

# LA RIQUEZA MINERA DE CHILE

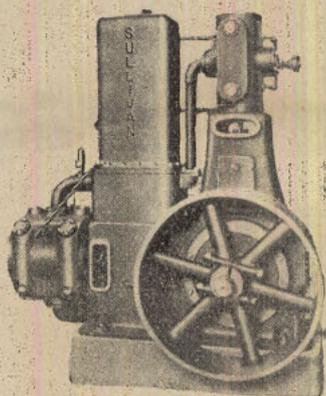
Síntesis de la actividad minera nacional

Año X. Octubre de 1930 Núm. 96

Dirección y Administración: Edificio Ariztía, Piso 3.º, Of. 8, Casilla 2463

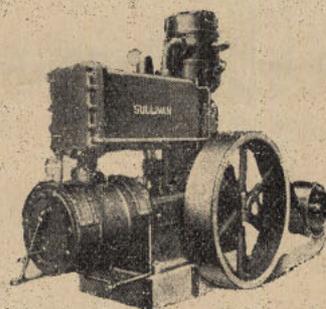
# SULLIVAN MACHINERY COMPANY

Casilla 27 - SANTIAGO - San Antonio 335



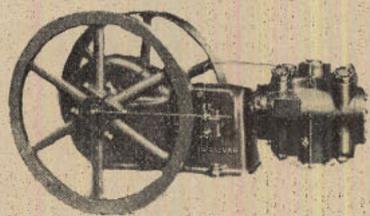
Asegura sus Tareas

DE  
Minas - Canteras - Construcción  
CON  
Buena Maquinaria Neumática



Las Compresoras de Aire "Sullivan" se distinguen por su alta eficacia - construcción moderna y sencillez de válvulas.

Tenemos existencias en tipos Fijos y Portátiles



Invitamos su inspección a nuestra existencia completa de Compresoras - Perforadora - Winches Portátiles - Afiladoras y Fraguas para Barrenas

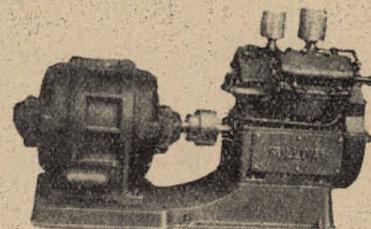
Calle San Antonio 335

AGENCIAS:

**Antofagasta-Iquique**  
Gibbs y Cía.

**Valparaíso**  
Balfour, Lyon y Cía.

**Concepción-Valdivia**  
Saavedra, Bénard y Cía.



## SUMARIO

PÁG.		PÁG.		PÁG.		PÁG.	
194	Precio de los metales.....	199	minera. Entrevista concedida a esta Revista por el Sr. Luis Matte Larraín, Ministro de Fomento.....	205	litre y Minas.--Se nombró al Ing. Sr. Armando Fontaine.....	231	El 10,000 Ford modelo "A" entregado en Chile.....
195	El Ingeniero de Minas, Sr. William Braden.....	200-203	Los Servicios de Minas del Estado.--Proyecto presentado al S. Gobierno por el Ingeniero Sr. Carlos Lanas.....	218	El Mineral de Chuquicamata.-- Su desarrollo por la Chile Exploration Company.....	244-246	El Mineral de "El Teniente".--Estudio de su desarrollo industrial por la Braden Copper Company.....
195	Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.....	205	Cobre chileno en la Exposición de Sevilla.-- Demostración de las Compañías Americanas Nuevo Intendente de Sa-	219-229	Las Fábricas de la "Allis-Chalmers Manufacturing Company".....	247	El Mineral de La Africana y Lo Aguirre.-- Breve estudio sobre su desarrollo por la Santiago Mining Company....
197	El primer ejemplar de la "Riqueza Minera de Chile".....				El Mineral de Potrerillos.--Estudio de su desarrollo industrial por la Andes Copper Mining Company.....		
197	En el Décimo Aniversario de esta Revista.....						
197	Declaraciones del Excmo. Sr. William S. Culbertson, Embajador de los Estados Unidos de América.....						
197	El Gobierno y la política						

# EL MINERAL DE EL TENIENTE

## Estudio de su desarrollo industrial por la Braden Copper Company



Vista general de la mina.

El depósito de cobre de El Teniente era conocido ya en el tiempo de la Colonia. En los últimos decenios del siglo XVIII y los primeros del siglo XIX, fué trabajo por los dueños de la hacienda Rancagua que se extendía hasta el límite argentino y contenía también la mina Teniente.

Más tarde fué explotado periódicamente por arrendatarios. Todos estos trabajos eran más o menos superficiales y se limitaban a los puntos más ricos. Medios más modernos se emplearon desde 1870, pero con la hondura creciente el desagüe de la mina sin recursos fuertes resultó cada vez más difícil y hacia el fin del siglo pasado se abandonó el trabajo.

En 1897 uno de los dueños de la mina, don Enrique Concha y Toro, comenzó de nuevo con trabajos de reconocimiento, pero encontró que las vetitas ricas cerca de la superficie se ramificaban hacia abajo, formando en hondura de depósitos de stockwerk con una ley media de no más de 4%.

Para explotar tal mineral era preciso, pues, una planta de concentración grande, considerando los gastos de trabajo subidos en una altura de 2.500 a 3.000 metros.

Inútilmente se trató entonces de obtener el capital necesario en Francia e Inglaterra, hasta que al fin el negocio fué ofrecido al Sr. William Braden, quien con la ayuda de la American Smelting & Refining Company, hizo los trabajos de reconocimientos necesarios para cubicar una gran cantidad de minerales y construyó un establecimiento de concentración inicial de 250 toneladas diarias.

El desarrollo rápido de la empresa bajo la administración de las casas Guggenheim Bros y Kennecott Copper C., que compraron la mina, es conocido.

Se contruyó un ferrocarril de Rancagua a Sewell de 72 kilómetros, mientras que la distancia en línea recta solamente alcanza a la mitad, lo que indica las dificultades del terreno que se tuvieron que vencer.

En vista de las cantidades enormes de minerales se estimó conveniente una amplificación considerable de los establecimientos y un aumento de la producción.

### GEOLOGIA

**Formación.** — En el remate del Cajón «Teniente» tres kilómetros río arriba de la Junta, confluencia de los ríos Teniente y Coya, se encuentra un cráter, de manera que en la parte poniente hacia el fondo del cajón fué destruido por la erosión, mientras que las otras partes aunque también reducidas, todavía son conocibles en el terreno.

Las paredes del cráter se componen de una roca intrusiva llamada andesita y consistiendo principalmente de un feldespato triclinico, clorita (originado de augita) cuarzo, algo de hornblenda y turmalina. La roca generalmente tiene una textura porfirica pero en la hondura y donde el enfriamiento necesitaba más tiempo, la estructura es holocristalina. El contenido en sílice de esta roca es bastante grande y alcanza a un 70%.

Especialmente en las partes más altas y en la superficie se encuentran localmente rocas casi totalmente silicificadas. La roca rompió por una formación estratificada de rocas efusivas de tobas y brechas terciarias de las cuales consiste la cercanía más distante del cráter.

El interior del cráter está relleno por tobas y brechas provenientes de la destrucción por la explosión de la andesita y de la parte superior de la ma-

sa surgente que causó la explosión y la formación del cráter.

Además se encuentran brechas de la última masa, es decir consistiendo en dacita y porfido granítico que aparecen en forma de filones. Este fenómeno se explica por el hecho de que los filones se habían formado más abajo pero que habían sido forzados hacia arriba por las masas igneas de más abajo resultando el quebramiento de la roca solidificada.

El elemento más moderno de la formación geológica, lo forma un filón de lamprofiro de uno a dos metros de ancho que penetra todas las demás rocas y que en ninguna parte se presenta mineralizado.

El origen del cráter se explica por la subida lenta de masas de magma fluída y semi-fluída hasta regiones donde llegaron en contacto con rocas saturadas de agua atmosférica o con acumulaciones de agua.

La producción repentina de vapor causó una explosión por la cual se formó el cráter.

### MINERALIZACION

La mineralización se produjo en períodos que alternaron con períodos de actividad volcánica. Raramente se encuentra un ejemplo tan claro de la relación íntima entre rocas eruptivas y yacimientos metalíferos como en este caso. Se cuentan tres períodos de mineralización. Uno después de la intrusión de la andesita, otro, el principal, después de la formación del cráter, y el tercero



«Sewell» durante el invierno de 1926.

después del levantamiento del interior del cráter por magma surgente.

La primera mineralización fué adelantada y acompañada por una fuerte clorificación, cirsitificación y turmalinización, cambiando en parte totalmente la roca. La metalización consistió en una impregnación débil, con pirita de hierro y en la formación de vetas de cuarzo con turmalina y poco de pirita y calcopirita.

Por la conmoción causada por la explosión y formación del cráter se formaron zonas de quebramiento en la roca adyacente, especialmente en las paredes del cráter. Las aguas juveniles que siguieron a la erupción siguieron a lo largo de las paredes del cráter de donde entraron en las zonas quebradas de la roca andesítica adyacente. Allí precipitaron los minerales llevados y formaron el depósito en la forma actual (la segunda mineralización), pero todavía con una ley muy baja, en cobre. Además de pirita y calcopirita fueron depositados cuarzo, turmalina y biotita.

