuando es necesario, en el borde exterior del banco.

Los hoyos se cargan con pólvora Carbamite, y se ata Primacord a un detonador de dinamita en el fondo de cada hoyo para hacer explotar la carga. El extremo suelto de Primacord, que se proyecta del hoyo, se ata a la línea troncal de Primacord que corre a lo largo de la hilera de hoyos. La carga de pólvora en los hoyos varía de 5/10 a 8/10 lb. por yarda cúbica. El factor general de fuerza, incluyendo la rotura de retroceso, es aproximadamente de 0,5 lb. por yarda cúbica. La fragmentación obtenida es buena. La perforación y los tiros secundarios son nominales. Estas operaciones, cuando son necesarias, se realizan en un turno, empleando dos hombres.

En algunas secciones del pozo donde se presenta una capa horizontal de conglomerado muy compacto, entre la roca de base y el aluvio, la fragmentación ha mejorado mucho perforando hoyos más chicos y menos espaciados y usando pólvora más fuerte.

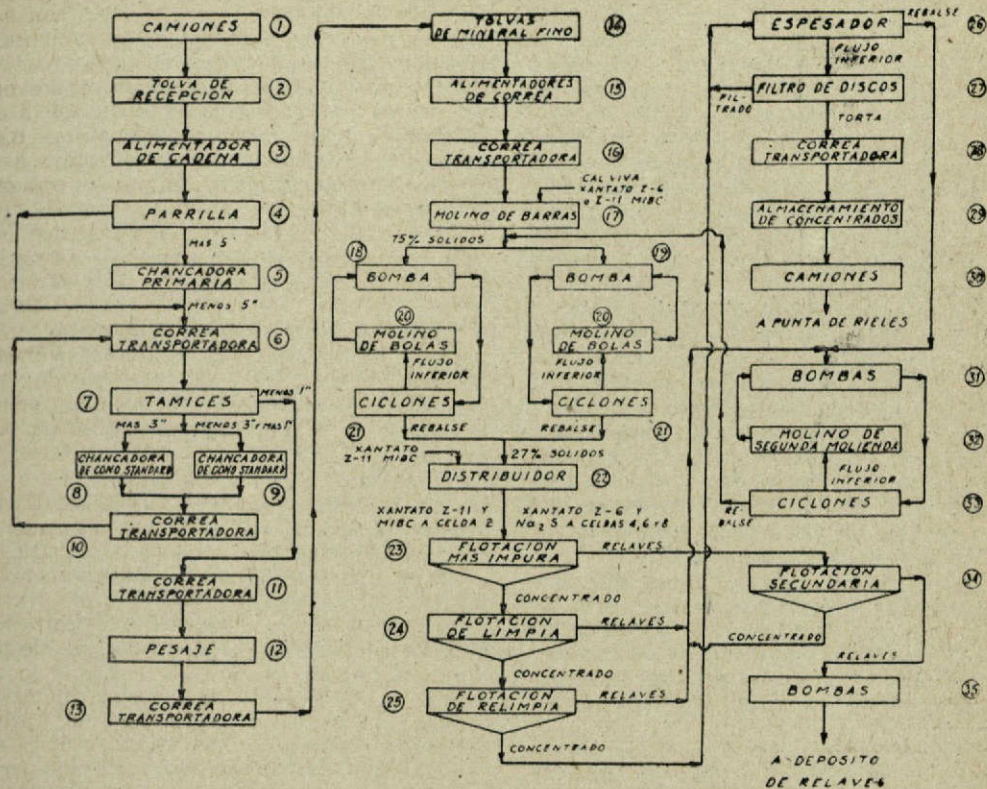
Los hoyos son perforados con la unidad rotatoria 40-R, equipada con un collar especial, que permite usar puntas Tricone WTR de 4 3/4 pulgadas, y en el tiro se usa 40% de pólvora de saco. Los espacios entre los hoyos son de 6 x 8 pies. El consumo de pólvora es aproximadamente 1 lb por yarda cúbica. Se rellena el hoyo con pólvora casi hasta arriba, obteniéndose así una distribución mejor del explosivo a través del conglomerado.

La roca quebrada es cargada por tres palas diesel de 2 1/2 yardas, a una escala aproximada de 2.600 toneladas por turno de pala. En cada punto de carguío, se procura hacer retroceder los camiones a cada lado de la pala y, mientras uno se carga, el otro espera.

ESQUEMA DE LA PLANTA DE CONCENTRACION DE

PIMA MINING Co

EN PIMA COUNTY, ARIZONA



- 1.—Camiones tractor-trailer Kenworthh 802-B, de 34 yardas.
- 2.—Tolva receptora.
- 3.—Alimentador Ross de cadena.
- 4.—Parrilla de barras, aberturas de 4 a 7 pulgadas.
- 5.—Chancadora de mandíbula Birdsboro-Buchanan de 66 x 84 pulgadas. Tipo H. C-DF.
- 6.—Correa transportadora de 54 pulgadas, 350 pies entre centros.
- 7.—Dos tamices W. S. Tyles de doble cubierta, F-900 Tyrock. Cubierta superior, 3 x 18 pulgadas. Cubierta inferior, 1 x 1 pulgada.
- 8.—Chancadora de cono Nordberg standard de 7 pies.
- 9.—Chancadora de cono Nordberg, de cabeza crta, de 7 pies.
- 10.—Correa transportadora de 36 pulgadas, 220 pies entre centros.
- 11.—Correa transportadora de 36 pulgadas, 180 pies entre centros.
- 12.—Weightometer Merrick. Modelo E. 600 tph. de capacidad.
- 13.—Correa transportadora de 36 pulgadas y tope L-B, 125 pies entre centros.
- 14.—Dos tolvas de acero para mineral fino, de 50 pies de diámetro. Capacidad 2000 a 2500 toneladas vivas cada una.
- 15.—Cuatro alimentadores de correa de 30 pulgadas, 45 pies entre centros.
- 16.—Correa transportadora de 30 pulgadas, 70 pies entre centros.
- 17.—Molino de barras Allis-Chalmers, de 10x13 pies.

- 18.—Dos bombas Hazelton de 10 pulgadas. Accionamiento de velocidad variable.
- 19.—Dos bombas de acero American Manganese, de 10 pulgadas.
- 20.—Dos molinos de bolas Allis Chalmers, de 10 1/2 x 13 pies.
- 21.—Juego de tres ciclones Krebs, Modelo D-20-B, de 20 pulgadas (6 en total).
- 22.—Distribuidor.
- 23.—Doce celdas de flotación Fagergren, de 66 pulgadas, dispuestas en 3 hileras de 4 celdas cada una.
- 24.—Cinco celdas Fagergren de 66 pulgadas, en una hilera.
- 25.—Cuatro celdas Fagergren de 66 pulgadas, en una hilera.
- 26.—Espesador Dorr-Oliver, de 50 pies.
- 27.—Dos filtros Elmco Agidisc, con siete discos, de 6 pies de diámetro.
- 28.—Correa transportadora de 18 pulgadas, 140 pies entre centros.
- 29.—Almacenamiento de concentrado.
- 30.—Camiones a punta de rieles.
- 31.—Bombas de arena Canadian Allis-Chalmers, tipo SRL, de 10 pulgadas.
- 33.—Seis ciclones Krebs, Modelo D-10-B, de 10 pulgadas.
- 34.—Dieciocho celdas de flotación Fagergren, de 66 pulgadas, dispuestas en 3 hileras de 6 celdas cada una.
- 35.—Bombas de relaves Canadian Allis-Chalmers, tipo SRL, de 10 pulgadas.

Cada día de 24 horas se divide en seis turnos de pala, y en cada turno operan dos palas. El operador lleva la cuenta del número de camiones cargados. El porcentaje de disponibilidad de palas tiene un promedio de 96,4.

Se usa una flotilla de siete camiones de volteo trasero, de 16 yardas, para transportar mineral y desechos desde las estaciones de las palas hasta la instalación, donde se vacían los camiones, en el nivel 3070, que sirve al sistema de andarivel. El transporte entre las tolvas receptoras en la cabecera del sistema de andarivel al borde del pozo, y la planta de chancado o los desmontes lo realizan cuatro unidades de tractor-trailer de volteo trasero, de 34 yardas.

El promedio de disponibilidad de camiones es 85%. Las distancias de transporte varían de 1 a 1.35 millas. El mantenimiento de los caminos para el transporte es atendido cuidadosamente en todo tiempo, porque la administración y los supervigilantes comprenden la importancia de este trabajo. Las grandes llantas usadas en los camiones y en otro tipo de equipo para movimiento de tierra se dañan con facilidad a pesar de su tamaño, y representan una inversión de cuantía.

La característica más novedosa del pozo es el sistema de andarivel instalado en el lado norte del pozo. Posiblemente sea el único que se encuentre en operación en el Oeste, y su diseño imita el de varias grandes unidades que funcionan en las zonas carboníferas de Minnesota.

Aunque el diseño y los detalles de operación están descritos en otro artículo, será interesante incluir algunos datos.

Fue construido por National Iron Co., Duluth, Minnesota, y consiste en dos carros de 22 toneladas que operan por equilibrio en rieles separados; en el punto bajo de los rieles hay una estructura de acero para volteo de camiones; en la parte alta hay una estructura de acero de 60 pies, con tolvas receptoras, una para mineral y la otra para desecho; y un elevador de doble tambor, de diseño especial, accionado por cuatro motores de 500 Hp. El declive del andarivel, propiamente tal, se mantiene en 38 grados. La distancia entre el sitio de volteo de los camiones en el nivel 3070, y el punto en que se vuelcan los carros del andarivel cerca de la estructura de cabecera es, aproximadamente, de 300 pies. El mineral y el desecho elevados por turno tienen un promedio de 2.300 yardas cúbicas.

Los talleres de reparación para la atención del pozo están cerca de la oficina general y de la bodega. El taller de máquinas, el garage, el taller de soldadura, el edificio para lubricación, y otras dependencias, cuentan con equipo y herramientas modernas. En ellos se puede reparar y hacer ajustes mayo-

res a los diversos camiones, palas, tractores y demás equipo para movimiento de tierra. La lubricación, el lavado y el engrase del equipo del pozo se efectúa a intervalos previamente establecidos. En los talleres no se hace reparaciones importantes en las llantas, tales como recapado o vulcanización.

