

MONOGRAFIA

SOBRE LA

Braden Copper Company

SEWELL, CHILE

BIBLIOTECA NACIONAL
SECCION CONTROL

- I.—Métodos de Explotación
- II.—Descripción del Molino y Planta Concentradora
- III.—Breve descripción de la Fundición de Caletones

La impresión de este folleto
ha sido costeada por la Caja
de Crédito Minero.



SOC. IMP. Y LIT. UNIVERSO
AHUMADA 32 - SANTIAGO (CHILE)

1936

El Instituto de Ingenieros de Minas de Chile desea dejar pública constancia de sus sinceros agradecimientos a los ingenieros de la Braden Copper que colaboraron en la redacción de las monografías de la mina, planta y fundición de esta gran empresa y, muy especialmente, al Gerente General Mr. Turner por su valiosa ayuda y por la forma entusiasta que colaboró en la realización de esta obra, como también a la Compañía por su permiso para publicarlas primero en el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería y ahora reunidas en el presente folleto. Hacía tiempo que nuestro Instituto tenía el propósito de publicar una serie de monografías sobre las principales empresas mineras de la República, tanto extranjeras como chilenas, escritas por los propios ingenieros que las dirigen y manejan. Es de justicia que el primero de estos trabajos describa en detalle la forma cómo un mineral de poco más de 2 % de ley es transformado en cobre fino en gran escala, a pesar de estar la mina y las plantas ubicadas en plena cordillera de los Andes, donde ha sido necesario resolver grandes problemas técnicos y vencer enormes dificultades naturales, por cuanto fué precisamente la Braden Copper la primera gran empresa que en Chile se aventuró a hacerles frente y dominarlos.

Nuestro Instituto no quiere dejar pasar esta oportunidad sin rendir un homenaje de cariño y de admiración al iniciador de esta gran empresa minera, Mr. William Braden, pues a su visión, su fe y su constancia ejemplares de verdadero pionero se debe la realización de lo que hoy es la gran empresa que con toda justicia lleva su nombre.

Por último, queremos agradecer al Consejo de la Caja de Crédito Minero y muy especialmente a su Director nuestro distinguido colega señor F. A. Sundt—cuyos constantes desvelos por la divulgación de los últimos conocimientos técnicos son reconocidos por todos los ingenieros—su generosa ayuda financiera que ha permitido al Instituto la publicación de estas valiosas monografías en un solo volumen.

Máximo Latrille.
Secretario.

FERNANDO BENÍTEZ
Presidente.

MÉTODOS DE EXPLOTACION EN LAS MINAS DE LA BRADEN COPPER Co., SEWELL, Chile

RESUMEN

Este artículo describe los métodos de explotación de las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

MÉTODOS DE EXPLOTACION

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques.

1. INTRODUCCION

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

Las minas de la Braden Copper Co., Sewell, Chile, son explotadas por el método de explotación por bloques. Este método es el más adecuado para las condiciones geológicas y topográficas de estas minas.

MÉTODOS DE EXPLOTACION EN LAS MINAS DE LA BRADEN COPPER Co., SEWELL, Chile

PRODUCCION

En la actualidad, (año 1936), toda la producción del mineral es obtenida de la mina «Teniente». Los métodos de explotación actualmente en uso son modificaciones de los sistemas de caserones y hundimientos de pilares empleados antiguamente, cuyo desarrollo se efectuó mediante la experiencia que se obtuvo, en esta Compañía, en los sistemas de caserones y hundimientos de pilares ya explotados en la mina «Fortuna». Constantemente se estudia el perfeccionamiento de estos métodos.

GEOLOGIA

Las pertenencias mineras de la Braden Copper Co. están situadas en la parte oeste de la cordillera de los Andes, a 48 Kms. al noroeste de Rancagua, a 80 Kms. al sureste de Santiago, en el nacimiento del río Teniente y a una altura de 2.275 a 3.038 metros.

El oeste de la cordillera de Los Andes forma una altiplanicie con inclinaciones pronunciadas y dividida en numerosas quebradas. Las quebradas o cajones que rodean a la mina tienen trincheras naturales y profundas, con grandes rodados de piedra más o menos inclinados y sobre éstos, grandes peñascos en forma de torres (farellones).

Las bocas minas están situadas en pendientes pronunciadas al sur del río, quedando el túnel más abajo en el fondo de la quebrada Teniente, y el más alto a una altura de 762 metros de dicho nivel.

La parte mineralizada o cuerpo del mineral se encuentra alrededor de la periferia de la abertura de una explosión volcánica, quedando los depósitos en forma creciente (cuarto de luna), limitado interiormente por el contacto con la toba volcánica, donde este enriquecimiento es de mayor ley.

El límite superior mineralizado llega hasta el contacto de la zona oxidada, que varía de 50 a 100 metros debajo de la superfi-

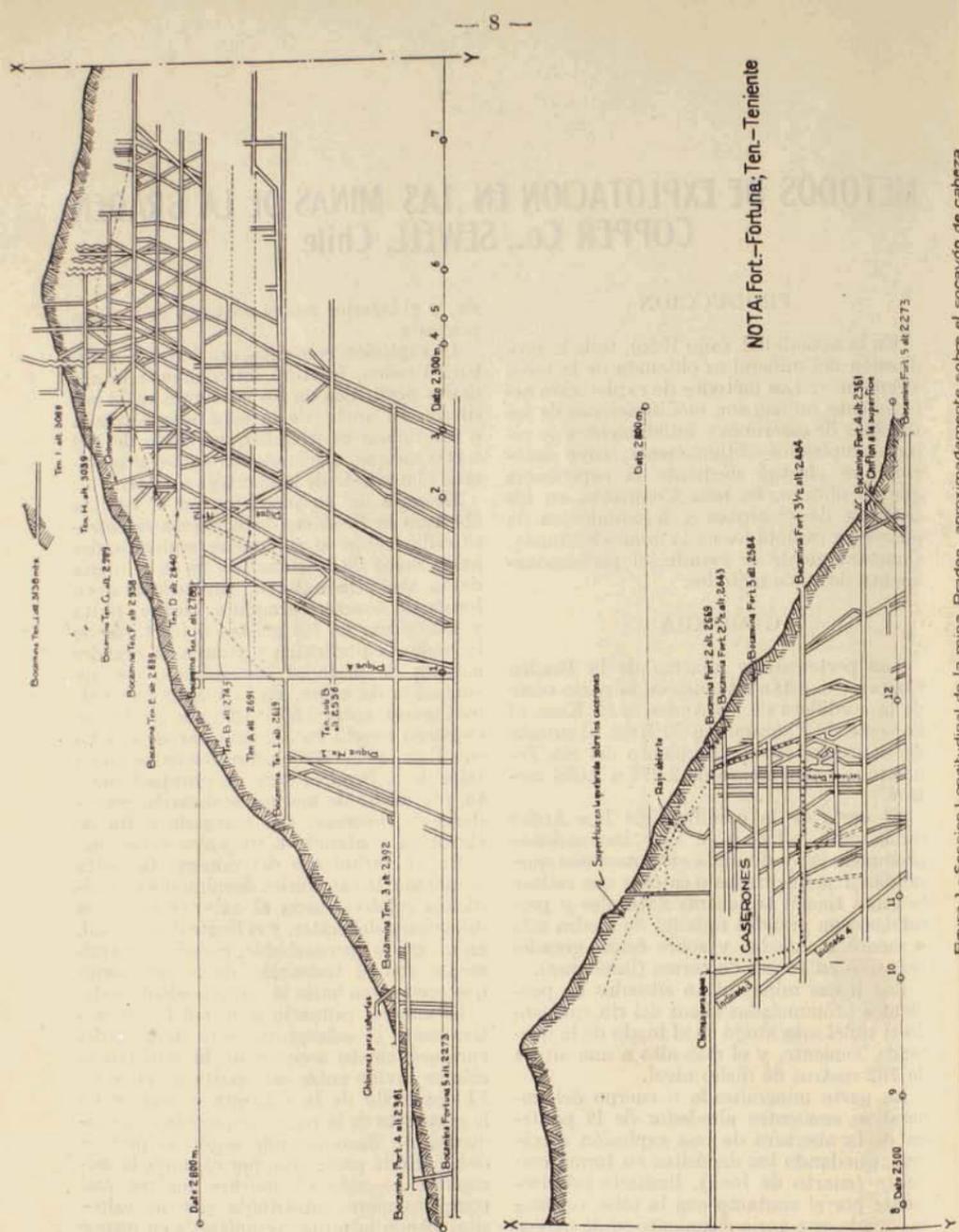
cie, y el inferior con el contacto de la zona primaria.

La explosión volcánica, que formó la abertura Braden, fracturó intensamente la andesita porfirítica en los contornos de la periferia. El ancho de la zona más astillada o fracturada es irregular, variando de 100 a 600 metros, quedando las partes más anchas al nordeste de la abertura o cráter.

Después de un intervalo, en el cual la abertura se llenó con toba volcánica estratificada, subieron soluciones mineralizadas hasta cerca de la superficie en la periferia de la abertura antigua, depositándose en forma de cuarzo, turmalina, biotita, piritita y calcopirita en las grietas o fracturas de la andesita porfirítica y formando grandes cuerpos de material mineralizado con un contenido de cobre, en la mayor parte de los lugares, entre 0,50 y 1,50 por ciento, sin embargo siendo en algunas partes más ricas. Esta fué la fuente primitiva de los minerales de la Braden, pero un enriquecimiento, por medio de una mineralización secundaria de descenso, fué necesario a fin de elevar su contenido a un valor comercial.

En el yacimiento del mineral la piritita aumenta y la calcopirita disminuye en abundancia relativa hacia el exterior en todas direcciones del cráter, y el límite del mineral, en un grado aprovechable, coincide generalmente con la transición de la calcopirita que predomina hacia la piritita predominante.

El mineral primario principal fué primitivamente la calcopirita, pero después del enriquecimiento secundario, la mineralización se divide entre calcopirita y calcosita. El desarrollo de la calcosita es mayor en la parte alta de la zona enriquecida y va gradualmente disminuyendo según la profundidad. En la parte alta, por ejemplo, la calcopirita ha sido en muchos lugares casi completamente substituída por la calcosita, siendo la piritita reemplazada en menor grado. En la parte baja de la zona la calcosita forma guías muy delgadas siguiendo a lo largo de las grietas, por pequeñas que sean, sin afectar de manera alguna a la piritita.



NOTA: Fort.-Fortuna, Ten.-Teniente

Figura 1.- Seccion Longitudinal de la mina Braden, aproximadamente sobre el socavon de cabeza

Como se ha dicho anteriormente, los límites del yacimiento por el lado de cabeza quedan bien definidos por el contacto de la toba volcánica, pero por la patilla el límite es puramente comercial.

METODOS DE RECONOCIMIENTO Y EXPLOTACION

No se realizó ningún reconocimiento sistemático hasta que la propiedad fué adquirida por el señor Braden alrededor de 1901. Dadas las condiciones adversas del clima y la topografía del terreno, el señor Braden llegó a la conclusión de que las perforaciones de sondaje no eran prácticas como métodos de reconocimiento, y por consiguiente, se adoptó una serie de galerías horizontales y verticales, utilizando algunos de los trabajos antiguos que podían ser aprovechables con ese fin. El plan era de hacer las galerías alrededor de la periferia del cráter ya descrito, cortadas por galerías transversales, llamadas estocadas, y chimeneas de 45 a 50 grados de inclinación a intervalos, para determinar la extensión lateral y vertical del mineral, y también el grueso de la capa de menor ley o zona oxidada.

METODOS DE MUESTREO Y CALCULACION DE TONELAJES Y VALORES

La manera de sacar las muestras en las estocadas, socavones, chimeneas de reconocimiento y piques es como sigue. A ambos lados y a un metro del piso se hace un pequeño surco o canal de más o menos 10 centímetros de ancho por 5 centímetros de profundidad y 3 metros de largo, correspondiendo a una muestra. Cada nivel tiene planos especiales de ensayos, en los cuales están colocadas las leyes de todas las muestras. En estos planos se marca el límite del mineral comercial, basándose en la ley de las muestras, obteniendo así el área mineralizada explotable en cada nivel. El volumen entre los niveles es entonces calculado como una pirámide truncada, (la altura de un nivel a otro es generalmente de 50 metros).

A fin de conocer la ley de dicho volumen, se multiplica el área de cada nivel por su correspondiente término medio de leyes, consiguiendo así un área porcentaje; las sumas de estas áreas porcentajes dividida por la suma de los metros cuadrados de los niveles da el término medio de ley entre los niveles. Los límites superiores del nivel más

arriba, hasta la capa oxidada, son determinados por medio de las chimeneas de reconocimiento y entonces se calcula el volumen por secciones, consiguiéndose el término medio de ley del volumen general tomando las leyes de las chimeneas con aquellas de los niveles.

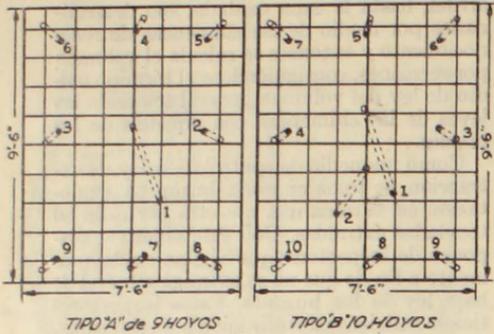
Como un medio de control de la ley de extracción, se toma en cada buzón en explotación en la mina una muestra por cada 80 toneladas extraídas. Con este objeto se disponen de inspectores que vigilan cuidadosamente a fin de que no se extraiga mineral de baja ley de los buzones. Estos inspectores tienen suficiente autorización para clausurar, sin demora, cualquier buzón que presente señales de metal de baja ley, los cuales son puestos inmediatamente en observación y si durante varios días se sigue obteniendo muestras de baja ley, se clausura definitivamente. Si la ley de las muestras indica un porcentaje mayor que el señalado como el minimum, se reabre nuevamente.

CONTROL DE EXTRACCION

En la explotación de minas por el sistema de hundimiento, el control de extracción es uno de los factores más importantes que conduce al éxito. En la Braden el control de extracción está directamente bajo la supervigilancia del Ingeniero de Eficiencia. Se hacen gráficos exactos, mostrando la extracción de cada par de buzones en la mina. Por lo general dichos gráficos son puestos al día dos veces al mes, pero a fin de que los jefes de la mina tengan mejores referencias, se preparan diariamente gráficos especiales a mayor escala, los cuales se guardan en las diferentes oficinas de la mina. A los buzones que, debido al hundimiento o quebradura de la madera, han quedado sin extracción, una vez arreglados se les saca más intensamente el mineral, y cuando la extracción de algunos buzones se ha sobrepasado, queda un tanto suspendida a fin de mantener que la capa de desmonte baje pareja. Diariamente se dan instrucciones a los jefes de la mina sobre el tonelaje que debe sacarse de cada buzón.

TRABAJO DE DESARROLLO

La mina «Teniente» ha sido desarrollada principalmente por galerías longitudinales, piques verticales e inclinados. En la figura I se muestra una sección longitudinal. En vista de que el fondo de la zona minerali-



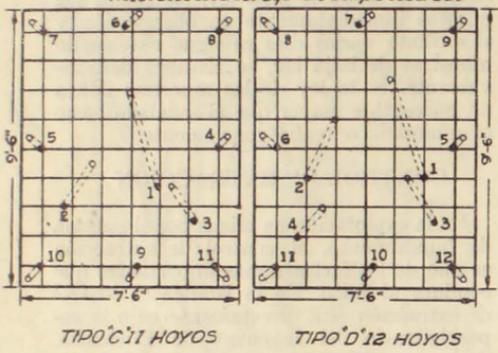
Características del disparo tipo "A"

Hoyo Nº	Profund. en pies	Ángulo Vert.	Ángulo Horiz.	Distancia de Diámetro	Orden de Encendido
1	6.00	25°	10°	6	1
2	5.25	5°	5°	5	2
3	5.25	5°	5°	3	3
4	5.25	5°	5°	5	4
5	5.25	5°	5°	6	5
6	5.25	5°	5°	5	6
7	5.25	5°	5°	5	7
8	5.25	5°	5°	5	8
9	5.25	5°	5°	5	9
Total	48.00			46	

Características del disparo tipo "B"

Hoyo Nº	Profund. en pies	Ángulo Vert.	Ángulo Horiz.	Distancia de Diámetro	Orden de Encendido
1	6.5	30°	10°	6	1
2	6.0	15°	10°	6	2
3	5.5	5°	5°	5	3
4	5.5	5°	5°	5	4
5	5.5	6°	5°	5	5
6	5.5	5°	5°	5	6
7	5.5	5°	5°	5	7
8	5.5	5°	5°	5	8
9	5.5	5°	5°	5	9
10	5.5	5°	5°	5	10
Total	56.9			52	

Nota: Cada cuadrado equivale a un pie cuadrado



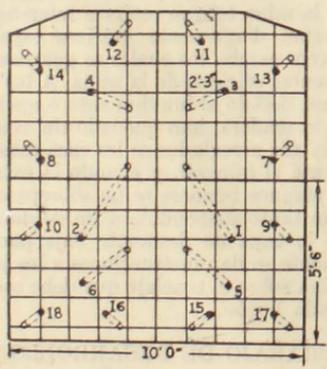
Características del disparo tipo "C"

Hoyo Nº	Profund. en pies	Ángulo Vert.	Ángulo Horiz.	Distancia de Diámetro	Orden de Encendido
1	6'-6"	30°	10°	6	1
2	6'-0"	15°	10°	6	2
3	5'-9"	10°	10°	6	3
4	5'-6"	5°	5°	5	4
5	5'-6"	5°	5°	5	5
6	5'-6"	5°	5°	5	6
7	5'-6"	5°	5°	5	7
8	5'-6"	5°	5°	5	8
9	5'-6"	5°	5°	5	9
10	5'-6"	5°	5°	5	10
11	5'-6"	5°	5°	5	11
Total	62'-3"			58	

Características del disparo tipo "D"

Hoyo Nº	Profund. en pies	Ángulo Vert.	Ángulo Horiz.	Distancia de Diámetro	Orden de Encendido
1	6'-6"	30°	10°	6	1
2	6'-0"	15°	10°	6	2
3	6'-0"	15°	10°	6	3
4	5'-8"	10°	10°	6	4
5	5'-6"	5°	5°	5	5
6	5'-6"	5°	5°	5	6
7	5'-6"	5°	5°	5	7
8	5'-6"	5°	5°	5	8
9	5'-6"	5°	5°	5	9
10	5'-6"	5°	5°	5	10
11	5'-6"	5°	5°	5	11
12	5'-6"	5°	5°	5	12
Total	68'-3"			64	

Figura 2 - Disparos en galerías transversales.



Características de este disparo.

Hoyo Nº	Profund. en pies	Ángulo Vertical	Ángulo Horizontal	Distancia de Diámetro	Orden de Encendido
1	6'-3"	25°	15°	6	1
2	6'-3"	25°	15°	6	2
3	5'-9"	5°	15°	6	3
4	5'-9"	5°	15°	6	4
5	6'-0"	10°	15°	6	5
6	6'-0"	10°	15°	6	6
7	5'-6"	5°	5°	5	7
8	5'-6"	5°	5°	5	8
9	6'-6"	5°	5°	5	9
10	5'-6"	5°	5°	5	10
11	5'-6"	5°	5°	5	11
12	5'-6"	5°	5°	5	12
13	5'-6"	5°	5°	5	13
14	5'-6"	5°	5°	5	14
15	5'-6"	5°	5°	5	15
16	5'-6"	5°	5°	5	16
17	5'-6"	5°	5°	5	17
18	5'-6"	5°	5°	5	18
Total	102'-0"			96	

Figura 3 - Disparo de 18 hoyos en galerías para arrastre de Motores.

zada del yacimiento es accesible por medio de un túnel en Teniente 5, el mineral es vaciado desde los niveles de explotación más arriba por piques inclinados al nivel de reacarreo de Teniente «C» (estos piques son hechos en la roca andesita mineralizada). En este nivel el metal es trasladado en carros tirados por locomotoras eléctricas a otros piques, hechos en una roca muy dura, muy resistentes al desgaste, que están fuera de la zona mineralizada. El mineral está vaciado en estos piques que llegan al nivel principal de acarreo de Teniente 5. Por el pique vertical «A» se transporta la gente y los materiales desde Teniente 5 a Teniente «C», y los inclinados 2 y 4 sirven con el mismo objeto a los niveles superiores a Teniente «C».

Las galerías longitudinales y transversales, en donde se hacen los caserones, hundimiento de pilares y los hundimientos por bloques, van casi todas hechas en andesita. Para estos trabajos se usan disparos standard, los cuales han sido determinados mediante experimentos. El número de tiros de cada disparo (fig. 2) varía de 9 a 12, dependiendo de la naturaleza del terreno.

En las galerías longitudinales y transversales, donde el acarreo se efectúa por carros tirados por locomotoras eléctricas, se emplean disparos de 18 tiros (fig. 3).

Todo trabajo de desarrollo es hecho a contrato a base de tanto por metro, habiéndose fijado precios uniformes para cada tipo de avance.

PERFORACION

En las galerías horizontales se emplean máquinas perforadoras livianas montadas, manejadas por un solo hombre y trabajan con agua. En los piques y chimeneas de reconocimiento se emplean las chicharras, tipo rotativo manual.

Acero para brocas.—Las máquinas perforadoras, tanto montadas como de mano, trabajan con brocas hexagonales huecas de 7/8 de pulgada y las chicharras con brocas cruciformes de 1-1/8 pulgada. El diámetro de la cabeza de la broca más corta (patera) es de 2 pulgadas y va disminuyendo en 1/8 de pulgada por cada broca que le sigue. La diferencia del largo de cada broca es más o menos 12 pulgadas.

Brocas para perforar.—Se emplean brocas en forma de cruz de doble cono con ángulos de 14 y 5 grados. Todas estas brocas son cuidadosamente revisadas todos los

días, después de haberlas afilado, en cuanto se refiere a su calibre, filo y forma. El afilado del acero es efectuado a contrato en herrerías subterráneas, las cuales están provistas con fraguas a petróleo y afiladores neumáticos.

Presión de aire.—La presión de aire de las compresoras es de 100 libras por pulgada cuadrada. En las perforadoras varía de 80 a 85 libras.

Voladuras.—Primeramente se arregla un cartucho de dinamita introduciendo por un extremo una guía con su fulminante. Este cartucho arreglado es siempre el segundo que se coloca en el tiro. Todas las voladuras se hacen con dinamita de 35% de nitroglicerina (Ammon-Gelignite). Para los disparos standard se emplean cartuchos de 1-1/4 por 8 pulgadas. Cartuchos más chicos de 7/8 por 8 pulgadas partidos por la mitad, se usan para disparos cortos, para hacer correr los buzones y para destrancar piques. Todos los disparos se hacen estallar con fulminantes N.º 6 («Lead Azid»), que tienen la misma fuerza de los fulminantes N.º 8 (fulminatos). Los fulminantes N.º 6 fueron adoptados como standard después de una serie de experimentos comparativos realizados.

AVANCES HORIZONTALES

(Socavones y Estocadas)

Existen tres tipos generales de galerías horizontales a saber.

1.º—Los socavones y estocadas para el acarreo a mano, que tienen 2,90 metros de alto por 2,30 metros de ancho en sección transversal.

2.º—Para el acarreo por locomotoras eléctricas que tienen 3,05 metros de alto por 3,05 metros de ancho en sección transversal.

3.º—Para el acarreo del material que tienen las mismas dimensiones del número uno. Estas últimas galerías están de tal manera ubicadas que, cuando pertenecen a los niveles inferiores, se les puede utilizar más tarde como galerías de extracción, cuando las operaciones mineras alcanzan progresivamente horizontes más bajos.

SOCAVONES Y ESTOCADAS PARA EL ACARREO A MANO

Los socavones y estocadas para el acarreo a mano son hechos en toda su sección,

como se indica más arriba (2,90 X 2,30 metros), para evitar cuando sea posible hacer desquínche, a fin de colocar los marcos donde se hacen los buzones.

