
BOLETIN
DE LA
Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

◆

Presidente
Cárlos Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Lanas, Cárlos

Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro
Maier, Ernesto
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.

Soza Bruna, Francisco
Vattier, Cárlos
Videla, Augusto
Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Explotacion i beneficio de los minerales de cobre de baja lei en los Estados Unidos (*)

Como es sabido los yacimientos cupríferos de baja lei constituyen, en la actualidad, la principal fuente de produccion del cobre i es en los Estados Unidos de Norte América donde la explotacion de dichos yacimientos se practica en grande escala.

Segun su constitucion i la forma en que se presentan, son dos los sistemas de trabajo empleados en la explotacion de los yacimientos en cuestion, a saber: trabajo subterráneo i a cielo abierto.

Los métodos mas perfeccionados de explotacion subterránea permiten, en condiciones que pueden llamarse normales en este pais i para profundidades medianas hasta de trescientos metros, explotar con provecho minerales de una lei media de 2.5%. Naturalmente este límite puede variar haciéndose mayor o menor segun que las condiciones locales sean mas o ménos favorables que las condiciones consideradas normales.

Los métodos de explotacion a cielo abierto con la aplicacion de agentes mecánicos para la perforacion, escavacion, carguío i trasporte de los minerales

(*) Las figuras i fotografías que acompañan este estudio son bastante numerosas, motivo por el cual no se reproducen todas, pero pueden consultarse en la Secretaría de la Sociedad.

permite, en la actualidad, trabajar con provecho yacimientos de una lei media de 1.5% de cobre. En estos métodos de explotacion a cielo abierto i en el beneficio de los minerales de baja lei resultantes, los americanos del norte han hecho en los últimos años i hacen cada día progresos verdaderamente maravillosos.

Hai en Estados Unidos cuatro yacimientos de cobre de baja lei cuya explotacion se hace a cielo abierto, i que produjeron en conjunto 125,000 toneladas de cobre fino en 1912. Todos ellos presentan grandes semejanzas tanto en su constitucion como en los métodos de explotacion i beneficio usados, de manera que nos limitaremos a ocuparnos de uno de ellos, el de Ely Nevada, que es uno de los mas importantes i del cual hemos podido hacer un estudio prolijo durante varios meses que hemos permanecido en él.

LAS MINAS

El distrito minero de Ely, Estado de Nevada, está ubicado en la vertiente oriental de los cerros de Egan, los que forman el límite occidental del valle de Steptoe (Véase el croquis Fig. 1). El mineral está comunicado por una línea de ferrocarril de trocha normal (1.45 m.) con el establecimiento de beneficio de Mc Gill i con la estacion de Cobre del ferrocarril trascontinental que va de San Francisco de California a New York. Las distancias que separan a Ely de Mc Gill i Cobre son respectivamente de 30 i 250 kilómetros.

El clima de la rejion, cuya altitud media sobre el nivel del mar es de 2,500 metros, es mui seco i frio, las lluvias son escasísimas i la vejetacion nula.

Los cerros de Egan son de formacion caliza.

El depósito de cobre está contenido en un gran cuerpo irregular de roca volcánica que se manifiesta en la superficie del terreno despues de haber abierto su camino al traves de la formacion caliza. El cuerpo de roca volcánica es un pórfido de color cláro con mui poco fierro i rico en sílice i alúmina.

De acuerdo con la teoría universalmente aceptada i comprobada del enriquecimiento secundario, el jénesis del depósito metalífero es como sigue:

El cobre, en forma de pirita cobriza, venia mas o ménos uniformemente diseminado en toda la masa volcánica porfírica, comunicándole al conjunto una lei en cobre de algunos décimos por ciento. La accion prolongada de los agentes atmosféricos han oxidado las piritas cobrizas en la superficie expuesta a la intemperie, dando orijen a la formacion de ácido sulfúrico que ha disuelto el cobre contenido en las piritas; esta disolucion diluida con las aguas superficiales, se ha infiltrado en el suelo yendo a precipitar el cobre sobre las piritas no descompuestas a mayor profundidad.

La roca descompuesta de la superficie ha permitido el acceso a los agentes atmosféricos, haciéndose sentir la accion oxidante i descomponente de ellos cada vez a mayor profundidad, i el mismo fenómeno citado de disolucion i precipitacion del cobre ha ido repitiéndose en hondura, hasta que despues de un largo trascurso de tiempo el cuerpo porfírico ha sido alterado hasta presentarse en la forma que lo encontramos hoi día, a saber:

a) Una capa superficial mas o ménos gruesa de pórfido descompuesto sin lei de cobre apreciable, que se denomina sombrero;

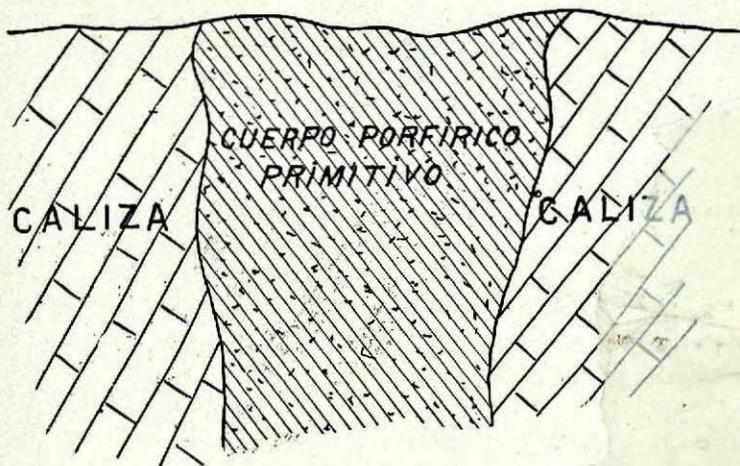


FIGURA 2

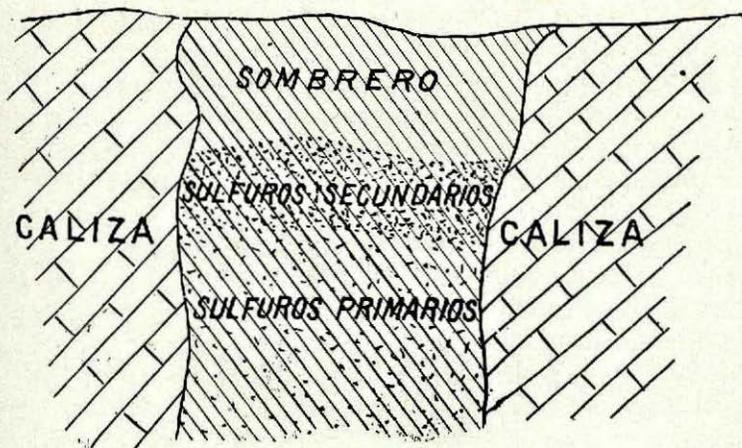


FIGURA 3



b) Una zona intermedia que ha estado sometida a la acción de las disoluciones que se han infiltrado desde la superficie, i en la cual se halla precipitado todo el cobre que fué disuelto de la capa superficial i que por consiguiente tiene buena lei en este metal; esta zona se denomina «enriquecida» o de los sulfuros secundarios; i por fin

c) La roca porfírica inalterada que se estiende en profundidad i tiene la lei primitiva, es decir, algunos décimos por ciento de cobre; se denomina zona de los sulfuros primarios.

Las figuras (2) i (3) representan dos cortes esquemáticos del yacimiento; la (2) el estado primitivo ántes de sufrir la acción de los agentes atmosféricos; la (3) el yacimiento alterado como se presenta en la actualidad.