Las operaciones en la mina se reparten en tres turnos, y el promedio de las cuadrillas es de 114 operarios, incluyendo el personal de supervigilancia. El número de obreros ocupados en el mantenimiento, incluso los supervigilantes, es 41.

LA PLANTA DE CONCENTRACION TRATA 3.000 TPD.

La planta de tratamiento instalada a corta distancia del pozo, consiste en tres unidades separadas, conectadas por un sistema adecuado de correas transportadoras: planta de chancado primario, planta de chancado secundario, y planta de concentración propiamente tal. Fue proyectada para 3.000 tpd de mineral sulfurado, pero hay espacio para agregar equipo, si en el futuro conviniera aumentar la capacidad.

En la distribución de la planta y la disposición del equipo para obtener un mantenimiento económico y bajos costos de operación, los proyectistas han aprovechado la experiencia ganada en el diseño y la construcción de otras plantas de concentración modernas. Todos los edificios son estructuras de acero cubiertas por planchas de fierro corrugado que descansan en fundaciones de concreto.

El ajuste de las operaciones a una alimentación de planta que consiste en material de baja ley que contiene una fracción de 1% de cobre, comenzó el 24 de diciembre de 1956. Desde entonces la planta de concentración ha operado continuamente a base de tres turnos, tratando más de 3.000 tpd.

La alimentación durante el primer semestre de 1957 tuvo un promedio de 1,78% de cobre (1,66% de sulfuros y 0,12% de óxidos). El tratamiento aplicado al mineral en las plantas chancadoras y en la de concentración, así como el equipo usado, están indicados en el esquema que se acompaña.

Se pone en evidencia una característica interesante, a saber, la sustitución de clasificadores mecánicos por ciclones en los circuitos de molinos de bolas y de segunda molienda. Esta práctica es nueva en las plantas de concentración del Sudoeste y se estudia su efectividad. Se ha previsto instalar clasificadores que retiren las colpas esporádicas de mayor tamaño, si en el futuro se hace necesario.

El mineral del pozo llevado de las tolvas de carga del andarivel a la tolva receptora

en la planta de chancado primario, por los camiones de 34 yardas, es reducido en tres etapas a una alimentación de -1 pulgada para el molino de barras. La primera reducción a -5 pulgadas se efectúa en una gran chancadora de mandíbulas atendida por un alimentador Ross, de cadena. El material chancado va por la correa transportadora a la planta de chancado secundario.

En ésta hay una chancadora de cono standard, de 7 pies y una chancadora de cono, de cabeza corta, de 7 pies, para efectuar la reducción en dos etapas del producto del chancado primario y dejarlo apto para el molino de barras. Las chancadoras operan en circuito cerrado con dos tamices vibratorios de doble cubierta instalados más adelante, por medio de una transportadora de tijera que va a la correa transportadora principal, que opera entre las dos plantas de chancado separadas por una distancia de 300 pies.

Los tamaños menores finales de menos 1 pulgada son llevados por correa a dos tolvas de acero para mineral fino, cuya capacidad individual es 2.000 a 2.500 toneladas vivas. La alimentación del molino de barras desde estas tolvas es controlada automáticamente por cuatro alimentadores de correa.

El equipo principal instalado en el piso de molienda, para producir alimentación para la flotación, consiste en un molino de barras de 10 x 13 pies, accionado a 15.55 rpm. por un motor sincrónico de 900 hp. y dos molinos de bolas de 10 1/2 x 13 pies, accionados a 15.1 rpm. por motores sincrónicos de 900 hp. operando cada uno en circuito cerrado con dos o tres ciclones.

El rebalse de los ciclones representa la alimentación para la sección más impura de la flotación, y el flujo inferior es la alimentación de los molinos de bolas. El producto del molino de barras descarga con 75% de sólidos.

La alimentación de la flotación fluye por gravedad a la sección más impura, que contiene 27% de sólidos, y el ph. es mantenido a 11,5 en el circuito de flotación. La práctica difiere poco de lo que se usa en otras plantas concentradoras de cobre de Arizona.

Las operaciones de flotación más impura se realizan en 12 celdas dispuestas en tres hileras de cuatro celdas cada una. Los concentrados producidos son tratados sucesivamente en cinco celdas de limpia dispuestas

en fila, y en cuatro celdas de relimpia también dispuestas en fila. Los relaves de la flotación más impura pasan a la sección de flotación secundaria, que consiste en 18 celdas de flotación dispuestas en tres filas de seis celdas cada una.

Los concentrados finales de las celdas de relimpia van a un espesador de 50 pies, cuyo flujo inferior es tratado en un filtro de discos y cuyo rebalse va a la bomba para productos intermedios.

La torta del filtro es llevada por correa a bodegaje, de donde se transporta en camiones a la estación ferroviaria de Sihuaita para despacharla a la fundición de El Paso. El filtrado es devuelto al espesador de 50 pies.

Los relaves de los circuitos de limpia y relimpia y los concentrados de la sección de flotación secundaria son bombeados a seis ciclones de 10 pulgadas en la sección de segunda molienda. El rebalse de los ciclones es devuelto por bombas al circuito primario de molinos de bolsas-ciclones y, el flujo inferior va al molino de segunda molienda, de 7 x 12 pies, accionado por un motor eléctrico sincrónico de 300 hp.

REACTIVOS

Los puntos de adición, cuando se trata mineral sulfurado normal son como sigue: Al molino de barras, cal viva (6 a 6 lb/t); xantato Z-11 y MIBC, el distribuidor recibe xantato Z-6 y/o Z-11 y MIBC. Cuando la alimentación del molino se compone de mineral mezclado, sulfuros y porciones de minerales oxidados que consisten en malaquita, azurita, calcocita y cobre nativo, se agrega Na₂S y xantato Z-6 a las celdas N^{os}. 4, 6 y 8 de la flotación más impura, y xantato Z-11 y MIBC a la celda N^o 2, de la misma sección, además de los reactivos regulares para flotación de sulfuros.

La recuperación total en el concentrado es de 87,82% Cu, y los relaves contienen 0,25% Cu. Los concentrados enviados a la fundición tienen 25,53% Cu y 3,27 oz/ton. Ag. El molibdeno, que se presenta en pequeñas cantidades en el mineral, no se recupera por ahora, pero puede que lo sea en un futuro próximo.

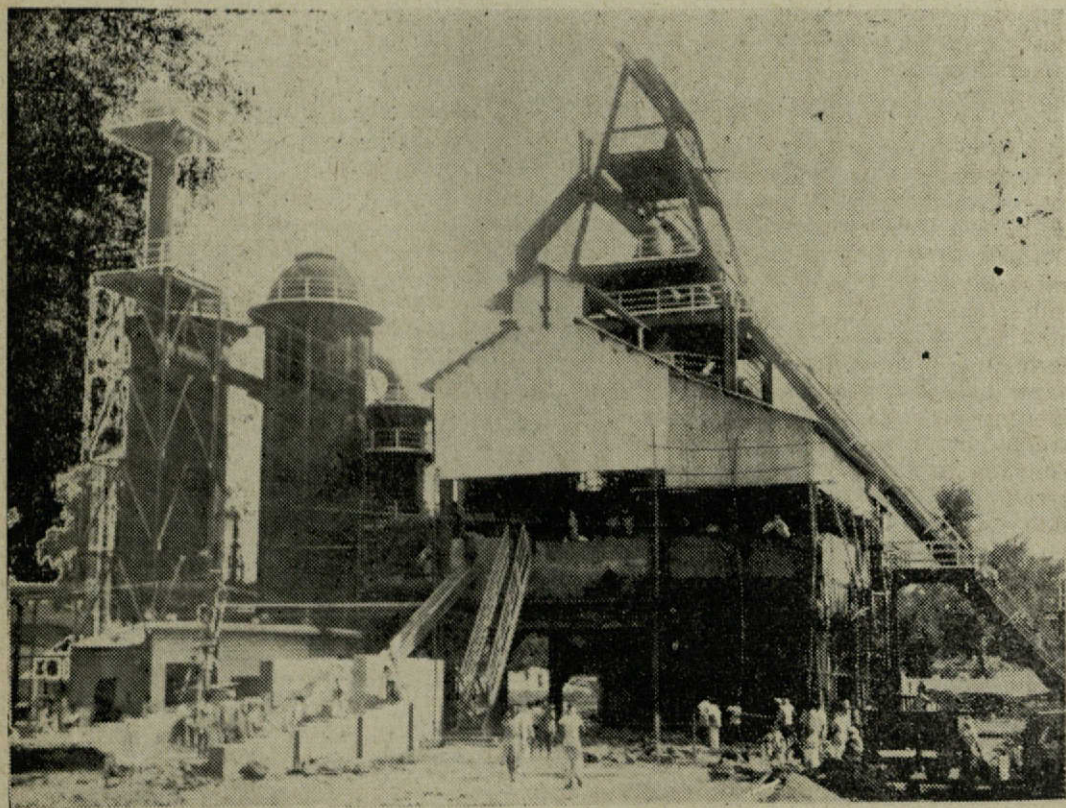
(Engineering and Mining Journal, marzo 1958).



HORNOS DE CUBA "KRUPP"

En muchos lugares de la India surgen centros pequeños pero eficientes de producción de acero, a base de los hornos de cuba desarrollados por Krupp, beneficiándose el mineral en el lugar mismo de su origen. Estos hornos de construcción especial consiguen lo que es imposible para los altos hornos corrientes: Se cargan con mineral en colpas pequeñas y lo convierten de un modo sencillo en acero de alta calidad. Para ello basta un coque menudo y pobre, ya que la India apenas dispone de

carbón coquificable. El primer horno de cuba "Krupp", eslabón inicial de toda una cadena de tales hornos en la India, fue instalado en medio de la selva y comenzó a funcionar hace poco. Dicho horno no tiene siquiera la mitad de la altura de los altos hornos de la cuenca del Rin y del Ruhr: Sólo tiene 7,5 metros de altura de carga y 2,5 metros de diámetro. Día tras día ese horno produce 150 toneladas de acero en bruto de alta calidad.



Horno de Cuba, visto desde el lado de la sala de fundición. A la derecha, el Skip; a la izquierda, los dos Cowpers con la plataforma donde se quema el excedente del gas del horno.