La tercera mineralización no era extensa pero formó varios menores depósitos ricos. Por haber sido rellenada y encerradas las grietas y hendiduras en la andesita quebrada por los minerales de la segunda mineralización, las soluciones posteriores entraron principalmente a grietas nuevamente abiertas y sólo en parte enriquecieron los minerales ya depositados.

En este período se formaron los depósitos pequeños pero ricos, explotados durante la primera fase de la explotación. Además se formaron algunos pequeños depósitos, por ejemplo uno consistente en bornita y varios otros en forma de columnas de tenantita.

Pocas cantidades de enargita y tetraedrita también fueron depositadas y de otros minerales, siderita, rodrocrocita, cuarzo, anhidrita y algo de galena, sfalerita y barita. La anhidrita, en parte se transformó en yeso.

Las brechas y tobas se encuentran sólo mineralizadas debido a su cemento arcilloso y también las fajas de brechas que se formaron de andesita a lo largo de la pared del cráter por la presión y el movimiento de rellero del cráter, son menos mineralizadas que la andesita entera.

#### ENRIQUECIMIENTO SECUNDARIO

Toda la mineralización primera precipitada de soluciones ascendentes generalmente era pobre, fuera de los casos mencionados. El depósito grande resultó aprovechable, sólo por el enriquecimiento secundario, es decir, por la acción de las soluciones descendentes.

La zona de oxidación alcanza generalmente una hondura de 60 a 100 metros. En algunas zonas lentiformes se extiende más abajo y aun hasta el límite inferior de la calcosina. Los minerales principales de esta zona son crisocola, cuprita, cobelina y un poco de malaquita y azurita.

La zona de cementación con los minerales principales, calcosina y calcopirita, corresponden al depósito aprovechable. Mientras las partes superiores todavía están mezcladas con minerales de color, se aumenta la pirita en las partes superiores y donde desaparece la calcosina

termina también la zona de mineral aprovechable.

Como la pared del cráter ofreció mejores posibilidades para la circulación de las soluciones metalíferas, las que además fué activada por los movimientos periódicos, la minera-

ahora forma el depósito de la mina Teniente propiamente dicha en el lado oriental del cráter y la zona de la mina Fortuna, al lado suroeste del cráter. Las zonas se angostan y desaparecen hacia ambos lados y se ensanchan en el centro d:



Vista general de Sewell.

lización es más fuerte y alcanza a mayor hondura cerca del cráter y disminuye a medida que aumenta la distancia de él.

Se debe contar como superficie en este caso también la parte superior de la pared del cráter, desde la cual la cementación alcanza a unos 300 metros de distancia. Medido a lo largo de la pared del cráter, el enriquecimiento secundario, alcanza a unos 800 metros de hondura.

#### FORMA DEL DEPOSITO

Hay dos zonas principales en la pared del cráter que por el quebramiento y la mineralización se formaron en depósitos de stockwerk. La zona que

manera que forman en la sección horizontal cuerpos de minerales en forma de media luna.

El largo de la mina Teniente mide unos 900 metros a lo largo del cráter y el ancho más grande en el centro del cuerpo mineralizado alcanza a 300 metros. La mineralización sigue más allá pero la ley disminuye por cambiar la calcopirita en pirita y resulta muy pobre el mineral para el beneficio.

El depósito de la mina Fortuna es menos extenso; además hay varios otros depósitos de poca importancia.

#### UBICACION DEL MINERAL

Como las otras dos grandes minas, Chuquicamata y Potrerillos, también el Teniente está situado en los contrafuertes de la alta cordillera, a 70 kilómetros de distancia por ferrocarril al oriente de Rancagua y en más o menos la misma altura sobre el nivel del mar que Chuquicamata, es decir, entre 2.500 y 3.000 metros. Pero mientras en el gran desierto del norte, las formas de la superficie son suaves debida a la falta de lluvias, la configuración de El Teniente se presenta muy quebrada y cortada, consistiendo de faldas abruptas, lomos altos y gargantas profundas, con poca vegetación.

Los lomos tienen un rumbo general de N. E. a S. O. y en la punta del lomo que separa los arroyos Coya y Teniente aparece una población moderna de 8.000 habitantes: Sewell, el campamento minero con casas de habitación para los empleados y obreros, con hoteles, al-



Población en Teniente «C»

macenas, talleres, maestranzas, establecimientos, etc.

## TERRENO MINERO

Todo el terreno de la Com-

## La Mina

Reconocimientos. La mina Teniente es la mina subterránea más grande de Chile y una de las más grandes del mundo.

Se llega a ella por medio de un ferrocarril eléctrico que pasa desde la parte superior de Sewell, un kilómetro a lo largo de la falda escarpada del cerro y otro kilómetro en un túnel que conduce al interior del lado oriente del cráter.

Desde el remate del túnel se construyó un pique vertical de 500 metros hacia arriba, cerca de la superficie, por el depósito de cobre.

Desde el pique salen los diferentes niveles de reconocimiento y de explotación, generalmente 50 metros vertical distantes uno de otro. Desde el nivel más arriba pero más adentro del cerro salen dos piques inclinados (50°) de 150 metros verticales aun más hacia arriba, que forman la comunicación con los niveles superiores de la mina.

## PREPARACION Y ARRANQUE

El sistema que se emplea para el arranque de los minerales y que se ha desarrollado durante la explotación de la mina es ingeniosa y permite la saca muy barata de los minerales mediante una especie de explotación por hundimiento.

De los frontones longitudinales se corren cortadas normalmente a los frontones, en distancias de unos ocho metros, una de otro, más en roca firme que en la quebradiza.

Saliendo de estas cortadas lateralmente se va subiendo con el arranque formando un caserón de explotación, dejando una chimenea para el acceso y dejando pasar sólo tanto mineral por el buzón, de manera que los mineros puedan seguir perforando y volando el techo, estando en el mineral ya quebrado. El ancho de estos caserones es de 4 a 5 metros; el largo corresponde al de las cortadas. En los remates de una sección de hundimiento estos caserones

paña comprende 23.820 hectáreas de las cuales 3.340 hectáreas forman las pertenencias mineras.

de explotación se excavan hasta 30 o 40 metros de altura, mientras que los caserones interiores se vuelan hasta no más de 15 o 20 metros.

Después de preparar así la sección se corren entre las diferentes cortadas y encima de ellas, es decir, debajo de los pilares de mineral que todavía quedan en estada firme, otras cortadas auxiliares desde las cuales se vuelan los pies de dichos pilares.

En otras partes se extiende el quebramiento de la roca directamente desde las cortadas, por los pies de los pilares.

hundimientos en la superficie, principalmente en el margen del cráter.

Se puede imaginar que el peso de tal masa de mineral quebrado es enorme y que por eso se necesita una enmaderación muy fuerte para las cortadas.

## TRANSPORTE

Por los buzones el mineral cae a los carritos y en estos llega a las chimeneas de los cuales todo un sistema pasa por la mina hasta el nivel más abajo donde el material cae a los carros. Trenes de estos carros, movidos eléctricamente, llevan el mineral por el túnel y la falda del cerro al establecimiento de la trituración. A lo largo de la falda del cerro, la línea férrea está tapada totalmente con enmaderación fuerte para evitar perturbaciones por la nieve y por los rodados.

gran parte del material sulfídico se transformó en sulfato y se disuelve con agua. Se conduce una corriente de agua por una cañería a los hundimientos de la superficie de la mina, de donde penetra y pasa por los rasgos de explotación todavía llenos de material cuprífero, y reaparece como solución cuprífera tres meses después en los niveles inferiores. Allí se la deja pasar por cajones llenos de hierro viejo en donde se precipita el cobre metálico.

## LAS FAENAS DE BENEFICIO

**Trituración.** Desde los grandes buzones en los cuales se vacían los carros de minerales contenidos, los minerales, después de pasar por parrillas que separan el fino, llegan por alimentadores mecánicos y transportadores de correas a las chancadoras giratorias. En seguida pasan a un sistema de chancadoras de cilindros para llegar a los molinos de bolas (sistema Marcy, con capacidad de 1,000 toneladas por 24 horas), de los cuales 19 se pueden ver en una línea. Después el mineral se muele en molinos Hardinge hasta 0.6 mm. de diámetro.

Debajo de los cilindros y molinos el mineral molido pasa por cribas para separar el grueso (oversize) que vuelve por elevadores a las chancadoras cilindros, molinos, respectivamente. Debajo de cada trituración, el muy fino también se separa y se une con el fino de más abajo.

## CONCENTRACION

Anteriormente la concentración se había comenzado debajo de los cilindros, mediante cribadores hidráulicos; después el mineral molido pasaba por tromeles clasificadores y entre los dos sistemas de molidos se concentraba por medio de mesas Wilfley. Hoy día los cribadores hidráulicos se han abandonado y en las mesas wilfley se concentran solamente un pequeño porcentaje del mineral para obtener sulfido puro en la fábrica de ácido sulfúrico.



Vista general de la estación y patio de la Compañía en Rancagua.