Del exámen de la roca de las diferentes zonas enumeradas mas arriba, resulta lo siguiente:

En la zona superficial el pórfido se presenta profundamente descompuesto, inconsistente, caolinizado, con manchas de óxido de fierro i con numerosas pequeñas oquedades en las cuales estaba contenida la piritita cobriza ántes de la disolución; esta zona, sin lei apreciable de cobre, no tiene valor comercial.

La roca de la zona enriquecida o de los sulfuros secundarios, se encuentra alterada pero no puede decirse que esté propiamente descompuesta, pues en realidad no ha sufrido la acción directa de los agentes atmosféricos. Las especies mineralógicas del cobre que contiene son principalmente chalcocita i chalcopirita provenientes de la piritita cobriza primitiva en la cual gran parte del fierro ha sido sustituido por el cobre que venia en disolución desde la zona superficial. La zona de los sulfuros secundarios constituye la parte comercialmente aprovechable del depósito; en él la lei de cobre varia de 1 a 3%, pudiéndosele asignar una lei media de 1.5% al comun.

La roca de la zona inferior o de los sulfuros primarios no ha sufrido alteración de ninguna especie, pues se encuentra fuera del alcance de los agentes atmosféricos i de las aguas químicamente activas de la superficie. El cobre se encuentra mas o ménos regularmente diseminado en ella en forma de piritita cobriza con escasa lei de ese metal, que no sube de 0.5% i por consiguiente es comercialmente inaprovechable.

Pasando ahora a la descripción del yacimiento, tenemos en la figura 4, que representa una proyección horizontal esquemática del yacimiento, indicado el límite del cuerpo porfírico que es al mismo tiempo la línea de contacto de este con la formación caliza; están indicados igualmente en la figura: por una línea poligonal el límite de la porción enriquecida o aprovechable del yacimiento; la superficie achurada representa la porción del sombrero que ha sido escavada poniendo de manifiesto la zona enriquecida.

La máxima extensión horizontal del yacimiento es como se ve en la figura 4, de 1,100 metros i cubre una superficie aproximada de 44 hectáreas.

Los pequeños círculos numerados representan otros tantos agujeros de sondaje, hechos en su mayor parte ántes de empezar el trabajo de explotación para poner de manifiesto la importancia del yacimiento.

La figura 5 representa una sección vertical longitudinal del yacimiento hecha según un plano vertical que pasa por la línea AA de la figura 4.

En figura 5 están representadas las diversas zonas: superficial, enriquecida i

de los sulfuros primarios, a que hemos hecho referencia mas arriba. Las líneas verticales que llevan un número en su parte superior representan los agujeros de sondaje, que como se ve son de profundidad variable alcanzando un máximo de poco mas de 200 metros.

Las figuras 6, 7, 8 i 9 representan otras tantas secciones verticales transversales del yacimiento segun planos que pasan por las líneas BB, CC, DD i EE de la figura 4. En dichas secciones transversales se ven igualmente las diversas zonas que constituyen el yacimiento como asimismo los agujeros de sonda.

Sondaje.—Como se ha dicho anteriormente, la mayor parte del trabajo de sondaje fué hecho, como es natural, ántes de empezar la explotacion; sin embargo, se prosiguen los sondajes de exploracion a medida que la explotacion va requiriendo el conocimiento mas preciso de las secciones en trabajo.

Hasta la fecha se han hecho unos trescientos agujeros de sondaje con un desarrollo total de 27,000 metros lineales.

Las sondas empleadas en este trabajo son de percusion de la marca «Star» núm. 23, construidas para hacer perforaciones hasta de 300 metros de profundidad.

No entraremos a describir la sonda, cuya descripcion puede verse en los catálogos de la fábrica constructora (The Star Drilling Machine Co. Ohio.), nos limitaremos a dar algunos datos relativos a su operacion. La sonda Star, es del mismo tipo de sonda Keystone, de uso frecuente en Chile, pero es preferible a esta última para perforaciones profundas (mas de 150 metros) gracias a su construccion mas sólida, a la posibilidad de usar una broca mas pesada i a la sencillez de su mecanismo. La sonda Star núm. 23, posee un motor a vapor de 14 HP. i emplea una broca de diámetro i peso variable segun las necesidades; el peso de la broca varia, en jeneral, de 1,500 a 500 kilógramos i su diámetro va de 0.205 a 0.75 m.; las brocas usadas mas comunmente son de 0.205, 0.155, 0.105 i 0.075 m. de diámetro.

Cuando el terreno es movedizo se reviste el agujero con cañerías de fierro de diámetro variable de acuerdo con las brocas en uso.

Una sonda ocupa tres operarios: un sondeador, un fogonero i un muchacho encargado del muestreo i de la provision del carbon i del agua para el caldero; los mismos operarios se encargan de la afiladura de las herramientas, para lo cual requieren una pequeña fragua.

El costo de operacion de una sonda se descompone de la siguiente manera por jornada de 12 horas de trabajo:

Salario del sondeador
» del fogonero
» del muchacho
$\frac{1}{2}$ tonelada de carbon
2 metros cúbicos de agua (para el caldero i la perforacion)
Aceite i reparaciones

Con lo cual puede calcularse el costo de operacion para cada localidad.

El número de metros que puede correr una sonda varia entre límites sumamente estensos, segun la dureza i consistencia del terreno; en jeneral, un terreno movedizo, que es necesario revestir, es el que rinde ménos. Se estima aquí

como bueno un término medio de cinco metros por jornada para toda la perforacion.

En una sola jornada, una sonda trabajando en condiciones excepcionalmente favorables corrió 20 metros, cifra que puede considerarse como un máximo.

El precio del metro corrido de sondaje se deduce de los datos apuntados.

La sonda en cuestion con sus brocas i respuestos vale unos tres mil dólares en fábrica.

Explotacion.—La explotacion está concentrada en dos puntos del yacimiento; el pozo Eureka i el pozo Libertad, que se van estendiendo paulatinamente hasta que finalmente se confundirán en un mismo pozo que cubrirá toda la estension del yacimiento. El trabajo se efectúa segun el mismo plan en los dos pozos, de manera que nos limitaremos a describir uno de ellos, el Eureka, que es el mas importante.

La primera operacion consiste en abrir un gran corte de acceso, por el cual entrarán las palas a vapor i los trenes i que servirá para efectuar los diversos servicios de la explotacion del pozo. El corte de acceso del pozo Eureka está comprendido entre las líneas FF. i GG. de la figura 4, mientras que el pozo propiamente dicho está representado por la superficie achurada que se estiende hácia el sur de la línea GG.

El corte de acceso tiene un ancho de 100 metros aproximadamente en la superficie i una profundidad de 40 metros mas o menos i está provisto, como se ve en figura 4, de cuatro líneas de ferrocarril de trocha normal, las que hácia el norte se reunen en una sola línea, que es la línea central que conduce al establecimiento de beneficio, mientras que hácia el sur se ramifican i penetran al interior del pozo, dentro del cual corren a diversos niveles sobre las gradas que se ven en proyeccion vertical en figura 5.

La abertura del corte de acceso se hace de la siguiente manera:

Con referencia a la figura 10, que representa una seccion transversal vertical del corte de acceso, sea AB la superficie natural del terreno i sea CDEF la seccion transversal del corte que se proyecta hacer; se comienza por tender una línea férrea G mientras que una pala a vapor escava un corte de seccion H (superficie achurada) i carga su material en carros que corren por la via G, los que van a vaciarse al desmante. Una vez que la pala a vapor ha concluido el corte H, se traslada la línea férrea G al piso de H i se empieza con la pala a vapor un segundo corte I, cargándose el material en carros que corren por la línea recién instalada en H, material que va al desmante. Se cambia en seguida la línea de H al piso del corte I i se empieza con la pala a vapor un nuevo corte K, repitiéndose la misma operacion hasta concluir el corte CDEF. En jeneral, las banquetas sucesivas tienen 2.50 ms. de ancho por 4 de altura.