FIERRO POR REDUCCION DIRECTA

Por J. Grinrod

Combinando el uso de un horno rotatorio y un horno eléctrico en la fundición, la Strategic-Udy Metallurgical and Chemical Processes Ltd., subsidiaria de Strategic Materials Corporation ha desarrollado recientemente en Estados Unidos un nuevo método de reducción directa del hierro, conocido como procedimiento Strategic-Udy. Esta compañía ha tenido un convenio de trabajo con Koppers Company, Inc., desde octubre de 1957, el que cubre la aplicación de procedimientos metalúrgicos en desarrollo por ella, y juntas han trabajado en la reducción selectiva de minerales de hierro complejos y en la recuperación de ferroaleaciones, como también en la fundición eléctrica de minerales de "ley de embarque" standard.

Mientras en otros procedimientos que emplean horno eléctrico el método de arco sumergido para cargar es de uso general, en el procedimiento Strategic-Udy se utiliza en cambio una técnica de "carga flotante". Con este método el material de carga se desliza hacia abajo por los costados del horno substancialmente de acuerdo con su ángulo de reposo, y el material que está parcialmente pre-reducido y pre-calentado, es cargado así directamente a la zona de reacción de los electrodos, permitiendo controlar la reacción con una facilidad relativa. Del control estrecho de la zona de reacción y del método de carga se derivan ventajas exclusivas en el procedimiento.

En el horno rotatorio de calentamiento directo usado en el procedimiento Strategic-Udy para la pre-reducción parcial de mineral de hierro, una parte substancial del calor requerido es suministrado quemando el gas de monóxido de carbono producido por las reacciones de reducción del horno eléctrico. Durante la operación se alimenta el horno continuamente con una mezcla de mineral de hierro, fundente y reductante carbonoso, y el mineral se calienta, se calcina y pre-reduce mientras el

fundente calcáreo o la dolomita se calcina y se combina químicamente con el mineral. La temperatura máxima de la descarga del horno, que fluye libremente, es controlada dentro del intervalo de 1.800° a 2.300°F., variando para diferentes minerales. Mas arriba de esta temperatura el material caliente de la carga comienza a adherirse a las paredes del horno, formando un anillo. Se agrega al horno suficiente cantidad de carbón para efectuar la reducción en dos etapas, que se requiere. La parte del carbón que no se utiliza en la pre-reducción se quema en el horno es "coquificado" en el horno y sale con el material pre-reducido para usarlo como un reductante precalentado en la etapa de fundición eléctrica.

Para ahorrar energía térmica y eléctrica, el mineral caliente pre-reducido del horno rotatorio es cargado directamente a la zona de fundición del horno eléctrico por medio de tolvas con aislamiento y control de alimentación, y de alimentadores controlados. Dentro del horno se emplea una técnica de baño abierto y los electrodos pueden estar desde 1/2 pulgada sobre la escoria fundida hasta sumergidos 3 pulgadas en la escoria, según sean las necesidades de la operación que se verifica. Como el material de carga penetra en la periferia del horno y forma su propio ángulo de reposo, el espacio sobre los electrodos queda abierto y no presenta restricción al flujo del gas de reacción, monóxido de carbono, que es rápidamente liberado. El baño fundido proporciona una resistencia eléctrica constante y permite entradas de fuerza altas y uniformes. Se puede cargar finos sin interferir en la operación.

Con este procedimiento se puede variar el contenido de carbono del hierro chanco de 3,5% a "semi-acero" de 0,2%. El control exacto de la composición de la escoria permite hacer fundición selectiva para retirar los elementos contaminantes

tales como: titanio, manganeso, fósforo, cromo y níquel, y también permite una alta recuperación de hierro. Si los elementos contaminantes se encuentran presentes en cantidad suficiente, pueden ser recuperados con utilidades. Cuando se requiere un control exacto del carbono en el hierro, se puede introducir adiciones finales de reductante en el horno fundidor, o se puede hacer ajustes al carbono agregando mineral de hierro. El hierro y la escoria son sangrados intermitentemente y manipulados en la forma convencional.

Como el proceso de reducción puede hacerse con un control exacto, los mate-

riales indeseados pueden ser fácilmente separados del hierro. Un estudio de las energías libres y los equilibrios de las diversas reacciones de reducción establece los óxidos que pueden quedar en la escoria. Los óxidos de cromo, manganeso y titanio son ejemplos de materiales que pueden dejarse en la escoria. Los óxidos de cobre, cobalto y níquel son reducidos más fácilmente que el hierro y se necesitaría una etapa selectiva si los minerales de hierro contienen dichos materiales.

Las reacciones que tienen los más altos valores negativos en el gráfico acompañando de relaciones energía libre-temperatu-

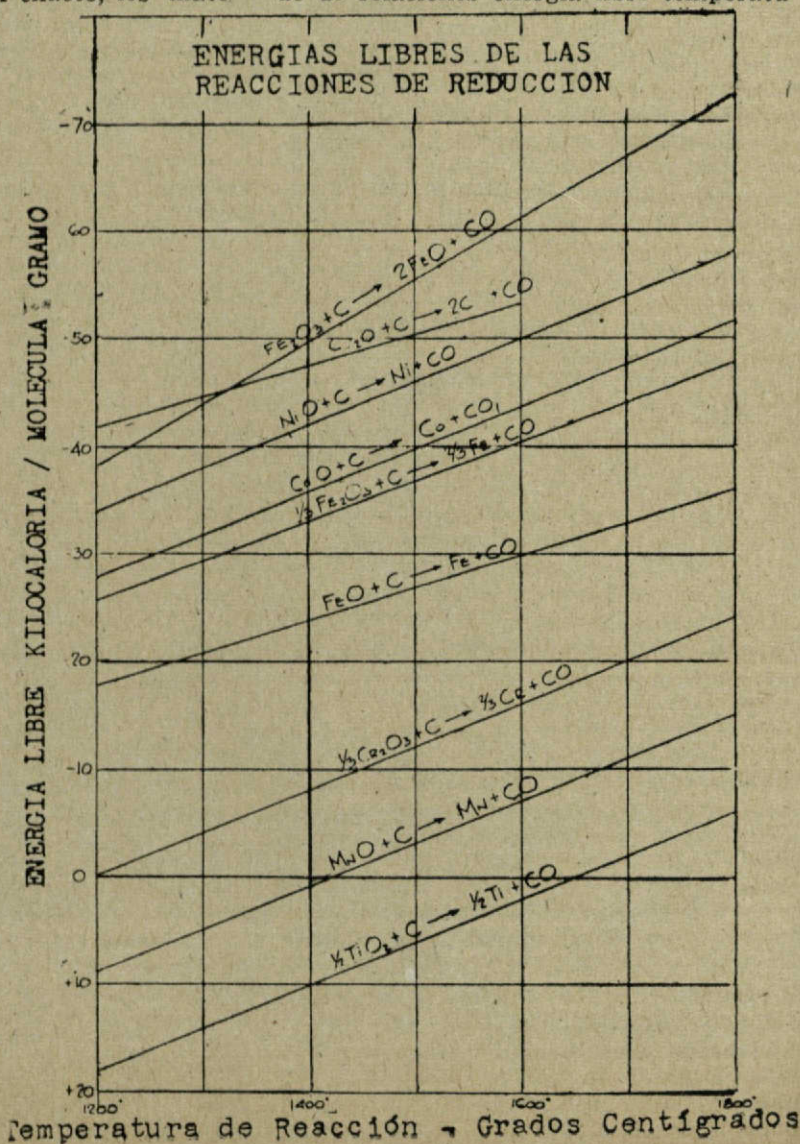


Fig. 2.— Curvas de las relaciones. Energía Libre-temperatura.

ra, tienen más probabilidades de continuar hasta completarse que las que tienen energías libres de formación negativas más bajas o positivas. De este modo, controlando el grado de reducción por medio del uso controlado de carbono, se puede hacer con un mineral una reducción selectiva. A este respecto el procedimiento difiere de un horno de manga, donde la adición necesaria de un exceso de reductante no permite hacer reducción selectiva.

La planta prototípica usada por Strategic-Udy Metallurgical and Chemical Processes, Ltd., en Niágara Falls, Ontario, para demostrar el procedimiento consiste en tres hornos eléctricos de fundición "Volta" (modificados en su diseño) de 1.000 Kva. y trifásicos; un horno rotatorio de 6 pies de diámetro por 80 pies de largo, a gas o petróleo, con colector de polvo y ventilador; equipo de chancado, secado, transporte y almacenamiento en tolvas; dos puentes-grúas de 15 toneladas con grúa auxiliar de 5 toneladas de capacidad; cucharón, moldes, congeladores, etc., y equipo completo de laboratorio para los análisis de control y químicos.

Se ha hecho cálculos aproximados para determinar las necesidades de material y energía para producir mineral de hierro por el procedimiento Strategic-Udy, usando mineral de hierro típico de embarque y basándose en una elaboración de 300 to-

neladas diarias o 105.000 toneladas anuales. La pre-reducción en horno rotatorio se toma como 37% de las necesidades de Fe reducidas a metal; el resto como FeO, aunque en Niágara Falls se ha superado esta cantidad de pre-reducción. Se agrega al horno carbón suficiente para reducir todo el óxido de hierro.

De acuerdo con estos cálculos las necesidades fueron como lo indica la Tabla 1.

Tabla 1

Materiales	
Mineral de Hierro	1.77 tons/ton. fierro chanco
Caliza	0.50 " "
Carbón	0.43 " "

Trabajo de calor del horno.— Necesidades netas totales de calor = 511.600.000 B.T.U./día a 70% de utilización (Esto incluye pérdidas por radiación y convección en gases desechados, omitiéndose el calor de combustión de la materia volátil del carbón). Las necesidades de combustible son:

$$\frac{511.600.000}{.70} = 730.900.000 \text{ B.T.U./día.}$$

Hay un exceso de gas del horno sobre el requerido por el horno y no se necesita calor auxiliar.