La andesita es bastante quebradiza, de manera que después de volar los pies de los pilares, los últimos se derrumban por su propio peso y todas las masas de mineral desde las cortadas 100 metros más arriba, es decir, desde el nivel superior ya explotado, se hunde y se quiebra en pedazos generalmente aptos para pasar por los buzones puestos en las cortadas y para el transporte. De esta manera la excavación sigue bajando, y desde arriba baja el techo también, lo que da por resultado la formación de grandes

## MINA FORTUNA

La mina Fortuna se explotó hasta 1923, cuando se terminó el mineral entonces aprovechable. Con el abaratamiento de la explotación aumenta la posibilidad de que se puedan explotar con ganancia una parte del mineral restante y se calcula que la cantidad aprovechable será unos 11.000.000 de toneladas. Actualmente se explota la mina por medio de una lixiviación sencilla por agua.

Durante decenios de explotación y al tiempo después, una



Panorama de Coya y sus alrededores.

Casi todo el mineral pasa de los molinos de una correa transportadora a la planta de flotación.

La flotación se ejecuta según el procedimiento de la Minerals Separation Co., por medio de una mezcla de aceite y alquitrán y ácido sulfúrico que se añade al mineral con agua, en cajones de madera. Se produce espuma, agitando la mezcla mecánicamente; la espuma con las partículas metálicas se levanta y escurre y se la conduce a estanques, mientras las partículas de rocas quedan abajo y se sacan por abajo. Estos relaves todavía contienen un porcentaje de metal y se tratan separadamente de nuevo antes de llevarlo abajo al pueblo, en la quebrada para depositarlo, mientras que la espuma pobre del mineral vuelve para ser tratada de nuevo en el mismo sistema.

Muestras tomadas mecánicamente en los puntos correspondientes sirven para controlar y arreglar el efecto de los diferentes aparatos.

Toda la planta de trituración y concentración está instalada en edificios grandes de acero que cubren la parte parada del cerro con una diferencia en altura de unos 140 metros verticales que se ha utilizado para pasar el material.

### CAPACIDAD

La capacidad de la planta es de 17.000 toneladas diarias; por lo demás, es de la existencia del agua de la cual depende la cantidad de mineral que se pueda tratar. Después de un invierno abundante de nieves se puede aprovechar toda esta capacidad, pero frecuentemente el agua no es suficiente para permitirlo.

### EXTRACCION

La extracción de mineral en la planta de concentración es de 85%. El mineral entra a la planta de 2,26 a 2,29% en cobre y los concentrados tienen de 25 a 29%.

En los estanques donde se depositan los concentrados, una parte del agua se pierde por desbordarse, otra parte se separa por compresoras a las cuales se transportan los concentrados después, pero al fin todavía contienen de 15 a 20% de agua cuando son transportados por una andarivel a la fundición, a unos 10 kilómetros más abajo, en el valle.

### FUERZA MOTRIZ

La fuerza para todos los usos en la mina, el molino y la fundición está distribuida desde las dos casas de fuerza hidro-eléctricas que pertenecen a la Compañía. La planta Cachapoal en Coya comprende cinco turbinas

tipo reacción conectadas directamente a generadores, que operan bajo una caída de 410 pies, con una capacidad de cerca de 26.000 kv-a. La planta de Pangal, concluida en 1919, consiste en tres ruedas Peltón de impulso conectadas directamente a generadores, que operan bajo caída de más o menos 1500 pies, con una capacidad de alrededor de 15.000 kv-a. La planta de Pangal está conectada con la de Coya por una línea de transmisión que opera a 66.000 voltios, y desde ésta estación hay una línea igual que llega a

## La Fundición de Caletones

Por tratarse de una sección tan importante del establecimiento, como es la fundición de Caletones, publicamos a continuación una exposición muy detallada de esta sección de la planta que fué redactada por el Sr. M. S. Mazany.

La planta de fundición de Caletones se terminó y entró en funciones en Febrero de 1922. Al principio fundía diariamente 750 toneladas de concentrados producidos en Sewell, de 10.000 toneladas de mineral; más tarde su capacidad se aumentó a 900 toneladas de concentrados obtenidos de 12.000 toneladas de mineral por día.

La producción de la planta de fundición se determina principalmente por la capacidad productora de la planta de concentración, la que depende hasta su capacidad máxima, de la cantidad de agua que se dispone en las diferentes estaciones del año.

Los concentrados, con 16% de humedad, se cargan en Sewell en los baldes del andarivel que tienen de 1.650 a 1.700 libras de capacidad, y se transporta por medio de aquel que es recto y que tiene cuatro millas de largo, a la estación de descarga en la estación de Caletones, donde se vacía a una tolva de hormigón de 43 pies de ancho, 86 de largo y 20 de profundidad, o sean 6.000 toneladas de capacidad. El término medio del añá-

las sub-estaciones en Caletones y Sewell.

### PROVISION DE AGUA

El agua para la planta se obtiene del río Coya y de varios riachuelos tributarios de este.

Parte de esta agua llega al molino directamente por medio de canoas de madera y de cañerías; el resto es achicado por medio de bombas, desde sitios más abajo. Para fines domésticos, existe además una cañería de 4 kilómetros de largo que conduce agua pura de la cordillera.

lisis del concentrado es el siguiente: Cu 25,7%; S 30,1%; SiO<sub>2</sub> 10,7%; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 5,8%; Fe 22,8% CaO y MgO, 08%.

La estación de descarga la constituye un edificio de acero. La parte superior tiene piso sólo en parte de manera que los baldes del andarivel pueden descargarse a través de una parrilla a la tolva situada debajo.

Según llegan los baldes, se les corta automáticamente de los cables tractores y de suspensión y corren sobre una sección de rieles de acero hasta un desvío que incluye una romana de entrada donde se pesan y vacían. Después de completar un circuito por el edificio, los baldes vacíos se pesan en romanas dobles, antes de devolverlos al andarivel. El muestreo se hace en las romanas de entradas por medio de un muestreador de cañón.

A unos pocos pies debajo del piso de la estación de descarga hay dos grúas de diez toneladas móviles y equipadas con baldes de 1-1/2 yardas cúbicas del tipo "clamshell" que trabajan a lo largo del eje principal del edificio. Las grúas cargan la mezcla de concentrados desde la tolva a través de compuertas a carros para concentrados de cuatro toneladas de capacidad. Al lado, y en una parte del edificio donde está ubicada la tolva, está situada una pequeña planta para mezclar los humos, donde éstos depositados en los dos

precipitadores tipo Cottrell se revuelven con los concentrados en un molino de desintegrar y se descargan a la tolva. De esta manera, el material cuprífero de menos de 200 mallas se devuelve al circuito de la fundición sin gran pérdida y sin hacer las condiciones del trabajo demasiado desagradables.

### DETALLES DE LA MANERA DE CARGAR LOS TOSTADORES

Una vez cargados los carros de concentrados, estos se transportan en trenes de tres carros cada uno tirados por locomotoras eléctricas de diez toneladas de arrastre, pasando sobre una romana para pesar las cargas. La romana está ubicada sobre un muelle especial en la parte superior del edificio donde se cargan los tostadores. Aquí los concentrados se descargan a uno de los tres buzones de 20 toneladas cada uno que alimenten los tres tostadores.

Debido a la consistencia variable de la alimentación, se ha instalado en el fondo de cada buzón o tolva de tres a seis transportadores de espiral, colocados paralelamente. Estos tienen doce pulgadas de diámetro y cuatro pies de largo, y andan con velocidades variables. Los alimentadores son movidos por medio de engranajes dependientes unos de otros, de tal manera que cualquiera de la serie de tres alimentadores ubicados en los lados de la tolva, pueden ponerse en marcha o pararse por medio de un embrague para que no haya demora en variar la alimentación.

Los alimentadores de espiral descargan el concentrado a un buzón de fierro fundido y de forma ovalada de 13" por 24" de sección transversal que comunica al buzón, pasando a través de la cámara de humos del tostador con la parte superior y abierta del tostador. Este buzón forma un ángulo de unos 70° con la horizontal, inclinación suficiente para impedir que la alimentación se pegue y permite además que descargue como unas 18" dentro de la parte superior del tostador giratorio que tiene 150 pies de largo y 10 pies de diámetro. Para impedir que los gases provenientes del tostador escapen de este buzón un cañón de 12" descarga aire comprimido continuamente en el interior del buzón para formar una contra presión.

Cada uno de los 3 tostadores cilíndricos consiste de un casco exterior hecho de planchas de acero de 3/4" con un forro de ladrillo de 9" de espesor. En los dos puntos de soporte el casco está reforzado con planchas y con una llanta pesada de acero fundido ribeteada al casco. Cada llanta de acero descansa sobre

dos pares de rodillos y cada par de estos sobre una cuna giratoria, y estas cunas están colocadas de tal manera sobre planchas pesadas de hierro fundido que hacen de base que el tostador tiene una inclinación de 7/8" por pie desde el punto de vista de alimentación al de descarga.

Con la velocidad normal del tostador que es de una revolución por minuto, la alimentación necesita 45 minutos para pasar a través del tostador. Al principio se experimentaron considerables dificultades mecánicas en el diseño original de las llantas debido a la necesidad de seccionalizarlas para el transporte y la erección. La llanta ahora en uso ha dado resultados satisfactorios. Está dividida en seis secciones con juntas que calzan muy bien (hechas a torno); todas las juntas están hechas en forma de zig-zag, de tal manera que en ninguna de ellas está la sección transversal del metal de la llanta roto en más de una tercera parte; estas secciones están bien apernadas.