Terminada la construccion del corte de acceso se tienden en él las líneas férreas necesarias para proceder en seguida a la escavacion del pozo mismo. La escavacion del pozo consiste, en realidad, en prolongar el corte de acceso, el que se va ensanchando paulatinamente afectando una forma mas o menos elíptica en proyeccion horizontal, como se ve en figura 4.

La escavacion del pozo va haciéndose en banquetas de ancho i altura variable, pero que tienen comunmente 10 a 15 ms. de ancho por 20 de altura;

de tal manera que el pozo segun una seccion vertical, como se ve en figura 5, presenta una serie de gradas. Sobre la plataforma de cada una de estas gradas, hai una línea férrea de trocha normal; todas estas líneas, como se ha dicho, concurren al corte de acceso i se juntan finalmente en una que es la línea central que conduce al establecimiento de beneficio.

La escavacion comienza naturalmente desde la superficie i el material escavado es estéril i sin valor comercial hasta que se penetra en la zona enriquecida o de los sulfuros secundarios. Como se ve en figura 5, el espesor de la zona estéril alcanza en partes a unos 40 metros. Así, por ejemplo, el pozo Libertad, a pesar de su gran estension i de la importancia de los trabajos en él efectuados, apénas ha alcanzado la zona enriquecida, i la cantidad de mineral que se estrae de él es todavía insignificante. Por el contrario, el pozo Eureka está en plena produccion.

La explotacion diaria de los pozos en cuestion, asciende, en término medio, a 9,000 toneladas de mineral de 1.7% de lei i a unas 18,000 toneladas de material estéril que va directamente al desmonte.

Por otra parte, el mineral reconocido i cubicado ascendia a 40.853,371 toneladas de 1.66% de cobre, a principios de 1912; i la cantidad de material estéril que quedaba por remover era de 25,000,000 de toneladas en la misma fecha.

El personal ocupado en las minas i todas sus dependencias es de 700 entre operarios i empleados; se comprende, pues, que una explotacion de la importancia citada, es posible solo por la aplicacion racional de agentes mecánicos para todos los servicios.

Ya hemos indicado, mas arriba, que la escavacion se lleva escalonada en gradas o banquetas de una altura media de 20 metros por 10 a 15 metros de ancho i que sobre ellas están tendidas otras tantas líneas férreas. Para describir la operacion de escavacion, nos referimos a la figura 11.

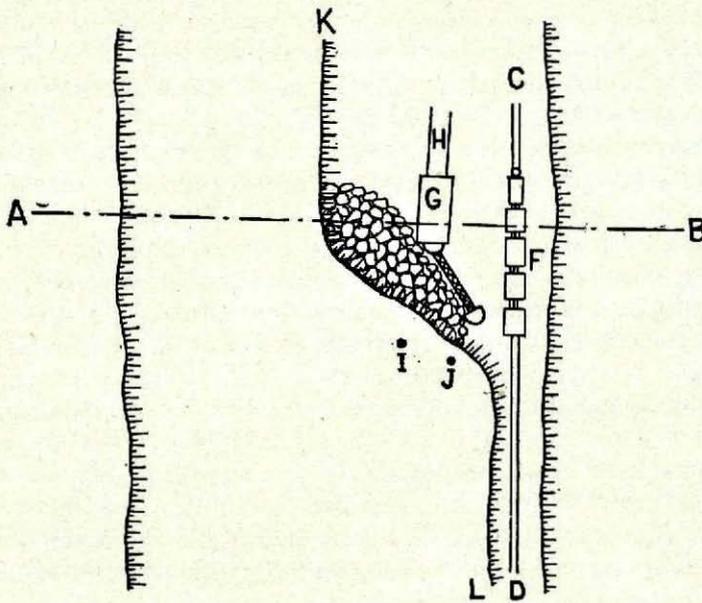
En la Vista Horizontal, tenemos: CD representa la línea férrea tendida sobre la banqueta inferior, la línea gauza KL representa el borde de la banqueta superior, F representa un tren compuesto de una locomotora i cuatro carros, G es la pala a vapor montada sobre una línea ancha provisional H, los pequeños círculos I i J representan dos tiros.

En el Corte Vertical se ve la proyeccion vertical de las banquetas; CD representa la línea férrea i el tren, en M se ve el material quebrado despues de la explosion de los tiros I i J.

El trabajo se lleva de la siguiente manera: se empieza por abrir los tiros I i J, empleando para ello sondas de percusion sistema Keystone núm. 3 (tamaño pequeño). Estos tiros tienen un diámetro de 0.15 m. por lo regular i su profundidad es un poco mayor que la altura de la banqueta, digamos 20, 40 ms., para una banqueta de 20 ms. de altura.

No entraremos a describir la perforadora misma, cuyos pormenores detallados se encuentran en los catálogos de la fábrica; bástenos decir que su manejo requiere dos operarios, un sondeador i un fogonero, que el consumo de agua i carbon son aproximadamente los mismos dados mas arriba al tratar de la sonda Star, i para perforaciones de poca profundidad, como es el caso presente (20 ms.), se puede estimar el avance medio en 1.50 m. por hora.

PROYECCIÓN HORIZONTAL



CORTE A-B

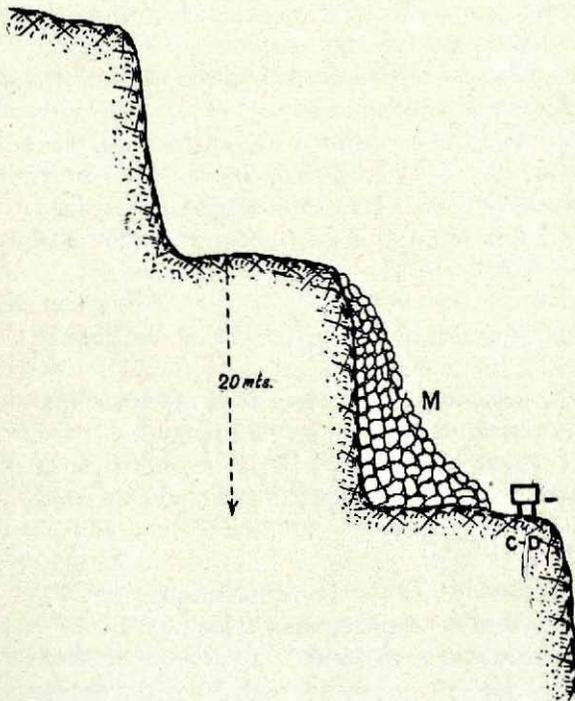


FIGURA II

Terminada la perforacion del tiro, se procede a ensanchar su base o hacer la cámara que ha de contener la carga final; esta operacion se efectúa haciendo explotar dentro de él sucesivamente dos pequeñas cargas de dinamita; estas pequeñas cargas al explotar arrojan por la boca del tiro el material quebrado dejando el hueco correspondiente que se llena en seguida con la carga final. El explosivo usado para esta carga es pólvora «Trojan» i la cantidad normalmente empleada para cada tiro es de unos 250 kilogramos. La explosion se provoca con un detonador eléctrico.

La pólvora «Trojan» se presta especialmente para esta clase de trabajos, dadas las condiciones locales existentes de frio intenso en el invierno. Se la prefiere a la dinamita i a la pólvora negra, porque ella no presenta los peligros de la primera, debidos a la exudaciones de nitroglicerina i a la congelacion de la misma por el frio; i porque su poder detonante es mui superior al de la segunda, si bien no iguala al de la dinamita. Es, en una palabra, un explosivo de seguridad i mui potente.