El término medio de los avances por disparos es 1,47 mt.

El paleo de la saca de los avances se hace a mano en carros de una tonelada en el turno de noche y la perforación y el disparo son hechos en el turno de día. Actualmente se están realizando ensayos con diferentes tipos de excavadoras.

SOCAVONES Y ESTOCADAS PARA EL ACARREO A MOTOR

Estas galerías son siempre enmaderadas cuando el cerro da muestras de planchonear, ya sea del techo o de los costados. Como se habrá notado, se emplea, conforme lo indica la fig. 3, un disparo standard de 18 tiros, haciéndolo un hombre con máquina perforadora montada, usando brocas hexagonales huecas de 7/8 de pulgada.

El paleo es también hecho aquí a mano usándose carros de 5 toneladas. Se hacen experimentos con cargadores mecánicos.

SOCAVONES PARA DAR ACCESO A LAS PUERTAS DE CONTROL Y AL ACARREO DE MATERIALES

En cuanto se refiere a éstos, se les puede clasificar como aquéllos para el acarreo a mano.

DESARROLLO VERTICAL

Piques.—En la mina de la Braden se ha encontrado que los piques para el transporte del mineral, de un nivel a otro, dan mejor resultado cuando se hacen en un ángulo más o menos de 60° de inclinación con la horizontal.

Estos piques están clasificados como sigue.

1.°—Piques principales, o sea aquéllos que están situados fuera de la zona de mineralización que empiezan en Teniente 5 y terminan en Teniente «C».

2.°—Piques para la explotación, propiamente dichos, que empiezan en el nivel de acarreo a motor y terminan en los niveles de producción; generalmente estos piques están hechos en la roca mineralizada. Los croquis anexos (fig. 5) indican estos tipos.

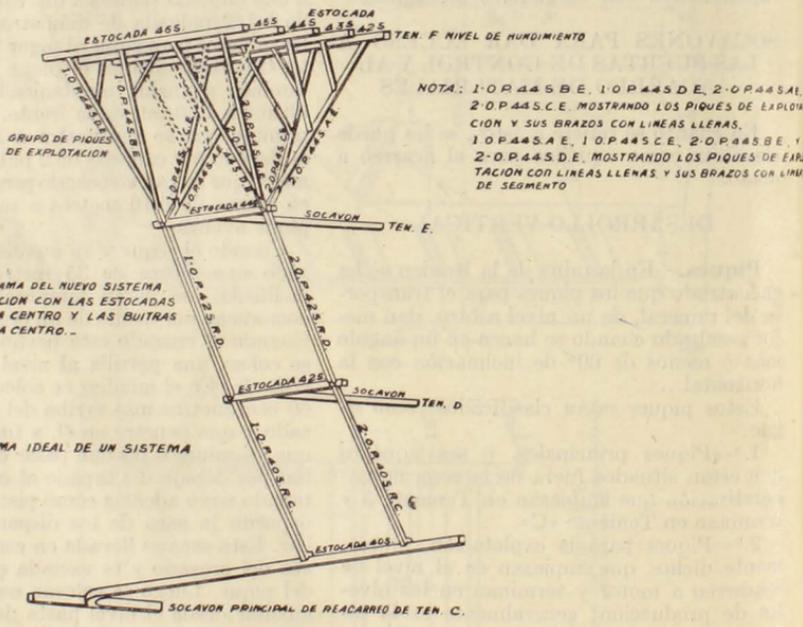
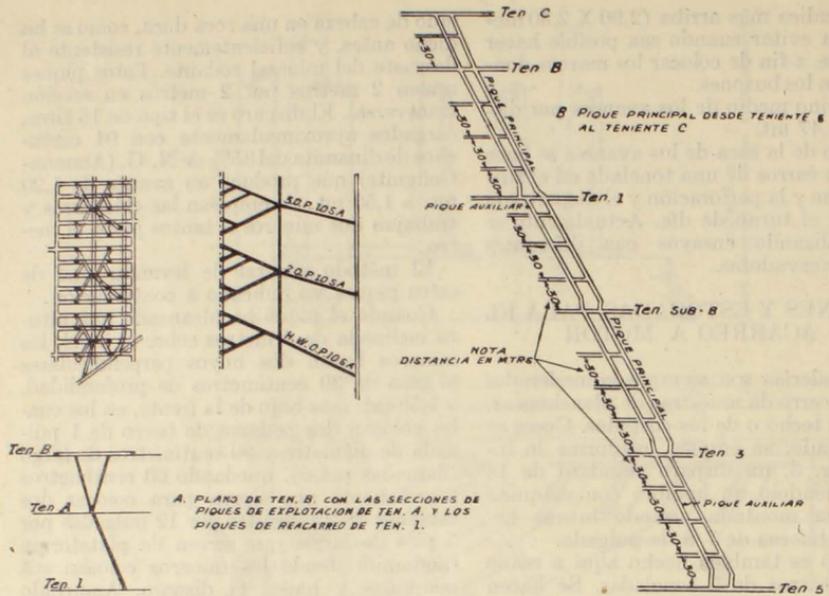
Piques principales.—Los piques principales y sus auxiliares son siempre hechos al

lado de cabeza en una roca dura, como se ha dicho antes, y suficientemente resistente al desgaste del mineral rodante. Estos piques miden 2 metros por 2 metros en sección transversal. El disparo es el tipo de 16 tiros, cargados aproximadamente con 94 cartuchos de dinamita del 35% de N. G. (Ammon-Gelignite) que produce un avance de 1,20 mt. a 1,50 mt. Se emplean las chicharras y trabajan dos mineros a tantos pesos el metro.

El método general de levantar uno de estos piques va indicado a continuación.

Cuando el pique ha alcanzado una altura inclinada de 5 metros sobre el nivel, los mineros hacen dos hoyos perpendiculares al piso de 30 centímetros de profundidad, a 1,50 mt. más bajo de la frente, en los cuales colocan dos pedazos de fierro de 1 pulgada de diámetro y 90 centímetros de largo (llamadas patas), quedando 60 centímetros sobresaliente que sirven para colocar dos tablones de 2 pulgadas por 12 pulgadas por 5 pies de largo, que sirven de plataforma (andamio) donde los mineros colocan sus máquinas y hacen el disparo. Amarrado a una de estas patas va un cable de manila de 1-1/2 pulgada de diámetro, que sirve a los mineros para subir al pique hasta la frente. Conforme avanza el pique los andamios también avanzan, manteniendo siempre el último a 1,50 mt. de la frente. El aire comprimido que se suministra a las máquinas es llevado por cañerías de 2 pulgadas de diámetro que se van colocando progresivamente en trozos de 6,10 metros a medida que el pique avanza.

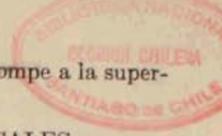
Cuando el pique y su auxiliar han alcanzado una altura de 35 metros (distancia inclinada), se paran temporalmente, y se comunican por medio de un cruzado (fig. 6). Cuando el cruzado está hecho en el pique se coloca una parrilla al nivel del piso del cruzado. En el auxiliar se coloca un tapado 60 centímetros más arriba del piso del cruzado y que penetre en él, a fin de permitir que los mineros puedan pasar desde el auxiliar por debajo del tapado al cruzado. Este tapado sirve además como piso para que se deposite la saca de los disparos del auxiliar. Esta saca es llevada en carretilla a través del cruzado y es vaciada en la parrilla del pique. Luego se colocan escaleras en el auxiliar desde el nivel hasta debajo del tapado, proporcionando así una subida fácil y cómoda a los hombres y al acarreo del material. Estos cruzados de comunicación son hechos a intervalos de 30 mts. De la



NOTA: DESCRIPCION DEL DIAGRAMA DEL NUEVO SISTEMA DE PIQUES DE EXPLOTACION CON LAS ESTOCADAS DE 12 MTRS. CENTRO A CENTRO Y LAS BUITRAS DE 30 MTRS. CENTRO A CENTRO.

C - DESCRIPCION DEL DIAGRAMA IDEAL DE UN SISTEMA DE PIQUES.

FIGURA 5.- TIPOS DE PIQUES DE EXPLOTACION.



misma manera explicada anteriormente, se continúa el avance del pique y del auxiliar. La utilidad posterior que presta el auxiliar, además de la seguridad en el avance antes indicado, es la de proporcionar medios de seguro acceso para la inspección del pique y permitir a los buzoneros colocar cargas en él cuando se tranca debido a la acumulación de llampo. Tan pronto como se ha levantado unos pocos metros del pique (5 ó 6), se hace un buzón en el nivel de acarreo, a fin de eliminar el paleo. Al pique así conectado desde el nivel inferior al superior se le coloca una parrilla (buitra) antes de continuarlo al otro nivel evitando de esta manera todo acarreo de la saca en los niveles intermedios.

Piques para la explotación.—Los piques para la explotación son hechos de la misma manera como los de los niveles inferiores y tienen la misma sección transversal (2 x 2 mts.) Sin embargo, debido a que éstos son más cortos, no tienen auxiliares ni cruzados de comunicación. Como estos piques generalmente están ubicados en roca andesita, se puede hacer un disparo de 1,52 mt. con 9 tiros, cargado cada uno con 5 cartuchos de dinamita de 35% de N. G. (Ammon-Gelignite). En el nivel superior se hacen chiflones verticales de 2,50 mts. de profundidad para conectar con los piques. Estos chiflones se hacen lo más angosto posible, después se ensanchan, a fin de que sea fácil colocar exactamente las parrillas permanentes y el riel de seguridad en un brocal de concreto reforzado (fig. 7).

El objeto de hacer los chiflones en tamaño tan pequeño es el de evitar una abertura muy grande en los socavones o estocadas, que de suceder, exigiría una solera y un emparrillado muy grande que significaría posiblemente un costo excesivo en el mantenimiento, debido al gran peso que tendría que soportar. Con el método actual de ahondar los chiflones en tamaño pequeño y ensancharlos más tarde, después de la conexión, las soleras de las parrillas van colocadas en terreno firme y solamente en casos excepcionales fallan.

Chimeneas de reconocimiento.—Las chimeneas de reconocimiento se hacen con una inclinación de 45° y una sección transversal de 1,50 por 1,50 mt. Cuando es posible, son proyectadas de tal manera que más tarde se pueden utilizar como chimeneas de observación para notar cualquier acción de hundimiento, y también, cuando es necesario

para la ventilación, se las rompe a la superficie o al nivel superior.

PIQUES VERTICALES

Se construyeron los piques «1» y «2» a fin de facilitar el paso de los hombres y el acarreo de material entre Teniente 5 y Teniente «C», durante el período de desarrollo de la mina «Teniente».

El pique «A» quedó terminado en el año 1920 y sirvió para dar cabida a un mayor tránsito en la producción de la mina. Este pique tiene dos compartimientos de 2,74 mts. por 2,16 mts. de sección, y en cada uno de los cuales hay una jaula de dos pisos con capacidad para 50 hombres. También tiene otro compartimiento de 2,74 x 1,83 mts. de sección, en el que van las cañerías de aire y agua, cables para la fuerza eléctrica y las escaleras. Está enmaderado con marcos de pino oregón de 10 x 10 pulgadas, y a una distancia de 2 mts. de centro a centro. Como protección contra incendio tiene un equipo completo de roseadores automáticos. El equipo del huinche tiene un tambor doble que funciona a contrapeso, accionado por un motor de 160 HP. de corriente alterna. Los tambores son acanalados y tienen 2,13 mts. de diámetro por 1,37 mts. de largo, en los cuales se enrollan cables de 1-1/8 pulgada. Este equipo está provisto de un mecanismo automático de seguridad, tanto para exceso de velocidad como para detener la jaula a unos pocos metros arriba del brocal.

MÉTODOS DE EXPLOTACION DE MINAS

En época primitiva las partes más ricas del mineral fueron explotadas intermitentemente; el mineral era escogido y ensacado. Más tarde, cuando empobrecieron estas secciones de la mina, se hizo un túnel en Fortuna 2 y una chimenea de reconocimiento hacia la superficie. Durante estos trabajos se encontró con mineral de 4% de ley de cobre muy diseminado; con estos minerales de baja ley para obtener ganancia es indispensable concentrarlos. El señor Braden, quien por esta época se interesaba por la mina, instaló un molino de concentración de 250 toneladas. El mineral que abasteció el molino fué obtenido por el sistema de rajo abierto, y como se fué haciendo cada vez menos práctico se empleó el sistema de caserones.

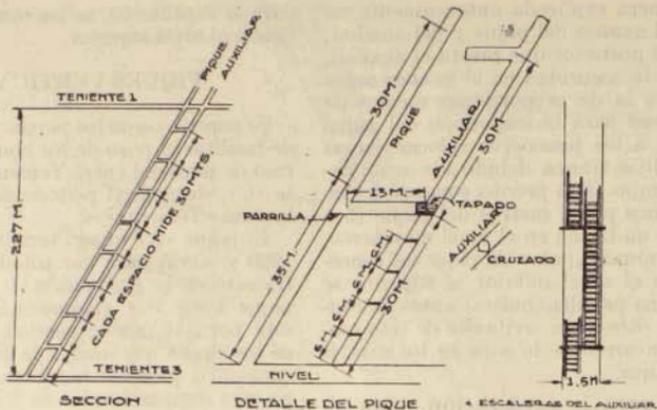


FIGURA 6-MODO DE HACER UN PIQUE

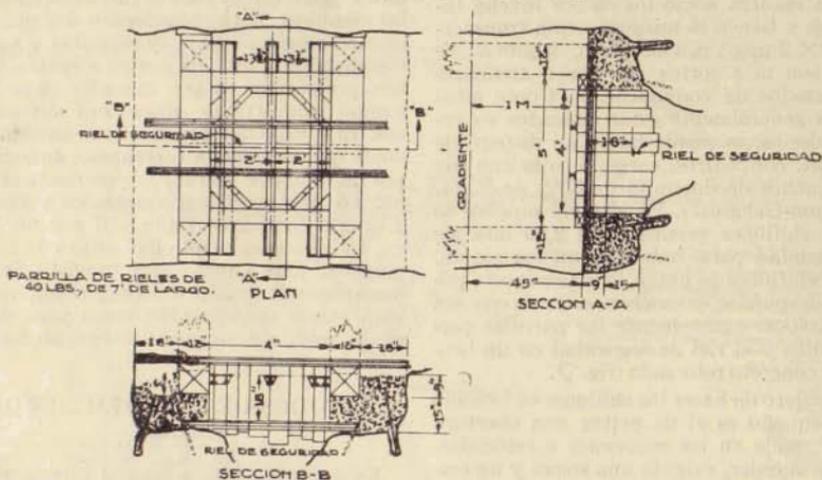


FIGURA 7-BUITRA STANDARD

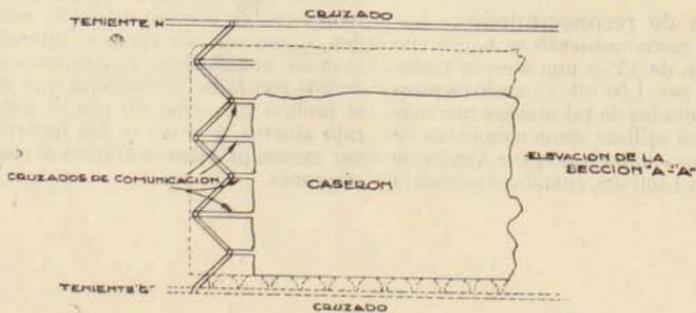
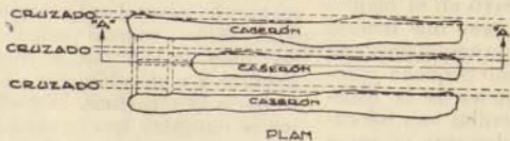


FIGURA 8-CHIMENEA DE ZIG-ZAG

Los caserones primitivos de la mina «Fortuna» fueron proyectados para que se hicieran perpendiculares al largo del yacimiento o cuerpo del mineral, con un ancho de 7 mts. y un pilar de 10 mts. entre sí. En el centro de dichos pilares y a cada extremo del caserón (cabeza y patilla), alternativamente se levantan las chimeneas de entrada con una inclinación de 45° zigzagueando en el plano del pilar, que pueden ir desde la patilla a la cabeza o viceversa. Dichas chimeneas dan acceso a la gente, herramientas, dinamita y cañerías de aire que van al caserón en ambos extremos, por medio de pequeños cruzados colocados a 7 mts., unos de otros en el sentido vertical. La altura de los caserones era aproximadamente de 100 metros. Sin embargo, posteriormente se llegó a la conclusión en los subsiguientes hundimientos de pilares, que era difícil quebrar tales pilares gruesos, debido a la tendencia que tienen de abovedarse longitudinalmente, por lo que era necesario levantar pequeños caserones en los extremos. A causa de esta situación desfavorable, al comenzarse a hacer los caserones en la mina «Teniente», se disminuyó el grueso de los pilares a 5 mts. dejando el ancho de éstos en 7 mts. Esto exigió un cambio en las chimeneas de entrada al caserón y fué substituída por una chimenea de vueltas más cortas. Dichas chimeneas fueron hechas con una inclinación de 45° y vueltas de 8 mts., sirviendo para tres caserones, comunicados por cruzados pequeños (fig. 8).

El hundimiento de estos pilares aun presentaba ciertas dificultades, por lo que fué necesario nuevamente reducir el grueso a 3 metros y el ancho del caserón a 5 metros.

Las chimeneas de entrada que se adoptaron para estos nuevos caserones, una en cada extremo, son verticales, encastilladas con madera de 4 x 4 pulgadas por 3 pies de largo, hechas en roca sólida comunicada al caserón por un lado; tienen escaleras y sirven para el tránsito y acarreo de herramientas, dinamita y una cañería de 2 pulgadas para el aire. Al pie de la chimenea hay un huinche chico de aire por medio del cual se suben las brocas y otros materiales a la parte superior del caserón (fig. 9).

CASERONES

Una vez hechos los socavones, lo primero es levantar las chimeneas que sirven para los buzones (fig. 10), éstas avanzan 3,90 mts. en una inclinación de 46° en un ángulo

de 75° 30' desde el eje del socavón al centro del piso del frontón. Después del primer disparo, un metro más o menos de levantar la chimenea, se empieza a enmaderar (parar marcos) y se coloca el buzón de madera. Terminadas las chimeneas (3,90 mts.) se conectan por medio de un frontón que tiene 2,13 mts. de alto por 1,83 mt. de ancho en todo el largo del caserón. A continuación se ensanchan las chimeneas en forma de cono invertido a fin de facilitar la extracción del mineral quebrado y se empieza a levantar el caserón.

Poco más o menos el 40% del tonelaje del mineral quebrado es extraído como producción, el resto, 60% queda en el caserón para servir de sostén a los pilares y permitir a los mineros barrenar el techo para el próximo disparo.

La cuadrilla del caserón barrena y dispara 50 metros a lo largo de éste durante cada turno.

El número de mineros necesarios es más o menos 10 por caserón, dando así a cada par de mineros para que barrenen 10 metros a lo largo del caserón. Los tiros se hacen a una distancia de 1 a 1,25 mts. unos de otros. Se barrenan en grupos de cuatro, dos rainuras y dos descargas. Las rainuras tienen más o menos una inclinación de 70° con la horizontal, y las descargas una pequeña inclinación hacia los costados. La profundidad media de los tiros es de 1,83 mt., y el término medio que barrena cada máquina por turno varía entre 15 y 20. Un término medio de 70 toneladas quiebra una máquina por turno, de las cuales 28 toneladas pueden extraerse como merma.

Todos los hombres del caserón trabajan a contrato, incluyendo el capataz, mineros mecánicos y broqueros, siendo la base mensual de pago el tonelaje quebrado según el cubicaje de los ingenieros.

Por las modificaciones hechas en el ancho de los caserones y de los pilares, también se altera el sistema de las estocadas hechas desde la cabeza hacia la patilla, por el sistema de socavones que corren de norte a sur o perpendiculares a las estocadas. La orientación de los caserones permaneció como al principio, perpendiculares a los socavones. La base de estos cambios fué la teoría de que la fuerza compresiva obtenida por el hundimiento de los pilares, durante el hundimiento, rompía el tronco de los pilares en los caserones levantados paralelos a las estocadas, echando de esta manera todo el peso en la enmaderación de éstas.

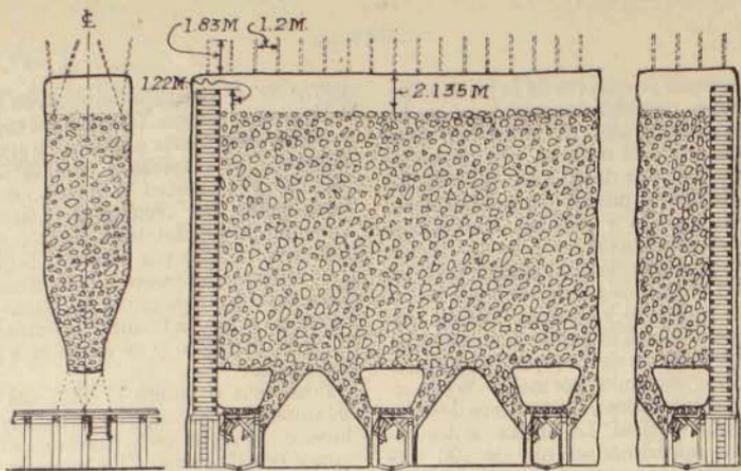


Figura 9- Distribucion de los hoyos en el caseiron

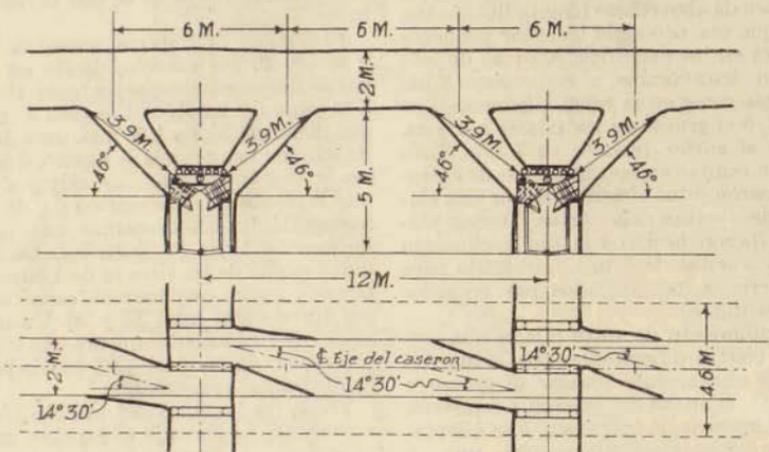


Figura 10- Chimeneas para el caseiron. Caserones levantados en el sistema nuevo perpendicular a los socavones.

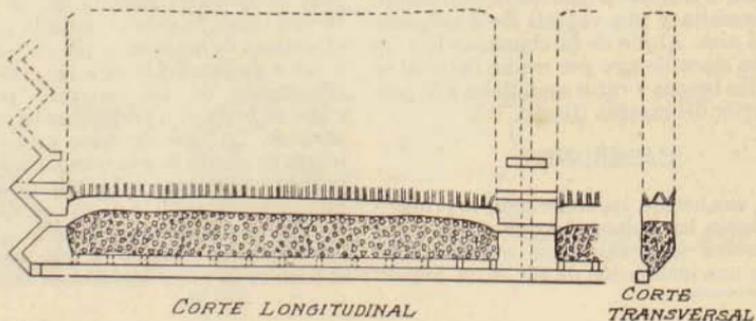


Figura 11.- Caserones levantados en el sistema antiguo paralelos a las estocadas.