Cada tostador es movido por un motor de 100 H. P. La reducción de velocidad se obtiene por medio de un tren de engranajes y el último piñón engrana con una corona grande ribeteada a la parte exterior del casco de acero. El extremo del tostador por donde descargan los concentrados tiene colocado encima una campana revestida de ladrillos de quita y pone con fondo abierto que permite la descarga de los concentrados ya tostados a una tolva situada debajo. En este extremo, también están situados los portillos frente al eje central del tostador para que pasen los quemadores de petróleo.

Los concentrados mojados se alimentan a través de un buzón situado en la parte superior del tostador.

Los quemadores de petróleo están situados en el otro extremo. Según revuelve el tostador, la alimentación avanza despacio hacia adelante, secándose primero y después llega a una zona de fusión incipiente donde los concentrados finos se convierten en pequeñas bolas o nódulos semi-fundidos que varían en tamaño entre 1/4" y 3" lo que constituye un tamaño deseable, y en seguida caen del tostador.

La capacidad media efectiva de cada uno de estos tostadores es de 250 toneladas de concentrados por día con un concentrado de la ley ya dada. El análisis medio del producto es aproximadamente el siguiente: Cu 28,9%; S 19,5%; SiO<sub>2</sub> 11, 6%; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 6,4%; Fe 25, 2%; CaO y MgO 1,1%; lo que indica una pérdida de azufre de alrededor de 42, 5%.

El consumo de petróleo varía entre 6,5 y 7,5 galones por

tonelada.

Los gases que se forman en los tres tostadores salen por los extremos, donde se alimentan los concentrados y entran a los cajones de humos, los que forman la cámara principal de humos de los tostadores. Los humos salen a una temperatura aproximada de 250° C. Después de andar aproximadamente unos 30 pies por la cámara de humo principal que está hecha de planchas de hierro, los ga-



Avalancha de nieve en «Quebrada Wilson» en el invierno de 1929.

ses entran a la "Casa Cottrell" que está situada al lado del edificio para alimentar los tostadores.

La Casa Cottrell está construida en tres secciones paralelas con dos unidades iguales por sección y con un espacio de seis pies entre las secciones anteriores y posteriores en la dirección en que corren los gases. Es del tipo de alambre con alambre de carga de hierro y del N.º 14 que llevan una corriente de 40.000 voltios.

Los alambres están colgados en 22 hileras paralelas (11 hileras por sección) y a ángulos rectos a la dirección de los gases. Las hileras están separadas 4" entre sí. Después de cada hilera de alambres de carga hay una hilera doble y paralela de alambres que van a "tierra" (N.º 14) y que están colgados a la distancia media entre esta y la próxima hilera de alambres de carga con el objeto de presentar a las partículas cargadas de electricidad, una superficie de precipitación que se pueda limpiar fácilmente. Estas hileras dobles de alambres están situadas a 3" en la dirección en que corren los gases y a 2" perpendicularmente a esa dirección. La razón del área de los alambres que van a tierra comparada con la de los alambres cargados es de 4-1/2; 1, área que es demasiado reducida y que se necesita limpiar cada hora cuando se está tratando un gas muy cargado con humos.

La sección transversal activa de cada precipitador es de 3 pies de ancho por 10 pies de alto, y su largo efectivo es de 9 pies. Los gases pasan por este precipi-

tador que tiene 80 pies cuadrados de sección transversal y un largo de 19 pies, y atraviesa este campo eléctrico sumamente cargado antes de dejar el precipitador para entrar a una cámara de humos auxiliar que los conduce a la cámara principal.

La temperatura de los gases en el precipitador varía entre 175° y 225°, y el volumen del gas beneficiado por unidad es alrededor de 38.000 pies cúbicos por minuto. Esto permite

discos dobles.

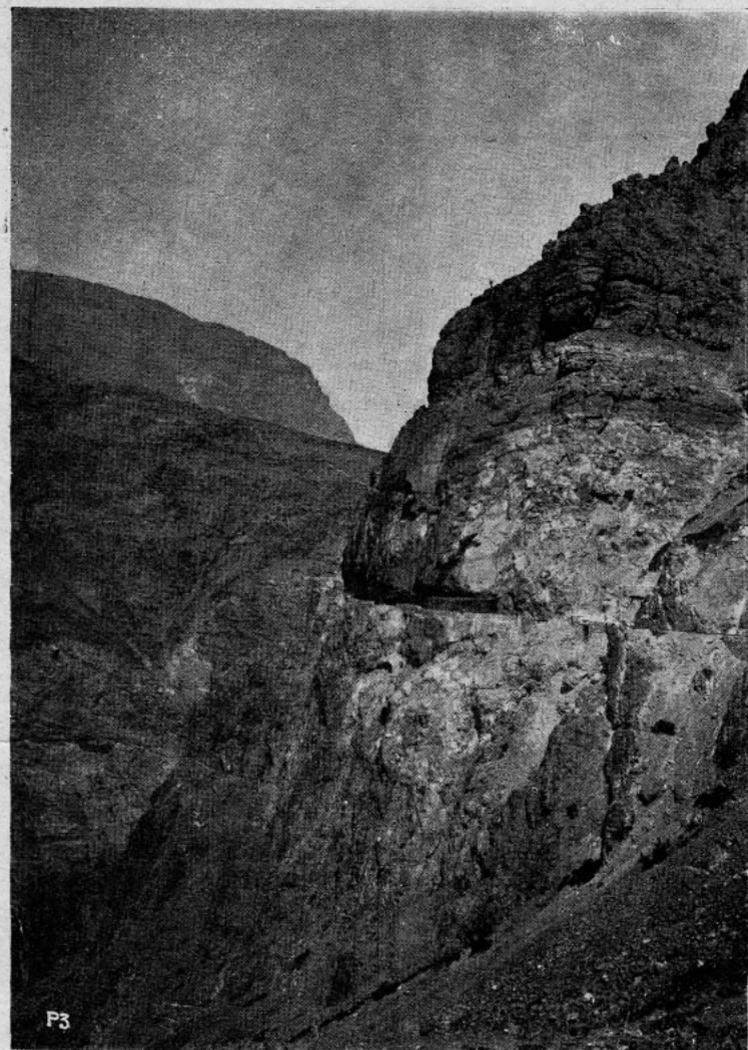
Los discos dobles montados en los ejes de los rectificadores están conectados de tal manera que toda la energía de cada juego de generadores se inclina y se corta alternativamente de la sección anterior y posterior del precipitador a la que está unida cada juego de generadores. El motor generador y el disco rectificador están montados sobre el mismo eje de manera que sincronizan automáticamente cuando revuelven a una velocidad de 1.800 r. p. m.

#### DIRECCION DE LOS GASES

Al salir los gases del precipitador Cottrell pasan por una cámara de ladrillos que tiene 12 por 14 pies y después de recorrer 530 pies por esta cámara se unen a los gases de los hornos y de los convertidores en la cámara de humos principal. En el lugar donde se junta esta cámara con la principal, se ha instalado un regulador de tiro para mantener el tiraje de los tostadores a una presión constante.

Los humos provenientes de la cámara principal de humos y del precipitador Cottrell se sacan en carros automotores cubiertos que corren por una línea situada debajo de las buzones de las cámaras de humo. Los carros se llevan a un ascensor que los eleva al nivel del edificio donde se cargan los tostadores y después se vacían a la planta para mezclar los humos con los concentrados antes de tratarlos de nuevo en los tostadores.

La central eléctrica que suple la energía para estas unidades proviene de una estación rectificadora Cottrell con tres juegos de motores - generadores transformadores de 15 kw. con



Tren pasando «El Copado»

Los humos que se asientan en la cámara de ladrillo de 12 por 14 pies, se mojan en esta cámara por medio de una regadera y después se sacan por medio de rastrillos a través de compuertas. Estos humos se cargan en carros de tolva de cuatro toneladas y de vaciar por los lados, y se llevan a la tolva de almacenamiento para mezclarlos.

El combustible que se emplea en los tostadores se toma de los estanques generales de almacenamiento que son de hormigón cubiertos, de 10,000 barriles de capacidad y construídos bajo tierra. Una cañería de 8" conduce el petróleo por gravedad con un salto de 200 pies a una serie de estanques donde se mide y se calienta. Los estanques están situados en la casa

na entra por una ranura situada sobre el dintel de la puerta para cargar el horno que se extiende alrededor de todo el horno; el aire entra a través de agujeros en el casco inferior y en la parte superior de la campana, y se junta con los gases del horno que corren hacia los cañones giratorios "gooseneck". La parte superior de la campana del horno está cubierta por tres planchas de acero iguales que convergen hacia tres cañones giratorios de 7-2/3 de diámetro, hechos de planchas de acero que conducen hacia una cámara de humos, que es también de planchas de acero, donde los gases de los hornos se mezclan con los gases de los convertidores antes de pasar por el precipitador Cottreu. La cam-

hace funcionar un flotador en el estanque de enfriamiento.