El manejo de grandes cantidades de explosivos, como en el caso de la explotacion que nos ocupa, requiere precauciones especiales, i al efecto, en las minas de Ely todo lo relacionado con el manejo de los explosivos, carga i explosion de los tiros, está confiado a un mayordomo competente i a una cuadrilla de 15 hombres que se ocupan exclusivamente de este trabajo. El depósito de explosivos está ubicado en un lugar apartado distante un kilómetro del trabajo, i se le trae a medida de las necesidades en un carretón especial hasta el punto mismo donde se le ha de emplear. La pólvora «Trojan» viene en cajones que contienen dos paquetes de 12.5 kgs. de peso cada uno, los cajones se abren junto a la boca del tiro i su contenido se vacia inmediatamente dentro de él.

Los tiros I i J dispuestos como se ve en la figura 11 se hacen explotar simultáneamente, remueven una gran cantidad de material sin proyectarlo de manera que el todo queda amontonado en la banqueta inferior.

La pala a vapor entra entónces en accion, toma el material quebrado i lo carga en los carros del tren F.

Las palas usadas son del tipo Bucyrus de 95 toneladas de peso. Sin entrar en la descripcion de las palas, por creerlo inoficioso, daremos solo algunas de sus características principales i los datos relacionados con el trabajo que ejecutan.

Las partes vitales de la pala Bucyrus son las siguientes: una caldera de tubos de humo del tipo de las usadas en las locomotoras, de una potencia de 400 HP i 125 libras de presion por pulgada; tres motores a vapor, uno para la rotacion de la grúa i los otros dos para mover el capacho o balde. La capacidad del balde varia de 2.7 a 3.8 metros cúbicos.

Las innovaciones introducidas en las palas usadas en las minas de Ely, i que las hacen especialmente aptas para un trabajo forzado i continuo, son las siguientes:

Todos los piñones de las trasmisiones, son de acero-manganeso, miéntras que las ruedas dentadas correspondientes son de acero ordinario fundido. La resistencia al desgaste del acero-manganeso es ocho veces superior a la del acero ordinario, de manera que en jeneral resulta que los piñones i las ruedas dentadas correspondientes se gastan simultáneamente.

La cremallera de la grúa, que está sometida a un fuerte desgaste, es igualmente de acero-manganeso.

El pecho i los dientes del balde, que sufren la fricción continua del material que se escava, son de acero-manganeso fundido; además los dientes son simétricos i pueden invertirse en su posición, de manera que cuando están gastados por un lado se les invierte i se usan por el otro, para desecharlos solo cuando están completamente gastados.

El consumo de carbon para una pala es en término medio de una tonelada por cada 250 metros cúbicos de material escavado.

El trabajo es continuo durante las 24 horas del día, el personal se renueva cada 12 horas.

El promedio mensual escavado por cada pala es de 40,000 metros cúbicos; este promedio es muy inferior a la capacidad efectiva de la pala que se puede estimar en 2,500 metros cúbicos en 10 horas de trabajo continuo. Esta disminución del rendimiento medio mensual se debe a las frecuentes interrupciones del trabajo, causadas principalmente por la espera de carros vacíos para cargar el material. El record mensual corresponde a una pala que escavó 63,000 metros cúbicos de material en el mismo tiempo.

El personal requerido para el trabajo ordinario con una pala es el siguiente:

1 maquinista 1.º que maneja la pala i dirige el trabajo.

1 maquinista 2.º a cargo de la grúa.

1 fogonero.

1 operario encargado de la provision del agua i carbon.

1 polvorero encargado de hacer explotar los trozos de roca demasiado grandes que el balde no puede tomar.

5 peones que trabajan al rededor de la pala amontonando el material desparramado i encargados de mover la línea férrea de la misma.

El maquinista 1.º gana ciento ochenta i dos dólares mensuales por 9 horas de trabajo i recibe un sobresueldo por el exceso de tiempo, pues en jeneral trabaja once horas. Los peones ganan dos dólares i veinte centavos de dólar al día de nueve horas i los demas operarios en proporcion a su competencia i oficio.

El sistema de escavacion descrito es el mismo tanto para remover el material estéril o para la explotacion de un mineral. En el primer caso, el material estéril se carga en carros de volcar de acero, cuyas características son las siguientes:

marca Wm. J. Oliver,

peso 15,000 kilos,

capacidad 14 metros cúbicos;

III. Estos carros están montados sobre dos boggies i al volcarse, su cuerpo de forma paralelipipédica jira alrededor de un eje horizontal lonjitudinal, para volver a su posición normal despues de haber vaciado la carga.

Los trenes destinados al acarreo del material estéril están formados jeneralmente de una locomotora i cinco carros de los descritos. El tren es cargado directamente por la pala en unos 15 minutos i va a descargar al desmonte respectivo para volver a tomar otra carga, etc.

En general, dos trenes bastan para mantener una pala en trabajo continuo cuando el desmante no está demasiado lejos, hasta dos kilómetros de la pala.

En cada desmante hai una cuadrilla de doce a quince hombres i un capataz, encargados de volcar los carros i mover las líneas férreas a medida de las necesidades. Hai cinco desmontes situados en diferentes puntos al rededor de los pozos en explotacion, algunos de ellos alcanzan a mas de 50 metros de altura sobre el nivel del suelo i contienen varios millones de metros cúbicos de material estéril.

El mineral escavado viene cargado tambien directamente por las palas en carros especiales, que son de dos tipos i tienen las siguientes características:

- a) marca Ingelsby Co.
peso 17,000 kilos,
capacidad 60 toneladas,
descargan por el fondo longitudinalmente.
- b) marca Pittsburg Pressed Steel Co.
peso 17,000 kilos
capacidad 50 toneladas,
descargan por el fondo transversalmente.

Los dos tipos de carros son totalmente de acero i están montados sobre dos boggies. La experiencia ha puesto de manifiesto la superioridad de los primeros sobre los últimos, a causa principalmente que éstos descargan difícilmente los trozos grandes de mineral.

Los trenes de minerales para el servicio del pozo se componen de una locomotora i cuatro carros vacíos; la misma locomotora no puede arrastrar los cuatro carros cargados para sacarlos del pozo contra una gradiente de tres por ciento, que es la gradiente máxima de las líneas férreas en el pozo, de manera que debe hacer dos viajes con dos carros llenos cada vez.

Los carros cargados de mineral se estacionan en una esplanada hecha *ad hoc* en un lado del pozo; esta esplanada tiene tres líneas férreas paralelas horizontales, sobre las cuales se componen trenes de 21 carros de mineral i una locomotora pesada, de 90 a 100 toneladas; estos trenes se despachan para el establecimiento de beneficio en cuanto están listos.

Las locomotoras usadas en el servicio del pozo, para trenes de minerales i de desmante, son del tipo llamado «saddle tank» sin tender i en las cuales el depósito de agua está montado sobre la caldera. Estas locomotoras de marca «Baldwin» o «American Locomotive Co.» son de dos i tres ejes acoplados i pesan 45 i 60 toneladas respectivamente.

El personal de cada tren de servicio en el pozo se compone de: maquinista, fogonero i conductor.

El agua, traída desde cierta distancia por cañerías, se almacena en varios estanques de madera i se distribuye por cañerías secundarias hasta los puntos de consumo en el pozo, es decir, llega por dichas cañerías hasta las sondas i palas a vapor en trabajo.

El carbon se apila a la intemperie i se le distribuye en carros del ferrocarril hasta las sondas i palas, a proximidad de las cuales se amontona en pequeñas cantidades igualmente a la intemperie.

El equipo total para el trabajo de los dos pozos, Eureka i Libertad, se compone de:

- 3 perforadoras Star para sondajes de reconocimiento,
- 10 perforadoras Keystone para labrar los tiros,
- 8 palas a vapor,
- 12 locomotoras tipo «saddle tank»,
- 50 carros de volcar para desmonte,
- 100 carros para minerales.