Tabla 2
Horno E léctrico

Carga del horno	Tons/día	%
Fe	110.00	21.4
FeO	259.65	50.5
SiO ²	46.35	9.03
Al ² O ³	12.64	2.46
CaO	76.27	14.85
MgO	0.21	0.04
P ² O ⁵	1.02	0.20
MnO	7.67	1.50
	<u>513.81</u>	<u>100.00</u>
CO producido	101 tons./día.	
C. F. de CO producido	2.730.000 C. F. D.	
Gas por ton. de fierro chanco	9.100 C. F. gas/ton. fierro chanco.	
Valor calefactor de B. T. U.	877.000.000 B.T.U./día.	
Calor disponible a 85%	746.000.000 B.T.U./día.	
Consumo de electrodos	25 lb. por ton. de metal.	

Tabla 3

Necesidades térmicas para hornos eléctricos.

Trabajo	B.T.U/día
Reducción de fierro a FeO ..	486.000.000
Reducción de silicio de SiO ² .	11.700.000
Reducción de fósforo	5.900.000
Calor para elevar 1.000°F. la carga caliente.	323.400.000
	827.000.000

Los Kwh. por ton. de fierro chanco son 1.010. Usando mineral típico comprado en un puerto de los Grandes Lagos, fuerza y petróleo comprados, y costos de manufactura por ton. de fierro chanco se ha tenido el siguiente resultado: A 300 ton/día, \$ 43.71; a 600 ton/día, \$ 43.21, y a 1.200 ton/día, \$ 42.71. Una operación en mina propia redundaría en costos mucho menores, porque el precio del mineral representa un ítem fuerte en el costo. El costo de la fuerza y el del combustible, sea éste petróleo o gas natural, también tendría efecto en el costo total de manufactura que, para una planta de 600 ton/día podría variar, según se dice, entre \$ 30 y \$ 50 por tonelada de fierro chanco.

Se estima el capital de inversión en una planta de 600 ton/día que emplee el procedimiento Strategic-Udy, aproximadamente en \$ 50 por ton. de capacidad anual.

Otras ventajas mayores atribuidas al procedimiento son: (1) Se puede usar la mayoría de los minerales, incluso polvo de conductos, sin preparación especial tal como aglomeración, briquetización o nodulización; (2) los minerales complejos, que ahora tienen poco valor, pueden ser usados. (Esta característica permite utilizar los enormes depósitos de magnetitas titaníferas en Norteamérica y otras partes, para uso directo como minerales de fierro); (3) el procedimiento permite flexibilidad para elegir un reductante y combustible, porque se puede emplear carbón, turba, lignito o coque; (4) es posible controlar el carbono; (5) el procedimiento permite disponer de metal caliente con bajo carbono, abreviando así el tiempo para tener un calor de acero en el horno

eléctrico que termina la operación. (Si éste se instala en circuito con un horno de piso abierto, el procedimiento puede reducir el tiempo de calentamiento en el piso y disminuir la cantidad de oxígeno y minerales necesarios para retirar el carbono al nivel deseado; de igual modo se podría suministrar fierro caliente de contenido regulado de carbono a procedimientos Bessemer o con oxígeno); (6) el procedimiento podría adaptarse a maestranzas que trabajaban con metal frío, donde el fierro fundido sería muy ventajoso.

En septiembre pasado Strategic Material Corporation y Koppers Company, Inc., garantizaron el trabajo económico de plantas siderúrgicas integradas que empleen el procedimiento de reducción directa de fierro de Strategic-Udy, dependiendo esta garantía sólo de la disponibilidad de fuerza eléctrica de precio razonable y de la ubicación ventajosa de las materias primas. Esta actitud de certificar el trabajo económico del procedimiento se basa principalmente en los resultados obtenidos en pruebas en Niágara Falls.

(The Mining Magazine).

También FRAGA, como buen cateador murió en la miseria

Don Vicente Subercasseaux —apellido que al comienzo fue Suber - Casseaux— se contó entre los capitalistas que contribuyeron a la construcción del ferrocarril de Caldera a Copiapó, el primero de Sudamérica. Era hijo de don Francisco Subercasseaux Bretón, quien después de servir en la Marina Real de su país, Francia, pasó a la de España por causas de un duelo que sostuvo en Martinica. Enviado a Chile como visitador de minas, su puesto era para conocer muy a fondo todo el ramo; y luego tuvo a sus órdenes a un cateador famoso, don Pedro de Fraga, que le puso en camino de la fortuna. Mientras, 40 años más tarde, Fraga moría al borde de la miseria, criando gallinas.

TUESTA DE FLUOSOLIDOS DE LOS SULFUROS DE YANAHARA (DOWA)

El tratamiento por Fluosólidos de la pirrotita de Yanahara ha dado a Dowa Mining, de Japón, una utilidad apre-

ciable en cobre, ácido sulfúrico y mineral de fierro, y también ha reducido el costo de explotación de la pirita.

Por Hidesaburo Kurushima y R. M. Foley.

Alrededor del 25 por ciento de toda la pirita japonesa proviene de la mina Yanahara en la Isla Honchu. Durante los últimos 40 años la falta de un procedimiento económico de recuperación obligó a la firma operadora, Dowa Mining Co., a vender la pirita solamente por su contenido de azufre, dejando como desecho 7 millones de toneladas de mineral de fierro de alta ley. La introducción del sistema de tuesta Dorrco, de Fluosólidos ha permitido a la compañía utilizar los sulfuros de fierro y también encontrar mercado para la considerable producción de pirrotita de la mina.

El éxito de esta instalación es muy importante para la economía japonesa, porque señala un camino hacia un aumento apreciable en sus recursos naturales. Antes de aplicar el procedimiento actual, no se disponía de método práctico alguno para la explotación comercial de los grandes tonelajes conocidos de pirrotita, y el contenido de cobre de los depósitos, aún mayores, de pirita dejaba el residuo tostado inaceptable para la industria del fierro y del acero. En Europa, se aplica tuesta clorurante a grandes cantidades de pirita portadora de cobre, para separar el cobre y el fierro, pero este tratamiento no es económico en Japón, donde la sal tiene que importarse de Egipto.

La mayor parte del ácido sulfúrico de Japón se produce de gases generados en la tuesta y fundición de sulfuros del país, pero la mayor parte del mineral de fierro usado en siderurgia se importa. En la industria química la pirita es la fuente más importante de azufre para la fabricación de ácido.

Mineral de Yanahara: Los depósitos de pirita en Yanahara están encerrados, en general, dentro de una capa irregular de pirrotita, y en la pirita se presentan pequeñas vetas de pirrotita. Para que la pirita tuviera interés comercial debía contener alrededor de 50 por ciento de S. Para mantener esta ley la explotación era selectiva, de lo que resultaba una pérdida considerable de pirita en la mina por el límite irregular entre los dos minerales. Asimismo, la pirrotita de las pequeñas vetas tenía que ser descartada con escogido a mano.

No existía mercado para la pirrotita porque los consumidores objetaban el alza en el flete por unidad de azufre. Otros inconvenientes adicionales incluían el peligro de combustión espontánea en tránsito y durante el bodegaje, y la tendencia de la pirrotita a fundirse en la calcinación.

Dowa Mining ya había aplicado con éxito el sistema de tuesta de Fluosólidos de Dorrco, en la tuesta sulfatante de un concentrado complejo de sulfuros que con-

tenían cobre, zinc y hierro. Este procedimiento de recuperación de tuesta-lixivación-electrolisis ha sido descrito por el autor principal en un artículo precedente. (1)

Por la experiencia adquirida en la tuesta fluidizante, Dowd creyó que este método podría usarse para separar los constituyentes de los sulfuros de hierro de Yanahara. En este caso sería conveniente sulfatar en forma selectiva el cobre contenido y producir al mismo tiempo un gas de SO₂ concentrado que se prestaría para convertirlo en ácido sulfúrico. Si el método tenía éxito, la calcina tostada podría lixiviarse con ácido diluido para retirar el cobre, y aglomerarse el residuo de lixivación para producir colpas de mineral de hierro. El mineral de hierro tendría que contener menos de 0,2 por ciento Cu para ser comercialmente atrayente.

Programa de Ensayo: Se inició un programa de ensayo y se eligió la pirrotita de Yanahara como sulfuro de prueba, porque la utilización de este material sin mercado beneficiaría más a Dowd. Las pruebas de tuesta se efectuaron en un aparato Fluosólido para reacción, de tamaño de laboratorio, con un diámetro de 4 pulgadas. Los análisis químicos y de tamaños aparecen en la Tabla I.

Se efectuaron nueve pruebas separadas para determinar el intervalo óptimo de temperatura y de concentración de SO₂ que eran necesarios para obtener una alta solubilidad del cobre, baja solubilidad del hierro y alta oxidación del azufre. La temperatura fue de 600 a 700°C y el intervalo de SO₂, de 5 a 9 por ciento. De estas pruebas se concluyó que el sistema satisfaría las exigencias operando entre 625 y 650° C, con 7 a 8 por ciento de SO₂, en el gas de salida. Se resolvió, en consecuencia, construir una instalación comercial en Okayama, ciudad ubicada a unas 25 millas de la mina.

La pirrotita de alimentación es entregada a la planta por ferrocarril, a -1 pulgada, y amontonada al aire libre sobre una cancha de concreto, donde la mezcla se hace por el sistema de camas. El mineral es chancado a -1/2 pulgada en una chancadora de cono, y llevado a la tolva del molino de bolas en un elevador. El circuito de molienda consiste en un molino de bolas

Tabla I. Análisis de Tamaño Químico de la Alimentación de Prueba

Distribución de Tamaño de Granos	Malla										
	+35	+50	+100	+150	+200	+250	-250				
por ciento	6.12	10.87	19.97	17.39	9.81	28.56	7.28				
Contenido	Cu	Zn	Fe	S	Pb	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	BaSO ₄		
por ciento	0.39	0.61	56.33	35.65	Ind.	5.57	1.18	0.26	Ind.		

Tabla II. Análisis Químico de la Alimentación del Aparato de Reacción

Elementos	Cu	Fe	S	Zn	Pb	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	BaSO ₄	Co	Ni	Se	As	F
Por ciento	0.67	50.44	34.68	1.08	Tr	6.33	1.55	0.26	0.26	Ind.	0.006	Ind.	0.002	0.002	Ind.

Marcy, estanque de sumidero, y una bomba SRL forrada con goma, para entregar la pulpa al agitador de almacenamiento. Las adiciones de alimentación y agua al circuito de molienda están controladas de manera de producir una pulpa con 70 a 75 por ciento de sólidos. Un agitador de turbina cubierto con goma e instalado en un estanque de madera de 8x8 pies, se usa como almacenamiento del rebalse y para mezclar la pulpa. En las Tablas II y III se da un análisis típico químico y de tamaños, de esta alimentación.