Con el cambio, es decir los caserones perpendiculares a los socavones, se creyó que los pilares entre los socavones no se quebrarían fácilmente y podrían sostener un mayor peso de mineral quebrado, evitando así la presión sobre los marcos de los socavones, disminuyendo el costo de la enmaderación. Realmente la experiencia ha demostrado que esta suposición estaba bien fundada por la disminución en el costo del mantenimiento de la enmaderación. Otra de las ventajas que se han obtenido al colocar los caserones perpendiculares a los socavones, es conseguir en todo momento una mayor extensión de terreno para la extracción, mediante el sistema antiguo (fig. 11) era necesario hundir de 60 a 90 metros de estocada antes de poder empezar con la extracción. En los casos donde el terreno era pesado, el área de extracción disminuyó a veces a la mitad, debido al quebrantamiento en la enmaderación de las estocadas. Esto bajó considerablemente la producción de la sección de la cual se hacía la extracción. Con los socavones y los caserones perpendiculares a éstos, raras veces es necesario tener más de 30 buzones o 45 metros para hundir al mismo tiempo. Al efectuar el hundimiento de cabeza a patilla se consiguió que los diferentes socavones proporcionarían un mayor número de puntos de acceso para la extracción. En el caso de que uno o más socavones tuvieran desperfectos en el enmaderado, raras veces ocasiona interrupciones a más de dos carreros, mientras que con el sistema antiguo era posible que de seis a siete carreros no pudieran hacer extracción alguna en la zona afectada.

HUNDIMIENTO DE PILARES

El trabajo de hundimiento de pilares consiste en el rompimiento del pilar sólido que se halla entre los caserones. Se empieza por hacer las chimeneas para los buzones en el centro del pilar, como cuando se hace un caserón, pero de 3,50 mts. solamente. Una vez hechas éstas, se conectan por un frontón que tiene 2×2 mts. de sección transversal y todo al largo del pilar. Por sección de 6 mts. de largo se empieza a ensanchar el frontón en el techo y costados, hasta llegar a una distancia de rompimiento con los caserones contiguos. Son necesarios generalmente 2 disparos para quebrar la base del pilar. En esta forma se continúa en todo el largo del frontón. La extracción subsiguiente de los buzones ayuda al desmoronamiento

completo del pilar. Este proceso va indicado en los croquis que se acompañan en la figura 12.

HUNDIMIENTO POR BLOQUES

El método de hundimiento por bloques consiste en el desarrollo gradual de un sistema adoptado en la Braden mediante la experiencia obtenida en el hundimiento de los pilares entre los caserones. Puede definirse dicho método como el proceso de hundir cerro virgen contiguo a un lugar que anteriormente ha sido debilitado o hundido por un mínimum de caserones y hundimiento de pilares.

En el sistema de caserones, como se ha dicho antes, es necesario hacer las chimeneas para los buzones y después conectarlas por un frontón. En el presente se eliminan, dando por resultado una economía en la preparación del trabajo. Este excesivo trabajo de preparación y el costo elevado en la quebradura del mineral, en el sistema de caserones, fueron los factores principales que indujeron a cambiar los métodos de hundimiento, siendo evidentemente el nuevo sistema más económico. El costo del mineral quebrado por el sistema de caserones ha dado un promedio de 43,37 centavos moneda americana, por tonelada, mientras que mediante el sistema de hundimiento por bloques, este costo es de 20,5 centavos por tonelada, lo que representa una economía de 22,87 centavos. Con esta reducción marcada en el costo del sistema nuevo comparado con el antiguo, la práctica en el presente consiste en levantar un número mínimum de caserones principalmente en el extremo del nivel que sirve para el debilitamiento preliminar que es necesario en un nivel nuevo. Del actual tonelaje que se produce más del 85% proviene de los hundimientos por bloques.

Se comienza el hundimiento, tomando una sección de socavón de 6 metros de largo y barrenando tiros de 6 pies sobre el enlunado y a través de los buzones, como lo indica la figura 13 «A», primer disparo. El mineral quebrado de este primer disparo es sacado por los buzones del socavón, quedando abierto un caserón chico aproximadamente de 2,13 mts. de alto sobre la enmaderación. Se da acceso a este caserón después del primer disparo a través del último buzón que queda cerca del cerro virgen de la sección de socavón donde hicieron el primer disparo. Antes de iniciar dicho disparo

se hace una chimenea de entrada que parte del socavón vecino al centro del pilar como se muestra en el croquis. Esta chimenea es hecha con una sección transversal de 1,5 x .5 mt., con 48° de inclinación y un ángulo horizontal de 8° 30' con la perpendicular al socavón desde el eje de éste, que conecta con una similar que va a empezar desde el último buzón del caserón por hundir, como se indica. Antes de efectuar el segundo disparo de ensanchamiento en el caserón por hundir, se conecta la chimenea de entrada con la del socavón vecino de crita antes, proporcionando así una entrada segura para los mineros a fin de que hagan los tiros subsiguientes en el caserón. Un segundo y tercer disparo de ensanchamiento es hecho, como lo indica la fig. 13 B y C, segundo y tercer disparo. Al efectuar el tercer disparo el cerro generalmente da muestras de debilitamiento y es necesario colocar monos para afirmar el techo a fin de dar seguridad a los mineros para que puedan barrenar y cargar el último disparo, con el cual se rompe al cerro hundido contiguo, como muestra la figura 13 D, disparo final. Se continúa esta operación por secciones progresivas en los socavones vecinos hasta que se ha conseguido debilitar suficiente terreno a fin de producir un hundimiento continuo. Después de haber terminado en un socavón el hundimiento de una sección, se sacan 300 toneladas de mineral por buzón, a fin de dejar suficiente espacio para que la acción del hundimiento siga sola adelante. Estos buzones son entonces clavados y permanecen así hasta haber hundido la sección subsiguiente. La razón de este procedimiento es evitar que los mineros trabajen al lado de un caserón abierto. Aquella parte de la chimenea de entrada que da acceso al caserón últimamente hundido, es usada más tarde como entrada de observación para notar la acción del hundimiento en éste. Cuando queda inevitablemente un pilar entré dicha sección hundida y la precedente, y el techo es suficientemente firme para monearlo, se abre un pasaje para continuar el barrenamiento del pilar no quebrado.

Una cuadrilla de hundimiento está compuesta de cuatro mineros, quienes son pagados a contrato sobre la base de metro lineal de socavón hundido. Para el barrenamiento se emplean exclusivamente chicharras.

Anteriormente se creyó en la Braden que el máximum de altura que podía hundirse con éxito era de 50 metros, sin embargo,

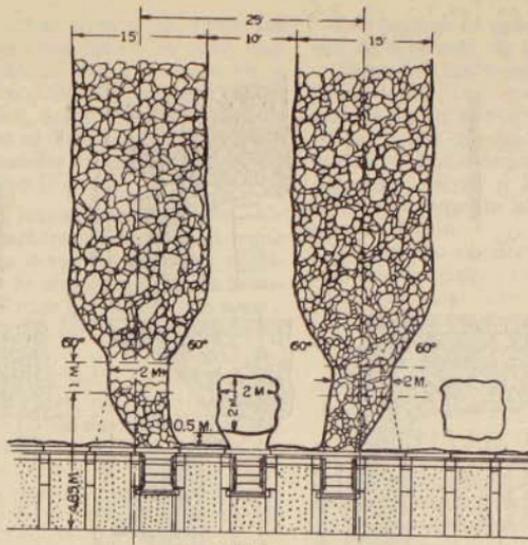
después de haber estudiado el asunto detenidamente, se trató de hundir una altura de 100 metros, lo cual se consiguió hacer con éxito, sin pérdida de mineral y sin mezclarse mucho con el desmonte. Todo desarrollo actual es proyectado sobre la base de 100 metros de altura.

ACARREO SUBTERRANEO

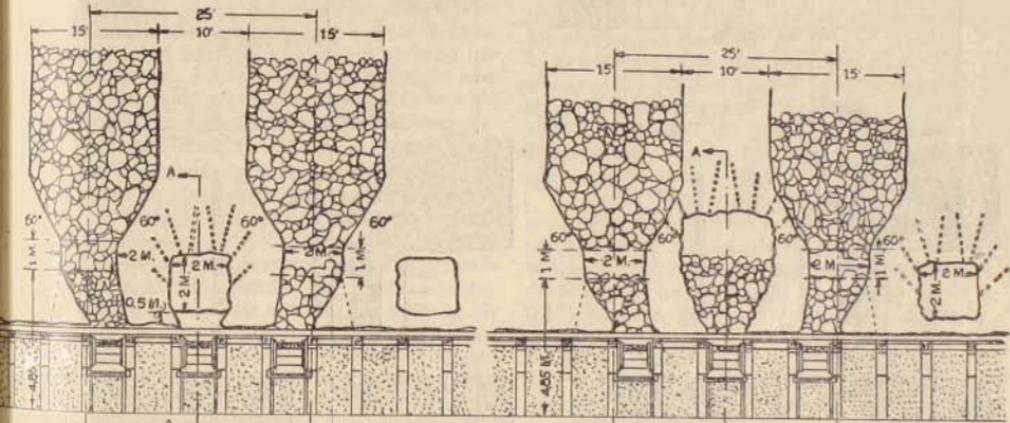
Acarreo a mano.—Todo acarreo a mano es hecho en carros de una tonelada. Los carreros son dispuestos en tal forma que cada uno tenga como mínimo diez buzones para sacar el tonelaje diario especificado por el ingeniero de tonelaje que puede extraer de cada uno de éstos. Las buitras están colocadas a 30 metros de centro a centro en los socavones, dando así a cada carrero una distancia máxima de acarreo de 15 metros. Un término medio de 55 toneladas por carrero es sacado en un turno de 8 horas. Los buzones contribuyen a la extracción, destrancando los buzones y generalmente ayudando a los carreros. Se emplea uno para cada 3,5 ó 4 carreros, variando la proporción según la clase del mineral que se extrae. Para destrancar los buzones se emplean máquinas perforadoras chicas de 21 libras.

En vista que el pago por el acarreo a mano en las secciones de hundimiento es hecho sobre la base de contrato, fué necesario tener una cuenta exacta del número de carros sacados por cada carrero. Anteriormente esta labor estuvo a cargo de los tarjadores de carros. Este sistema no tuvo buen éxito, y de ahí fué necesario establecer el empleo de contadores automáticos de carros, que funcionan por un dispositivo de resortes y palancas en el mismo carro. Como los carros son de una tonelada de capacidad, es imprescindible que el carrero cargue con esta cantidad el carro y después la vacie toda, para que pueda el contador automático registrar dicho carro vaciado. Se toma nota de la lectura de los contadores automáticos al empezar y terminar cada turno y el número de carros que se paga es la diferencia entre estas dos lecturas. El éxito que se ha obtenido con este procedimiento queda determinado por el hecho de que el tonelaje producido durante los dos últimos años ha sido igual al entregado al molino.

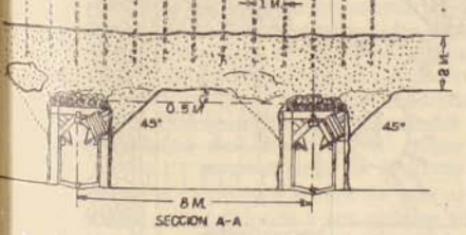
Acarreo a motor eléctrico. Teniente «C».—El mineral es acarreado en el nivel de Teniente «C» desde los piques de almacenamiento, los que reciben a su vez la producción de los niveles superiores de explo-



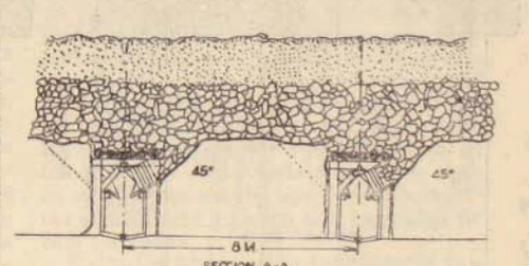
A. PRIMERA FACE



B SEGUNDA FACE



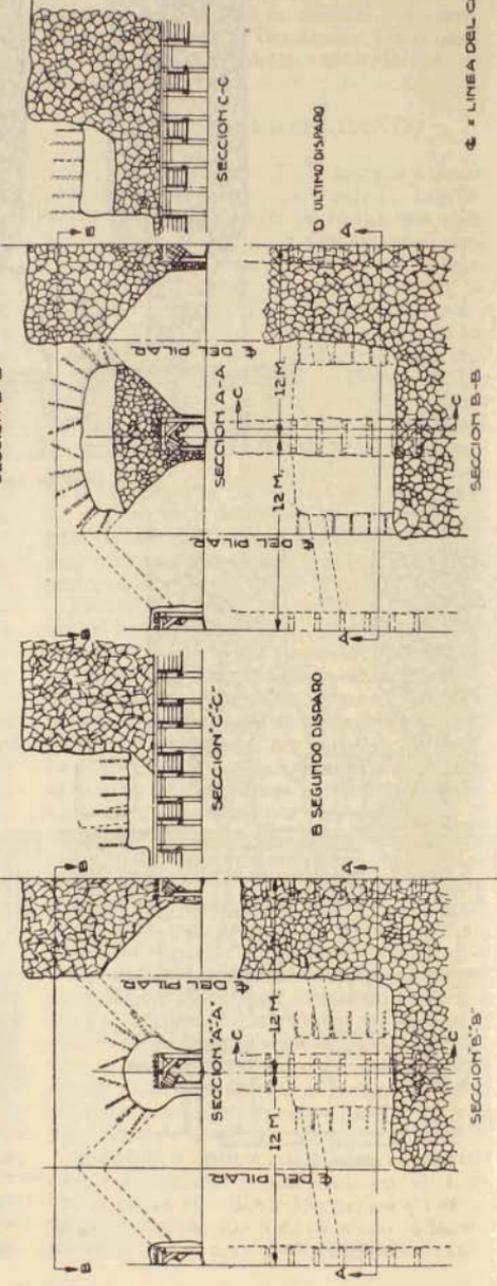
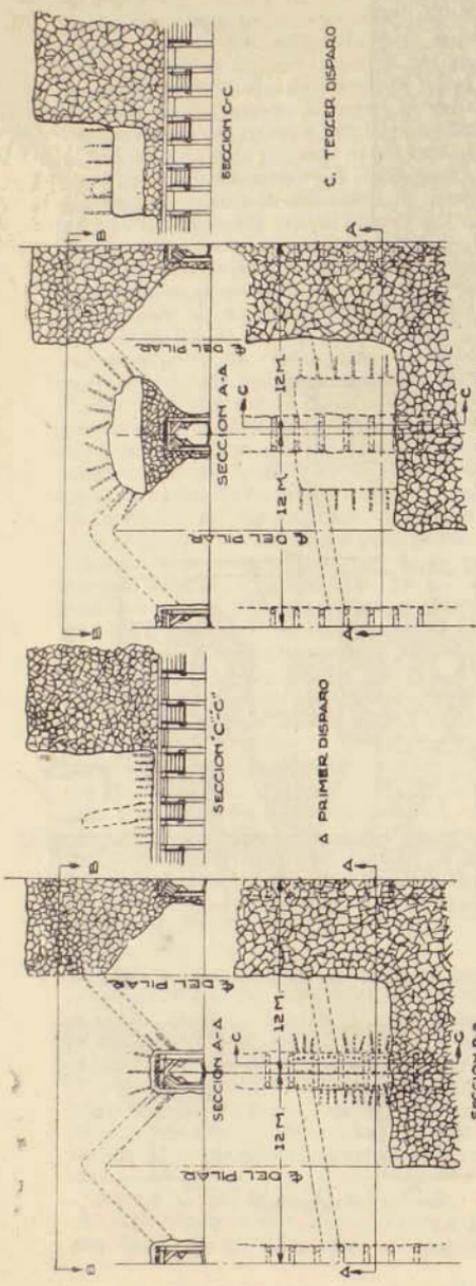
SECCION A-A



SECCION A-A

FACE FINAL.

Figura 12 Sacazonas de hundimiento de pilares reemplazando los estacas



tación, para ir a vaciarlos a las diferentes buítras que están ubicadas en los socavones de cabeza, por donde van a almacenarse a Teniente 5 en los diferentes bolsillos de los piques principales, desde donde nuevamente es sacado por el Ferrocarril Eléctrico y llevado a las grandes tolvas de almacenamiento del molino (Fig. 1).

El equipo de acarreo en Teniente «C» consiste en locomotoras de 10 toneladas que funcionan con motores de corriente continua, desarrollando una velocidad de 8 millas por hora (13 kms.), y tienen una fuerza de arrastre para 15 carros de 5 toneladas cargados de mineral.

Los carros están dotados de un fondo de forma de mojinete y su longi tud total es de 3,54 mts. con un ancho de 1,57 mt., teniendo una capacidad para 2,70 mts. cúbicos. Además están provistos de volquetes automáticos que funcionan con aire comprimido. Cada locomotora eléctrica ya provista de una compresora de aire, tipo C. P. 28 A., que comprime a 90 libras por pulgada cuadrada y tiene una capacidad de 0,708 mt. cúbico de aire libre por minuto, que se descarga en un estanque con capacidad para 0,212 mt. cúbico. De este estanque sale una cañería de aire que está conectada a los carros por medio de mangueras al mecanismo automático que tiene cada carro.

En un extremo de cada carro existe un cilindro de aire controlado por una válvula de tres escapes. El eje del pistón de este cilindro tiene en el otro extremo un engranaje que, al hacer su carrera, mueve una rueda dentada la que permite por medio de brazos de palanca abrir o cerrar las puertas laterales de éste. El manubrio de esta válvula puede ser manejado colocándose al lado del carro sin necesidad de subirse como se hacía con el antiguo mecanismo de volquete, evitándose un gran peligro. El tiempo empleado para vaciar los carros ha sido también disminuído mediante este procedimiento, pudiéndose vaciar los 15 carros en un minuto solamente. En el eje de las ruedas de estos carros se emplea como norma, el rodamiento de cilindros. La línea del ferrocarril tiene una trocha de 30 pulgadas o de 76 cms. y se usan rieles de 40 libras.

Todos los cambios a través de este nivel funcionan en combinación con señales eléctricas. Hay un tipo fijo de compuerta para cargar los carros usados en este nivel que permite cargarse un tren con 15 carros en cuatro minutos.

Las buítras en este nivel (Teniente «C») son de 5,18 mts. de largo y 4,27 de ancho.

Estas buítras tienen un emparrillado de rieles de 60 libras con claro de 36 cms. La carrera de los trenes está controlada por un despachador. Se ha instalado un sistema exclusivo de comunicación telefónica en cada cruce, pique y buitra; mediante este sistema se imparte las instrucciones al personal del tren.

El acarreo se efectúa en dos turnos de 8 horas con cuatro trenes de 15 carros cada uno, dando un intervalo de 4 horas entre los turnos a fin de hacer cualquier reparación o limpieza en la línea ferroviaria.

El pago se hace al personal de los trenes a base de contrato sobre el tonelaje arrastrado en el mes.

El descenso del mineral a través de los piques sobre el Teniente «C» está controlado por un personal llamado «Comporteros», que abren o cierran las compuertas en los niveles intermedios bajo la vigilancia del jefe de acarreo.

En la figura 14 puede verse el tipo de compuerta de control que se emplean en los niveles intermedios.

Acarreo a locomotora eléctrica. Teniente 5.—En este nivel, donde llega el mineral de los piques del Teniente «C» y de todos los niveles intermedios, es sacado y transportado hacia las tolvas del molino ubicadas en la superficie.

El ancho de la trocha en esta vía de acarreo es de 30 pulgadas o de 76 cms, pero se usan rieles de 60 libras a fin de dar la resistencia necesaria a la línea y soporte al peso del tránsito. La pendiente de la línea es de 0,5% hacia la superficie o a favor de la marcha del tren cargado de mineral. Se emplean locomotoras eléctricas de 25 toneladas de 550 voltios de corriente continua, desarrollando una velocidad máxima de 7 millas (11 kms.) por hora, con un poder de arrastre de 9.000 libras a la misma velocidad. Esta locomotora, con frenos de aire y control de palanca, está usada exclusivamente en esta sección de la mina. La longitud máxima del acarreo es 3.552 metros. Los trenes efectúan un viaje completo, es decir de ida y vuelta incluyendo su pesaje y vaciamiento, en 30 minutos. Los carros metaleros que se usan en estos trenes son del tipo de fondo de forma de mojinete y tienen una capacidad de 23,8 toneladas.

Todos los trenes están provistos de frenos automáticos de aire. Cada tren está compuesto de 12 carros y corren separada-

mente, a cierta distancia el uno del otro, cuando van a los piques, y a su regreso a las tolvas del molino, lo ejecutan acoplados.

El personal del tren está compuesto por un motorista y dos palanqueros, siendo estos dos últimos los que cargan en los piques y vacían los carros en las tolvas del molino.

Todos los cambios funcionan en combinación con señales eléctricas de semáforos y las carreras de los trenes son ordenadas y controladas con un especial y exclusivo sistema telefónico de la oficina central de despacho, de donde el personal de los trenes recibe las instrucciones ordenadas. Por esta línea también transitan con itinerario fijo trenes de materiales y trenes de pasajeros. Los trenes de pasajeros usan carros de acero del tipo «Broadway».

ASCENSORES

Los ascensores solamente sirven para el transporte de gente y materiales. El transporte vertical de los minerales a través de los piques se efectúa por gravedad.

SUELDOS, CONTRATOS Y SISTEMA DE BONIFICACIONES

En el año 1935 el 70% de todo trabajo subterráneo de la mina fué pagado a base de contrato. Actualmente está reglamentado un tipo de precio para todo trabajo de la mina, ya sea para frontones, chimeneas, chiflones, caserones, hundimientos, acarreo, afilado de brocas, enmaderación nueva y de reparación.

Toda gente que trabaja a contrato está garantizada de un sueldo mínimo por día, según el trabajo que ejecuta.

Se paga una bonificación por todo trabajo de ímpetu, tal como el avance de un frontón, socavón, pique o chimenea, donde la rapidez del trabajo es un factor importante. Esta bonificación consiste, tomando en consideración el número de hombres y la calidad del terreno, en un mínimo de metros como base, haciendo éstos, o más, tienen derecho al bono de tantos pesos por metro.

VENTILACION

No ha sido necesario proveer de ventilación mecánica alguna, ésta es siempre bue-

na, por cuanto las corrientes de aire circulan a través de los sistemas de piques con sus auxiliares, por los piques verticales e inclinados, por los socavones que comunican a la superficie y chimeneas comunicadas especialmente al exterior.

El aire es siempre fresco y su cantidad es suficiente.

DESAGÜE

El desagüe se efectúa por gravedad hacia los diferentes portales de la mina, no siendo necesario el empleo de bombas.

TRABAJO DE SOCORRO

El Ingeniero de Seguridad hace clase de socorros en la mina. Periódicamente se hacen ejercicios para poner en práctica los acuerdos y recomendaciones del departamento de minas de los Estados Unidos, quedando al corriente todos los jefes y capacitados.

En estas maniobras se emplean cascos de oxígeno y todo otro aparato de socorro.

SEGURIDAD

ORGANIZACION Y EDUCACION DE PRIMEROS AUXILIOS

Siempre se ha considerado como un problema de mucha importancia la prevención de accidentes y la seguridad de los operarios durante el trabajo. A este respecto se dictan, durante todo el año, clases de primeros auxilios a todos los jefes y obreros, bajo la vigilancia del Ingeniero de Seguridad.

Existe un inspector de seguridad, cuya labor consiste en hacer inspecciones diarias en la mina y recomendar la eliminación de cualquier costumbre o procedimiento peligroso.

Todo el personal de la mina está obligado a usar gorros de seguridad de casquete duro. Los carreros usan además guantes reforzados para evitar heridas en las manos.

Para los trabajos en los piques y otros lugares peligrosos, los obreros emplean cinturones de seguridad. Los buzoneros y los mineros llevan la dinamita en sacos especiales de lona.

Se ha implantado un sistema de bonificaciones basado en la severidad de los accidentes, por lo cual los jefes tienen un estímulo para hacer forzar los reglamentos de seguridad establecidos en la mina.