En el pozo Eureka, dado el rápido progreso de la escavacion, su configuracion cambia constantemente i es necesario estar moviendo constantemente las líneas férreas de las banquetas; en este trabajo se ocupan tres cuadrillas de 15 a 30 trabajadores cada una.

La organizacion del trabajo i el personal ocupado es el siguiente:

- 1 superintendente o administrador.
- 1 ingeniero i dos ayudantes a cargo de los levantamientos topográficos, cubicaciones, construcciones diversas i trabajos de reconocimiento.
- 1 contador i ayudantes.
- 1 mayordomo jeneral de pozo a cargo inmediato del trabajo que se efectúa dentro del pozo respectivo.
- 4 mayordomos de palas cada uno a cargo de dos palas a vapor.
- 1 cuadrilla de paleros compuesta de: un maquinista 1.º, un maquinista 2.º, un fogonero, un operario encargado de las provisiones, un polvorero i cinco peones, para cada pala a vapor.

1 mayordomo polvorero que hace al mismo tiempo el oficio de mayordomo de las perforadoras, a cargo de una cuadrilla de 15 hombres.

1 cuadrilla de perforadores con dos hombres para cada perforadora Keystone, i tres para cada perforadora Star.

1 mayordomo de trenes.

Personal de trenes, compuesto de tres hombres para cada tren.

2 mayordomos de desmonte, cada uno a cargo de una cuadrilla de 15 operarios.

3 mayordomos carrilanos cada uno con una cuadrilla de 15 a 30 hombres, segun las necesidades, ocupados del movimiento de las líneas férreas de los pozos.

Las instalaciones accesorias de las minas son las siguientes:

Una maestranza completa en que se hacen todas las reparaciones de la maquinaria empleada en los diversos servicios. La maestranza ocupa un edificio de madera con cubierta de fierro galvanizado cuyas dimensiones son 28 por 46 metros, i está dotada de las siguientes maquinarias:

- 1 máquina de tres cilindros para doblar planchas de fierro.
- 1 tijera i perforadora de planchas.
- 1 grúa de 10,000 kilos de capacidad que corre segun el largo del edificio.
- 1 prensa con bomba de aceite para encajar los ejes en las ruedas de ferrocarril.
- 3 máquinas perforadoras de tamaño diverso.
- 4 tornos de distintos tamaños.
- 2 sierras para cortar fierro.

1 tarraja.

Varias pequeñas grúas polares a mano de 1 i 2 toneladas de capacidad.

Cañerías de aire comprimido (100 lbs. por pulgada) para los martillos neumáticos empleados en la remachadura.

En un extremo del mismo edificio está instalada la herrería con la siguiente dotacion:

4 fraguas completas con sus accesorios i aire comprimido para los fuegos.

1 martillo mecánico

2 grúas polares a mano de 1 i 2 toneladas de capacidad.

Junto a la herrería están instalados:

1 motor eléctrico de 50 HP, que mueve el compresor de aire para los martillos pneumáticos.

1 motor eléctrico de 30 HP. que mueve el árbol principal que trasmite su movimiento a las diversas máquinas de la maestranza i herrería.

1 pequeño motor eléctrico de 5 HP. que mueve el ventilador que da viento a las fraguas.

La maestranza i herrería están a cargo de un jefe i ocupan unos 30 operarios entre mecánicos, herreros i oficiales. Los mecánicos i herreros perciben un jornal de dólares 4.50 i los oficiales 3 dólares.

El taller de reparacion de locomotoras i carros de ferrocarril está instalado en un edificio de madera con cubierta de fierro galvanizado que ocupa una superficie de 11 por 55 ms. El edificio está cruzado segun su eje mayor por una línea férrea; está ademas provisto de algunas mesas de trabajo, servicio de aire comprimido para la remachadura i barrenos pneumáticos, i un surtido completo de repuestos (tuercas, pernos, tornillos, resortes, etc.)

La carpintería ocupa un edificio de 10 por 15 metros i tiene: tres bancos de carpinteros, dos sierras mecánicas movidas por un motor eléctrico i una buena dotacion de las herramientas corrientes de carpintería.

Por fin, no podríamos dejar de citar las habitaciones para los trabajadores, que reunen todas las condiciones de comodidad e higiene apetecibles, al mismo tiempo que son de precio mui reducido: son totalmente de madera incluso el techo. El techo de madera es mas económico que el de fierro, es perfectamente impermeable cuando está bien construido i es mucho ménos caluroso que aquél en el verano.

ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

Está ubicado en Mc Gill i dista unos 30 kilómetros de las minas, con las cuales está comunicado por una línea férrea de trocha normal.

Mc Gill tiene una poblacion de 5,000 habitantes, formada de los empleados del establecimiento i sus familias.

El establecimiento comprende diversos departamentos separados i autónomos, por decirlo así, pues a cargo de cada uno de ellos hai un jefe que depende directamente del administrador jeneral. Dichos departamentos son: el de concentracion, tuesta, fundicion, conversion, central de fuerza i talleres mecánicos. Nos ocuparemos sucesivamente de cada uno de ellos:

Plantel de concentracion.—Es uno de los mas grandes i mas modernos de

los Estados Unidos. Su capacidad media efectiva es de 10,000 toneladas de mineral cada 24 horas. Está construido en graderías sobre la falda de un cerro, i cubre una superficie de 226 metros de largo por 126 de ancho.

El edificio está formado de un esqueleto de fierro, cubierta de fierro galvanizado, piso de cemento, con buena ventilacion i luz natural, calefaccion a vapor i alumbrado eléctrico para el trabajo nocturno.

El plantel está dividido en 8 unidades, que son, salvo pequeñas variaciones, todas idénticas, trabajan independientemente unas de otras i su operacion puede interrumpirse a voluntad para hacer reparaciones, etc., sin intervenir en absoluto con la marcha de las demas unidades.

La capacidad media de cada unidad es de 1,250 toneladas en 24 horas, lo que da para todo el plantel una capacidad media de 10,000 toneladas en el mismo tiempo.

Con referencia al diagrama de figura 12, describiremos la marcha de una de estas unidades i mas adelante nos ocuparemos de las diversas máquinas en particular. La misma descripcion vale para las unidades restantes.

El mineral en grandes colpas, hasta de varias toneladas de peso cada una, se recibe en la tolva (1) que tiene una capacidad de 5,000 toneladas; los trozos demasiado grandes se quiebran a combo i a menudo con ayuda de algunos cartuchos de dinamita.

Por las puertas de fondo de la tolva (1) el material cae al trasportador de correa (2); este consta de una correa de goma de 75 centímetros de ancho que se apoya sobre rodillos i se traslada con una velocidad de 32 metros por minuto.

La correa descarga sobre dos rejas inclinadas (3), cuyos barrotes están separados de 3, 5 centímetros.

El material grueso que queda sobre la reja pasa a dos chancadoras jiratorias (4) marca Mc Culley núm. 71/2, las que descargan sobre dos correas trasportadoras paralelas (8); a ellas cae tambien el material fino que ha pasado al traves de las rejas (3).

Cuando se quiere moler el mineral a un tamaño mas pequeño, se le hace pasar a su salida de las chancadoras por un par de cilindros (5) cuyo producto se descarga igualmente sobre la correa (8), por medio del trasportador (6) i del elevador (7).

Las correas trasportadoras (8) son de goma de 0.60 m. de ancho i se mueven con una velocidad de 125 ms. por minuto; descargan su contenido en otro trasportador de correa (9) a ángulo recto con ellas; el trasportador (9) descarga el mineral molido en la tolva (10) que se extiende a lo largo de todo el nivel superior de un plantel de concentracion, abarcando todas las unidades de este. Su capacidad es de 20,000 toneladas de mineral.