Dos bombas ODS, operadas con aire en ciclos alternados, entregan la alimentación al aparato de Fluosólidos para reacción, con diámetro interno de 20 pies, a escala uniforme. El aire para la tuesta es suministrado a la caja de aire del aparato por medio de un soplador centrífugo de 250 hp, que puede entregar 7.400 pcm, a 5 libras por pulgada cuadrada. El gas cargado con polvo que abandona el aparato, pasa por dos etapas de ciclones recolectores, una chimenea de globo y un Cottrell caliente para retirar el polvo. La distribución de la calcina se muestra en la Tabla IV.

Tabla III. Análisis de Tamaños de la Alimentación del Aparato de Reacción.

Malla	Peso Ind. p. ciento
+ 32	3,9
+ 48	7,8
+ 60	4,2
+ 80	6,1
+100	11,3
+150	14,6
+200	3,3
-200	48,8

Tabla IV. Distribución de la Calcina.

Producto	Distribución p. ciento
Rebalse	48,5
Ciclón Primario	40,3
Cilón Secundario	5,2
Cottrell y Chimenea	6,0

Tabla VI. Análisis de Tamiz de la Distribución del cobre en el residuo de Lixiviación.

Malla	Peso p. ciento	Calcina descuprizada Cu, p. ciento	Distribución del cobre p. ciento
+ 32	1,2	0,19	1,6
+ 48	7,6	0,17	8,8
+ 60	4,3	0,13	3,8
+ 80	5,5	0,12	4,5
+100	9,2	0,12	7,6
+150	16,5	0,13	14,7
+200	7,3	0,11	5,5
+250	19,1	0,12	15,7
+325	1,8	0,17	2,1
+325	27,5	0,19	35,7
Promedio	100,0	0,146	100,0

Tabla V. Eficiencia de Lixiviación de las Fracciones de Tamaño.

Malla	CALCINA DEL REBASE					CALCINA DE CICLON				
	Peso p. ciento	Cu total p. ciento	Cu soluble p. ciento	Cu insoluble p. ciento	Eficiencia Lixiv. p. ciento	Peso p. ciento	Cu total p. ciento	Cu Solub. p. ciento	Cu Insol. p. ciento	Ef. Lix. p. ciento
+ 32	2,3	0,75	0,47	0,26	64,4	—	—	—	—	—
+ 48	15,6	0,55	0,36	0,19	65,5	—	—	—	—	—
+ 60	10,9	0,52	0,35	0,17	67,3	—	—	—	—	—
+ 80	23,4	0,51	0,36	0,15	70,6	—	—	—	—	—
+ 100	28,0	0,51	0,36	0,15	70,6	—	—	—	—	—
+ 150	21,4	0,48	0,35	0,13	72,9	—	—	—	—	—
+ 200	6,8	0,46	0,33	0,13	71,7	27,7	0,37	0,12	75,5	—
+ 200	1,6	0,58	0,49	0,09	84,5	72,3	0,61	0,13	82,4	—
Promedio	100,8	0,51	0,26	0,15	70,1	100,0	0,54	0,13	80,4	—

TABLA VII. Distribución del azufre.

	S. total en alimentación p. ciento
Calcina de rebalse	1,1
Calcina de ciclón	1,6
Calcina de Chimenea y Cottrell	6,0
Torre de Refrigeración	5,0
Torre de lavado	3,3
Cottrell de neblina	1,3
Chimenea de la Torre de Absorción	3,7
Acido de 98 por ciento (por diferencia)	78,0
Total	100,0

Las reacciones que se producen durante la calcinación son exotérmicas y en el aparato de reacción se genera mucho calor excesivo. Para controlar la temperatura al nivel deseado, se usa 85 lb de agua por 100 lb de mineral. Aproximadamente un 40 por ciento de esta agua está contenida en la pulpa de alimentación, que es mantenida con 70 a 75 por ciento de sólidos. El resto del agua es agregada automáticamente a las pistolas de alimentación por el contralor de temperatura.

Debido a que la escala de alimentación, la razón entre aire y alimentación, y la temperatura son fácilmente controladas en el sistema Fluosólidos, ha sido posible obtener datos de solubilidad del cobre en esta instalación, en un intervalo de temperatura y concentración de gas SO₂. Estos datos están dados para los productos de rebalse y de ciclón en los gráficos acompañados. Las curvas ilustran que la mejor solubilidad del cobre puede obtenerse con una temperatura de 620 a 630° C y con una concentración en el gas de chimenea de 7,5 a 8 por ciento de SO₂.

Antes de iniciar la serie precedente de pruebas, se efectuó una inspección de temperatura del lecho fluidizado. Los resultados de esta inspección indican que las temperaturas fueron homogéneas a través del lecho, excepto en una zona angosta cerca de las paredes del aparato de reacción (ver diagrama).

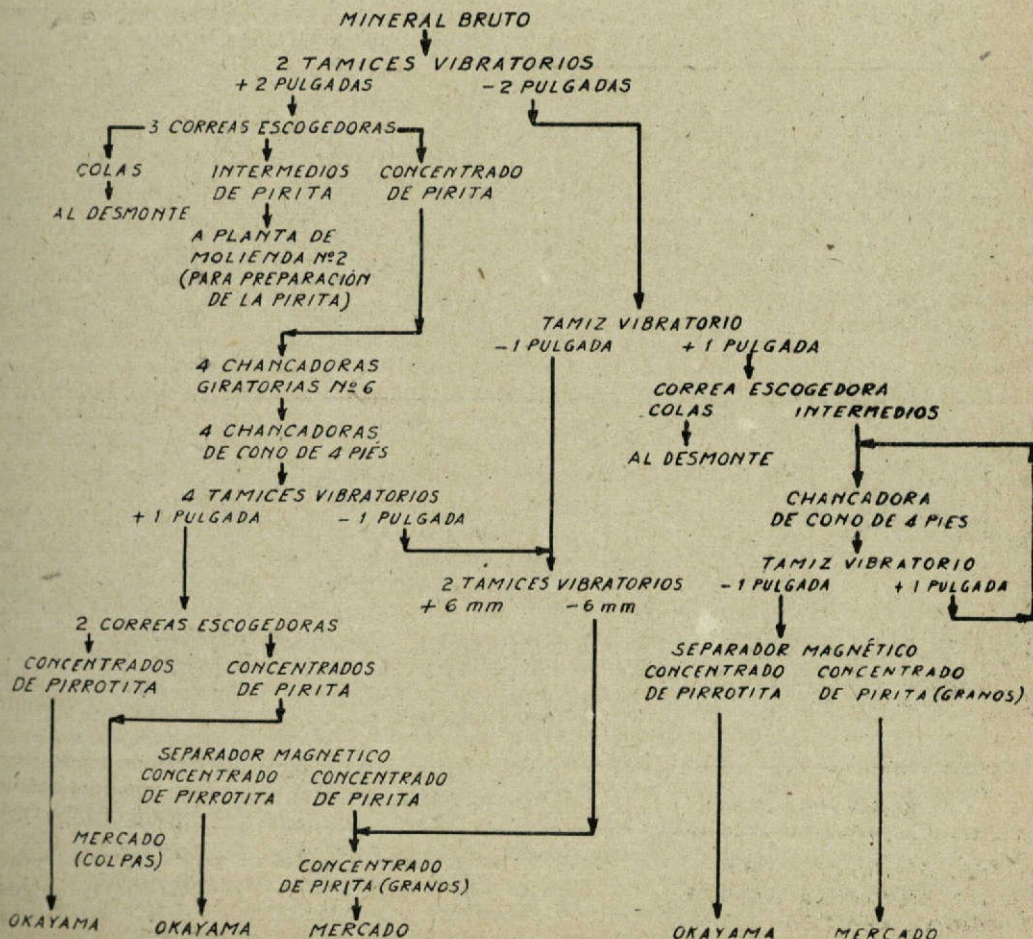
En la Tabla V aparece la eficiencia de lixiviación del cobre, en las fracciones individuales de tamaño, para los productos de rebalse y de ciclón. Los valores de cobre se concentran en las fracciones gruesas y las finas. La eficiencia de lixiviación muestra un aumento progresivo con tamaño de grano decreciente. Los ensayos de cobre de las fracciones individuales de tamaño y la distribución de cobre del residuo descuprizado final aparecen en la Tabla VI.

Los productos de rebalse y de ciclón se

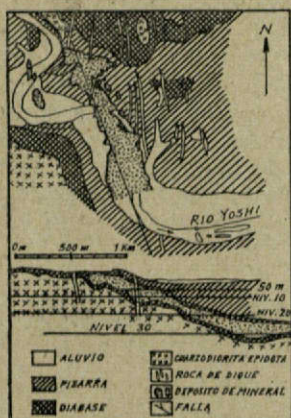
recogen en estanques apagadores. La solución apagadora se compone de líquido reciclado de los estanques de precipitación del cobre, más ácido diluido de la torre de lavado del gas.

La mayor parte de la lixiviación se verifica en los estanques apagadores, pero de 15 a 20 por ciento del cobre se lixivia en los agitadores. La pulpa de los agitadores es clasificada en un cono Callow. El producto de la espita recibe un lavado en dos etapas en clasificadores de tipo Esperanza, y el rebalse del cono es lavado en

ESQUEMA N° 1 DE LA PLANTA DE YANAHARA



**MAPA GEOLÓGICO DE LA
MINA YANAHARA**

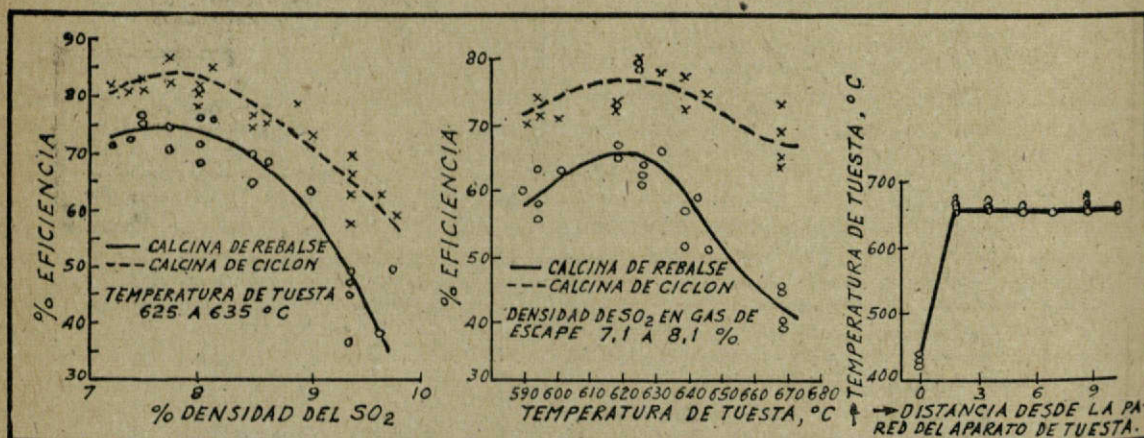


un sistema espesador CCD en dos etapas, y desaguado en un filtro Oliver. La eficiencia del lavado es de 95 por ciento para el circuito clasificador y de 95 por ciento para el circuito de espesador-filtro. La distribución de peso es de 30 por ciento en la espita y de 70 por ciento en el rebalse, y las humedades representan respectivamente 22 por ciento y 17 por ciento.