COSTO EN UNIDADES DE TRABAJO Y MATERIALES

TONELADAS POR HOMBRE

Año	Toneladas secas producidas	Trabajo directo subterráneo	Total de operarios incluyendo la superficie y los talleres
1934	7.090,382	10.6	8.8
1935	5.541,876	12.2	9.4

EXPLOSIVOS

(Gelignita-Ammon de 35% N. G.)

	Toneladas quebradas por libra de dinamita	Libras de dinamita por tonelada quebrada
Disparo Primario:		
Desarrollo	0.83	1.201
Hundimiento (incluyendo caserones . .	27.35	0.037

Disparo Secundario:

Haciendo correr los buzones en los niveles de extracción	62.25	0.016
Destrancando los piques	159.54	0.0062
	Toneladas entregadas al molino por libra de dinamita	Libras de dinamita por tonelada entregada al molino
Total de explosivos..	8.57	0.117

MADERA

Esto está basado en el total del tonelaje entregado al molino y comprende la madera empleada en todas las operaciones de la mina.

x.—Madera usada en bd. ft. por tonelada 1.12.

x = Un bd. ft. es una tabla de un pie cuadrado por una pulgada de grueso.

Una tonelada es de 2,000 libras.



DESCRIPCION DEL MOLINO Y PLANTA CONCENTRADORA DE LA BRADEN COPPER CO.

Ubicación.—La Mina y Molino de la Braden Copper Company, están situados a 80 kilómetros al Sur-Este de Santiago, a 34° 5' de latitud Sur, y 71° 20' longitud Oeste. El molino está a 2.140 metros sobre el nivel del mar. El servicio de transporte se efectúa por medio de un ferrocarril de 76 cms. de trocha y 70 kilómetros de largo, y empalma con los ferrocarriles del Estado en Rancagua.

Historia.—La mina era conocida en el siglo XVIII, según la tradición; pero los primeros datos de que haya sido realmente explotada son del año 1824, cuando la trabajó don Juan de Dios Correa. En el período de 1824 a 1900 se intentaron algunos trabajos aislados por varios dueños, y se fundió en pequeña escala en Los Perales, en el río Cachapoal, a una distancia de 20 kilómetros al Sur-Oeste.

En el año 1901 el señor Marco Chiapponi interesó a Mr. Wm. Braden en la mina, quien se formó una opinión favorable y organizó la Braden Copper Company en los Estados Unidos el año 1904. Dicha compañía construyó una Planta de 225 toneladas con sus correspondientes accesorios y en el año 1906 el molino daba comienzo a sus faenas. En 1909, el control de la primera compañía pasó a manos de la compañía de Guggenheim. En 1910 el ferrocarril fué terminado desde Rancagua hasta la Planta, y en 1911 se construyó un molino del tipo de gravedad. En 1915 la Kennecott Copper Corporation adquirió la compañía mediante una transacción por intercambio de acciones.

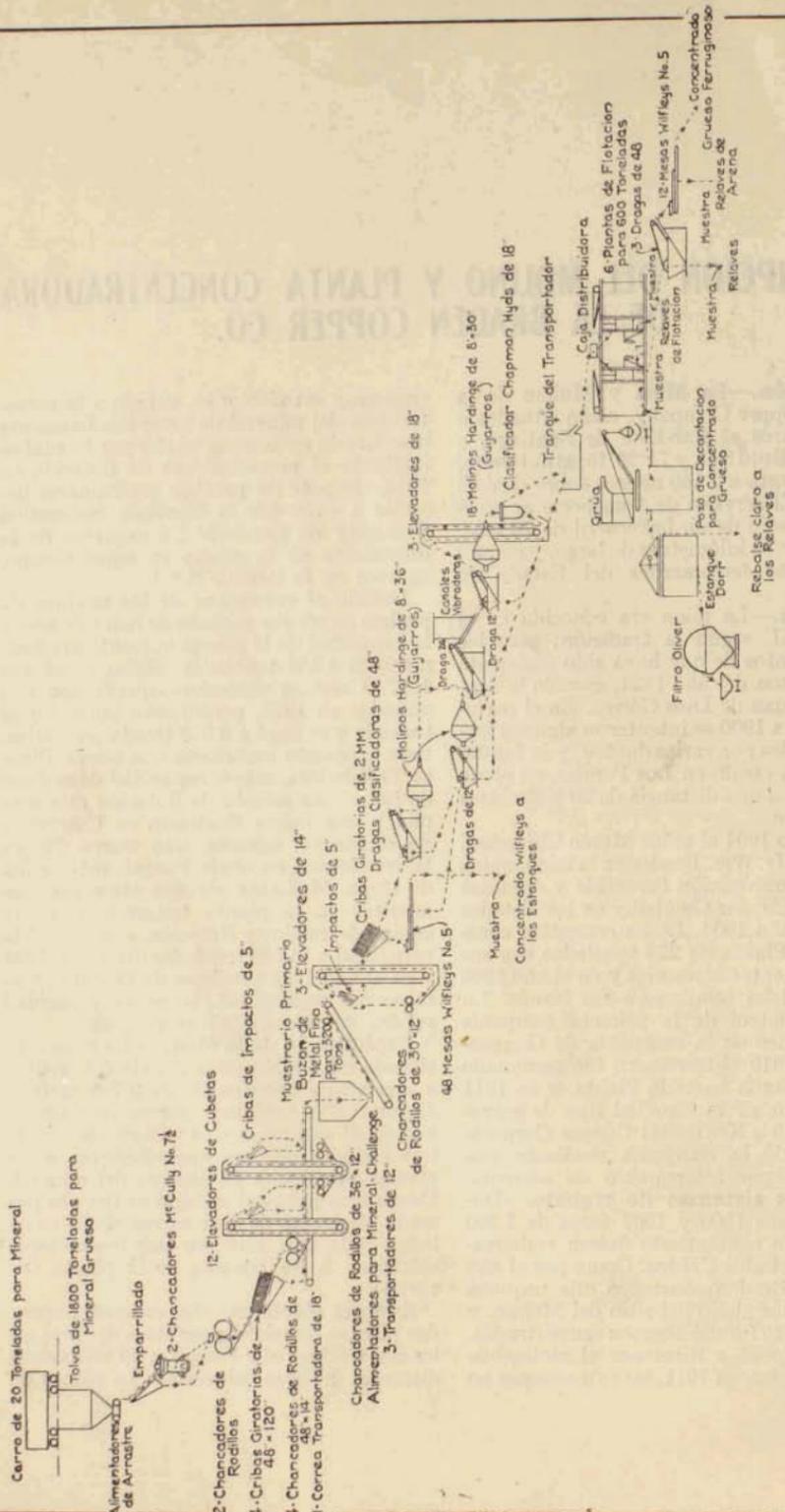
Primeros sistemas de trabajo.—Durante los años 1906 y 1907 cerca de 3.200 toneladas de concentrado fueron embarcadas a los Estados Unidos. Como por el año 1908, Mr. Braden construyó una pequeña fundición más abajo del sitio del Molino, y con todo éxito fundió algunos concentrados. Cuando empezó a funcionar el molino de 2.725 toneladas, en 1911, las extracciones no

eran muy satisfactorias, debido a la característica del mineral de estar tan finamente diseminado en la roca, razón por la cual se implantó el procedimiento de flotación en 1913, después de pruebas preliminares llevadas a cabo por la Minerals Separation Company de Londres. Un esquema de la disposición de la planta en aquel tiempo, aparece en la lámina N.º 1.

Debido al reemplazo de los molinos de piedras de río por molinos de bolas de acero, la capacidad de la planta aumentó gradualmente a 4.550 toneladas diarias en el año 1917. Cambios posteriores que fueron terminados en 1920, permitieron aumentar el tonelaje y se llegó a 9.050 toneladas diarias. Esta expansión necesitaba una nueva Planta Trituradora, mayor capacidad de molinos de bolas, una sección de flotación más amplia y una nueva fundición en Caletones. Se construyó, además, una nueva Planta Hidroeléctrica en el río Pangal, más arriba de Coya. Mediante algunos otros cambios menores en la planta trituradora, en el equipo del molino y flotación, se aumentó la capacidad a 14.500 toneladas diarias en 1924 y en el año 1934 toneladas de 18.200 se trataban con regularidad. La actual capacidad supera considerablemente esta cifra.

Explotación de la Mina.—La mina está situada a 3,5 kilómetros al Este del molino, a una altura aproximada de 2.700 metros. El mineral es explotado por medio de socavación de caserones y es vaciado dentro de una serie de buzones que alimentan a los niveles principales de acarreo del mineral. Desde este punto el mineral es llevado por medio de trenes de doce carros, de 24 toneladas cada uno, movidos por locomotoras eléctricas, a los buzones de la planta trituradora.

Energía eléctrica.—La compañía opera dos plantas hidroeléctricas cerca de Coya en los ríos Cachapoal y Pangal, a 20 kilómetros distantes del sitio del molino. La planta de



DESCRIPCION GRAFICA DEL PROCEDIMIENTO METALURGICO EN BRADEN DESPUES DE INSTALADA LA FLOTACION EN 1915

Coya produce 22.000 kv., y la de Pangal 18.000 kv. La energía es transmitida a Sewell con una tensión de 66.000 voltios, y se baja a 6.900 y 575 voltios, para la distribución a los diversos puntos. En el molino se emplean circuitos de 550 voltios, y hay 540 motores instalados que suman una fuerza total de 44.880 caballos. El promedio del consumo de energía es de 25 kv-hora por tonelada.

Abastecimiento de Agua.—El molino está situado en la confluencia de dos pequeños ríos que abastecen de suficiente agua, por gravedad, durante seis meses en el año. Por el resto del tiempo, es necesario poner en servicio cuatro casas de bombas para suplir la falta de agua. Durante la estación de bombeo, el agua es recuperada de las aguas servidas de la población y de los relaves del molino. El promedio de consumo de agua es de 42,5 litros por segundo por 910 toneladas tratadas. La precipitación normal es de 1.000 mm. por año, siendo la mayor parte caída en la forma de nieve durante los meses de Mayo a Septiembre.

Mineral tratado.—El mineral tratado se compone de mezclas de calcopirita, chalcocita y pirita, juntamente con cantidades menores de bornita y covelina. Los sulfuros se presentan en la forma de granos finamente disseminados en un pórfiro de andesita fracturado. El enriquecimiento secundario ocurre extensivamente en las porciones superiores del cuerpo del mineral, en la caja de cuerpo; el cual disminuye en profundidad y también disminuye hacia la caja de patilla. La pirita aumenta progresivamente desde la caja del cuerpo hacia la caja de patilla. Los minerales sulfurados dan un promedio de 6 a 7% de metal, mientras que los minerales de cobre no sulfurados varían entre 0,2 y 0,4%. El metal es de una dureza intermedia entre la del cuarzo y de la caliza, desde el punto de vista de la molienda. El factor dureza varía considerablemente, dependiendo de la parte de la mina que ha sido extraído el metal, siendo el del extremo Norte duro y silicoso, mientras que el metal del extremo Sur es apreciablemente más blando.

Planta trituradora.—En la planta del año 1911, la trituración seca se llevaba a cabo en tres etapas con cilindros trituradores, con el objeto de obtener un producto de 6 mm. para concentración por gravedad. La actual planta empezó a operar en 1921, y fue calculada para dar un producto de 25 mm. por medio de trituradores horizontales de disco «Symons». Este grueso producto

limitaba la capacidad de la operación de molienda subsiguiente. A principios de 1923, los trituradores Symons fueron reemplazados por cilindros trituradores de 1,37 metros, y en el período 1924-1925, todos los cilindros trituradores eran operados en circuito cerrado con elevadores y harneros, y se agregaban cilindros de 1,83 metros como una etapa intermedia entre los trituradores giratorios McCully N.º 7½ y los cilindros de 1,37 metros. Dichas alteraciones reducían el tamaño del producto a 12 mm. y aumentaban el tonelaje en las secciones de la molienda.

Damos a continuación una breve descripción de la operación actual:

El metal es vaciado a un buzón de concreto con fondo parejo con capacidad para 10.900 toneladas de metal. El tamaño del metal es de 5% sobre malla de 152 mm. y contiene 5,7% de humedad. El metal es sacado del buzón por medio de 30 alimentadores acanalados automáticos, divididos en 5 secciones de 6 alimentadores cada uno y que operan a razón de 2,13 metros por minuto, arrojando cada uno 62 toneladas secas por alimentador por hora. Para tonelaje normal completo, se emplean de 3 a 4 alimentadores por sección. Cada sección es alimentada por una correa transportadora de 1,22 metros, que se mueve a razón de 68 metros por minuto. Dichas correas están equipadas con poleas magnéticas para eliminar los objetos de fierro que hayan caído al metal, y descargan el metal sobre parrillas estacionarias de 38 mm. de abertura, delante de los trituradores primarios. De estas unidades primarias hay cuatro trituradores de cono Symons de 2,13 metros, y uno McCully giratorio N.º 7½. La sección que opera con el triturador McCully tiene un par de cilindros trituradores Garfield de 1,832×0,51 metros, que llevan en serie dos pares de cilindros de 1,37 metros por 0,37 metros, también del tipo Garfield. Dos secciones con trituradores de cono Symons, llevan torres de harneros intermedias de cuatro harneros cada una y dos pares de cilindros de 1,37 metros por sección. En las dos secciones restantes, a los trituradores de cono Symons les siguen un par de cilindros de 1,83 metros, y dos de 1,37 metros, en paralelo. Cada par de cilindros de 1,83 metros está en circuito cerrado con dos harneros y un elevador. Los elevadores son correas de 76 centímetros por 12 pliegues y con 14,3 metros entre los centros de las poleas, que operan a razón de 117,4 metros por minuto, impulsadas por un motor de 40 caballos a 400

Carrones de 24 Toneladas para Mineral

Tolvas de 12,300 Toneladas para Mineral Grueso

Correas de Alimentación

Emparrillado

Chancador Cónico Symons de 7'

Harneros Hummer

Elevador de Cubetas

Harneros Wurzbach

Rodillos de 54" x 20"

Transportador de Correas Colector o de Recibo

Tolvas de 20,000 Toneladas para Mineral Fino

Correas de Alimentación

Molinos Marcy de 12" x 8"

Classificador Bowl Tipo Q.S.F. de 16" x 38" x 6" x 25"

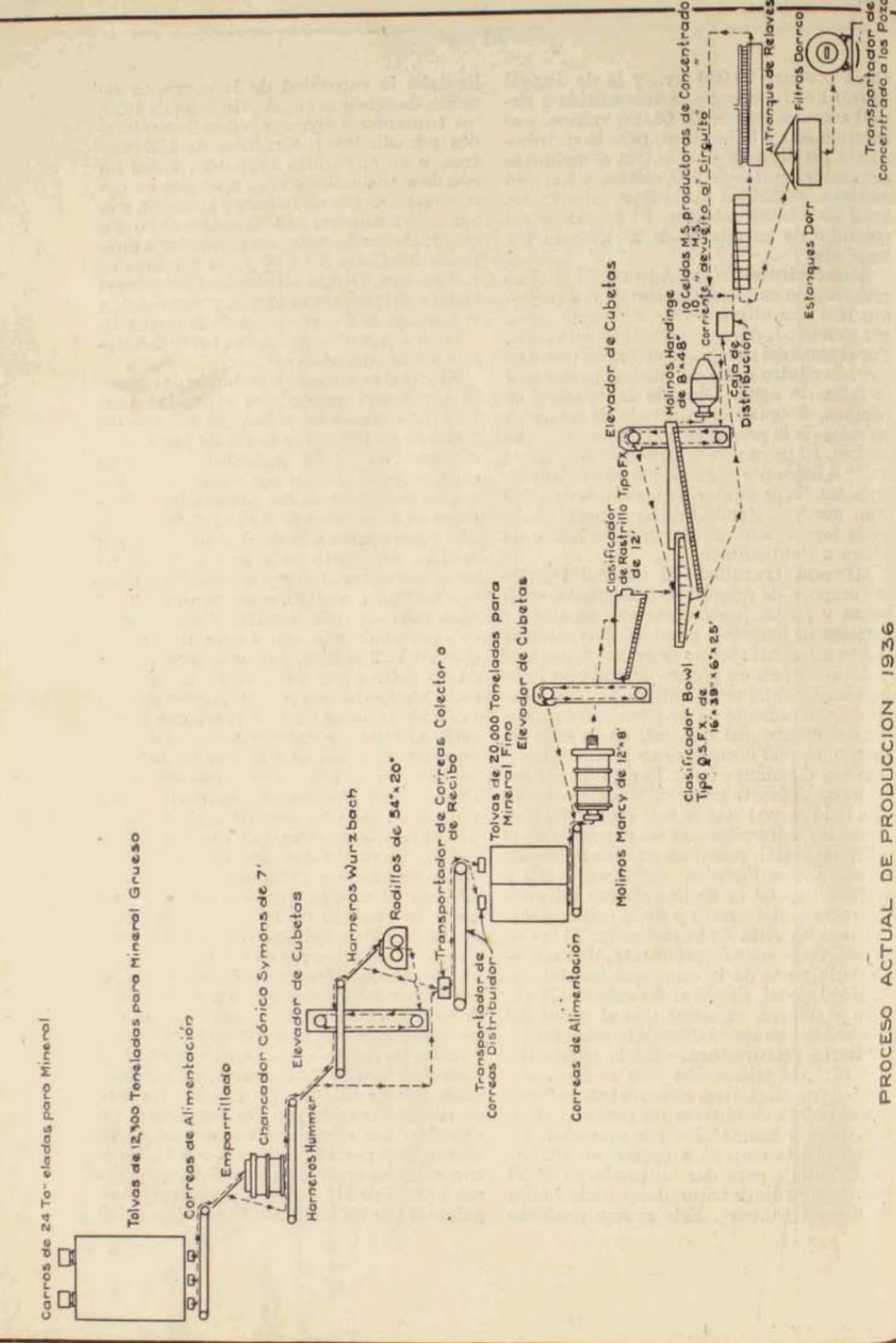
Elevador de Cubetas

Classificador de Rastrillo Tipo FX de 12"

Elevador de Cubetas

Molinos Harding de 8" x 48"

10 Celdas M.S. productoras de Concentrado, en serie, de 2 to. al Circuito



R. P. M., por medio de transmisión de correa. Los capachos que tienen un tamaño de $56 \times 23 \times 20$ cms., van separados por un espacio de 56 centímetros, formando una doble hilera.

Cada triturador de 1,37 metros trabaja en circuito con dos harneros eléctricos Wurzbach y Konold de $1,52 \times 1,22$ metros. Los marcos de estos harneros están apernados a tabloncillos vibradores laterales que son operados por imanes que trabajan con corriente alterna intermitente de 30 ciclos. La malla es de 8,58 mm. de abertura, con alambre de 3,04 mm. de diámetro. Los harneros que van sobre los cilindros de 1,83 metros, y torres intermedias, son del tipo Hummers N.º 39 con telas de la misma clase. Incluyendo las cargas circulatorias, los tonelajes triturados en estos cilindros representan un promedio de 2,1 veces la cinta teórica del mineral.

El producto final, con un promedio de 14% sobre la malla 4, y 20% a través de la malla 100, se recibe sobre una correa transportadora que corre debajo del piso de los cilindros trituradores de 1,37 metros. Esta correa se mueve a razón de 119 metros por minuto, y entrega la carga a dos correas transportadoras inclinadas que operan en «tandem», y corren a razón de 95 metros por minuto. Los ejes trasmisores de estas correas inclinadas van conectados a cajas de engranajes de reducción triple, movidas por motores de 60 caballos y controlados por frenos electro-magnéticos. La carga de estos transportadores inclinados es vaciada a cualquiera de las dos correas que operan sobre los buzones de metal fino a razón de 134 metros por minuto.

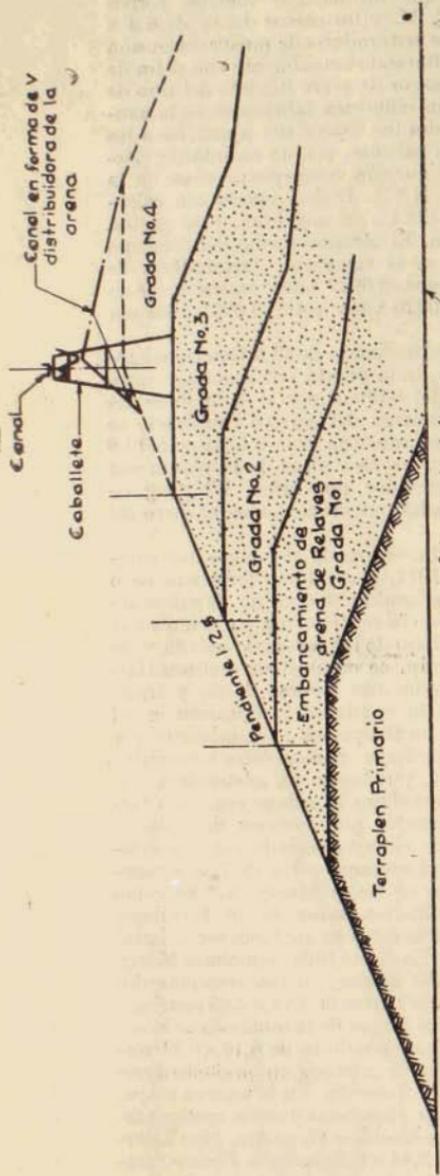
Cada correa transportadora está equipada con un carro distribuidor eléctrico que vacía el metal triturado en un buzón de 9.050 toneladas. La capacidad almacenadora total de los dos buzones contiguos es de 18.100 toneladas; pero tienen solamente una capacidad de escurrimiento aprovechable de 10.900 toneladas. El cuadro N.º 1 da los detalles de las diferentes correas en uso.

Los trituradores de cono Symons están conectadas directamente a motores sincrónicos de 250 a 300 caballos de 450 R. P. M. Todos los cilindros trituradores de 1.83 metros, y siete de 1.37 metros, son accionados por medio de ejes trasmisores con motores super-sincrónicos de 275 caballos de 360 R. P. M. Hay un triturador de 1,37 metros que tiene un motor super-sincrónico de 225 caballos, y los restantes tienen motores de

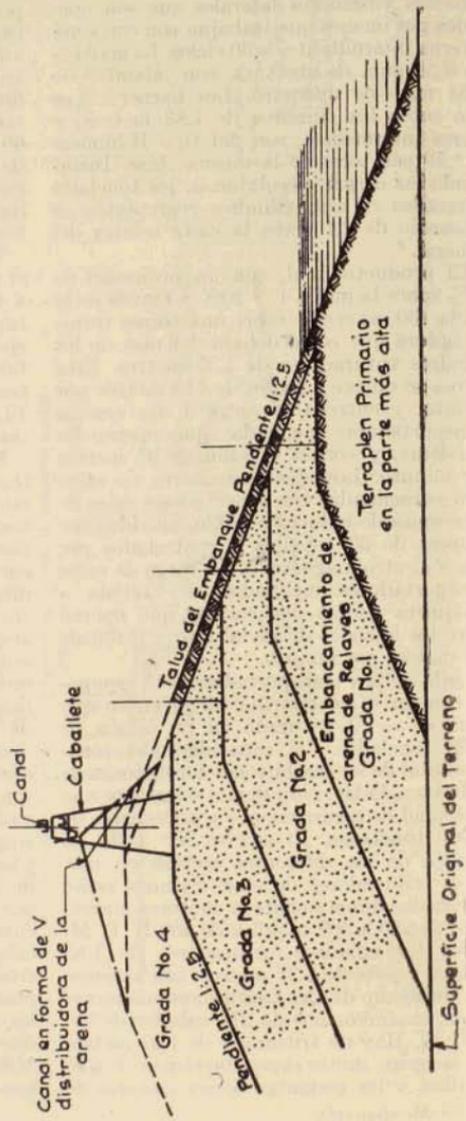
inducción de 250 caballos de 450 R. P. M. Los cilindros trituradores de 1,83 metros, corren a una velocidad de 94 revoluciones por minuto, y los cascos resisten 4 meses, mientras que los de 1,37 metros, corren a 97 R. P. M. y los cascos duran de 6 a 8 meses. Los trituradores de menor dimensión se están alterando actualmente con el fin de emplear cascos de acero fundido del tipo de perforación cilíndrica fabricados en la compañía. Todos los cascos son ajustados a los núcleos en caliente, con un calentador eléctrico de inducción como puede verse en la fotografía N.º 3. Dichos cascos son calentados a 140° C. en una hora, y se gastan 60 kv-hora. El término medio del consumo de acero es el siguiente: Trituradores de cono Symons, 0,0027 kilos; cascos de los cilindros, 0,0226 kilos; total, 0,0253 kilos por tonelada.