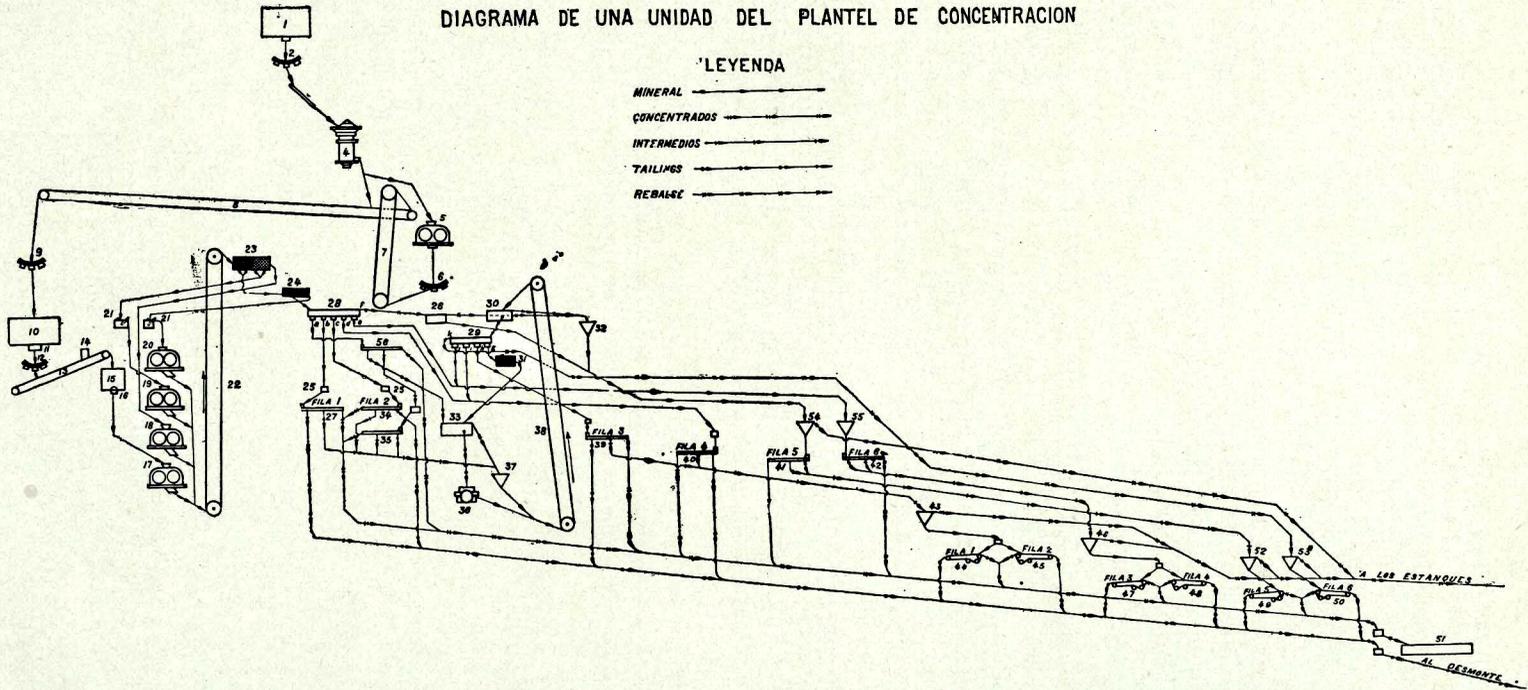
Lo descrito hasta ahora es propiamente la instalacion de molienda gruesa, que es comun para todas las unidades del plantel. Agregaremos que solo una parte del mineral que viene de la mina, talvez un 10 a 15% del total, debe pasar por las chancadoras; todo el resto, en colpas mas o ménos pequeñas, va directamente a la tolva (10). Esta descarga por una serie de puertas de fondo sobre el trasportador (12), formado de una correa de goma de 0.45 m. de ancho, que se traslada con una velocidad de 39 ms. por minuto; que a su vez dis-

FIGURA 12

DIAGRAMA DE UNA UNIDAD DEL PLANTEL DE CONCENTRACION

LEYENDA

- MINERAL —————
- CONCENTRADOS —————
- INTERMEDIOS —————
- TALLINGS —————
- REBAQUE —————



tribuye el mineral entre ocho trasportadores trasversales (13) que alimentan cada uno una unidad del plantel.

El resto del diagrama de figura (12) representa esquemáticamente una de estas unidades, que pasamos a describir:

(13) es un trasportador inclinado, formado de una correa de goma de 0.45 metros de ancho, que se mueve en el sentido indicado por la flecha, con una velocidad de 55 metros por minuto.

(14) es una balanza automática que pesa i registra el peso del mineral a medida que éste pasa por la correa. El trasportador descarga el mineral en la pequeña tolva (15), de 20 toneladas de capacidad, que sirve como de regulador de la alimentación; ella está provista en el fondo de un alimentador automático (16) marca «Challenge», que deja escurrir el mineral en forma continua i uniforme i en cantidad regulable a voluntad hasta el molino de cilindros (17). Este molino es de la marca Allis Chalmers, sus dos cilindros están separados por un espacio de 0.015 m., tienen 0.900 m. de diámetro, 0.375 m. de ancho i hacen 85 revoluciones por minuto. El producto molido mezclado con agua sube por un elevador (22) doble, de 18 metros de altura, formado de una correa de goma de 0.50 m. de ancho provista de capachos de fierro cuyas dimensiones son 0.450 x 0.200 x 0.175 i que se mueve con una velocidad de 126 ms. por minuto. Descarga en dos trommels (23) cuyas dimensiones son: diámetro 1.05 metros, largo 2.10 ms.; cada tromel tiene dos tamices diferentes con agujeros de 0.0048 i 0.008 m.; hacen 18 revoluciones por minuto i tienen una inclinación de 1 por 8 segun su eje lonjitudinal.

De los trommels (23) resultan tres productos:

mayores de 0.008 m.

entre 0.008 i 0.0048 m. i

menores de 0.0048 m.

Los dos primeros productos caen separadamente a los dos molinos de cilindros (18) i (19), cuyas características son como sigue:

(18) marca Allis Chalmers, velocidad 100 revoluciones por minuto, dimensiones de los cilindros diámetro 0.900 m., ancho 0.35 m., separación de los mismos 0.006 m.

(19) marca Allis Chalmers, velocidad de 120 revoluciones por minuto, los cilindros están juntos, tienen 0.900 m. de diámetro i 0.350 m. de ancho.

Los números (21) i (22) representan dos alimentadores desaguadores, en los circuitos de los molinos (19) i (20), i tienen por objeto eliminar el exceso de agua que viene mezclada con el mineral desde los trommels respectivos.

El producto fino de los trommels (23) va a clasificarse en ocho trommels (24), i el material que no pasa al traves de estos cae al molino (20), cuyas características son: velocidad 165 revoluciones por minuto, cilindros juntos, diámetro 0.900 m., ancho 0.375 m.

El producto de los cuatro molinos (17) (18) (19) i (20) cae al elevador (22), el que lo vuelve a llevar a los trommels (23), cerrándose de esta manera el circuito del cual no sale sino el material que puede pasar al traves de los trommels (24). Estos últimos son ocho, como hemos dicho, i sus características son: diámetro 0.900 m., largo 1.80 m., tamiz con agujeros circulares de 0.002 m., ha-

cen 20 revoluciones por minuto i tienen una inclinacion de 1 por 8 segun su eje longitudinal.

El material menor de 0.002 m. que pasa al traves de dichos tromeles es recibido por cuatro clasificadores hidráulicos marca Steptoe; estos hacen como se ve en el diagrama, seis productos de tamaño diferente que se descargan por cinco aberturas de fondo (a) (b) (c) (d) (e) i por el rebalse (f) del clasificador. El producto mas fino es el que se descarga por el rebalse (f) miéntras que el mas grueso sale por la abertura de fondo (a); este último producto se recibe sobre una fila de diez mesas Wilfley (56).