La solución cargada de cobre contiene 2,5 gpl Cu, 20 gpl Fe y 5 gpl de H_2SO_4 libre. Esta solución va a bateas de cementación donde el cobre se precipita sobre desechos de hierro, con ayuda de agitación por aire comprimido. La solución estéril contiene 0,3 gpl Cu, 23 gpl Fe y 4 gpl H_2SO_4 libre.

Se usa un sistema Monsanto de contacto para producir ácido de 98 por ciento. El gas de escape de los ciclones del aparato de tuesta, contiene 7,5 a 8,0 por ciento SO_2 , 0,5 a 0,8 por ciento SO_3 , 7 por ciento O_2 y 11 a 13 granos por pie cúbico de polvo. Este gas es enfriado a $500^\circ C$ en la chimenea del globo antes de entrar al Cottrell caliente. Del Cottrell caliente el gas pasa a través de una planta convencional de contacto que consiste en torres para lavar y enfriar el gas. Cottrell de neblina, torre secadora, soplador, convertidores e intercambiadores de calor, yendo finalmente a la torre de absorción.

Debido al gas SO_3 producido en el aparato de tuesta y a la acción refrigeradora de la chimenea, una cantidad relativamente grande del polvo de hierro que entra al Cottrell caliente estaba sulfatado. Poco después de iniciadas las operaciones se descubrió que el Cottrell caliente estaba funcionando bien, por la acumulación de un depósito duro de sulfato en los alambres. Este depósito había cre-

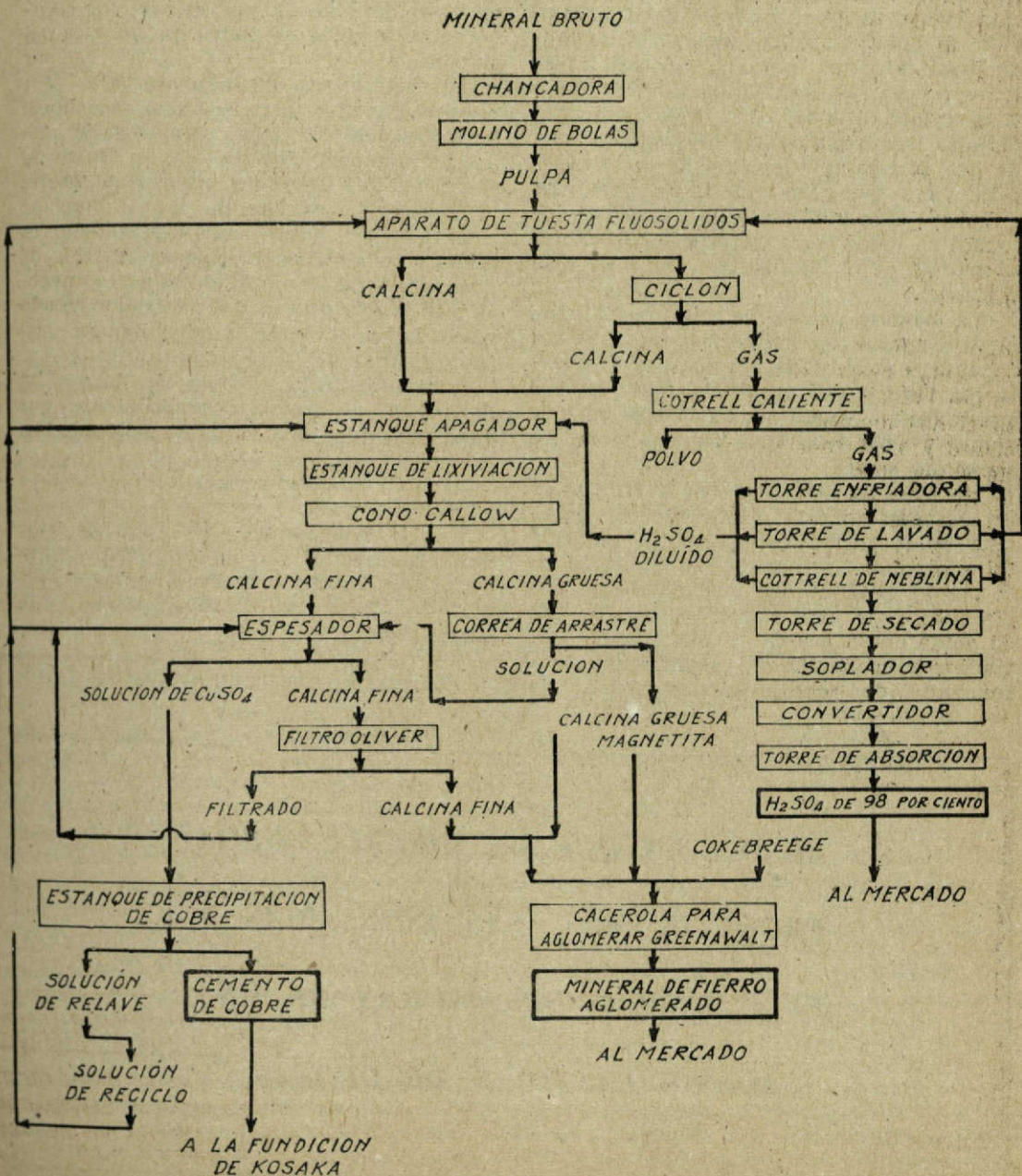


LOS TRES DIAGRAMAS PRECEDENTES MUESTRAN LOS RESULTADOS DE LA OPERACION DE TUESTA DE DOWA. IZQUIERDA: DENSIDAD DEL SO_2 EN EL GAS DE ESCAPE Y EFICIENCIA DE LIXIVIACION DEL COBRE. CENTRO: TEMPERATURA DE TUESTA Y EFICIENCIA DE LIXIVIACION DEL COBRE. DERECHA: DISTRIBUCION DEL CALOR EN EL APARATO DE TUESTA.

cido hasta tener 5 pulgadas de diámetro. A consecuencia de la operación ineficiente que de ello resultaba, gran parte del polvo pasaba y se reunía en las torres de lavado y enfriamiento. Después de 11 me-

ses de operación estas torres se atascaron con sólidos y hubo que paralizar la planta para limpiarla. Durante la paralización los alambres del Cottrell fueron cambiados del tipo de hilo único al de tres hilos,

OPERACIONES EN OKAYAMA



y se agregó un dispositivo golpeador para eliminar el inconveniente.

La distribución normal de azufre sin reciclo, aparece en la Tabla VII. Por esta tabla se puede ver que, sin reciclo, la pérdida de azufre ascendería a 22 por ciento de la cantidad total. La pérdida actual de azufre, de 12 por ciento, se ha obtenido reciclando una parte del exceso de solución estéril de los estanques de cementación, al aparato Fluosólidos de reacción, en lugar de agua, para el control de la temperatura (Patente Japonesa 196.537). Esta solución, más algo de solución del circuito limpiador de gas proporciona ácido que mejora la eficiencia de la sulfatación. De la solución estéril se recupera cobre y fierro y el resto de exceso de solución se oxida para precipitar el fierro, enseguida se neutraliza con cal viva y se descarta.

La primera sección de esta planta principió a operar en septiembre de 1953. La capacidad proyectada del aparato de tuesta era 115 tpd y se pretendía producir 3.000 toneladas mensuales de H_2SO_4 de 98 por ciento y 3.000 toneladas mensuales de Fe de 60 por ciento.

En julio de 1956 comenzó a funcionar un segundo aparato Fluosólidos de reacción, de la misma capacidad. El gas SO_3 de esta unidad es convertido en ácido en la planta original, que primeramente fue diseñada para una capacidad de 200 tpd de ácido de 98 por ciento. La planta lixivadora y la sección de precipitación fueron ampliadas para manipular el tonelaje

aumentado. Todos los residuos descuprizados son enviados a Amagasaki Steel para que ahí los traten.

En la actualidad, los promedios aproximados de análisis de cobre de la alimentación, la calcina y el residuo de lixiviación son 0,80 por ciento, 1,00 por ciento y 0,14 por ciento, respectivamente; la solubilidad del cobre es de 85 por ciento y la recuperación, de 82 por ciento. La recuperación general de fierro es de 99,0 por ciento.

El tratamiento de la pirrotita de Yanahara ha sido una inversión ventajosa para Dowa Mining Co. Además de la utilidad monetaria obtenida con la venta de cobre, ácido sulfúrico y mineral de fierro, los costos de explotación de la piritita se han reducido. Explotando juntamente la piritita y la pirrotita ha aumentado el rendimiento total de piritita de la mina, y ahora que la pirrotita se ha convertido en mineral, las reservas de la mina han aumentado en más de 10 por ciento. También se ha simplificado la prospección, la que ha llevado a un nuevo descubrimiento que puede ascender a 20 millones de toneladas.

Referencia

1.— H. Kurushima y S. Tsunoda: Hydrometallurgy of Copper-Zinc Concentrates at the Kosaka Smelter. The Dowa Mining Co., Japan. JOURNAL OF METALS, Mayo, 1955.

(Mining Engineering, octubre de 1958).