Un plano inclinado de 13,6 toneladas hace el servicio de la planta trituradora y corre a través del edificio por el lado Este. La carga y descarga del carro del inclinado se efectúa mediante una grúa Whitting de 13,6 toneladas y los tres pisos de la planta son también servidos por grúas Whitting de 13,6 toneladas que cruzan sobre el carro del inclinado.

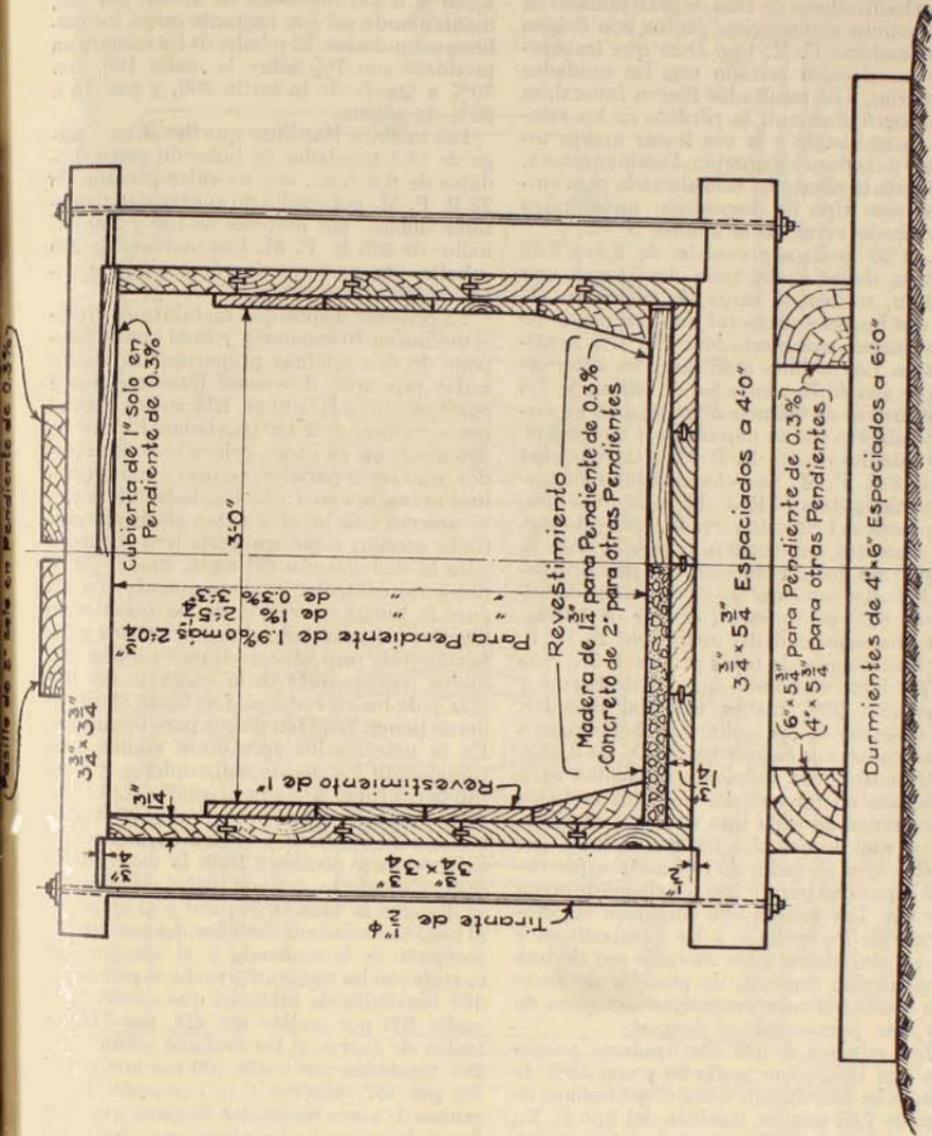
Molienda.—Cuando el molino fué construido en 1911, el producto triturado de 6 mm. era reducido a 4 mm. en cilindros rematadores de 76 centímetros. En la molienda para el trabajo de las mesas de vaivén y de correa sin fin, se empleaban molinos Hardinge cargados con piedras de río y trapiches. Cuando se adoptó la flotación en el año 1913, los trapiches se cambiaron por molinos Hardinge, porque éstos consumían menos agua, y reducían los gastos de la molienda. Los molinos Hardinge eran más tarde reemplazados por molinos de bolas y operaban en circuito cerrado con clasificadores tipo «Esperanza». En 1917 se agregaron molinos de bolas Marcy N.º 86 como molinos primarios antes de los Hardinge, convirtiéndose éstos en unidades secundarias y terciarias. En el año 1926 los molinos Marcy de $2,44 \times 1,83$ metros, fueron reemplazados por molinos de barras de $2,44 \times 3,65$ metros, y entre las tres etapas de la molienda se intercalaron hidroseparadores de $6,10 \times 0,91$ metros con el fin de producir un producto apropiado para la flotación. En la tercera etapa, las máquinas Esperanza fueron reemplazadas por clasificadores de rastra, tipo Dorr-Mitchell de $2,44 \times 6,70$ metros. Dichos cambios, juntamente con triturar más fino,



TRANQUE No. 1



TRANQUE No. 2



CANAL DE RELAVES
CORTE TÍPICO

aumentaron gradualmente la capacidad del molino a 18.100 toneladas por día.

En el año 1932, se iniciaron experimentos con clasificadores de taza de gran tamaño en los molinos secundarios, juntos con dragas clasificadoras F. X. tipo Dorr que trabajaban en circuito cerrado con las unidades primarias. Los resultados fueron favorables y se logró disminuir la pérdida en los relevés, permitiendo a la vez tratar mayor tonelaje de la finura requerida. Desde entonces, casi toda la planta ha sido alterada para emplear este tipo de disposición metalúrgica que puede verse en la lámina N.º 2.

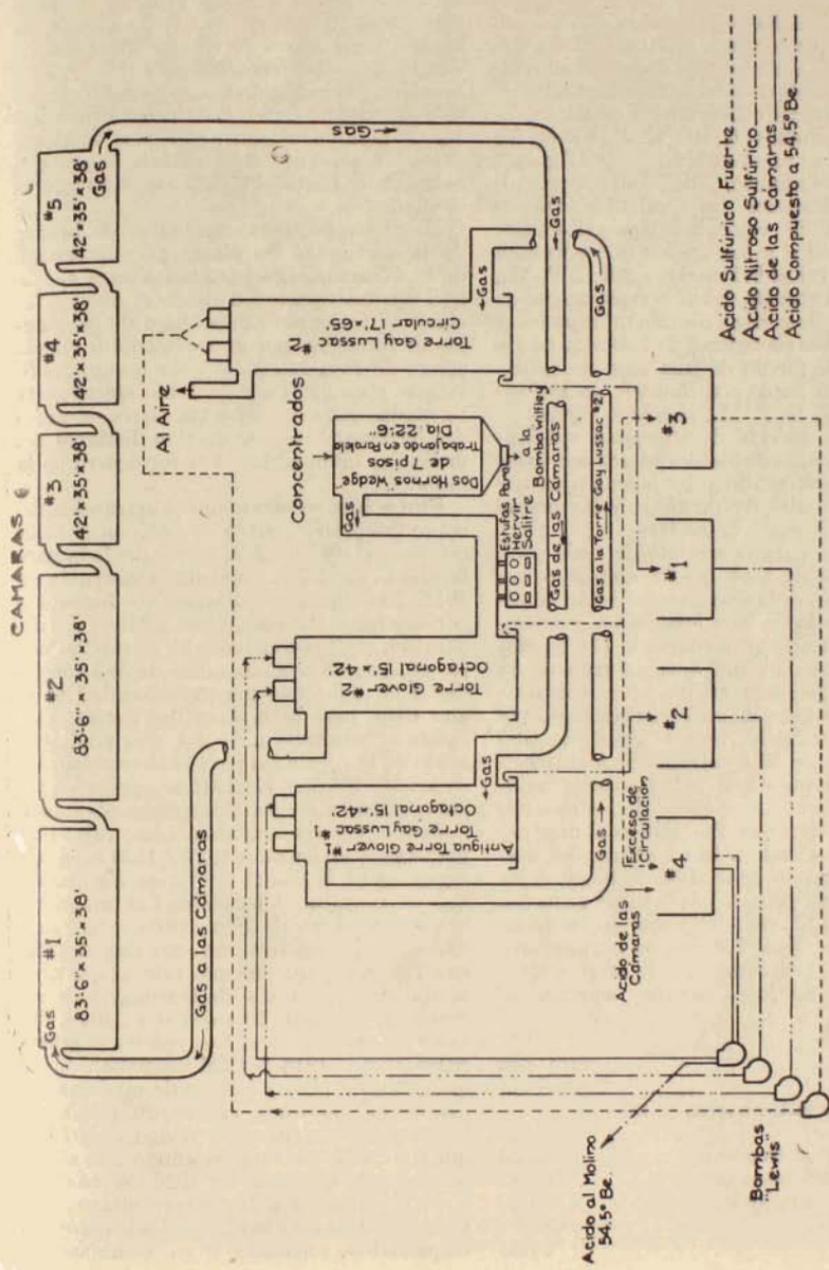
Los 20 molinos primarios de $2,44 \times 3,65$ metros, de los cuales cada dos forman una sección, reciben la carga de cualquiera de los dos buzones de metal fino por medio de una correa transportadora de 91,5 centímetros. Los molinos eran cargados anteriormente con 40,75 toneladas de barras de 7,6 centímetros de diámetro, trabajaban en circuito abierto y eran movidos por motores de 350 caballos de 514 R. P. M. a la velocidad de 18,3 R. P. M. La velocidad fué más tarde aumentada a 23 R. P. M. cuando se puso en práctica el circuito cerrado, pero esta carga demostró ser demasiado pesada para la unidad de doble reducción. La práctica actual consiste en emplear 32 toneladas de bolas de 8,9 centímetros, en vez de barras, con una velocidad del molino de 23 R. P. M. Los molinos de bolas producen 5% más de producto elaborado que los de barras y consumen 25% menos material molidor. La descarga de los molinos de bolas pasa a clasificadores de rastras tipo F. X. de $3,65 \times 7,62$ metros, con suficiente capacidad cada uno para operar con dos de estos molinos. Las arenas de cada uno de estos clasificadores son devueltas a los dos molinos por medio de un elevador de 1,06 metros que tienen capacidad para 9.100 toneladas de arena por día. Las canoas que conducen las descargas de los molinos a los clasificadores y de los elevadores a los molinos son de una construcción especial, de plancha de acero con fondo redondo, revestidas con goma de 9,5 mm. para evitar el desgaste.

Los rebases de los clasificadores primarios con 15% sobre malla 28 y con 38% de sólidos se distribuyen a dos clasificadores de taza de 7,63 metros, también del tipo F. X., con rastras de 4,87 metros de ancho total. Cada clasificador de taza alimenta a dos molinos Hardinge de $2,44 \times 1,22$ metros que operan en circuito cerrado con el clasificador por medio de elevadores de 1,06 metros, que

llevan dos hileras de cachos de $51 \times 25 \times 20$ centímetros, separadas por 48 centímetros de los centros. Cada clasificador arrastra de 4.550 a 6.350 toneladas de arena por día, manteniendo así con bastante carga los molinos secundarios. El rebalse de las tazas es un producto con 7% sobre la malla 100, con 70% a través de la malla 200, y con 18 a 20% de sólidos.

Los molinos Hardinge que llevan una carga de 18,1 toneladas de bolas de acero fundidas de 6,3 cms., son movidos a razón de 23 R. P. M. por medio de engranajes reductores dobles, por motores de 150 y 200 caballos de 385 R. P. M. Los motores de 200 caballos son motores sincrónicos que corrigen el factor de potencia.

La presente disposición metalúrgica divide el molino en 10 secciones, y cada una se compone de dos molinos primarios, un clasificador primario, dos tazas clasificadoras y cuatro molinos Hardinge. El tonelaje normal por sección es de 2.450 toneladas. En caso de detenerse un elevador primario o clasificador, para ser reparados, se opera con un molino primario con 1.725 toneladas en circuito abierto con las dos tazas clasificadoras. Cada sección tiene un vertedero separado para la distribución del agua, desde que es necesario controlar cuidadosamente el agua para la buena operación de las tazas clasificadoras. Los clasificadores primarios y las tazas están provistas de amperímetros con discos registradores de la carga de las rastras y de los elevadores. Las tazas clasificadoras tienen también discos para los arados. En la práctica los operadores vigilan continuamente los discos registradores y ajustan la cantidad de agua necesaria. Las tazas están montadas sobre pozos de desagües contruidos de concreto y tienen capacidad suficiente para contener toda la carga de la taza. Cuando se detiene dicho clasificador, se desagua la taza en el pozo y al empezar, el pozo es vaciado al elevador. La producción corriente de la molienda y el consumo de energía son los siguientes: molinos primarios, 367 toneladas de material que atraviesa la malla 100 por molino por día, por 312 caballos de fuerza y los molinos secundarios 237 toneladas por malla 100 por molino por día por 167 caballos. Con excepción de las canoas de acero revestidas de goma que conducen la carga de los elevadores, todas las canoas son de concreto, la mayoría son del tipo de fondo redondo, como son las que van por debajo de los pisos de concreto. Donde haya desgaste excesivo, se emplean revesti-



CROQUIS DIAGRAMATICO DEL MODO DE OPERACION DE LA PLANTA DE ACIDO EN SEWELL

mientos de goma como protección. Las pendientes varían entre 28% para arenas de las tazas, y 2% para las pulpas que entran a la flotación.

Los clasificadores primarios F. X. son accionados por motores de 20 caballos a 695 R. P. M. de tal manera que se muevan a razón de 20 golpes de rastra por minuto, mientras que las tazas clasificadoras llevan motores de 15 caballos de 695 R. P. M. en las rastras que se mueven a razón de 17 golpes de rastra por minuto, y dispositivos propulsores en los arados, de 5 caballos. Dichos propulsores de velocidad tipo «Reeves», van conectados a los arados que permiten cambiar la velocidad de 0,6 a 2,5 R. P. M., y reciben la energía del motor por medio de transmisión de correas cónicas múltiples con reducción. Los elevadores de 1,06 metros son movidos por medio de una caja reductora de reducción triple con motores de 150 caballos de 385 R. P. M., siendo el verdadero consumo de energía de 80 caballos únicamente. Las cajas de los elevadores son todas de concreto reforzado y las poleas fijas tienen 1,52 metros de diámetro y las poleas del fondo tienen 1,22 metros.

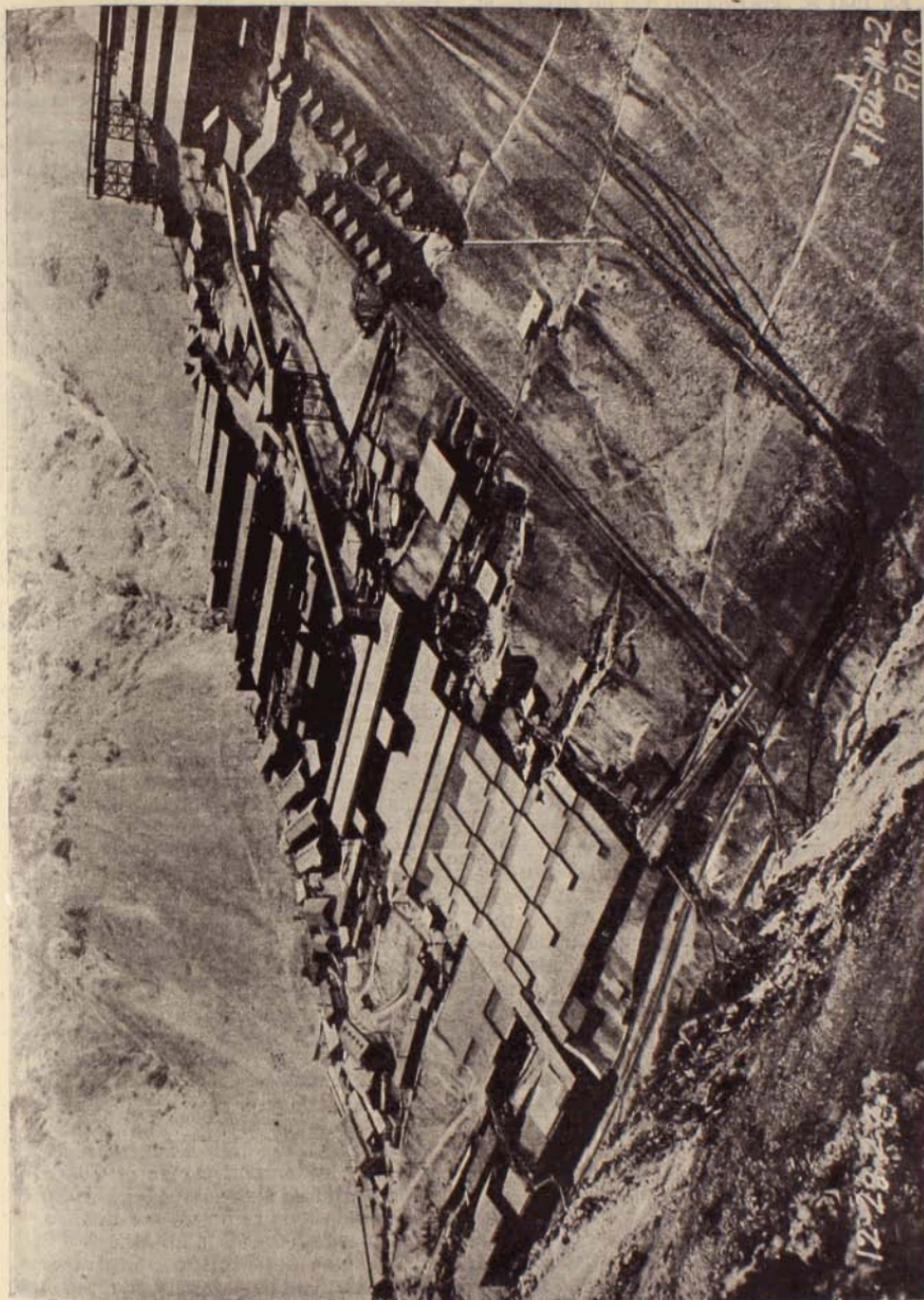
Hay grúas para el servicio de cada piso. Los molinos de 2,44 x 3,65 metros pesan 91 toneladas cada uno cuando están totalmente cargados, y son levantados y transportados por una grúa Shaw de 114 toneladas, mientras que una antigua grúa de 55 toneladas sirve para los trabajos de reparación. Los dos pisos de molinos Hardinge, que operan en paralelo, tienen grúas de tipo «Shaw-Box» de 36 toneladas. Se mantienen molinos de repuesto en cada piso para facilitar los cambios. Las corazas de los molinos son hechas de acero fundido con una pequeña convexidad en la superficie del desgaste y se gastan generalmente hasta dejar una superficie pareja. Las corazas gastadas quedan de 3,17 cms. de grueso en los molinos primarios, y de 1,9 cms. en las unidades secundarias. Los consumos de acero sin tomar en cuenta los desechos, son los siguientes:

	Kilos por tonelada
Molinos primarios-barras y bolas	0,595
Molinos primarios-corazas	0,123
Molinos secundarios-bolas	0,585
Molinos secundarios-corazas	0,059
<hr/> Total	<hr/> 1,362

La Compañía mantiene una fundición bien equipada y un taller de herrería en Rancagua y está en pie de poder abastecer de la mayoría de las piezas fundidas y partes de acero estructural que se ocupan en la planta. El equipo del horno eléctrico se compone de dos hornos «Lectromelt» de 1 1/3 y 2 3/4 toneladas de capacidad. Las piezas fundidas son anillos de cilindros trituradores, corazas de molinos y bolas, cachos de elevadores y poleas; se hacen también engranajes helicoidales hasta el tamaño de 1,22 metros de diámetro.

Hay una pequeña fundición de bronce donde se funden las piezas para la sección de la flotación. Los materiales para el molino son transportados desde el nivel principal del ferrocarril, más abajo de las plantas de flotación, por un inclinado de simple efecto de 13 1/2 toneladas para materiales livianos, y un inclinado de doble efecto de 41 toneladas para transportar carros cargados del ferrocarril, a dos niveles distintos del molino y también hasta el ferrocarril de la mina.

Flotación.—Siendo que la extracción del cobre fluctuaba entre 45 y 55% en el molino original, 65% era la cifra calculada para la planta de 2.725 toneladas construida en 1911. Sin embargo, después de haber experimentado con una planta Minerals Separation de 363 toneladas en el molino viejo, se agregaron 6 máquinas de 545 toneladas a la planta de mayor capacidad en el año 1913, para reemplazar las mesas. Este cambio necesitaba a la vez una planta de ácido de 18 toneladas para el abastecimiento de ácido sulfúrico. En 1915 se agregaron cajas «Callow» a continuación de las plantas de flotación, las que actuaban como cajas limpiadoras, y en los años 1917 y 1924 se seguía agrandando la planta de flotación a medida que aumentaba el tonelaje. Las máquinas originales Minerals Separation eran unidades de 10 cajones con cañerías de 15,2 cms., mientras que las más nuevas que eran accionadas por medio de transmisión de engranajes, llevaban 20 cajones en línea con cañerías de 20,9 cms. Los reactivos principales desde 1913 a 1926 consistían en alquitranes de pino y aceites de maderas duras. Se ha empleado en circuito ácido, con la excepción de un corto período, en 1923, que fué cuando se empleó un circuito alcalino con soda cáustica. En 1926 los reactivos tipo «Aerofloat» y «Minerec» resultaron ventajosos, y han estado en uso desde entonces, empleándose separados o en combinación.



Fot. 1.—Vista General de la Planta que muestra el puente de descarga del ferrocarril de la Mina-Planta trituradora—Transportadores inclinados. Edificio principal del Molino y de los estanques espesadores Dorr.

En 1931 se experimentó con un circuito alcalino con cal, pero los resultados fueron inferiores a los obtenidos con ácido.

El consumo de reactivos en la presente fecha es el siguiente:

100% ácido sulfúrico	= 2,25 kilos por ton.
Minerac «A»	= 15,0 gramos por ton.
Aerofloat	= 30,0 gramos por ton.
Acido cresílico	= 215,0 gramos por ton.

Parte del reactivo Minerac, y todo el Aerofloat, son agregados a los molinos primarios. Parte del Minerac es agregado a los molinos secundarios, mientras que el ácido sulfúrico y ácido cresílico son agregados a la carga que entra en la flotación.

El equipo de flotación se compone de 16 máquinas Minerals Separation con 20 cajones, y de 6 con 10 cajones; cada unidad lleva cajas de aire, sin esteras, de 29,9 metros. Las máquinas Minerals Separation producen concentrado de 8 ó 10 cajones, siendo el producto de los cajones restantes, más el concentrado de las cajas de aire, devueltos a las máquinas como alimento mediano.

Las máquinas de 20 cajones están divididos en dos hileras de 10 cajones, y cada una es impulsada por un motor de 150 caballos a 385 R. P. M. conectado a un eje horizontal que trasmite la fuerza a las coronas y piñones de acero de herramientas de las hélices de cada cajón, a razón de 217 R.P.M. Se emplean hélices impulsoras de bronce del tipo Howard modificado.