Del mismo modo los demas productos del clasificador se reciben respectivamente sobre otras tantas filas de diez mesas Wilfley: FILA 1, FILA 2, FILA 4, FILA 6, FILA 5, del diagrama.

Frecuentemente la descarga de los productos del clasificador no es directa sobre las masas; así por ejemplo, los productos (b) (c) i (d) ántes de entrar a las mesas pasan por distribuidores automáticos (25), los que tienen por objeto hacer una distribucion uniforme del material sobre todas las mesas de una misma fila.

El producto (e), ántes de llegar a las mesas de FILA 6, pasa por diez estanques clarificadores (55) donde se elimina el exceso de agua que contiene. Del mismo modo el producto (f), pasa por tres series de estanques clarificadores (26) (32) i (54) ántes de llegar a las mesas de FILA 5.

Sigamos la marcha del material distribuido sobre las diversas filas de mesas citadas: Las mesas (56) que tratan el material mas grueso (a) separan tres productos: «concentrados» que van a depositarse a una serie de grandes estanques (51) situados en la parte mas baja del edificio; «intermedios» que pasan a las mesas Wilfley (35) para ser tratados otra vez; i por fin, los «tailings» que caen a dos estanques clarificadores (33) para pasar en seguida a la molienda fina, de que nos ocuparemos mas adelante.

Los tres productos de la FILA 1, se dividen como sigue: concentrados a los estanques colectores (51), intermedios a seis estanques clarificadores (37) para ir en seguida a la molienda fina, i los tailings (estériles) que van al desmonte.

La FILA 2 manda sus concentrados a los estanques colectores (51), sus intermedios a los estanques clarificadores (37) i de allí a la molienda fina, sus tailings al desmonte.

Los productos de la FILA 4 van: los concentrados a los estanques colectores (51), los tailings al desmonte i los intermedios a ocho estanques clarificadores (43) para pasar en seguida a los «vanners» o sea a los aparatos de concentracion fina, de que nos ocuparemos en seguida.

La FILA 6 manda sus concentrados a los estanques colectores (51) miéntras que sus intermedios i tailings van a clarificarse a ocho estanques (46) ántes de pasar a los «vanners».

La FILA 5 hace una operacion semejante a la FILA 6; manda conjuntamente sus intermedios i tailings a una batería de ocho estanques clarificadores (52) i de allí a los vanners, miéntras que sus concentrados se juntan con los anteriores en los estanques (51).

El agua mas o ménos clara que rebalsa de los estanques clarificadores o

«callows» de forma cónica, se reúne toda para ser nuevamente clarificada en grandes estanques o pozas excavadas en el suelo fuera del edificio.

Decíamos que parte del material tratado por las mesas pasa a la molienda fina; al efecto, la molienda fina que tiene por objeto liberar las partículas finas de mineral incluidas en la ganga de los productos intermedios citados, se efectúa por medio de una batería de cuatro molinos chilenos, marca Garfield (36) del diagrama.

El material finamente pulverizado sube por el elevador (38), semejante al elevador (22), previamente descrito, el que descarga en un estanque receptor (30) de las siguientes dimensiones: largo 2.70 ms., profundidad 1.20 ms., ancho arriba 1.20 ms., ancho en la base 0.40 ms. Este estanque alimenta al clasificador hidráulico (29) el que separa cinco productos de tamaño diferentes: (g) (h) (i) (j) (k). El producto más grueso (g) pasa a dos trompales (31) con tamiz de 2 m/m, llamados trompales de guardia por cuanto devuelven a los molinos chilenos todos los trozos mayores de 2 m/m, dejando pasar solo los menores, los cuales pasan a su vez a la FILA 3, formada de diez mesas Wilfley, para ser tratados; a la misma FILA 3 llega el producto (h) del clasificador.

Los productos (i) i (j) van respectivamente a las FILAS 4 i 6 para ser tratados conjuntamente con productos provenientes de clasificador (28) a que nos hemos referido más arriba.

El producto (k) del clasificador (29) pasa a una batería de ocho estanques clarificadores (53) para ir en seguida a los vanners.

Los vanners se encuentran dispuestos en seis filas de ocho cada una. Las FILAS 1 i 2 números (44) i (45) del diagrama, están alimentadas por el sedimento fino colectado en los estanques clarificadores (43); los productos obtenidos por los vanners son dos: concentrados que van a los estanques colectores (51) i tailings que van al desmonte.

Las FILAS 3 i 4 de vanners alimentadas por los estanques clarificadores (46), mandan igualmente sus concentrados a los estanques (51) i sus tailings al desmonte.

Los «callows» (52) i (53) alimentan las FILAS 4 i 5 de vanners, cuyos productos siguen el mismo camino de los anteriores.

En los estanques colectores (51) se asientan los concentrados separándose del agua con que vienen mezclados, i quedan listos para ser trasladados al establecimiento de tuesta.

Pasamos ahora a ocuparnos en particular de cada una de las máquinas empleadas en la concentración. No entraremos a describirlas, pues tales descripciones pueden encontrarse en todos los textos que se ocupan de la materia o en los catálogos de los fabricantes; haremos puramente un estudio crítico de dichas máquinas señalando sus ventajas e inconvenientes, eficiencia, etc.

Los transportadores de correa de goma sobre rodillos de fierro son los únicos empleados en este plantel, i se los prefiere a todos los demás tipos de transportadores. La única objeción que puede hacerseles es que la correa es cara i es la parte más espuesta al desgaste.

En un establecimiento metalúrgico de Suecia, hemos visto en operación muy satisfactoria un transportador del mismo tipo con correa de acero. Sería intere-

sante hacer comparaciones i determinar cuál de los tipos de correa resulta mas económico.

Las chancadoras del tipo rotativo, marca Mc Culley, segun lo ha demostrado la experiencia, son preferibles, para grandes capacidades, a cualquier otro tipo inclusive el Blake de mandíbulas. El tipo Blake es preferible a los otros cuando se trata de capacidades pequeñas o medianas, 20 a 120 toneladas en 24 horas. El consumo de energía es en término medio de 1 HP por tonelada de mineral molido a un tamaño de 0.06. Las chancadoras Mc Culley del plantel que nos ocupa, son dos, núm. 7 1/2, cada una movida por un motor eléctrico de 75 HP.; muelen unas dos mil toneladas de mineral relativamente blando cada 24 horas a un tamaño de 0.04. Las superficies triturantes de estas chancadoras están formadas de placas de acero-manganeso, cambiables, de 0.05 metros de espesor i duran mas o ménos un año en servicio continuo.

Las balanzas automáticas para pesar el mineral en movimiento sobre la correa de un trasportador (14), del diagrama, son del tipo «Denison»; el principio segun el cual trabajan está basado en la medida de la tension de la correa, tension que varia naturalmente con la cantidad de mineral que pasa por ella, de donde resulta que se puede deducir el peso del mineral. Estas balanzas registran en forma de una curva trazada sobre un papel, el peso de mineral que ha pasado por la correa del trasportador. Son de mecanismo complejo, de precio elevado, i requiere una atencion inteligente; dan una aproximacion de 2 a 8% segun el cuidado con que se las atiende.

La balanza automática «Denison» como tambien la eléctrica «Westinghouse» pueden ser reemplazadas con ventaja i economía por un alimentador automático de construccion sencilla del tipo Stephens Adamson, que se emplea con éxito en otros planteles. Este alimentador mide automáticamente el volumen de mineral que pasa por él, de donde se deduce el peso del mismo; da una aproximacion de 2%.