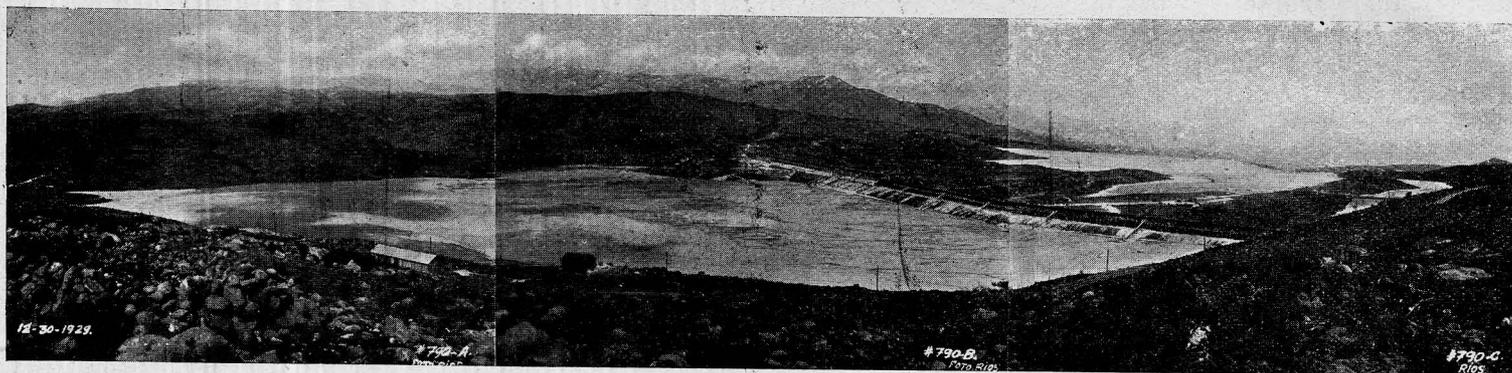
#### LA CARGA DEL HORNO

La carga para los hornos se compone de nódulos calientes que se cargan en las tolvas de los tostadores concentrados crudos que pasan a unas tolvas especiales situadas en el mismo nivel donde está la línea para cargar los hornos.

Los concentrados crudos se elevan por medio de un ascensor pequeño y un carro desde las tolvas de almacenamiento. También se usa escoria de convertidor fría y coke. El coke se trae en el ferrocarril de la Compañía desde Rancagua y la sílice que se emplea como flujo en los convertidores, desde la mina hasta un muelle de acero,

cargas están colocadas a distancia equidistantes a ambos lados de la tolva general, de tal manera que quedan colocadas exactamente frente a un tren, conteniendo seis carros para cargar los hornos y en cuyo interior descargan los buzones.

Esta disposición sólo hace necesario enfrentar un sólo carro en el tren para que todos los otros carros queden bajo los buzones adyacentes. Los buzones se descargan a los carros, dándole vuelta a las compuertas del fondo que se abren y se cierran automáticamente. Seis de estas divisiones en la tolva se usan para la escoria de los convertidores que es único flujo que se emplea en los hornos. La escoria del convertidor se saca desde una tolva ubicada bajo la chan-



Vista panorámica del Nuevo tranque de Barahona.

de bombas para el petróleo y está ubicada cerca de los tostadores. El petróleo se eleva a los tres tostadores por medio de tres bombas "Quimby" para petróleo de doble hélice y de capacidad de tres galones por minuto hasta una presión de 175 libras. Una bomba igual sirve para llevar el petróleo que se utiliza en los hornos de volcar para llenar los moldes.

#### HORNOS DE SOPLETE

El horno N° 1 (de 50'), tiene a cada lado 15 camisas enfriadas con agua, de planchas de acero y de 40" de ancho. Cada camisa tiene 14 1/2 pies de alto y está atravesada por tres toberas de 5" de diámetro a 42" sobre la solera de hierro fundido. El horno tiene 4' de ancho en la línea de la solera y 6' 2" de ancho en la parte superior de las camisas. Las soleras están sostenidas por gatas sobre la fundación de concreto y se enfrían por medio de cañones de acero junto a la solera, y están, además, protegidas por una cubierta de 4 1/2" de ladrillos de fuego y 9" de ladrillos de cromo. La campana del horno, que tiene 12' de alto sobre las compuertas de carga, está construída de planchas de acero y enfriadas con aire, y está hecha de tal manera, que hay un espacio de 6", lleno de aire entre el casco exterior y el interior. La distancia entre estos dos cascos se mantiene por medio de vigas en forma de I. El aire para enfriar la campana

entera, lo mismo que los cañones giratorios, están suspendidos del techo del edificio. El horno se carga por medio de carros que circulan por líneas situadas a cada lado del horno y se vacían a través de las compuertas de carga, que son de hierro fundido y han sido construídas en tres secciones de 15' cada una a ambos lados del horno.

El horno N° 2 es de igual construcción al N° 1, exceptuando que sólo tiene dos cañones giratorios en sus 30' de largo. El tiraje del horno puede aumentarse hasta una presión de 36 onzas. El aire se lleva hasta el edificio donde están los hornos de soplete, a través de una cañería de acero de 6' de diámetro, desde la casa de la fuerza motriz de la fundición. El agua para enfriar las camisas del horno se alimenta por gravedad desde el estanque de refrigeración, y el agua corre por una cañería de 12". El agua que reboza de las camisas se devuelve al estanque de enfriamiento por medio de bombas hasta las regaderas, en el estanque de enfriamiento. Hay cuatro bombas Gould, centrífugas, de una sola etapa y de una capacidad de 350 galones por minuto cada una; el agua que se pierde en la refrigeración del horno sirve para alimentar el estanque de enfriamiento desde una cañería que está unida con la planta que supe de agua a todo el establecimiento y está controlado automáticamente por medio de una válvula, a la que

donde se descarga a una trincheira revestida de concreto y cubierta de tabloncillos de madera sueltos, que cubren una correa transportadora de 2 1/2' por 520' para transportar los materiales desde las pilas donde se almacenan.

La capacidad para almacenar flujo silicoso es alrededor de 3,000 toneladas y para coke alrededor de 5,000 toneladas. Una parte del flujo de sílice se chanca hasta 1" en una chancadora Blake. El transportador de correa N° 1 corre a lo largo de todo el sitio donde se almacenan los materiales a la intemperie, de tal manera que puede alimentarse desde cualquier punto en las pilas de almacenamiento y descarga hasta una correa transportadora N° 2, inclinada de 210' de largo, que descarga hasta la correa transportadora N° 3 de 150' de largo, ubicada en la parte superior de las tolvas de los hornos.

Este transportador descarga por medio de un descargador automático a una de las 14 divisiones de las 20 que tiene las tolvas de alimentar el horno.

El buzón grande que alimenta el horno es de hormigón reforzado con dos hileras paralelas de 10 divisiones cada una. Cada tolva o división tiene una capacidad de 1,600 pies cúbicos y tiene dos compuertas que se cierran por medio de compuertas de aire comprimido y que descargan en el interior de un par de carros con tolvas que pesan las cargas automáticamente. Los buzones para pesar las

cadora Mc. Gregor, para romper escorias de convertidor y que está situada en el edificio de los convertidores.

Esta tolva descarga en el interior de dos carros de cinco toneladas, los que se elevan sobre un plano inclinado situado sobre la tolva general. Cuando los carros están sobre la división de la tolva que se quiere cargar, se abren las compuertas del fondo y se descarga la escoria. Al bajar los carros, las compuertas del fondo se cierran automáticamente. Doce de las divisiones de la tolva general se emplean para almacenar coke y dos para la escoria de convertidor.

#### MANERA DE CARGAR EL HORNO

Para cargar un horno se sigue el siguiente procedimiento: Los carros de los trenes que son tirados por locomotoras eléctricas de diez toneladas se cargan con la cantidad de coke necesario, luego se añade la cantidad necesaria de escoria de convertidor sobre el coke, después de lo cual los trenes se mueven hasta las tolvas de descarga de los tostadores y se llenan con nódulos de concentrados. Los trenes pasan entonces sobre romanas colocadas en la línea, donde se pesan de tal manera que el peso de los nódulos se obtiene por diferencia. Si no hay nódulos cuando se desea hacer una carga, se reemplazan éstos por concentrados puros que se cargan desde la tolva donde se almacenan.

Los carros para cargar los hornos tienen tres toneladas de capacidad. Son del tipo Anacón y se vacían por los costados, volcándolos para que descarguen al interior del horno por medio de cilindros de aire comprimido que elevan un lado del carro. Al mismo tiempo se abre la compuerta del horno que está al frente, lo que permite que la carga se escurra al interior del horno.

La columna de carga del horno se mantiene generalmente como unos diez pies sobre las toberas, con una presión de aire de 32 onzas. Algunas veces la presión del aire se reduce hasta 18 onzas bien sea porque no hay suficiente carga que fundir o porque es necesario producir temporalmente una cantidad menor de ejes.

El término medio de la carga de un horno se compone de 14,6% de concentrados crudos, 58,2% de nodulos y concentrados y 27,2% de escoria de convertidor. Para fundir esta carga se necesita un 10,2% de coque. La escoria del horno de soplete tiene el siguiente término medio: Cu 0,67%; S 10%; Si 02 31,3%; Al 203 13,7%; Fe 37,2%; Ca 0 y Mg 0 1,2%.

La razón de concentración del eje varía de 50 a 55% y la de la escoria de 45 a 50%. La ley del eje varía entre 37 y 44% de Cu. La práctica más reciente en la fundición consiste en vaciar una parte de la escoria de convertidor mientras está caliente, a los crisoles por medio de canaletas, después que se ha hecho una sangría de una taza de eje. Aunque este método de limpiar una parte de la escoria del convertidor aumenta un poco el contenido de cobre en la escoria del horno, el costo de la mayor cantidad de cobre que se pierde en la escoria es mucho menor que el costo del coque que se necesita para fundir esta cantidad de escoria si se hiciera pasar fría y de nuevo por el horno de soplete.