Las máquinas de 10 cajones son todas similares, desde que cada una es la mitad de las anteriores unidades de 20 cajones. Los cajones están revestidos con madera nacional dura, siendo necesario cambiar los revestimientos cada ocho meses. El aire para las cajas de aire sin estera es suministrado por cuatro turbo-ventiladores «Elliot» de 1.700 metros cúbicos, de los cuales dos están en servicio constante. La presión de aire se mantiene a 1,36 kilos en los ventiladores, y llega a las cajas con 1,02 kilos de presión. Motores sincrónicos de 800 caballos de 3,600 R. P. M. van directamente acoplados a los ventiladores. El consumo de aire es de 1,55 metros cúbicos por pie de caja, y el consumo correspondiente de energía es de 1,5 kv-hora por tonelada.

Con el actual circuito y reactivo, la pirita en el metal es flotada. Mediante el examen microscópico se ha demostrado que la mayor parte de la pirita aparece en estado libre. Con el fin de mejorar la calidad del concen-

trado y elevarlo a 33% de cobre, se está experimentando actualmente para llegar a reclasificar una parte del concentrado de flotación, y así obtener una alta porción de pirita que puede ser sometida a una segunda molienda y reflatada en circuito con cal y poder eliminar parte de la pirita. Los experimentos llevados a cabo en la planta demuestran que cerca de 15% del concentrado puede rechazarse de esta manera.

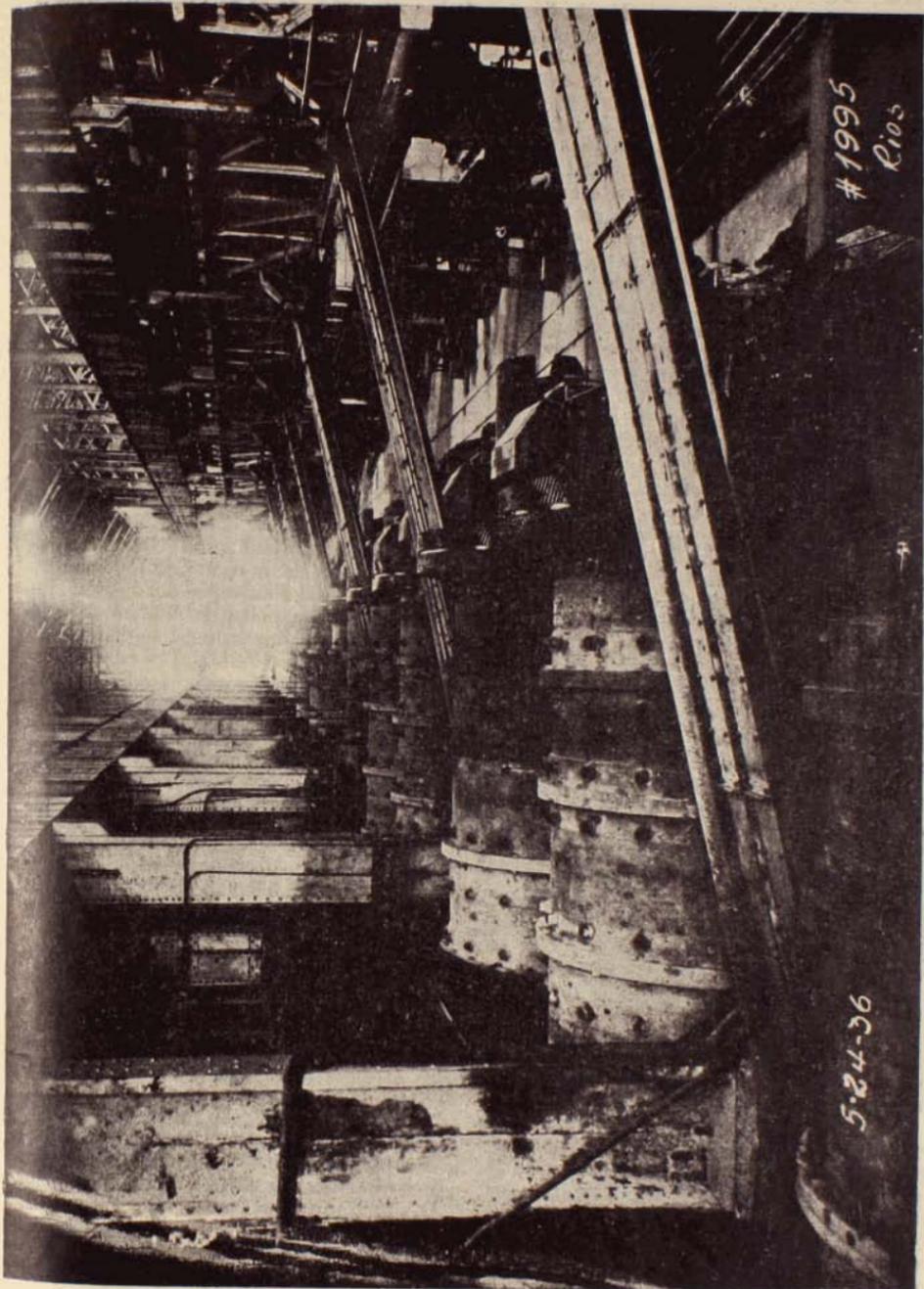
Máquinas de diferentes tipos han sido ensayadas en distintas fechas en competencia con las Minerals Separation del tipo standard. Actualmente se está usando una máquina «Fagergren» de 1,42 metros con 10 cajones. Hasta la fecha no se ha podido demostrar las ventajas de dicha máquina sobre las máquinas Minerals Separation con cajas de aire. El metal de Braden necesita un largo tratamiento de flotación, y la combinación anterior permite un contacto de 17 minutos.

Los productos medianos y los retornos de las cajas de aire son bombeados por bombas Krogh de 20,2 centímetros, accionadas por motores sincrónicos de 75 caballos a 900 R. P. M. Hay de seis a nueve de estas bombas en uso constante. Las camisas y las hélices fabricadas de bronce tienen una duración de 5 a 6 semanas.

Como una operación de flotación auxiliar se ha instalado una planta repasadora cerca del tranque de Sitio «K» que funciona constantemente. En esta planta todos los relaves del molino pasan a través de una serie de cajones espumadores del tipo de cascada. De esta manera se obtienen 180 toneladas por día de espuma de 1,8% cobre. Dicha espuma o concentrado de baja ley es limpiado en una planta Minerals Separation de 20 cajones donde se agregan cantidades pequeñas de ácido y reactivo Aerofloat. El concentrado final, o sea el producto de 10 cajones, alcanza a 18 toneladas diarias con un promedio de 10 a 12% cobre, y se lleva por una canoa de madera a los pozos secadores al lado de la línea del ferrocarril de donde se transporta a la fundición. La extracción adicional a base de las cabezas del molino es de 0,6%.

Los datos metalúrgicos generales desde el año 1920, se pueden ver en el Cuadro II. Análisis típicos aparecen en el Cuadro III, y los análisis de la finura por tamices graduados están en el Cuadro IV.

Muestras del Molino.—Las cabezas y relaves generales son muestreados por turnos para obtener el porcentaje de cobre, agua



Fot. 2.—Piso de los Molinos Primarios, con las canoas de retorno de los elevadores de 1.06 metros.

y pruebas de finura por tamices graduados. Las muestras de los concentrados de flotación son tomadas por turnos para el por ciento de cobre e insoluble. Se informan resultados diarios de las siguientes muestras: Cabezas generales, rebases de las secciones del molino, concentrados de flotación, relaves generales del molino, concentrados filtrados, y concentrados transportados por andarivel. Se emplean quince cortadores de muestras, eléctricos automáticos, que cortan muestras cada cinco minutos. Todas las muestras son secadas en hornos eléctricos, y aquellas para ensayos son además molidas hasta que pasan la malla N.º 100.

Las muestras de cabezas y relaves son ensayadas diariamente por cobre por medio del método yodimétrico, y los concentrados son analizados por Cu, Fe, S y SiO₂. Los comunes mensuales de cada una de estas muestras son examinados por análisis completos, determinándose en las cabezas y relaves el contenido de cobre no sulfurado por medio del método del ácido cítrico.

Planta filtradora.—Cuando se implantó por primera vez la flotación, el problema de eliminar el agua de esta clase de concentrado era difícil de solucionar. El concentrado pasaba primero a pozos con fondos filtrantes que se habían construido para filtrar los concentrados de mesas, de donde se sacaba por medio de una grúa excavadora de tenazas. Debido a la reducida área de asentamiento fué necesario emplear pequeños espesadores «Dorr» y filtros «Kelly» para filtrar el producto espesado. Algún tiempo después se emplearon espesadores de mayor capacidad, y con ocho filtros Kelly, y tres prensas verticales de diseño local, se podía filtrar toda la producción del molino.

El equipo actual se compone de 6 espesadores de 18,3 metros, de los cuales hay tres en servicio que trabajan con 3 filtros Dorreo de 4,26×4,26 metros. Mediante el empleo de bombas «Dorreo» duplex de 10,16 centímetros en los estanques espesadores, el producto que entra a los filtros se mantiene con 65 a 70% de sólidos, lo cual permite aprensar hasta 500 toneladas por prensa por día, con 12% de humedad.

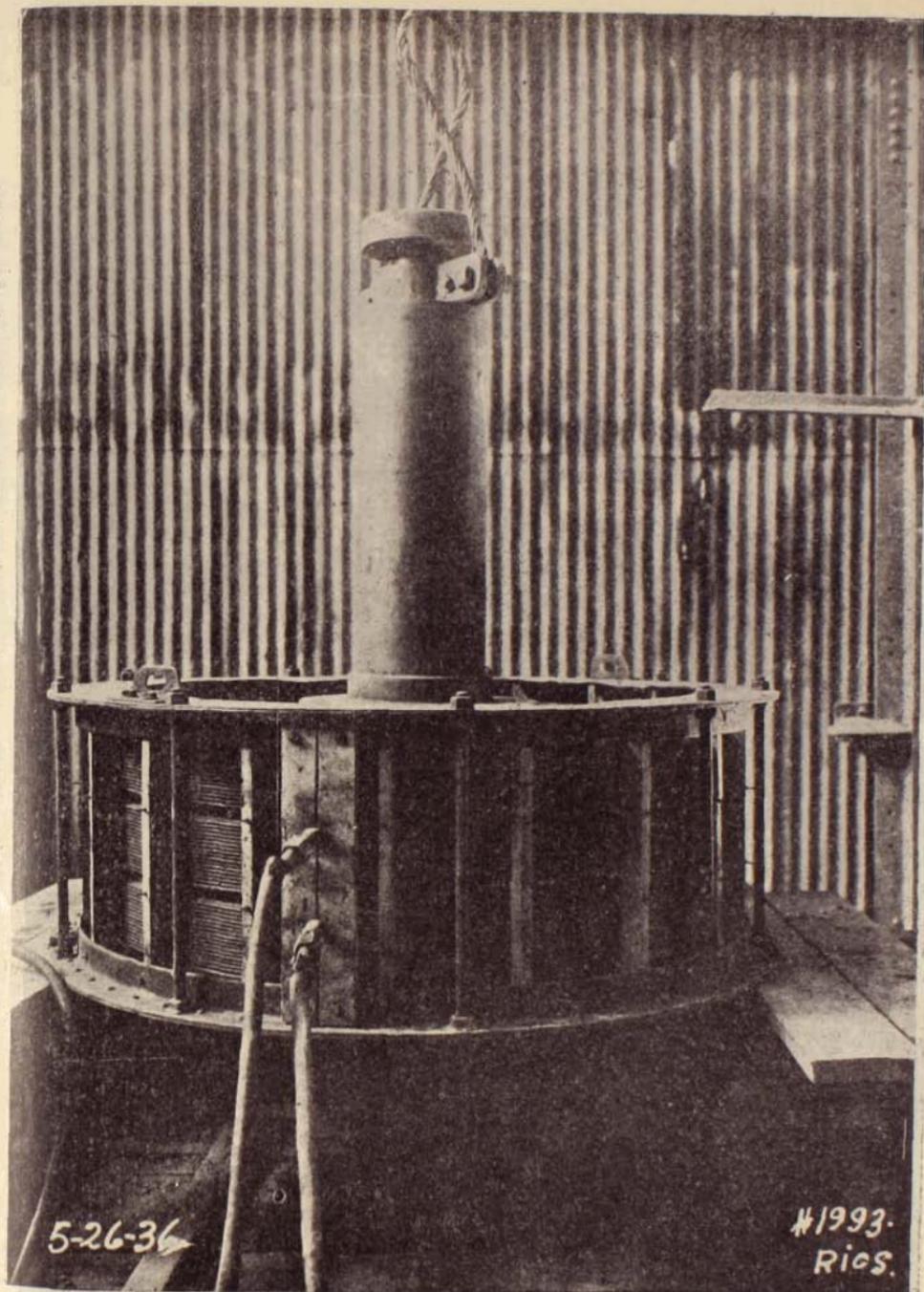
Los filtros corren a razón de una revolución en cada 4½ minutos, y por medio de bombas ERL Ingersoll-Rand de 56×22,8 cms. se mantiene un vacío de 60,8 cms. Como medio filtrante se emplea tela asargada «National» N.º 26, que dura 90 días. Con el objeto de mantener un filtrado neutro y así evitar la corrosión de las cañerías, se agrega cal a la

pulpa antes de entrar a los filtros. El espesor de la torta obtenida es de 1,9 centímetros y de una finura tal, que el 80% pasa a través de la malla 200. Una correa transportadora de 91,5 cms. corre por debajo de los filtros y descarga el concentrado a un pozo de 2.725 toneladas, de donde se saca y se vacía a las tolvas alimentadoras del andarivel por medio de una grúa Shaw de 9 toneladas equipada con cuchara «Brownhoist» de 3,6 toneladas. El análisis del concentrado se da en el Cuadro III.

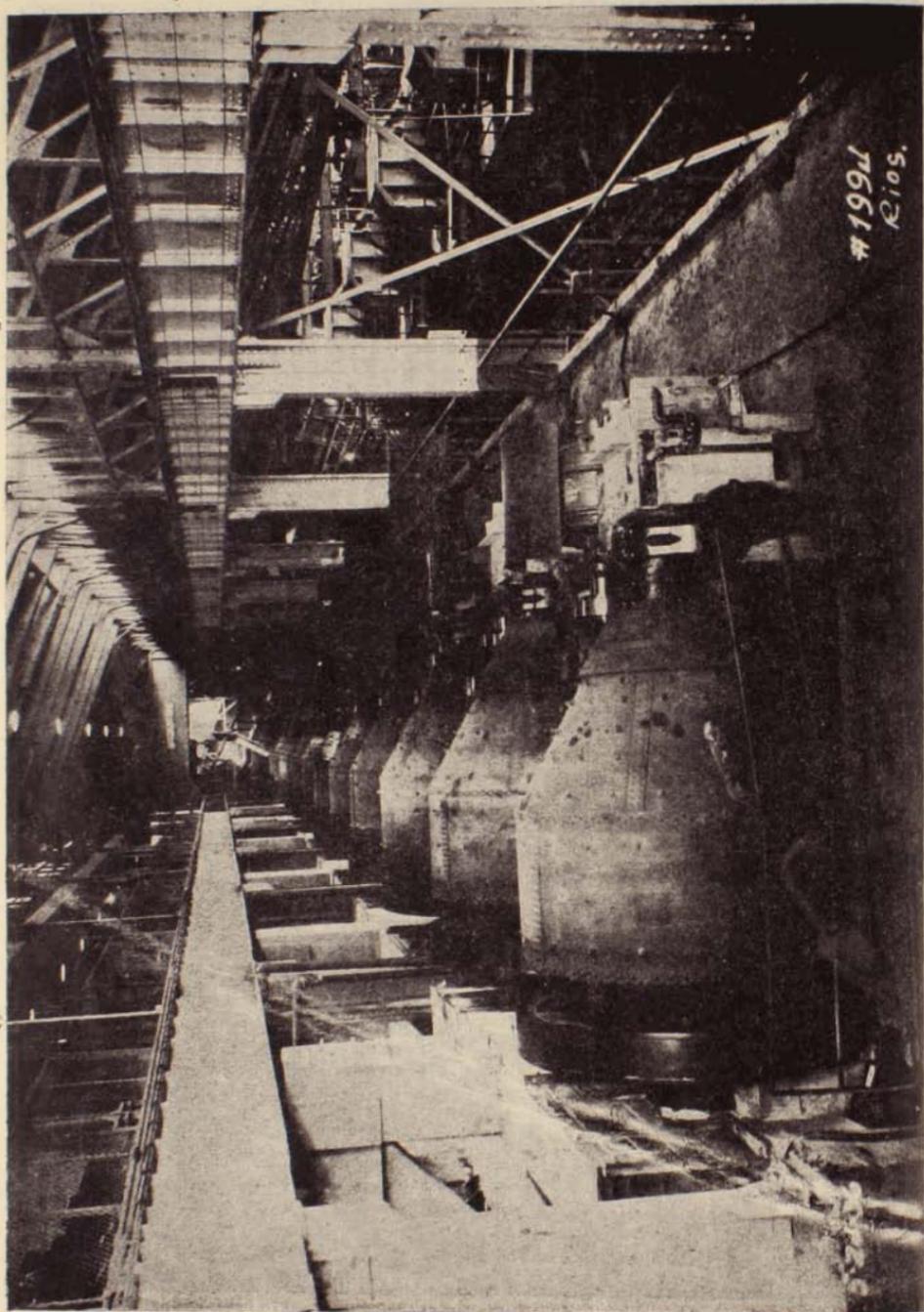
Tranvía aéreo.—El concentrado es transportado a la fundición (6,4 kilómetros al Oeste del molino) en un andarivel de dos cables con capacidad para 104 toneladas por hora. Los capachos que van distanciados a 99 metros, tienen un volumen de 0,453 metros cúbicos, y transportan un peso neto de 1.160 kilos y corren a una velocidad de 152 metros por minuto, siendo arrastrados por un cable de acero «arado», extra, de 2,54 centímetros con tensión «lang» 6×19. El desnivel total desde la estación de descarga es de 454 metros. La línea es operada por gravedad y se mantiene a una velocidad constante por medio de un motor de 150 caballos a 385 R. P. M., conectada por engranajes reductores con la polea de control de 2,44 metros. Para frenar la línea, se dispone de tres sólidos frenos de cinta. Los cables portantes, o guías, son de acero «arado» de 4,45 centímetros en el lado pesado, y de acero al crisol de 3,81 cms. en el lado liviano. Las pioletas tractoras resisten de 20 a 22 meses en el acarreo de 770.000 a 860.000 toneladas. Se compran en tres secciones de 5.500 metros cada una, mientras que el cable portante se compra generalmente en largos de 457 metros. El tramo más largo es de 720 metros. La durabilidad del cable portante varía de 6 meses a varios años, dependiendo de la colocación que lleva en la línea.

Las torres son generalmente de acero, e incluyendo las estaciones, llega a 27 el número total de estructuras. Se han colocado anclajes cada 915 metros. Los cables portantes son virados cada seis semanas y aceites todos los meses por un aceitador automático que es transportado en un marco de capacho. El aceitador lleva un estanque de 76 litros sobre el cual va montada una pequeña bomba centrífuga accionada por una correa de suela desde la rodana del trole.

Disposición de relaves.—En el año 1916, el señor Alfredo Campaña «A.» escribió un artículo sobre esta materia y fué publicado en el Boletín N.º 223 de la Sociedad, en el



Fot. 3.—Calentador eléctrico para los cascos de los cilindros trituradores de 1.37 metros.



Fot. 4.—Piso superior con los Molinos, Hardinge y piso inferior con los clasificadores y elevadores (a la derecha).

cual discutía las primeras dificultades con tranques de relaves en el río Coya.

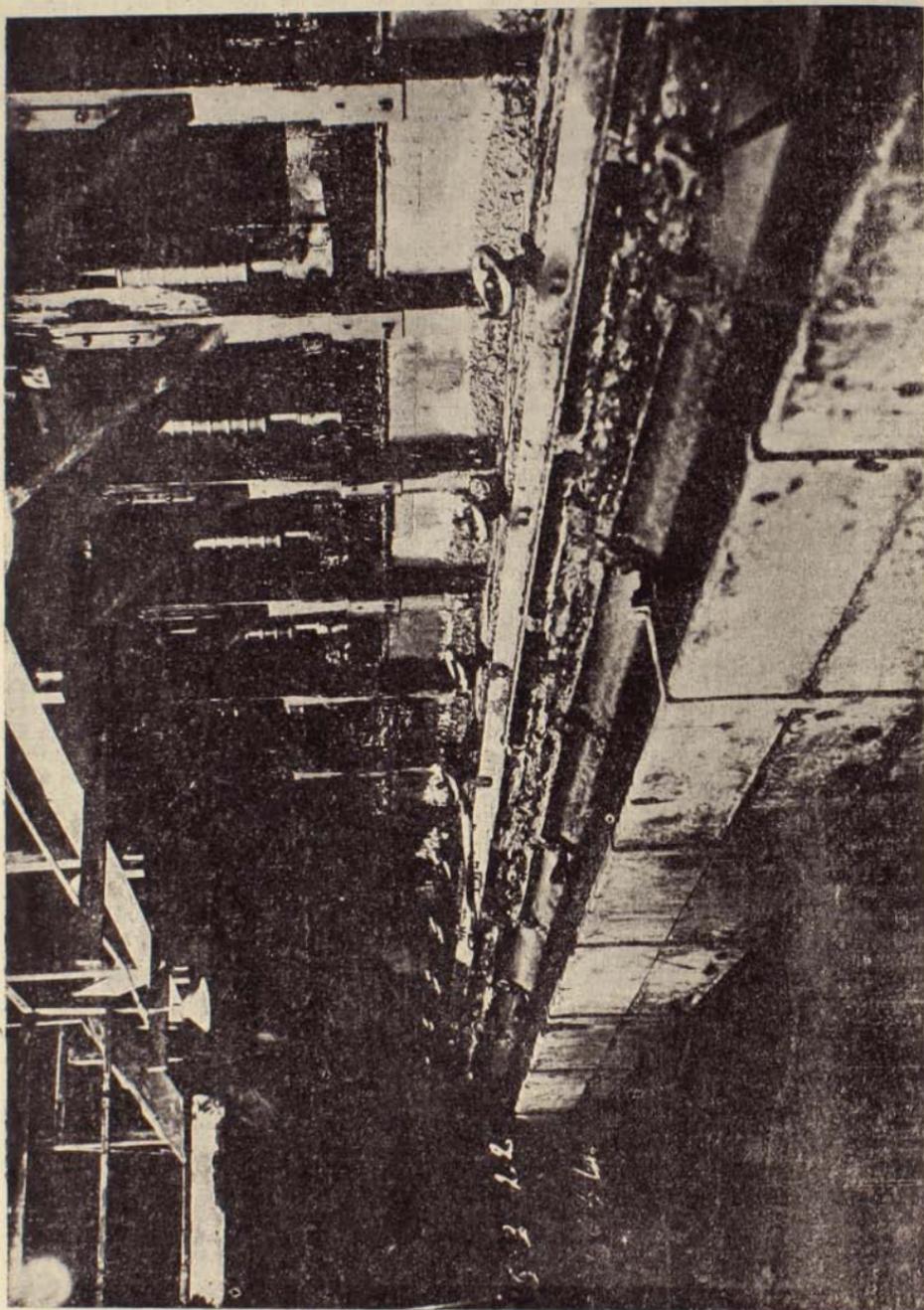
Hasta el año 1920 se había terminado 3 tranques en el río Coya, con una capacidad total aproximada de 6 millones de toneladas. El talud empleado en la construcción de estos tranques fué de 2.5:1. En los dos últimos tranques llamó la atención el empleo de un puente de pontones flotantes que sostenía la canoa de distribución para la formación del banco de arena. El último tranque de esta serie, llamado «Tranque Marga», fué construído hasta una altura de 61 mts., y contenía 2.720.000 toneladas de relaves. Estos tranques están todos en buenas condiciones hasta la fecha presente.