**EL DIA EN QUE LA MINERIA PUEDA
PRODUCIR MAS, LAS INDUSTRIAS Y
EL COMERCIO DISPONDRAN DE UNA
MAYOR CANTIDAD DE DIVISAS**

CAJA DE CREDITO Y FOMENTO MINERO

(Empresa Nacional de Minería)

RESUMEN DE SUS ACTIVIDADES MAS SOBRESALIENTES ENTRE ENERO DE 1959 Y MARZO DE 1960

a) Durante este período se ha normalizado totalmente la situación financiera de la Caja de Crédito y Fomento Minero, evitándose los largos atrasos que antes eran tan frecuentes para efectuar los pagos de las compras de minerales.

b) Durante este lapso se continuó vendiendo la maquinaria que se importó en años anteriores, a fin de ayudar a los mineros a mecanizar sus faenas. Se introdujo una variación en el sentido de que a fin de evitar duplicidad de personal, estas ventas fueran traspasadas a la Sociedad Abastecedora de la Minería, que como se sabe es subsidiaria de la Caja.

c) Con el propósito de introducir economías en el financiamiento de la institución, continuó sus trabajos la oficina del Instituto de Organización Racional de Empresas INSORA creando también una oficina de racionalización dentro de la Caja y comprando algunas máquinas de contabilidad. Estas medidas y otras similares han permitido bajar el número de empleados durante este período de 306 a 225.

d) El número de obreros durante este período se redujo también de 830 a 813.

e) Por ser agencias de poco movimiento, durante este período se acordó el cierre de las Agencias de Freirina para que entreguen en Vallenar, de Punitaqui para que entreguen en Ovalle y de Carrera Pinto y Punta de Díaz, para que entreguen en Paipote.

f) Ajustándose siempre a un plan de economías, se acordó terminar con el servicio de trapiches para los mineros de Andacollo que sufría fuertes pérdidas y ellos fueron puestos en subasta a fin de que en manos de particulares pudieran seguir contribuyendo a la producción minera general del país.

g) Durante este período, por razones de economía también, se procedió a cerrar el laboratorio de Taltal.

h) Durante algunos períodos la planta eléctrica del Sauce en Andacollo, que entrega a los mineros de la zona, energía producida en la misma planta o comprada a la ENDESA, ha causado fuertes pérdidas a la Caja, motivo por el cual se ha estudiado una fórmula según la cual los mineros de Andacollo formarían una cooperativa que compraría a la Caja la maestranza, la línea distribuidora de alta tensión, la red de agua potable y otras instalaciones mineras con lo cual la Caja ya no tendría que cargar en ningún caso con posibles pérdidas que se pudieran producir por la entrega de estos servicios a la zona de Andacollo.

i) A fin de bajar los costos de tratamiento en las plantas de la Caja, la mayoría de las cuales son muy antiguas, se ha iniciado el cambio total de la molienda gruesa de la planta El Salado y de la planta Punta de Cobre, se instaló una nueva chancadora primaria en la planta Yllapel, se amplió la planta de lixiviación de Domeyko y se convirtió a flotación la planta Elisa de Bordos para absorber el tonelaje sobrante de la región de Copiapó que no puede recibir la planta de Punta de Cobre.

j) En la zona de San Lorenzo donde se cree podría justificarse una planta de concentración se procedió a iniciar la compra de minerales, como si la planta estuviera instalada, garantizando a los mineros que esta compra será por el plazo de dos años.

k) Se han hecho profundos estudios regionales en la zona de Tocopilla a fin de ver la posibilidad de instalar una planta de lixiviación de minerales de cobre y se ha creado, además, una comisión con el propósito de estudiar otras zonas mineras de interés para la futura fundición de Las Ventanas.

l) A comienzos de 1959 en conversaciones con la Nord Deutsche Affinerie y a pesar de que el contrato respectivo vencía el 31 de Diciembre de 1959, se logró una revisión de sus cláusulas, lo que significó rebajas en las máquinas, fletes y financiamiento por una suma considerable. A los pocos meses se logró una segunda rebaja de fletes. También se consiguió que las cuotas disponibles de cobre para

la Caja subieran del 40% al 80% a contar del 1º de Abril de 1959 y al 100% a contar del 1º de Enero de 1960. Esto ha permitido que la Caja de Crédito y Fomento Minero continúe con marcado éxito vendiendo semanalmente en licitaciones públicas, importantes cantidades de cobre y obteniendo precios superiores a los que indica la Bolsa de Londres.

m) Las tarifas de compra de minerales fueron alzadas de acuerdo con la cotización del dólar y con el mayor precio del cobre en Febrero del año 1959. Las tarifas de lixiviación de cobre en Domeyko fueron también alzadas tomando como base que la planta tuviera su abastecido completo. El alza provocó un gran abastecimiento de minerales que ha obligado últimamente a ampliar la lixiviación de dicho establecimiento.

n) Con motivo del alza experimentada por el cobre a raíz de las huelgas en Estados Unidos y considerando que estas alzas serian momentáneas, se estableció un sistema de sobreprecio que se fijó mensualmente de acuerdo a la cotización del mes anterior y según la cual se entrega al minero el total del beneficio que el mayor precio del cobre significa para la Caja.

o) Mediante conversaciones directas con el Ministerio de Obras Públicas se consiguió continuar el sistema de reparación de caminos por la Caja de Crédito y Fomento Minero a través del sistema de erogaciones.

p) Con fondos proporcionados por la Junta de Adelanto de Arica se ha establecido una Subagencia de compra de minerales en dicho puerto, la que se atiende una vez por semana con personal de la Agencia de Iquique.

q) La Caja ha vendido o arrendado diversas minas de su propiedad a mineros que se han interesado en trabajarlas y concurrió a la formación de la Sociedad Minera Mantos de la Luna, a bases de intereses que tiene en las minas correspondientes y con el objeto de que en ellas se instale una importante planta de lixiviación de minerales de cobre.

r) La Caja ha otorgado diversos préstamos para construcción de nuevas plantas o mecanización de otras con miras a incrementar la producción de concentrados para cuando exista una segunda fundición en el país.

s) A fin de atender mejor las necesidades de la minería, la Caja concurrió al aumento de capital de la Sociedad Abastecedora de la Minería a \$ 300.000.000.

t) Con miras a un mejor funcionamiento futuro de los servicios fiscales que atienden a la minería se ha preparado un proyecto de reorganización total de ellos, mediante la fusión en un solo organismo de la Caja de Crédito y Fomento Minero con la Empresa Nacional de Fundiciones. Este proyecto posiblemente será realidad al efectuarse esta publicación.

PIDEN DESDE EGIPTO

**Egipto se interesa en comprar concentrados de
flotación de pirita de hierro.**

Esto nos lo ha hecho saber la firma

A. SHITAWAY - 12 ELMY Street - El Cairo - Egipto

a quien pueden dirigirse los interesados.

MOLIENDA CON GUIJARROS

B. S. CROCKER Informa:

"... En nueve casos entre diez, nuestro propio mineral puede ser usado con más eficiencia (que las bolas de acero) y con mucha mayor economía, para realizar la tarea de la molienda". Expresa Bunting S. Crocker, Jefe de Metalurgia de Kilborn Engineering, en su artículo aparecido en el Northern Miner, del 28 de Noviembre de 1957. Crocker prosigue explicando cómo y cuándo cree que la molienda con guijarros es mejor y más barata.

Se usa guijarros en vez de bolas en: Lake Shore Mines (desde 1949), Wright Hargreaves (1950), Bicroft and Faraday Uranium (1956 y 1957), y North Rankin Nickel (1957). También menciona la mina Neptuno de Asarco, en Nicaragua (1956). Para ilustrarse sobre la práctica en la península escandinava ver E & M. J. "Stockholm Meeting", Noviembre de 1957. Mr. Crocker dice que estos molinos también se usan en Sud Africa.

En la mayoría de las plantas canadienses se usa molinos de barras para reducir la pulpa a 6 u 8 mallas, y enseguida se termina con guijarros sacados de su propio mineral y de 2¾ x 1½ pulgadas de tamaño. En Sud Africa y América Central los guijarros son escogidos a mano hasta del tamaño de la cabeza de un hombre, para moler alimentación de menos de ¾ pulgada. En Canadá, los guijarros son retirados periódicamente antes de la Chancadora secundaria y guardados en tolvas que contienen la producción de 2 ó 3 días. Después son entregados automáticamente a la planta de molienda con la pulpa del clasificador.

Crocker describe la práctica de Bicroft y Faraday, porque estas dos plantas de uranio ilustran mejor una instalación proyectada originalmente para molienda con guijarros, que una planta convertida. Estas dos plantas de 1.000 tpd están divididas en dos circuitos de 500 tpd, cada uno de los cuales tiene un molino de barras de 6 x 8 pies, accionado por 80 hp, que trata 600 tpd de la descarga menor de ½ pulgada, de la chancadora secundaria.

Los molinos de barras vacían en un clasificador que está en circuito cerrado con un molino de guijarros de 9 x 11 pies, con des-

carga de reja, accionado por 240 a 260 hp, según se necesite. La molienda final de 55% a 65% a menos 200 mallas.

El consumo de barras para los molinos es aproximadamente de ½ lb por tonelada, con esta alimentación deleznable de granito-pegmatita, de grano grueso.

El consumo de guijarros es aproximadamente de 30 tpd del material guardado en la tolva, lo que significa que un 3% del tonelaje es desviado de la chancadora secundaria y el molino de barras, y se consume en la molienda del resto de la alimentación diaria. Al principiar la molienda, el consumo de guijarros es generalmente mayor. En Bicroft y Faraday es de 5%.

Los guijarros se recogen en dos a tres horas de trabajo en cada turno, se guardan en tolvas que sólo contienen lo necesario para dos o tres días, eliminando una reserva de bolas de acero para 3 a 6 meses y el inventario correspondiente, lo que constituye un gasto considerable que Crocker estima hasta de \$ 1,60 por tonelada.