A menos de que se está fundiendo un gran tonelaje en cada crisol, la escoria del horno tiende a enfriarse en el fondo del crisol y en el extremo donde la escoria rebalsa, de lo que resulta que se forma una costra en la parte superior del crisol que al final hace necesario vaciar por completo el crisol y romper la escoria fría para aumentar su capacidad. La escoria líquida de cada crisol rebalsa alternativamente a través de uno de los labios de hierro fundido hasta una serie de carros para la escoria, de 60 pies cúbicos de capacidad que se vuelcan eléctricamente y que corren sobre una línea situada debajo del horno. Los carros se llevan al escurridor por medio de pequeñas locomotoras que queman petróleo. La sangría del eje se hace por medio de canaletas hasta ta-

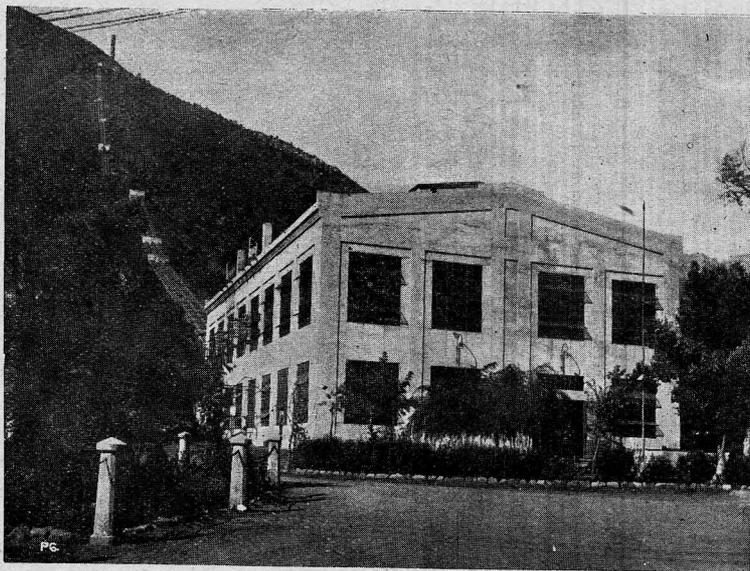
zas que tienen 150 pies cúbicos de capacidad y que se llevan por medio de grúas Morgan de 80 toneladas y de corriente directa hasta los convertidores.

Los gases de los convertidores se conducen a través de una cámara de humos de acero y de 20' de diámetro que pasan sobre el edificio de los convertidores y de los hornos de soplete y luego se mezclan con los gases de los hornos en la cámara de



Campamento de Pangal.

humos común a los dos gases. Los dos gases juntos pasan por una cámara de humos de ladrillo con tolvas en su parte inferior que tiene 25' por 26' y que forma el distribuidor para el alimentador del precipitador Cottrell que trata los gases de los hornos y de los convertidores.



Casa de Fuerza de Pangal.

Grandes compuertas de acero ubicadas en esta cámara de humos permiten hacer pasar todo volumen de gases hasta la cámara de humos principal. El precipitador Cottrell instalado en este lugar es un edificio doble con cuatro unidades Cottrell construidas a cada lado de la cámara principal de humos que es de ladrillos.

Las tazas de escoria del convertidor líquido se llevan por medio de la grúa a una rueda para moldear la escoria del convertidor situada en un extremo del edificio de los convertidores,

donde se colocan en un marco para vaciarla a moldes de acero fundido. Hay 120 de estos moldes y están colocados en un cuadro de acero que tiene 72' de diámetro y que descansa, sobre ruedas que corren sobre una línea.

Esta rueda circular está movida por medio de cables desde un motor eléctrico con engranajes para reducir la velocidad. En el lugar donde la escoria se

con ladrillos de magnesita, y se caldean por medio de petróleo. Su capacidad es de 125 toneladas cada una. El edificio donde se moldean las barras de cobre está junto a la galería de los convertidores, de tal manera que los labios de descarga del horno vacían el cobre líquido a una taza de volcar y de aquí hasta los moldes de dos ruedas Walker de 30' de diámetro para moldear barras. Las barras de cobre que pasan de 350 libras se llevan desde la rueda Walker sobre pequeños carros tirados a mano, para cargarlos a los carros de ferrocarril.

## LOS CRISOLES

Todos los crisoles son de la misma construcción e igual tamaño.

Tienen los costados rectos y los extremos semi-circulares, 7 por 32 pies de largo sobre sus ejes mayores, 15-1/2 pies de ancho y 6-1/4 pies de altura. Cada crisol está construido de planchas de acero de 1/2" reforzadas por ángulos en su parte superior, en los lados y en el fondo. Se mantienen la forma de los crisoles por medio de siete abrazaderas de 1/2 por 6" en el fondo y de siete vigas y la parte superior. El fondo del crisol consiste de corridas de ladrillos de fuego de 9" colocadas contra el casco de acero y una corrida de ladrillos de magnesita de 9" en su parte interior para impedir la acción corrosiva del eje y de la escoria. En el forro del fondo no hay más que una corrida de ladrillos de fuego de 9" sobre la base de cemento que sostiene el crisol. Uno de los extremos semi-circulares contiene los tres agujeros para sacar el eje, los que están situados a 20" de la parte inferior del casco, y en el otro extremo están situados los dos labios para que rebose la escoria de la parte superior del crisol.

## CAMARA DE HUMOS

La cámara de humos de la fundición ha sido construida de ladrillos rojos, con un arco en su parte superior. Se extiende desde el precipitador Cottrell de los hornos de soplete y convertidores a un nivel de 5,140' pasando sobre una parte de terreno horizontal, y después asciende por el lado de un cerro hasta la base de la chimenea que está a una elevación de 5,655'. El largo total es de 1.670' y su sección transversal, después que se le unen todas las cámaras de alimentación es de 26' de alto por 30 de ancho, y tiene 30' de diámetro y 250' de alto. Ha sido construida de planchas de acero y revestida de ladrillos de construcción rojos para proteger la contra la corrosión de los gases ácidos.

rejilla y la chancadora McGregor quebranta las dos clases de escoria descargándola a una tolva ubicada debajo de la chancadora.

La escoria chancada se eleva por medio de baldes hasta las tolvas de hornos de soplete, donde se emplea como flujo en las cargas de los hornos. Hay además, dos hornos para moldear las barras, de volcar, y que están colocadas en el mismo lado de la galería de los convertidores y en la misma línea que estos. Cada una tiene 30' y 10' de diámetro y están formadas

**SISTEMA TOSTADOR - REVERBERO**

Hace poco, se ha cambiado la práctica de fundición operándose ahora un sistema tostador-reverbero en vez de utilizar los nodulizadores y hornos de soplete; se opera también una refinera de acuerdo con la mayor capacidad productora de la planta.

Cuando se diseñó originalmente el conjunto nodulizadores y hornos de soplete para la fundición, una parte considerable de los concentrados provenía de mesas, pero el aumento en eficiencia demostrado por el proceso de flotación trajo consigo una reducción continua en el concentrado de mesa y un incremento correspondiente en el producto de flotación, hasta llegar a una etapa en que el concentrado total del molino tenía hartó menos de un 10% de producto de mesa y m|m un 70% pasaría por malla de 200 (agujeros por pulgada cuadrada). Este tipo de producto era inapropiado para formar nódulos que requiriere concentrado más grueso y suelto como el que proviene de mesas o por lo menos donde este tipo de concentrado predomina. Así la planta nodulizador-horno de soplete se opera solamente en emergencias.

La actual planta tostador-reverbero fué completada y puesta en funciones en 1925. Comprende seis tostadores "Wedge" de siete hogares y de 22' 6" cada uno, habiendo cuatro más en construcción y un horno de reverbero de 25' por 120'. Al mismo tiempo se instaló un tercer convertidor Pierce-Smith de 13' por 30'. El análisis medio del producto entregados a los hornos es como sigue:

	% Cu.	% S.	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe	% H <sub>2</sub> O
haciendo un calcinado de	28.13	31.3	8.7	4.2	23.4	15.3
	32.03	19.9	9.6	4.7	26.1	—

Esto significa una eliminación media de un 44% de azufre. Debido al alto contenido de humedad se necesitan cerca de cinco galones de aceite por tonelada de concentrado para el fuego en los tostadores. Al exigir el máximo de capacidad a estos tostadores su producción alcanza a algo más de 160 toneladas de concentrado tratado por día, cada uno. Los gases de los tostadores pasan a través de un corto tubo para entrar a un tratador Cottrell, donde tanto los alambres de carga como los electrodos de tierra, de tubo de 3/8", están suspendidos verticalmente en corridas paralelas alternadas. Los gases atraviesan un tratador en la misma dirección que los

paralelos de electrodos a una velocidad de siete a diez pies por segundo. Se ha visto la necesidad de mantener la temperatura



Caletones - Vista de la Fundición.

dentro de tratadores sobre 200° C. para evitar precipitación excesiva de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y la resultante acción corroedora sobre los alambres de carga. Bajo estas condiciones se recupera de 85 a 90% del polvo que entra al tratador.