En los comienzos del año 1917, se decidió preparar un sitio para tranques de mayores proporciones en la cuenca de Barahona, a 14 Km. al Oeste del Molino. Dicho proyecto contemplaba la construcción de una canoa de madera de 48,2 cms. de ancho por 61 cms. de profundidad, con una pendiente de 3%, y tenía que atravesar por un terreno extremadamente accidentado. Se necesitaban 4 kilómetros de túnel, además de tres puentes colgantes y un puente de caballete de madera, con una longitud total de 1,4 kilómetros. Los revestimientos eran bloques de asfalto de 48,2×61×5 cms. Dicha canoa quedó en servicio en el año 1920, y por el año 1928 se formó un depósito de 26¾ millones de toneladas en la cuenca de Sitio «K». La formación del tranque siguió la práctica reglamentaria, con la excepción de que se emplearon conos balanceados con el objeto de separar las arenas gruesas para formar la coronación del tranque. Con esto se reemplazaban los sistemas de aliviaderos y traspaleo empleados anteriormente. La coronación media 2.130 metros de largo, y la altura total de la laguna sobre el pie era de 47 metros. El talud inferior era de 2.5:1, y no se notaban indicios de filtraciones en la estructura. El área de agua clara se reducía a una pequeña poza al fondo de la cuenca, donde se decantaba dentro de un acueducto de concreto con capacidad para 28,3 metros cúbicos por segundo. Durante los tres últimos años de vida, la laguna subió solamente a razón de 2,5 metros por año, habiéndose empleado cerca de 450 conos para depositar las arenas. A pesar de la apariencia sólida del banco de arena, el tranque se rompió cerca del punto más alto, debido a un fuerte terremoto, el 1.º de Diciembre de 1928, y se vaciaron 3¼ millones de toneladas de relaves en el lapso de pocos minutos. Después de haber

consultado con los Ingenieros del Gobierno, se decidió construir otro tranque en la parte superior de la cuenca de Barahona, utilizándose un método diferente de construcción de tranques. Dicho tranque, conocido por el nombre de tranque de Sitio «K» N.º 2, quedó en servicio en Febrero de 1929, y estuvo operando constantemente hasta Febrero de 1936. El método corriente de construcción de tranques consiste en empezar desde un pie pequeño y seguir formándolo río arriba, depositando las arenas para formar un parapeto, y las lamas depositarlas al fondo de la hoya. El método nuevo, ya citado, consistía en depositar las arenas río abajo desde un pie de partida río arriba que servía de cortina impermeable. Las lamas son depositadas detrás del banco de arena, siguiendo la práctica corriente, pero la porción de arena es depositada separadamente como se hace con un tranque con relleno de tierra. Una de las características importantes de este tipo de tranque de arena es el desagüe adecuado de la sub-fundación del tranque mismo, desde que el agua que llevan las arenas debe escurrirse y el banco de arena es mantenido lo más seco posible. Para evitar la entrada de agua desde atrás de la laguna se ha formado una cortina impermeable de arcilla de 18 centímetros de espesor, en el talud interior del tranque de arena. Esta forma de construcción es algo más costosa que el primer sistema, pero se ha conseguido una estructura más sólida y satisfactoria, como lo han demostrado los sondajes de prueba hechos periódicamente. Los sondajes de prueba se han hecho con un cañón de 10 cms. que se sumergía en el banco de arena obteniéndose así muestras para análisis de la finura por medio de tamices graduados, y por ciento de agua a intervalos regulares. La lámina III muestra el antiguo y nuevo sistema de construcción de tranques.

Como la cuenca de Barahona está actualmente casi llena, se ha preparado un nuevo sitio en la hacienda Cauquenes que dista 43 kilómetros de Barahona. Se empezaron los trabajos de construcción en Julio 1934 y se terminaron en Febrero del presente año, fecha en que el nuevo tranque fué dejado en servicio.

Desde Barahona a Coya (18 kilómetros), la canoa tiene una pendiente que varía de 1 a 3%, y desde Coya a Cauquenes la pendiente es de 0,3%. La canoa está construída de madera de roble de 4,45 centímetros. El ancho es de 91,3 cms. con profundidades que varían entre 62,8 y 99 centímetros, depen-



Fot. 5.—Planta de Flotación.

diendo del desnivel. Las secciones transversales están calculadas para una corriente de 1,19 metros cúbicos por segundo. Para contrarrestar la pendiente excesiva en la sección superior, se construyeron cascadas de cuatro cunetas de mampostería. Estas cunetas tienen un largo total de 1.013 metros, y tienen una pendiente media de 41,6%. La caída total combinada es de 421 metros. A la entrada de cada cuneta se ha instalado un cajón estabilizador de caudal, provisto de un salto hidráulico, para poder distribuir bien la corriente sobre las cuatro cunetas. Los extremos inferiores descargan en cajones amortiguadores de cascadas que controlan la excesiva velocidad. El rebalse del cajón amortiguador cae sobre una rampa ajustada en tal forma que permite darle la correcta velocidad en la canoa de salida. Estas cunetas han operado satisfactoriamente.

En la sección inferior de la línea que abarca una longitud de 25 kilómetros de canoa, con pendiente de 0,3% fué necesario construir seis puentes de acero con un largo total de 1.900 metros. El más grande está sobre el río Claro, y tiene 75,8 metros de alto y 345 metros de largo. Toda la sección inferior va tapada, y la entrada está protegida por un gran cajón con rejillas de 6,3 mm. de abertura. Para casos fortuitos, como ser obstrucciones o roturas, se han dispuesto compuertas de escape en diferentes puntos. Una línea telefónica sirve el largo total de la canoa con teléfonos distanciados a 2 kilómetros.

La cuenca del tranque de Cauquenes es una gran área plana, de unos 5 kilómetros de largo por 2 kilómetros de ancho, con una angosta salida que será cerrada por un tranque de arena de 33,5 metros de altura. La capacidad se calcula en más o menos 270 millones de toneladas. La razón de almacenaje a la formación de tranque, es en este sitio mucho más favorable que para cuales-

quiera de los otros tranques ya formados. En este sitio, el tranque de arena será construído por una planta clasificadora permanente que preparará las arenas, y una bomba Wilfley para distribuir las arenas a lo largo de la coronación del tranque. La mayor parte del volumen de los relaves será llevado hacia el fondo de la cuenca por un canal en tierra descubierta, con una pendiente de 0,3%. Fuera de la considerable longitud del canal que exige un personal de cuidadores, y gastos de mantenimiento, el nuevo tranque de relaves no parece presentar dificultades. La sección de pendiente suave de la canoa, está revestida con tablonces de 4,45 cms., mientras que las secciones de más arriba van revestidas con losas de concreto de 5 cms. de espesor. En canoas de este tipo, las curvas deben tener más de 30,5 metros de radio, y deben llevar el mismo peralte que tienen las curvas de las líneas de ferrocarriles. Una sección transversal de la canoa empleada se puede ver en la lámina a IV.

En la operación de estos tranques se ha formado una laguna suficientemente extensa para mantener así un rebalse claro. En la torre de rebalses, el agua clara ha tenido una profundidad media de 60 cms. en el curso de seis años, el promedio del contenido de sólidos en las muestras diarias del agua decantada ha sido de 125 miligramos por litro, lo que equivale a diez toneladas de sólidos por día en la cantidad de agua eliminada.

Captación de agua y bombeo.—Desde Marzo a Agosto, inclusive, el abastecimiento de agua es insuficiente para la operación del molino. Desde Marzo a Mayo la cantidad de agua captada de los ríos disminuye, y desde Junio a Agosto el tiempo frío impide el derretimiento de la nieve acumulada en el invierno. Para subsanar estas dificultades se mantienen en servicio cuatro casas de bombas de la siguiente manera:

Casa de Bomba	Ubicación	N.º de bombas	Altura Metros	Descarga
Blaisdell	Planta Filtradora	9	107,8	A estanque Matriz.
Acueducto	1 Km. al Oeste	3	104,0	Al estanque Blaisdell
Matadero	2 Km. al Oeste	4	121,6	Al estanque Blaisdell
Sapos	7 Km. al Oeste	4	56,0	Al Matadero.

TABLA I.
DATOS SOBRE CORREAS

CORREAS	N.º	Ancho cms.	Largo mts.	Pli-gues	Forros (milímetros)	Veloc. mst. p.	Motor H.P.	Dura-ción	Ton. Mets. húmedas
Alimentadoras	5	122	31,7	9	3,2 arriba 2,4 abajo	54,3	15	2 años	2.414.234
Transportadoras de descarga del triturador giratorio	5	91,5	26,5	7	3,2 arriba 1,6 abajo	83,3	6,5	2 años	2.414.23
Transportadoras de mineral a los rollos de 54" ...	5	91,5	26,8	7	3,2 arriba 1,6 abajo	101,0	30	2 años	1.979.817
Colectora de mineral.....	1	91,5	162,0	7	3,2 arriba 1,6 abajo	119,0	50	4 años	24.686.643
Transportadoras declinadas	2	122	176,0	9	3,2 arriba 2,4 abajo	90,0	60	4 años	24.686.643
Transportadoras de los buzones de mineral fino	2	91,5	209,0	7	3,2 arriba 1,6 abajo	134,0	50	4 años 7 meses	28.207.400
De los elevadores de la Planta Trituradora ...	13	76,0	31,7	12	2,4 lado capacho 4,8 lado polea	118,0	40	1 año 3 meses	1.856.077
De los elevadores de la molienda primaria.....	7	107	27,8	12	2,4 lado capacho 4,8 lado polea	156,0	150	1 año 3 meses	3.365.638
De los elevadores de la molienda secundaria	14	107	31,1	12	2,4 lado capacho 4,8 lado polea	157,0	150	2 años	3.407.368
Transportadoras de la Planta de Filtros	2	91,5	79,9	7	3,2 arriba 1,6 abajo	75,6	30	5 años	2.054.560

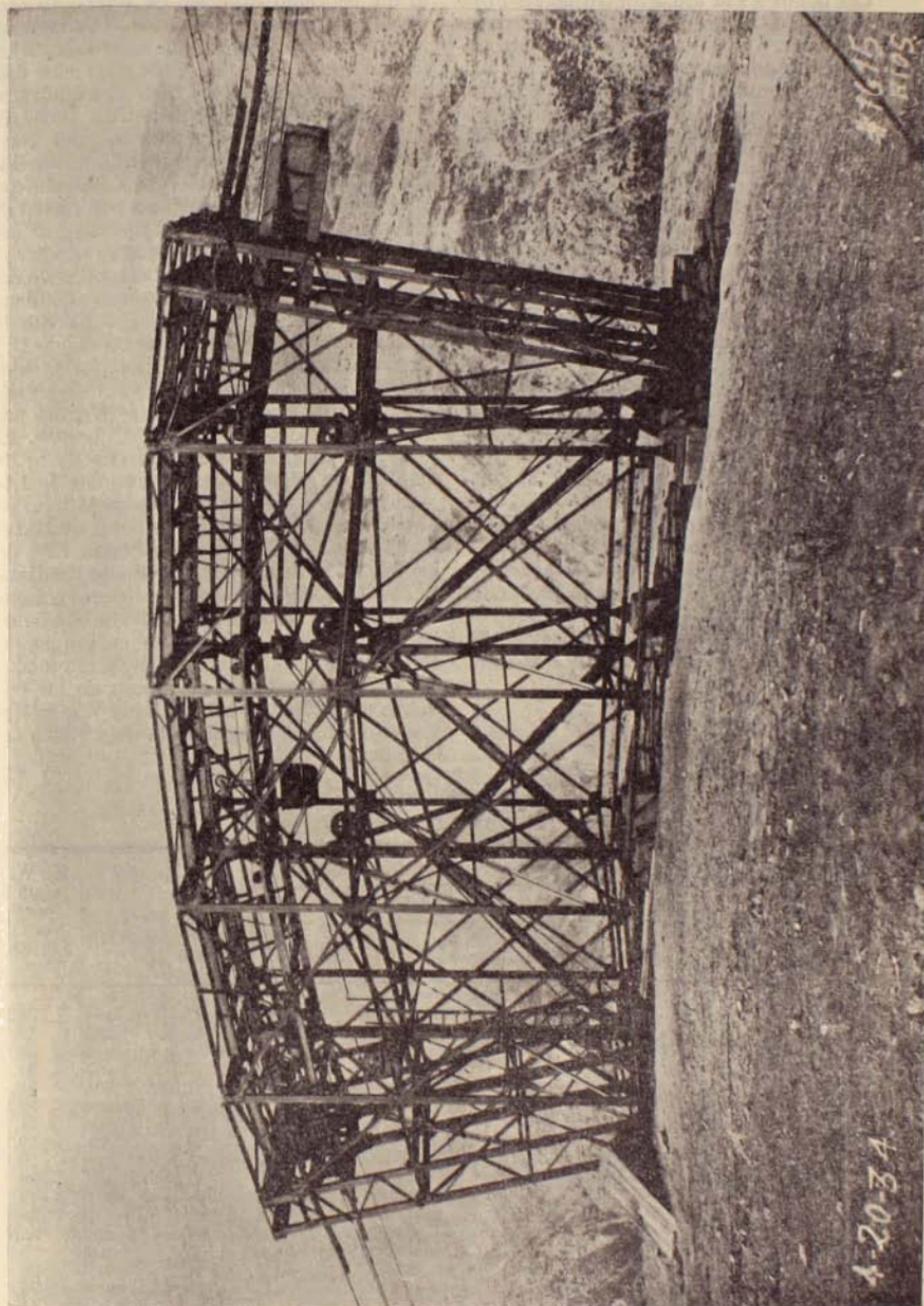


Foto. 6.—Vista de la torre de doble anclaje del andarivel.

Las bombas son todas centrífugas del tipo De-Laval, de triple acción, y de construcción similar. Las unidades de Matadero tienen rodets de alta presión que arrojan 56,6 litros por segundo, el resto arrojan 85 litros por segundo. Todas son impulsadas por motores sincrónicos de 250 caballos de 1.800 R. P. M.

Las bombas de Acueducto recogen las filtraciones del río y los afluentes de los estanques de asentamiento, de las aguas servidas de la población. Las bombas de Matadero recogen dos pequeñas corrientes en ese sitio y también sirven una etapa hasta las bombas de los Blaisdell de las aguas de Sapos. Las bombas de Sapos están alimentadas por otro río y reciben además las aguas decantadas de los relaves del estanque espesador Dorr de 99 metros que rebalsan a razón de 102 litros por segundo. El espesador es alimentado con 7.250 toneladas de relaves para que llegue a producir dicho caudal. El caudal total bombeado normalmente es de más o menos 397 litros por segundo, o sea el 60% del agua consumida. El estanque de agua del molino es una estructura rectangular de concreto de 3,05 metros de profundidad por 6,7 metros de ancho y 30,5 metros de largo que por medio de dos cañerías de madera de 45,7 cms. surte el agua a todo el molino.

Planta de Acido.—La planta de ácido produce el equivalente de 32 a 55 toneladas

al día de ácido sulfúrico de 100%, en caso de emplearse 1 ó 2 tostadores. Los tostadores son hornos verticales de rastrillos con enfriamiento de aire, de 7 hogares con 6,86 metros de diámetro. El resto del equipo se compone de lo siguiente: Una torre de Glover de 4,57×12,8 metros, una torre Gay Lussac de igual dimensión, seguida por una segunda torre de 5,18×19,8 metros. Hay cinco cámaras revestidas con plomo de un volumen total de 9.350 metros cúbicos. El método que se emplea para agregar el salitre consiste en hervir éste en ollas de fierro fundido, usando petróleo como combustible. El consumo de nitrato varía con la producción, pero llega a un promedio de 2% de la producción bruta de ácido. La circulación del ácido y su conducción a los estanques de reserva y servicio, se efectúa por medio de bombas de ácido de «Lewis». El grado de pureza del ácido producido es de 68,4%, equivalente a una densidad de 1,6.

La carga o alimento de los tostadores se obtiene del concentrado de flotación tratado en mesas Wilfley y que contiene 40% de azufre, y 6% de agua. El calcinado resultante con 15% de azufre, se deja caer en agua corriente y se bombea por medio de una bomba Wilfley de 10 cms. a los estanques de concentrado de molino. La duración media de los revestimientos de plomo de las cámaras es de 7 años. En la lámina V se puede ver en forma de diagrama la disposición de la planta.

TABLA II
DATOS DEL MOLINO POR AÑOS

Año	Ton. métricas secas por día	Cabezas % Cu	MOLINO MÁS PLANTA DE APROVECHAMIENTO				Recupe- ración total efectiva	Personal empleado	K. W. Hora por ton. métrica seca
			Concentrado		Relaves				
			% Cu	% Ins.	% Cu	% Sólido			
1920...	5.466	2,08	19,44	20,9	0,50	17,9	77,3	494	36,5
1921...	1.820	2,26	25,60	19,3	0,36	11,8	85,6	288	46,6
1922...	7.124	2,30	24,81	18,8	0,54	17,9	78,1	514	32,8
1923...	9.588	2,33	25,12	16,3	0,51	18,9	79,1	692	30,4
1924...	10.458	2,34	25,43	13,3	0,46	18,9	81,8	804	30,8
1925...	10.645	2,35	25,55	11,4	0,49	19,6	80,8	826	32,5
1926...	11.665	2,36	27,26	12,2	0,47	17,2	81,5	840	31,7
1927...	13.175	2,48	29,49	12,0	0,40	16,4	85,3	859	29,1
1928...	12.800	2,25	27,23	12,1	0,36	17,5	85,2	813	29,1
1929...	11.899	2,37	27,85	11,0	0,35	18,5	86,6	887	28,9
1930...	9.785	2,35	27,61	11,7	0,30	18,0	88,1	677	28,9
1931...	14.718	2,20	26,46	11,1	0,32	18,5	86,4	681	28,0
1932...	6.051	2,13	25,66	9,9	0,26	15,7	89,0	426	34,2
1933...	11.730	2,07	25,06	9,7	0,30	17,2	87,0	386	30,0
1934...	17.470	2,18	27,15	10,1	0,36	19,7	84,5	535	26,5
1935...	13.677	2,37	29,05	10,1	0,36	18,5	87,7	517	28,3

REGION CHILENA
SANTIAGO DE CHILE

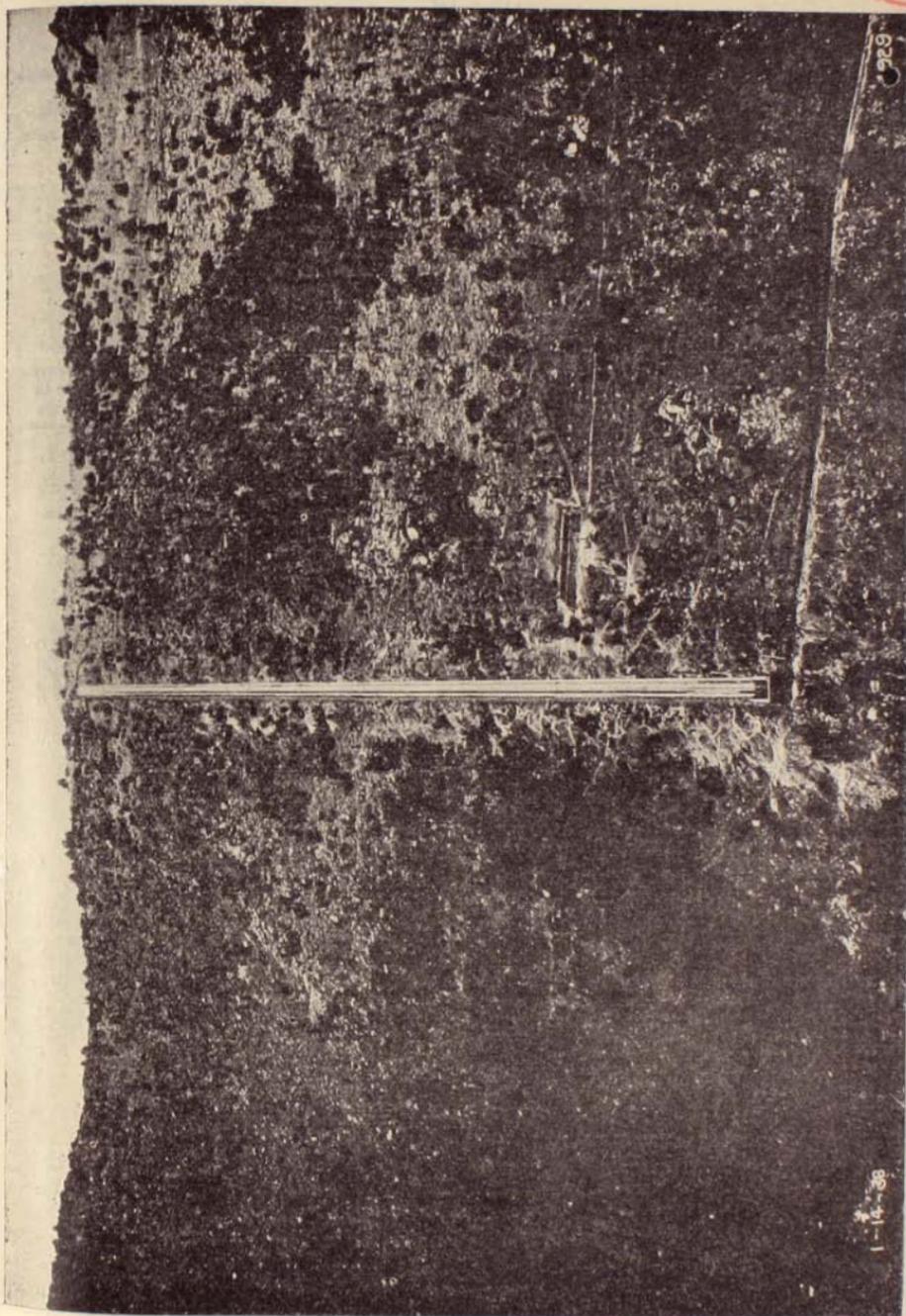


Foto. 7.—Cascada número dos de la canoa de relaves. Longitud 432 metros, caída 150 metros.