La inversión de capital en un molino de guijarros es un poco más alta que en un molino de bolas, pero los costos de operación son más bajos. Crocker ilustra la economía posible (10 a 38 centavos de dólar por tonelada), usando como ejemplo la conversión efectuada en Lake Shore Mine, de molinos de bolas a molinos de guijarros. En ese mineral de oro silíceo, el ahorro en costos es el siguiente:

Ahorro	Centavos de dólar por tonelada
Consumo de acero	28,5
Ahorro en forro	0,5
Desvío de un 3% de la alimentación	1,6
Reducción en agitación primaria en la molienda	1,3
Relaves más bajos	2,8
Mayor fineza de molienda	3,0
Ahorro total	37,7

La molienda con guijarros tiene otras ventajas que Crocker enumera:

Flexibilidad.— En un molino de guijarros el operador puede cambiar el medio de molienda en dos o tres días. Se necesitaría hasta seis semanas para cambiar la carga de bolas que hay que usar una existencia de bolas para 3 a 6 meses antes de que el operador pueda hacer un cambio. Además, los fabricantes de bolas piden más caro por los tamaños pequeños. Estos dos hechos han desalentado hace mucho tiempo a los que trabajan en molinos, de todo intento de cambiar el tamaño del medio, aun sabiendo que sería ventajoso. Con una carga de guijarros, se puede hacer cambios en cualquier momento con sólo cambiar los tamices. Mientras se eleva mineral, se está elevando un medio de molienda.

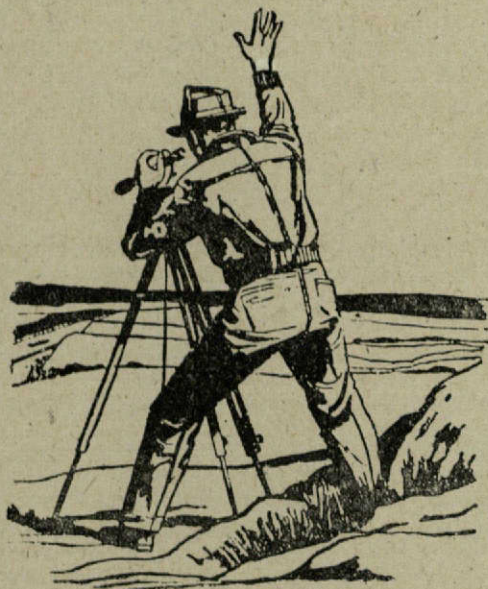
Versatilidad.— Se ha dicho hace mucho tiempo que la molienda con guijarros sólo puede aplicarse a los minerales silicosos duros, tales como los que se encuentran en Kirkland Lake, Ontario. Mr. Crocker dice que casi todos los minerales producen medios convenientes, aún las pizarras blandas. Las pruebas demuestran que las pizarras limpian mejor las "astillas" que la roca dura, y no se acumulan en la carga como lo hacen algunos minerales de sílice. Los minerales pizarrosos se prestan usando medio de acero, agregado al hecho de

para una alimentación de menos 8 mallas, como se indica en el artículo.

Control de la Carga.— Se necesita un control estricto en cada turno, pero no se presentan más perturbaciones que en un molino de bolas.

"Las pruebas indican que la suspensión total de alimentación de guijarros durante 24 horas no baja más de 4 pulgadas el nivel de guijarros en el molino" Manifiesta Roland W. Merwin, superintendente de la planta de Neptune Gold Mining Co. (Asarco), Nicaragua. Todos los guijarros pueden ser usados eficientemente; no sólo los redondos.

Cambios Químicos.— En los molinos de guijarros ocurren cambios químicos que no se presentan en los molinos de bolas. Se produce más oxígeno porque hay menos superficie de acero para tomar el oxígeno. Crocker dice que ésta es una ventaja en la lixiviación del oro y del uranio, pero no en la flotación. Y podría agregarse que en muchos circuitos de flotación de cobre, la oxidación parece ser la causa de pérdidas de óxido fantasma". Crocker sugiere hacer pruebas completas de laboratorio antes de convertirse a molino de guijarros. Es mejor estudiar la química del esquema de la planta antes de resolver el cambio de un molino de bolas por uno de guijarros.



INDICE DE AVISADORES

	<u>Páginas</u>		<u>Páginas</u>
Maquinaria minera		Maestranza y Fundición	
Allis Chalmers Co.	IV-T-Port.	Fundición Nacional de Paipote	2
International Machinery Co. .	16	Laboratorios	
Materiales para minas		Empresa Nacional de Minería, Laboratorio Químico	9
Cía. Sudamericana de Explosi- vos.	11	Empresa Nacional de Minería, Compras	10
Cía. Salitrera de Tarapacá y Antofagasta	15	Compradoras de minerales	
Manufacturas de Cobre, S. A. (Madeco)	7	Anaconda Copper Mining Co. .	6
Sociedad Abastecedora de la Minería Ltda.	14	Cía. Minera Tamaya	5
Siam di Tella, S. A.	17	Cía. Carbonífera Ind. de Lota	II-T-Int.
Técnica, Ltda.	8	Soc. Azufrera Aucanquilcha (S. A.)	12
Productoras de minerales		Soc. Capote Aurífero de Frei- rina y Soc. Renacimiento Aurífero de Petorca.	4
Cía. American Smelting	17	Corporación de Ventas de Sa- litre y Yodo	3
Fca. Nac. de Carburo y Meta- lurgia S. A. (Estación de Nos).	18	Compañías varias	
Cía. Minera y Comercial Sali Hochschild S. A.	1	Refractorios "Lota-Green" S. A.	III-T-Int.
Hochschild y Cía. Ltda. Mauri- cio.	13	COPEC, Lubricantes y Produc- tos Industriales.	19
		GILDEMEISTER & AMBOR CIA. LTDA., Herramientas de Sondaje, etc.	8

CONSEJO GENERAL
DE LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Miembros Honorarios

SEÑORES: EXEQUIEL ORDOÑEZ.— SALI HOCHSCHILD.— FEDERICO VILLASECA M.

Presidente

DON HERNAN VIDELA LIRA

Vicepresidente

DON FRANCISCO CUEVAS MACKENNA

Segundo Vicepresidente

DON JOSE MIGUEZ DE SOTO

Secretario General-Administrativo

DON MARIO MUÑOZ GUZMAN

Gerente

Ingeniero DON JERONIMO PEREZ ZANARTU

CONSEJEROS

a) Consejeros-Delegados de Asociaciones:

ASOCIACION MINERA DE ARICA,
Don Eduardo Alessandri R.

ASOCIACION MINERA DE ANTOFAGASTA,
Don Carlos de la Fuente O.
Don Hernán Rojas G.
Don Emilio Vogel B.

ASOCIACION MINERA DE TALTAL,
Don Jonás Gómez G.
Don Isaura Torres C.

ASOCIACION MINERA DE CHAÑARAL,
Don Marlo Muñoz G.

ASOCIACION MINERA DE INCA DE ORO,
Don Manuel Magalhaes M.

ASOCIACION MINERA DE COPIAPO,
Don Juan Marcó F.
Don Roque Berger I.
Don Rafael Errázuriz S.

ASOCIACION MINERA DE VALLENAR,
Don Romello Alday A.
Don Héctor Millán A.
Don Julio Donoso L.

ASOCIACION MINERA DE DOMEYKO,
Don Hugo Torres C.

ASOCIACION MINERA DE OVALLE,
Don Máximo Corral G.
Don Juan Peñafiel I.
Don Fernando Varas A.

ASOCIACION MINERA DE LA SERENA,
Don Hugo Miranda R.
Don Jorge Salamanca V.
Don José Miguez de S.

ASOCIACION MINERA DE ANDACOLLO,
Don Manlio Fantini B.
Don César Fuenzalida C.

ASOCIACION MINERA DE PUNTAQUI,
Don Ricardo Fritis C.
Don Enrique Crichton I.

ASOCIACION MINERA DE ILLAPEL,
Don Jorge Herreros W.
Don José Fernández M.

ASOCIACION MINERA DE VALPARAISO,
Don Raúl Rodríguez M.
Don Jorge Rojas N.
Don Alberto Callejas Z

ASOCIACION MINERA DE SALAMANCA,
Don Domingo Mongillo.

ASOCIACION MINERA DE PETORCA,
Don Francisco Cuevas M.

ASOCIACION MINERA DE FREIRINA,
Don Alejandro Noemí H.

b) Consejeros-Delegados de Socios Activos:

Don Hernán Videla Lira.
Don Pedro Alvarez S.
Don José Maza F.
Don Julio Ascufí L.
Don Jaime Zegers A.

c) Consejeros-Delegados en representación de
Empresas Mineras:

GRANDES PRODUCTORES DE COBRE,
Don Rodolfo Michels C.
Don Carlos Ducchi C.

MEDIANAS PRODUCTORAS DE COBRE,
Don Roberto Bourdel B.
Don Fernando Benítez G.

PEQUEÑAS PRODUCTORAS DE COBRE,
Don Alberto Sotta B.

GRANDES PRODUCTORAS DE CARBON,
Don Jorge Aldunate E.
Don Guillermo Correa F.

EXPLOTADORAS DE PETROLEO,
Don Manuel Zafartu C.

EMPRESAS PRODUCTORAS DE SALITRE
Don Alfonso de Castro L.
Don Luis Díaz B.

PRODUCTORAS DE ORO DE MINAS,
Don Pedro Opaso C.
Don Baltasar Sánchez.

PRODUCTORAS DE ORO DE LAVADEROS,
Don Juan A. Peni

PRODUCTORAS DE AZUFRE,
Don Hernán Elgueta G.

**PRODUCTORAS DE SUBSTANCIAS NO META-
LICAS,**
Don Adolfo Lesser W.

**PRODUCTORAS DE METALES QUE NO SEAN
COBRE Y ORO,**
Don Fernando Lira O.
Don Héctor Flores W.

EMPRESAS INDUSTRIAS SIDERURGICA,
Don Vicente Echeverría P.
Don Pablo Gondonneau

PRODUCTORAS DE MINERALES DE FIERRO,
Don Glyn Sims.
Don Alfredo Nenci.
Don Charles Holmes.

EMPRESAS COMPRADORAS DE MINERALES,
Don Carlos Schloss.

VENDEDORAS DE MAQUINARIAS MINERAS,
Don Mario Zepeda B.
Don Ernesto Brown B.

EMPRESA NACIONAL DE FUNDICIONES,
Don Andrés Zauschquevich K.

d) Consejeros-Delegados del Instituto de
Ingenieros de Minas de Chile:
Don Jerónimo Pérez Z.
Don Bernardo Pizarro A.