**HORNO REVERBERO**

La capacidad fundidora de este ha sido satisfactoria. La potencia de operación está sujeta por completo al tonelaje requerido. Se ha alcanzado un tonelaje de concentrado superior a 1200 por día cuando se deseaba gran producción, con un gasto en aceite combustible variable en-

tre .39 .43 de barril por tonelada de concentrado fundido. Los promedios anuales del producto de horno reverbero fueron:

	% Cu.	% S.	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe	% MgO & CaO
Escoria 1928	.98	1.0	28.1	10.7	41.8	.9
1929	1.15	1.5	26.7	9.7	43.9	1.1
Eje caliente 1928	44.84	24.0			27.6	
1929	45.85	23.9			26.8	

La pérdida de cobre en la escoria es comparativamente alta debido a la naturaleza básica de la escoria y de su porcentaje de Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> que varía entre 5 y 15%

No es practicable economicamente reducir el porcentaje de cobre perdido en esta escoria por la adición de flujos apropiados,

puesto que el costo de conseguir y fundir estos flujos sería mucho más que el valor del cobre recuperado. Con la cesación de la práctica de emplear nodulizadores y hornos de soplete, y la utilización del sistema tostador-reverbero, las pérdidas en la chimenea han disminuído hasta m|m 1 1/2 de 1% del cobre fundido. Icidentalmente el costo de fundición hasta el punto de producir eje en los hornos ha disminuído cerca de 25% con el sistema de fundir en hornos de reverbero.

Se operan los tres convertidores "Pierce-Smith" de 13' por

	% Cu	% S.	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe
Flujo de sílice	1.1	1.3	85.2	7.3	2.4
Escoria del convertidor	2.4	1.1	22.5	2.9	51.8
Eje	45.2	24.6			26.7
Concentrados crudos	27.2	28.1	13.3	5.6	21.2

30' en el pasillo de convertidores, según la necesidad para producir el tonelaje requerido para el embarque.

Las operaciones de los convertidores han seguido aumentando satisfactoriamente y du-

rante los 3 primeros meses de 1930 se produjo un promedio de 160 toneladas de cobre por día, en un convertidor que operó continuamente durante ese

período.

Se usan los convertidores para refundir todo el material secundario producido en la fundición y horno de reverbero con la excepción de humos asentados en los tratadores Cottrell. Desde el principio de 1930, ha sido la práctica refundir en los convertidores las costras de escorias que quedan en las tazas de los convertidores, de manera que todas las escorias producidas por los convertidores son vaciadas en forma líquida en el horno de reverbero por medio de la grúa de los convertidores y una canaleta que entra a la caja de fuego del horno reverbero.

Durante los meses de 1930, los tonelajes medios de materiales que se empleaban en los convertidores por tonelada de cobre «blister» producida con el sistema actual son como sigue:

	Ton.
Ejes calientes	1.97
Escoria del convertidor	1.15
Concentrados crudos	.212
Flujo de sílice	.212
Otros materiales fríos (aparte del cobre frío)	.416

El término medio de los análisis de los materiales empleados y de los productos que se obtienen en las operaciones de convertidor son:

En las cifras dadas arriba, no se tomó en cuenta el gran tonelaje de desperdicios que provienen de los moldes de cobre "blister" y de lo rechazado en los moldes del refinado.

Todos estos desperdicios se refunden en los convertidores cuando están en el punto de terminar.

**HORNO DE REFINAR EL COBRE**

Aproximadamente el 60% de cobre se produce en forma de cobre refinado en el horno en la sección refinadora contigua al pasillo de los convertidores. Se cargan dos hornos refinadores de 150 toneladas de capacidad por la grúa del pasillo de los convertidores con cobre líquido "blister" de los convertidores.

Después que se han trabajado las cargas, se moldean en las ruedas de moldear de 30' de diámetro, y el cobre se embarca en forma de lingotes, barras-lingotes y queques de distintas dimensiones. El término medio de los análisis del cobre son:

	Lingotes y barras-lingotes	Queques
% Cu y Ag.	99.93	99.89
Fe.....	0015	0015
S.....	0020	0021
Ni.....	0257	0260
As.....	0061	0056
Sb.....	0028	0030
Bi.....	0001	0001
Se & Te.....	0097	0089
O.....	0354	0745

## FABRICA DE LADRILLOS

En la fábrica de ladrillos se fabrican los ladrillos rojos de construcción con greda colorada obtenida en la localidad y mezclada con una parte igual de relaves de la planta de concentración. También se fabrica el ladrillo de fuego de alta calidad en varios tamaños y formas para su uso en la planta, con una greda que se encuentra cerca de Valparaíso.

La molienda, el moldeo y corte de los ladrillos, se hace por medio de máquinas y los ladrillos se prensan en máquinas de mano. Los ladrillos se secan en hornos construídos de hormigón y se queman en pequeños hornos que tienen una capacidad de 20.000 ladrillos, de 9" y en hornos mayores con una capacidad de 90.000 de 9".

La producción media es alrededor de 80.000 ladrillos por mes.

Existen planos para la manufactura de ladrillos de sílice y magnesita.

## AGUA PARA LA FUNDICION

El agua se obtiene de tres pequeños arroyos que se conducen sobre canaletas de madera de 10.000' de largo hasta un pequeño lago de almacenamiento, con una capacidad de 80 millones de galones, situado al lado de la montaña y a través del río Coya.

El agua se conduce a la fundición por una cañería de 8" que baja por el costado del cerro hasta atravesar el río con un salto de 1.343' y que asciende de nuevo al estanque para el servicio de la planta situado sobre la fundición y con una elevación de 900'. El largo total de esta cañería es de 8.650'. El lago de almacenamiento sirve para suplir la deficiencia en las estaciones secas durante las cuales la mayoría del agua usada en las operaciones de la fundición, se devuelve de nuevo al lago.

## ASCENSOR PARA MATERIALES

Para mover los materiales o el

equipo de cualquier clase desde un nivel de la planta a otro, se emplea un ascensor que ascien-

de con el desnivel medio de la planta y que está unido con todas las líneas en la fundición.

## Diversos otros servicios

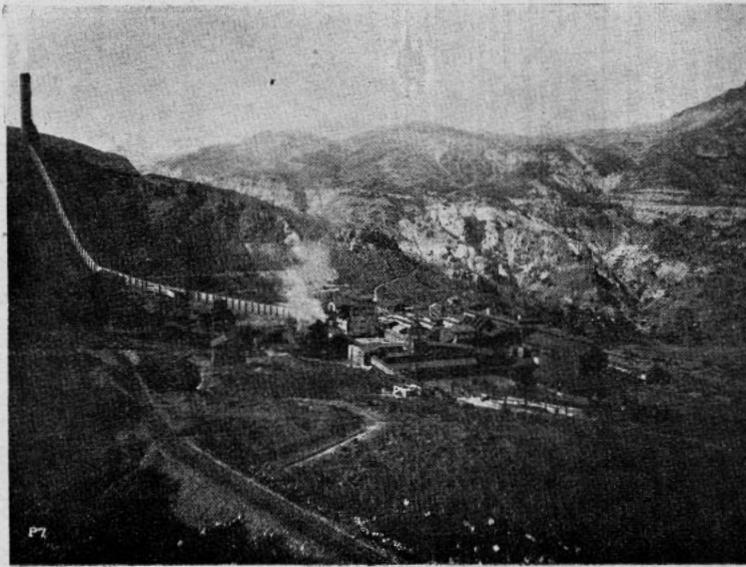
Los servicios de seguridad en el mineral de "El Teniente.

El servicio de seguridad que se mantiene en las minas de El Teniente, por ser el más antiguo de este orden que se estableció en centros mineros del país, ha alcanzado un gran desarrollo y un alto grado de eficiencia.

Los accidentes en las minas de la Braden Copper Co., se han reducido de una manera apreciable, gracias al desarrollo de un gran programa bien es-

ingenieros son ayudados por los detalles que se le envían en cartas bajo el rubro de "Inspección de seguridad de la mina", y en que se trata del estado de poca seguridad que pueda haberse escapado en la rutina diaria del trabajo. Los mineros que desobedecen estas órdenes son despedidos inmediatamente.

En varios lugares prominentes de la mina se exhiben carteles dibujados por la Oficina de Seguridad en que se muestran los resultados que sobrevie-



Vista general de Caletones.

tudiado para la prevención de dichos accidentes, programa que abarca todas las fases del trabajo.

Los informes de los accidentes los hacen en la mina los Practicantes, quienes han sido entrenados para curar las heridas leves y aún los casos más serios sin agravarlos. Ese entrenamiento se hace por medio de clases sobre las primeras curas, las que son organizadas por el ingeniero a cargo del servicio de seguridad. Los informes pasan a la oficina de eficiencia de la mina, donde se archivan los detalles para su clasificación.

Esta oficina emplea un inspector especial cuya única obligación es investigar todos los accidentes e informar sobre las malas condiciones que las causan, como también el de dar cuenta de cualquier estado de poca seguridad que note.

Para estimular entre los ingenieros el interés hacia las medidas de seguridad, se ha instituído una prima mensual para el ingeniero a cargo de la sección de la mina que demuestre haber tenido la menor proporción de accidentes.