TABLA III
ANALISIS DE PRODUCTOS—1935

	%Cu	%S	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%Fe	%CaO	%MgO
Cabezas del Molino	2,37	2,6	57,1	20,5	4,6	0,5	3,1
Concentrados embarcados	29,50	32,1	7,7	3,6	23,7	—	—
Relaves	0,33	0,3	60,2	21,8	3,0	0,6	3,3

TABLA IV
PRUEBAS DE HARNERO

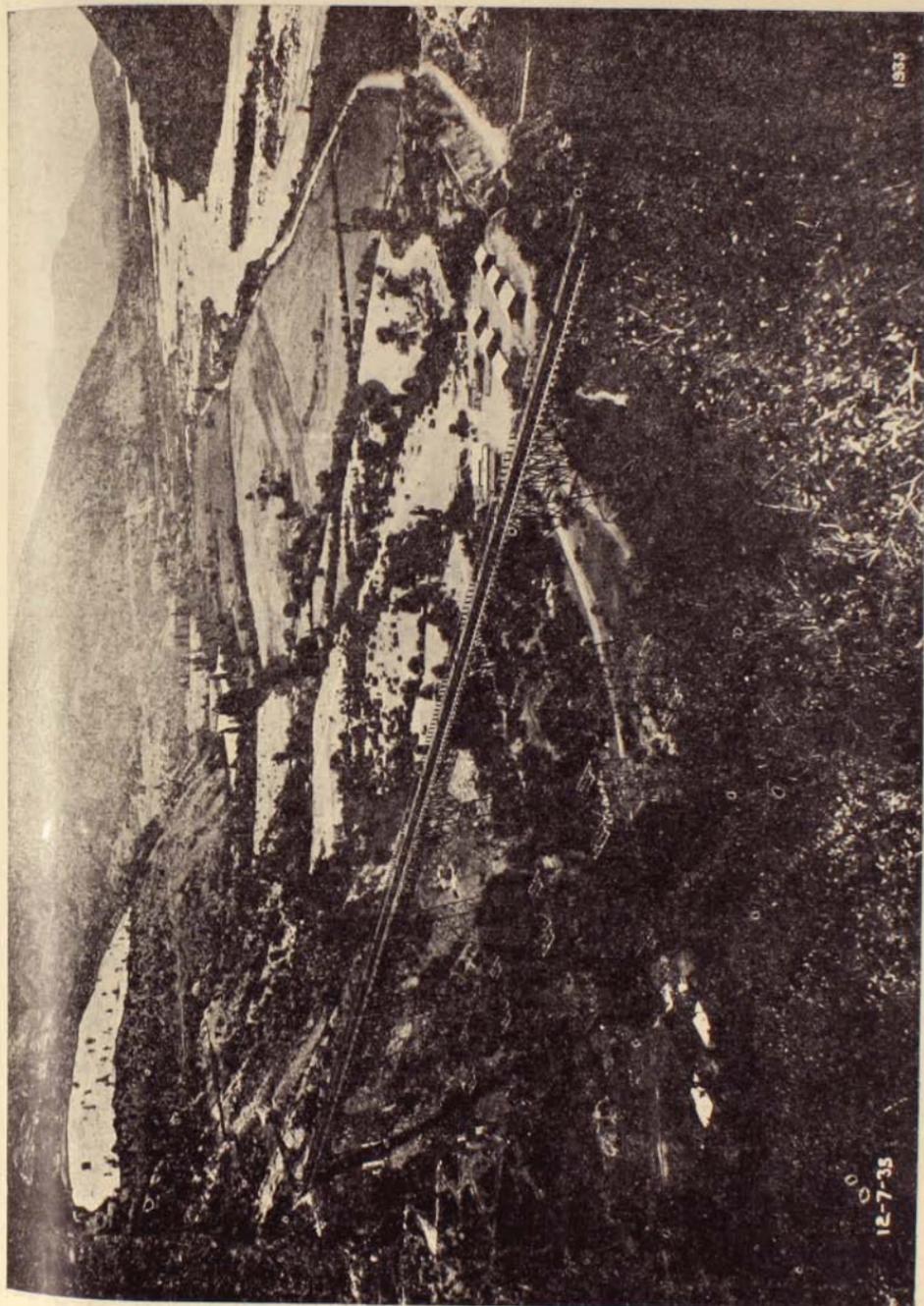
MINERAL	% Peso	Producto triturado		Reba'se del Clasificador primario		Cabezas de la flotación	Concentrados de la flotación
		Malla	% Peso	Malla	% Peso	% Peso	% Peso
+ 15,24 cms.....	6	—	—	—	—	—	—
+ 5,08 cms.	22	3	3	+ 20	3	—	—
+ 1,27 cms.	39	+ 6	29	+ 28	10	—	—
+ 10 malla.....	20	+ 65	46	+ 35	12	—	—
+ 100 malla.....	7	+ 100	3	+ 48	10	1,0	2,0
— 100 malla.....	6	— 100	19	+ 65	8	7,6	7,0
				+ 100	8	12,4	16,0
				+ 150	6	8,6	75,0
				+ 200	4	70,4	
				— 200	39		
Total	100		100		100	100,0	100,0

TABLA V
DISTRIBUCION DEL PERSONAL-1935

	N.º de hombres	Toneladas métricas por hombre por día
Planta Trituradora	83	181
Molienda y Clasificación.....	169	89
Flotación	56	272
Planta de Filtros	26	578
Andarivel	41	367
Planta Repasadora de Relaves	10	1.508
Tranque de Relaves	152	99
General	21	717
Total	558	27,0

TABLA VI
DISTRIBUCION DE ENERGIA

	Kilovatiohoras por tonelada métrica
Planta Trituradora	2,46
Molienda y Clasificación.....	13,25
Flotación	8,43
Servicio de agua	2,44
Planta de Filtros	0,69
Alumbrado, Calefacción, Tranque de Relaves	1,01
Total	28,28



12-7-35

1935

Foto. 8 — Vista general de la canca que conduce los relaves a Cauquenes, Puente sobre el Río Claro al lado del Cachapual (derecha).

BREVE DESCRIPCION DE LA FUNDACION CALETONES DE
LA BRADEN COPPER CO.

BREVE DESCRIPCION
DE LA
FUNDACION DE CALETONES

BREVE DESCRIPCION DE LA FUNDICION CALETONES DE LA BRADEN COPPER CO.

La parte central de la fundición tiene una elevación de 1,556 metros.

El concentrado del Molino en Sewell es entregado a la Fundición por medio de un andarivel.

Dicho andarivel se extiende en línea recta desde Sewell hasta la Fundición, una distancia de 6,4 kilómetros, con un desnivel de 454 metros entre la estación de carga y descarga. La capacidad aproximada es de 104 toneladas por hora.

El concentrado es vaciado de los capachos del andarivel, a través de parrillas situadas en el piso del edificio de almacenaje de concentrado, a un pozo almacenador con capacidad para unas 5,440 toneladas.

El promedio de los análisis del concentrado correspondiente al año 1935 fué el siguiente:

Cu.....	29.16%
S.....	31.8%
Si O ₂	8.3%
Al ₂ O ₃	3.8%
Fe.....	23.5%
Insol.....	9.6%
H ₂ O.....	13.03%

También se produce concentrado en la planta Repasadora de Relaves, variando la cantidad recibida según la producción.

El concentrado de la planta citada es transportado por ferrocarril en tolvas de volteo al puente de descarga de emergencia, situado precisamente al lado norte del pozo de almacenaje para concentrado, y es descargado dentro de dicho pozo, donde se le mezcla con el concentrado del Molino antes de ser entregado a la Planta Tostadora.

El promedio de los análisis del concentrado de la Planta Repasadora correspondiente al año 1935 fué el siguiente:

Cu.....	11.26%
S.....	14.1%
Si O ₂	38.6%

Al ₂ O ₃	15.0%
Fe.....	11.5%
Insol.....	47.3%

Además del pozo almacenador de concentrado de 5,440 toneladas, se ha dispuesto una cancha hacia el lado norte del edificio almacenador de concentrado, donde se acumula el concentrado para emplearlo en caso de emergencia.

Se saca concentrado de esta cancha, o se agrega a ella, según como lo exijan las condiciones de operación de la fundición.

El equipo destinado a la remoción del concentrado del pozo de almacenaje al edificio de los tostadores, consiste de dos grúas equipadas con cucharas autoprensoras y un andarivel corto desde el pozo de almacenaje al edificio de los tostadores. Hay una máquina cargadora de tolva especial, dentro de la cual la cuchara deposita el concentrado y se cargan los capachos del andarivel corto por medio de una compuerta operada por aire comprimido.

En el edificio de los tostadores hay ocho calcinadores de rastrillo verticales, con suficiente espacio en el edificio para dos calcinadores adicionales. Dichos calcinadores son de 6,86 metros de diámetro y tienen siete hogares, sin incluir el hogar secador. Los rastrillos son con refrigeración de aire para cuyo objeto se han dispuesto dos sopladores, siendo uno suficiente para toda la refrigeración requerida.

Hay dos buzones de acero revestidos con concreto instalados sobre cada calcinador y cada uno equipado con un alimentador mecánico de arrastre. Uno o dos alimentadores son puestos en servicio según las necesidades del caso. Dichos buzones tienen una capacidad de 91 toneladas, y son cargados de los capachos del andarivel que corre sobre un riel elevado.

Cada tostador va provisto de dos quemadores de aceite que están instalados para el

encendido en el 5.º 6.º hogar, y se emplean de acuerdo con las necesidades del caso.

El siguiente análisis es un promedio de los análisis del calcinado correspondiente al año 1935:

% Cu	% S	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% Fe
32,86	22,5	9,1	4,1	25,9

Los gases de los tostadores se descargan dentro de una chimenea instalada encima de dichos tostadores y se extiende en toda la longitud del edificio. Los gases pasan a través de un precipitador «Cottrell» para eliminar de ellos las partículas finas del polvo calcinado. El precipitador será descrito más adelante.

Después de pasar el concentrado por los tostadores, se descarga en forma de calcinado dentro de una tolva pequeña, revestida con ladrillos, de la cual se vacía a un carro especial para este producto con capacidad para 8 toneladas aproximadamente. Hay tres de estos carros tolvas motorizados para el acarreo de calcinado, y polvos del Cottrell desde los tostadores al horno reverbero.

Los carros con calcinado pasan sobre una romana para vías, en su viaje de salida hacia el reverbero y el peso es registrado, siendo nuevamente pesados en su viaje de regreso a los tostadores.

Horno de fundición de reverbero.

Hay dos hornos de fundición de reverbero, el N.º 1 tiene 24,38 metros de largo, por 8,23 metros de ancho entre los costados interiores de los puntales de amarra. Este horno está terminado, pero todavía no ha sido puesto en servicio.

El horno N.º 2 es el horno de reverbero primitivo, y tiene 38,1 metros de largo por 8,23 metros de ancho entre los costados interiores de los puntales de amarra. Los gases de este reverbero pasan a través de una chimenea corta de empalme con la chimenea principal de comunicación, la cual a su vez se conecta con la cámara general de humos. Un registro automático controla el tiraje. No se han instalado calderas para el aprovechamiento del calor perdido.

Los carros con calcinado, de los tostadores entran al edificio del reverbero por cualesquiera de las cuatro líneas que pasan sobre el horno de reverbero en ángulo recto con el eje central largo del horno y descargan dentro de cualquiera de las dos tolvas, las cuales son continuas en los 21 metros a partir del muro del puente, y están situadas sobre los muros laterales del horno. Hay aproximadamente 40 tubos de 15,26 centímetros de diámetro de material refractario desde las tolvas hacia los orificios de alimentación en el techo del horno.

Los ejes de cobre se descargan por las sangrías situadas en ambos lados del horno a una distancia de 7,62 metros del muro del puente, y son llevados por una canoa y vaciados a las ollas de acero de 4,5 metros cúbicos de capacidad y situadas en la nave de los convertidores.

La escoria es eliminada por el frente del horno y cae dentro de ollas montadas sobre carros, y se vacían por medio de motores eléctricos. Se emplean locomotoras de 22,68 toneladas para el acarreo de las ollas al escoriadero.

Los análisis medios de los productos del horno de reverbero correspondiente al año 1935, fueron los siguientes:

	% Cu	% S	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% Fe	% MgO	% Insol.
Ejes	43,62	24,2	—	—	28,3	—	0,3
Escoria	0,81	1,3	28,4	10,1	41,7	1,3	—

La chimenea que descarga los gases de este horno está conectada a una chimenea de comunicación que llega hasta un precipitador Cottrell, de modo que los gases pasen a través del precipitador electrostático y descarguen a la cámara general de humos. Un registro automático con enfriamiento de agua controla el tiraje.

Convertidores.—Hay cuatro convertidores Pierce-Smith, estando el cuarto en construcción actualmente. Los convertidores tienen 9,14 metros de largo por 3,96 metros de diámetro.

La nave de los convertidores está servida por dos grúas de 72 toneladas. Estas grúas están equipadas con un gancho de 36 tone-

ladas y dos ganchos de 18 toneladas y se emplean para el acarreo de materiales hacia los convertidores y viceversa.

El aire para los convertidores es suministrado por cuatro turbo-ventiladores, cada uno con capacidad para 730 metros cúbicos y son accionados por motores de 1.760 caballos de fuerza. Hay 41 cañerías de toberas de 3,81 centímetros de diámetro que entran en cada convertidor con cañerías de 5,08 centímetros que conectan las toberas con la cañería de aire matriz.

En caso que fallara la fuerza motriz, se dan señales con la sirena de la casa de fuerza y automáticamente se conectan al circuito los acumuladores y se tumban los convertidores. Los acumuladores producen suficiente energía para mover los convertidores y operar el equipo del moldaje del cobre durante una hora aproximadamente, que da suficiente tiempo para contrarrestar las interrupciones corrientes de la energía.

Se sigue la práctica rutinaria para cargar los convertidores. Fundente silicoso es agregado por medio de un alimentador intermitente de Garr.

La escoria de los convertidores se vacía al reverbero por medio de una canoa a través de los muros del puente. Dicha escoria ha dado el siguiente análisis por el año 1935:

%Cu	%S	%SiO ₂	%Al ₂ O ₃	%Fe
2,6	0,7	25,6	6,6	46,2

Hay una máquina moldeadora de escoria, que se empleó anteriormente en conexión con la antigua instalación del horno soplete y que se emplea actualmente en ciertas ocasiones para el moldeaje de materiales fríos para usarlos en el convertidor. Dicha máquina moldeadora de escoria, descarga sus productos a parrillas de acero con aberturas cuadradas de 20,32 centímetros. Con el objeto de triturar la escoria que se ha moldeado, se ha instalado un martinete quebrantador Mc-Gregor, que opera sobre esta parrilla y que se emplea actualmente en la desintegración de los residuos en forma de cascarnes de las ollas de ejes de 4,53 metros cúbicos y otros deshechos. El producto de estas parrillas cae por entre las aberturas cuadradas de 20,32 centímetros dentro de un buzón equipado con compuertas operadas con aire comprimido que descargan sobre carros de 5 toneladas métricas montados sobre un plano inclinado de doble efecto. Dicho material es elevado a los buzones de servicio

y es sacado cuando se necesita para fundir en los convertidores.

Se emplea petróleo como combustible en el horno reverbero, y el muro del puente del horno está acondicionado de tal manera que se pueden emplear cuatro o seis quemadores según cuales sean las necesidades de la operación.

El petróleo es recibido en la fundición en dos estanques almacenadores, construídos de concreto, con capacidad para 1,674 toneladas cada uno. El petróleo es llevado de los estanques por una cañería de 25,4 centímetros a la casa de los estanques medidores, donde hay cinco de estos estanques, y cinco bombas Duplex operadas con aire comprimido. Las cañerías de descarga llevan el petróleo a la planta tostadora, horno de reverbero, hornos refinadores y ollas recibidoras. El petróleo se calienta con electricidad, tanto en la casa de bombas como a la llegada a los hornos.

Moldeaje del cobre poroso.—El equipo para el moldeaje del cobre poroso consiste de dos hornos de anodo u ollas recibidoras de 3,35 metros de diámetro por 10,06 metros de largo, con capacidad para 136 toneladas de cobre poroso aproximadamente.

Hay tres máquinas moldeadoras, tipo Walker, instaladas de tal manera que dos pueden emplearse para moldear cobre poroso, y dos para cobre refinado, siendo lo común emplear una para moldear cobre poroso y refinado.

El cobre fundido de los convertidores es transportado en las ollas de acero de 4,53 metros cúbicos de capacidad, por medio de las grúas de los convertidores y vaciado a las ollas recibidoras. Dichas ollas están equipadas con el mismo engranaje volcador que tienen los convertidores y pueden volcarse en cualquiera dirección con el objeto de vaciar el cobre fundido a ollas portátiles y transferirlo a los hornos refinadores, o para moldear cobre poroso en la máquina moldeadora de Walker. Dichos hornos son calentados a petróleo y los gases pasan a la atmósfera por chimeneas individuales de construcción especial.

Las máquinas moldeadoras de Walker (Carrouseles) son de 8,38 metros de diámetro sobre los centros de los muñones de los moldes y están equipadas con 30 moldes para moldear barras de cobre negro poroso que pesan 136 kilos aproximadamente, y que dan un término medio de 99,45% Cu.

Las barras de cobre así moldeadas, son descargadas automáticamente dentro de un

pozo enfriador y sacadas por medio de un transportador de acero, llevándose en seguida en carretillas a los carros de embarque.

Hornos refinadores.—Hay dos hornos refinadores de cobre de 136 toneladas de capacidad. El cobre fundido de los hornos recibidores, es transferido en ollas de 4,53 metros cúbicos al horno refinador, y vaciado a dicho horno por medio de una canoa movediza.

El cobre líquido en el horno refinador es primero oxidado mediante la introducción de aire a 2,11 kilos por centímetro cuadrado dentro del baño de cobre. El aire inyectado de esta manera en el cobre, produce una violenta agitación y oxida varias impurezas que son escoriadas y volatilizadas. El cobre es oxidado hasta un punto donde el eutéctico pasa apenas de 3,45% de Cu_2O . Después que la escoria formada ha sido eliminada de la carga, se cubre con coque o carbón vegetal, o una mezcla de ambos. El oxígeno en la carga es reducido mediante el refino, o berlingado, a un porcentaje que fluctúa entre 0,03 y 0,04, dependiendo de la forma en que se va a moldear. Los gases de los hornos refinadores son eliminados a través de chimeneas individuales.

Planta trituradora de la sílice.—La planta trituradora de sílice, está equipada con un triturador giratorio, un juego de cilindros trituradores de 40,64 cms. por 76,2 cms. una correa transportadora y un elevador.

La capacidad de la planta trituradora es de 27 toneladas por hora aproximadamente, dando un producto que pasa a través de mallas circulares de 2,54 centímetros.

La sílice triturada se descarga en carros que se vacían a lo largo del puente de caballete destinado al almacenaje de materiales.

Debajo de dicho puente para materiales se encuentra una correa transportadora de 60,96 cms. que conduce la sílice triturada a los buzones de servicio, desde los cuales se le extrae para utilizarla en la planta a medida del consumo.

Se emplean dos clases de fundente silicoso, mineral corriente de la mina que contenga 60% de sílice, y cuarzo traído de otras partes con ley de 98% de sílice.

Abastecimiento de agua de la planta.

—El agua de la planta, o agua para uso industrial, es captada en una laguna artificial situada al lado opuesto del río Coya desde la fundición, a una altura más o menos de 183 metros sobre el nivel del Establecimiento.

Las vertientes que se encuentran en el lado del cerro más abajo del nivel de la laguna, también abastecen de agua a la planta.

El agua de ambas fuentes es llevada por cañerías al Establecimiento y se vacía a un estanque de concreto situado a un nivel más alto que la planta. Dicho estanque que tiene capacidad de 3.500.000 litros abastece toda la planta.

Se ha instalado un sistema de recuperación por medio de tres bombas eléctricas, de triple acción, con capacidad de 1.893 litros por minuto cada una, para devolver el agua de enfriamiento empleada en la casa de fuerza y sub-estación de transformadores exteriores, como igualmente el agua recolectada de dos vertientes, al estanque almacenador, para el consumo de la planta.

En conexión con el moldeaje del cobre se ha dispuesto un sistema de enfriamiento por circulación de agua, y ha sido necesario instalar seis bombas centrifugas de 1.325 litros de capacidad cada una. Cada bomba está equipada con un motor de 15 caballos y el agua se hace circular desde la poza del antiguo horno de soplete. Al devolver el agua hacia el estanque de enfriamiento, pasa a través de surtidores donde es enfriada para emplearla nuevamente en el enfriamiento del cobre durante el moldeaje.

Planta de ladrillos.—Dicha planta está ubicada a tres kilómetros de la Fundición, y puede producir suficiente ladrillo, sílice, ladrillo refractario y ladrillo colorado corriente, para abastecer toda la planta.

Fuerza eléctrica.—Las líneas de alta tensión que entran a la Planta, tienen un voltaje de 66.000 voltios que se reduce en la estación transformadora exterior y entra a la sub-estación a las barras colectoras.

En esta sub-estación, o casa de fuerza, hay cuatro turboventiladores que suministran aire a los convertidores, y son accionados por motores de 1.760 caballos a 3.600 R. P. M., arrojando cada ventilador 680 metros cúbicos de aire a 0,05 kg. por centímetro cuadrado de presión.

Hay dos grupos motor-generadores que operan los convertidores, las ollas recibidoras, máquina moldeadora y grúas, como también los motores que mueven los trenes de escoria y los carros de calcinado.

También hay en la sub-estación, dos compresoras de aire de alta presión «Worthington», y una «Ingersoll-Rand». Cada una de las dos primeras tiene una capacidad de 34 metros cúbicos, y la Ingersoll-Rand 79 me-

tros cúbicos. Los transformadores que bajan el voltaje para el servicio de alumbrado y motores, están también instalados en este edificio.

Chimeneas y Precipitadores "Cottrell".—Los gases de los convertidores pasan de los convertidores a través de un tragante removible a una chimenea de comunicación construída de palastro, de tipo «balloon» y que tiene una área seccional de 29,9 metros cuadrados. Dicha chimenea va provista de compuertas para extraer el llampo acumulado por gravedad, el cual se lleva en vagones al pozo almacenador de concentrados y mezclado con los concentrados del Molino. Una chimenea angular en forma de cuello de cisne, construída de palastro, y una chimenea de comunicación que pasa sobre la nave del edificio de los convertidores, conducen los gases de los convertidores a un precipitador Cottrell de placas. Dicha chimenea de comunicación está equipada con transportador raspador que extrae los llampos que se acumulan por gravedad en ella. La construcción de la chimenea es del tipo «balloon», y tiene una área de 31,21 metros cuadrados.

El precipitador Cottrell del convertidor tiene mayor capacidad que la requerida para tratar los gases de éste, puesto que fué calculado desde un principio para el tratamiento de los gases de los convertidores y hornos de soplete combinados.

Desde que los hornos de soplete han sido reemplazados por hornos de reverbero, se dispone una gran capacidad precipitadora de reserva, y como se ha expresado previamente, dicho precipitador será empleado en el tratamiento, además de los gases de los convertidores, de los gases del horno de reverbero N.º 1.

El precipitador es del tipo de planchas, empleándose calaminas del N.º 20, separadas por un espacio de 29,21 cms. de centro a centro como elementos a tierra, y de una cadena como elemento aislador, suspendida entre las placas a una distancia de 10,16 cms. con pesas de fierro fundido enganchadas.

El área del precipitador es de 157,93 metros cuadrados dividida en 8 unidades de 19,69 metros cuadrados cada una. La efi-

ciencia o rendimiento del precipitador es superior a 95%.

Los llampos recogidos en el precipitador son llevados por vagones al pozo de concentrados, donde se mezclan con los concentrados que llegan del Molino.

El precipitador Cottrell de los calcinadores es del tipo de alambre y se compone de cuatro secciones de 4 unidades cada una. Los elementos a tierra son cañerías de fierro negro de 96 cms. de diámetro, y los elementos aislados son de alambre de fierro negro N.º 10, conectados desde la parte superior hacia el fondo con pesas suspendidas de cada alambre. El área efectiva de cada sección es de 12,54 metros cuadrados. El rendimiento es de 95% aproximadamente.

El tiraje es controlado por registros eléctricos automáticos. Los llampos de dicho Cottrell son transportados en los carros del calcinado al horno de reverbero.

El edificio de los rectificadores Cottrell es de construcción sólida de ladrillo y acero con piso de concreto. En dicho edificio hay nueve unidades rectificadoras de 15 K. V. A. para el Cottrell de los convertidores, sirviendo una para casos de emergencia. La fuerza electro-motriz empleada es de 50.000 voltios.

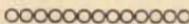
Hay seis unidades rectificadoras de 15 K. V. A. para el Cottrell de los tostadores y operan con 35.000 voltios.

Cámara principal de humos.—Las chimeneas de comunicación de los precipitadores Cottrell entran a la cámara principal que tiene un área seccional media de 65,22 metros cuadrados y alrededor de 610 metros de largo. Dicha cámara se une con una chimenea de 9,14 metros de diámetro por 76,2 metros de altura. La base de esta chimenea está a 1,724 metros de elevación.

Se dispone de una Maestranza y un taller de Carpintería para el servicio de la planta.

Se ha creado una Bodega para el almacenaje de los repuestos y abastecimiento de Materiales en general.

Hay un inclinado que funciona desde el nivel del piso de la nave del edificio de los convertidores, para el acarreo de los diferentes materiales a los distintos niveles de la planta.



BIBLIOTECA NACIONAL
SECCION CONTON