Se han puesto en vigilancia una serie de reglas con respecto al uso de explosivos y a los jefes de turno se les hace responsables del cumplimiento de dichas reglas. En este trabajo los

nen por falta de cuidado. Estos carteles se muestran en vitrinas iluminadas por su parte interior. Algunos de ellos han sido hechos por el Consejo Nacional de Seguridad de los Estados Unidos, pero muchos han sido confeccionados en el país para que encuadren dentro de ciertas condiciones de trabajo que son peculiares a la mina. Cualquier accidente serio que haya acontecido por falta de cuidado se anuncia de esta manera para demostrar como puede evitarse su repetición.

## ALMACENAJE Y MANEJO DE EXPLOSIVOS

El polvorín principal de la mina está ubicado en un lugar aislado cerca de la línea entre Sewell y Rancagua, y tiene capacidad para almacenar el consumo de seis meses. El polvorín ha sido construído especialmente a prueba de proyectiles, está rodeado de un alambrado de púa y bajo la vigilancia constante de una guardia armada. La dinamita se acarrea a la mina una vez al mes bajo la vigilancia personal de un mayordomo de responsabilidad que dirige la carga y la descarga y que, además, viaja en el convoy. La dinamita se almacena en el polvorín de la mina, que es una pieza de concreto excavada en la roca y a un lado del socavón

principal que conduce a la mina. Algunos centenares de metros más al interior del socavón se almacenan los fulminantes en una pieza igual al polvorín de la dinamita. Un día fijo a la semana está dedicado para transportar a la mina los explosivos y fulminantes que se necesitaran durante una semana. Los cajones de dinamita se colocan en cajas especialmente construídas dentro de carros ad-hoc y de los que es imposible que se caigan. Los carros una vez cargados se llevan al pique principal, se elevan en la jaba, se transportan a lo largo del nivel y se elevan por el pique inclinado principal sin sacarlos del carro hasta que llegan al nivel donde se almacenan.

El polvorín subterráneo está dividido en tres partes bastante separadas una de otra. Estas comprenden: una repartición para fulminantes en las que se cortan las guías y se colocan los fulminantes; una pieza para su almacenaje; una pieza para su entrega y en el que se almacena el explosivo que se necesitara durante el día, para hacer más rápida su entrega. Esta pieza está provista de cajones especiales para el deshielo de la dinamita.

Las tres piezas están bien protegidas por puertas dobles de fierro y los explosivos se entregan por las ventanas. En otras piezas iguales y en los otros niveles se almacenan cantidades reducidas de explosivos, donde es necesario hacerlo.

Todos los mineros y aquellos encargados especialmente de dar fuego a los tiros en los buzones, están provistos de un saco con cuerdas, para llevarlo a la espalda como mochila, y en que se transporta la dinamita. La guía se lleva enrollada en el sombrero y la lámpara en la mano. En las labores, un arrenquín se encarga de traer toda dinamita, los fulminantes y la guía. El minero obtiene el explosivo que requiere cuando ha terminado su perforación y lo lleva directamente a su frente. El encargado de disparar los tiros en los buzones obtiene su carga al principio de su turno. Puesto que este minero tiene que atender varias cortadas, cuelga su saco en un marco situado en un lugar conveniente pero bastante distante del sitio en donde se está trabajando, y las guías las cuelga por lo menos a seis marcos de distancia. Estos sitios son seleccionados por el ingeniero a cargo del nivel, teniendo en cuenta la seguridad y la conveniencia de su ubicación. Para preparar una carga el que dispara lleva el número de cartuchos necesarios y un fulminante.

En este trabajo se emplean tiras de guías de dos pies de largo y 35 segundos de duración.

Antes de prender fuego a la guía el disparador da aviso a los que están trabajando cerca, y después de prenderla se retira en una dirección a lo largo de la cortada y el carrero para quien se está disparando la carga se retira en dirección opuesta, de manera que nadie puede pasar por el buzón sin toparse con alguno de los dos. Si sucede que el tiro se queda, se manda llamar al jefe de la sección.

El minero ocupado en las labores exploratorias carga sus tiros con la ayuda de un atacador de madera, media hora antes que se termina el turno. Antes de dar fuego, consulta con los otros mineros de los alrededores y el jefe de la sección, quien decide la mejor manera de poner guardias en todos los caminos de acceso. Cuando faltan quince minutos para la hora y una señal dada se le prende fuego a las guías y los mineros se colocan en los lugares que se les ha fijado de antemano y desde donde pueden poner sobre aviso a todas las personas para que se retiren de la zona peligrosa. A los mineros se les exige que cuenten sus tiros aunque esto no es practicable cuando se están disparando en varios frentes simultaneamente. Al jefe de la sección se le informa de los tiros quedados, quien deja una nota dando cuenta al ingeniero que le releva para que busque y dispare las cargas que se han quedado.

Estos disparos están limitados a ciertas horas fijadas de antemano excepto en casos de urgencia, cuando se toman las medidas del caso y las precauciones necesarias. Los jefes que relevan a los anteriores se encargan de buscar en los frentes los tiros quedados y la dinamita sin explotar. A los mineros se les tiene avisados que serán despedidos si se les encuentra barriendo tiros que no han explotado o que han quedado mal. A las guías se les prende fuego con un tipo pesado de lámparas de carburo, que dan una llama larga e intensa, capaz de resistir el "salivazo" de la guía al prenderle fuego. El extremo inferior de la guía, que está junto al cartucho con el fulminante, se lo enrolla en el "cuello" del barreno para hacer más fácil la operación de prender fuego a las guías y para reducir a un mínimum el peligro de cortarlas. Para atacar los tiros se emplean cartuchos de greda con el objeto de reducir en todo lo posible el peligro de incendiar la dinamita o dejarla sin detonar.

Los accidentes que no se pueden evitar en la mina se han debido casi siempre a la explosión de un cartucho de dinamita detonada por el golpe de un pico o pala y que había quedado

entre el mineral suelto. Estos casos pueden llamarse "riesgos de minero" y, aunque muy raros son inevitables a pesar de todo el cuidado que se ponga al cargar y atacar los tiros. El reme-



Vista de Sewell durante la noche

dio contra los descuidos es una disciplina estricta y una campaña continua de publicidad, medidas ambas que la Braden-Copper Company se esmera en mantener.

pamentos a tanta distancia de los centros poblados y a la inaccesibilidad de ellos, ha sido posible mantener "seca" la propiedad, aunque ha habido las dificultades usuales en reprimir el

inevitable contrabandista de licores. Una circunstancia que ha contribuido al éxito del régimen "seco" ha sido la aprobación general del personal chileno en su observancia, con el resultado que



Sewell.—Staff House y Gimnasio:

SERVICIOS HOSPITALARIOS Y DE BIENESTAR

La Compañía mantiene un hospital excelente y moderno, con capacidad para sesenta aislados, como también hospitales de emergencia en la mina, la fundición y en las casas de fuerza. Hay también una organización adecuada para la administración de las viviendas, higiene y condiciones sanitarias; del orden de las entretenciones y recreo de los empleados, operarios y sus familias en todos los campamentos.

Un reglamento casi único entre las compañías mineras Americanas es la prohibición de vender y consumir bebidas alcohólicas dentro de la propiedad. Esta política ha estado en operación desde hace muchos años, y ha sido factor de importancia en la operación de las distintas unidades de la planta. Debido a la ubicación de los diversos cam-

este reglamento ha probado ser de mucho beneficio en mantener una fuerza, constante de trabajadores, y en obtener un alto grado de eficiencia y de regularidad en las operaciones.

La instrucción ha merecido de los dirigentes de la Braden Copper Company una atención especial, y para ello se cuenta con escuelas de hombres y mujeres atendidas por un personal numeroso e idóneo.

En suma, el mineral de El Teniente, por sus servicios sociales modernos está a la misma altura que los demás establecimientos mineros americanos de Chile.

La Braden Copper Company de este modo ha progresado sobre un período de muchos años hasta llegar a ser actualmente una de las empresas industriales más importantes de Chile, y ha convertido lo que ha sido una región despoblada y desolada en una comunidad activa y floreciente, con cerca de 12,000 personas directamente dependientes de sus actividades.

PRODUCCION DE COBRE

La producción de cobre de El Teniente en estos últimos diez años ha sido la que detallamos a continuación:

Año	Toneladas de cobre fino
1920	29,279
1921	12,383
1922	44,333
1923	63,064
1924	70,887
1925	69,760
1926	82,102
1927	91,877
1928	98,751
1929	79,788

Desembolsos en Chile por la Braden Copper Company durante 1929

Según informaciones oficiales, tulos que a continuación se detallan, la cantidad de: \$ 97.490.777,83 m|l.

Sueldos y salarios	\$ 37.371.777,67
Fletes, pasajes terrestres y marítimos embarque y desembarque de cobre, mercaderías, etc.	\$ 10.379.536,81
Artículos y mercaderías compradas en Chile	\$ 8.791.485,90
Impuestos y derechos de internación pagados al Fisco y las Municipalidades:	
Derechos de internación	\$ 2.732.774,40
Impuesto a la Renta (Compañías)	\$ 25.410.943,30
Impuesto a la Renta (Empleados)	\$ 199.776,86
Contribuciones varias (Fiscales y Municipales)	\$ 454.453,55
Leyes sociales	5.112.701,54
Gastos varios	\$ 6.037.387,80
<b>Total de desembolsos en 1929</b>	<b>\$ 97.490.777,83</b>