Los alimentadores automáticos, son mecanismos indispensables si se quiere economizar mano de obra i obtener una marcha regular i eficiente en un molino cualquiera. Acabamos de citar el alimentador automático Stephens Adamson, que hace las veces de pesador de mineral al mismo tiempo. El alimentador automático «Challenger» es igualmente satisfactorio aunque no tiene la doble funcion del anterior.

Los molinos de cilindro son de uso mui frecuente tanto para molienda gruesa como para la fina. Invariablemente las llantas de los cilindros son cambiables i se las construye de fundicion, de acero fundido ordinario, acero-manganeso, acero-cromo, acero-nikel, etc. El primero de los materiales citados es el ménos durable i mas espuesto a quebraduras; el acero-manganeso parece ser el de mas duracion.

La operacion de los molinos de cilindros debe vijilarse atentamente de manera a producir un desgaste uniforme de las llantas i obtener así un máximo de duracion de las mismas. El espesor primitivo de las llantas, para cilindros de 0.90 m. de diámetro; es jeneralmente de 0.10 m. i se las pone fuera de servicio cuando su espesor se ha reducido a uno 0.02 m.

Los cilindros empleados en la molienda gruesa están separados unos de otros i ademas uno de ellos tiene un movimiento horizontal de traslacion, con-

trolado por un par de fuertes resortes, de manera a permitir una separacion mayor a los cilindros cuando por accidente cae entre ellos un pedazo de fierro o una herramienta cualquiera; de esta manera se evita la ruptura del molino.

Los cilindros para molienda fina se tocan tanjencialmente i no están provistos de los resortes de seguridad a que acabamos de hacer referencia.

La velocidad de los cilindros depende del tamaño del material, siendo menor la velocidad para el material grueso; ella depende igualmente de la naturaleza del mineral en tratamiento; así por ejemplo, un mineral talcoso o arcilloso debe molerse lentamente, porque estas sustancias tienen tendencia a hacer resbalar los cilindros disminuyendo la eficiencia del molino cuando la velocidad pasa de cierto límite; por el contrario, un mineral arenoso o áspero permite acelerar el movimiento de los cilindros sin perjuicio.

Otro de los puntos que requiere especial atencion en el manejo de los molinos de cilindros son los descansos; éstos deben ser de grandes dimensiones i estar lubricados abundantemente, pues a ellos se trasmite toda el esfuerzo gastado en la molienda. Además es recomendable que los descansos sean independientes del asiento o base del molino para poderlos cambiar con facilidad. Muchas interrupciones e inconvenientes se orijinan cuando los descansos no son de buena construccion o no están debidamente atendidos.

En cuanto al consumo de enerjía de los molinos de cilindros es mui variable, naturalmente, con el tamaño de la molienda, dureza del mineral i tamaño de los cilindros. Para un material de dureza media, moliendo material de 0.04 m. para reducirlo a 0.01 m. se necesitan un 10 HP. para moler 100 toneladas en 24 horas. En los molinos de cilindro del plantel de Ely, se les asigna 25 HP. a los molinos (17); (18) i (19) i 50 HP al (20), véase diagrama; es de advertir que estos cilindros son de capacidad mucho mayor que el del ejemplo citado previamente.

Un operario esperto puede atender convenientemente la marcha i alimentacion, alimentacion automática, de cuatro molinos de cilindros.

Los aparatos de molienda fina usados para pulverizar el mineral ya bastante finamente molido, son de dos categorías segun que se persiga la formacion de «slimes» (polvo impalpable) o que se la quiera evitar. Se persigue la formacion de los slimes, en la molienda fina, cuando el producto debe ser tratado por lexiviacion (cianuracion de minerales de oro i de plata); en este caso se emplean los pisones, molinos de bolas i molinos tubulares (tube mills). En el caso de la concentracion lisa i llana debe evitarse en lo posible la formacion de «slimes» en la molienda fina, pues ellos son las causas principales de las pérdidas en la concentracion; en este caso se emplean los molinos chilenos, los molinos Huntington i los cilindros.

De los molinos del primer tipo no nos corresponde ocuparnos aquí, de manera que nos referiremos solamente a los últimos, evitando su descripcion por ser de todos conocida.

Los molinos Huntington de uso mas frecuente son los siguientes:

Tamaño	Diámetro en ms.	Capacidad en tons. por 24 horas	Agua necesaria en litros por hora	Potencia en HP.	N.º de revol. por minuto
1	1.10	12	2,250	4	90
2	1.50	25	3,000-3,600	6	70
3	1.80	50	8	55

La capacidad de estos molinos puede variar entre límites bastante estensos segun sea la naturaleza del mineral, el tamaño del material de alimentación i la fineza del producto final.

Presentan los siguientes inconvenientes: requieren frecuentes reparaciones i el consumo de acero de las superficies molientes es elevado. En cambio, son relativamente livianos, desarmables i fáciles de trasportar.

Los molinos chilenos se construyen de formas mui variadas, aunque el principio del funcionamiento es siempre el mismo: tres o cuatro muelas en forma de ruedas que jiran sobre una mesa segun una trayectoria circular. Entre los tipos mas perfeccionados de molinos chilenos podemos citar los «Garfield» i los «Evans Waddell».

Estos molinos se construyen jeneralmente de dos tamaños:

Tamaño	Diámetro en ms.	Capacidad tons. en 24 horas	N.º de revol. por minuto	Potencia en HP.
1	1.50	25	35	35
2	1.80	50	30	12

La capacidad varia naturalmente con la naturaleza del mineral grueso del material de alimentación i fineza del producto final.

La práctica ha demostrado su superioridad incontestable sobre los molinos Huntington, por su solidez i seguridad en el trabajo continuo. Son, en cambio, mas pesados i mas difíciles de trasportar cuando no se dispone de ferrocarriles.

Los molinos de cilindro, de que ya nos hemos ocupado con alguna detencion mas arriba, son todavía preferibles en la mayoría de los casos, especialmente cuando no se requiere una molienda excesivamente fina. Sus ventajas pueden resumirse como sigue: construccion sencilla, exigen pocas reparaciones, tienen gran capacidad, son de transporte relativamente fácil, el consumo de acero de las superficies molientes es menor que en los molinos Huntington i Chilenos. Deben, eso sí, satisfacer las condiciones de construccion a que hemos hecho referencia mas arriba i debe atenderseles debidamente de manera a producir un desgaste uniforme de los cilindros.

Damos a continuacion un cuadro comparativo de las características relativas a los tres tipos de molinos para molienda fina:

	Huntington	Chileno	Molino de cilindros
Capacidad en tons. por 24 horas.....	3	6	9
Tamaño del producto final.	1.5 m/m	1.5 m/m	1.5 m/m
Revoluciones por minutos..	65	34	108
Tamaño del molino.....	1.50 m. (diámetro)	1.80 m. (diámetro)	cilindros de diámetro 0.90 m. ancho 0.375

No siempre es posible, en un plantel de concentracion, hacer seguir al mineral una marcha constantemente descendente, que seria el ideal; casi invariablemente es necesario en algun período del tratamiento, hacerlo subir, i para ello se emplean los elevadores. Estos son de tipos i formas mui variables. Sin embargo, los de uso mas frecuente i satisfactorios, para subir minerales molidos i mezclados con agua, son los de correa i capachos. La correa mas conveniente para este uso es la de goma, que resiste bien a la humedad, i los mejores capachos son los de fierro maleable (maleable iron), pues son mui resistentes al desgaste i su peso no es excesivo. Los elevadores de capachos se instalan con un pequeño ángulo de inclinacion respecto de la vertical para facilitar su descarga, i van encerrados en una chimenea de tablas; la pared de esta chimenea del lado que descienden los capachos debe ser vertical para evitar que caiga sobre ella el agua de la descarga, lo que produciria la putrefaccion rápida de las tablas.

Los tromels siguen siendo los aparatos de clasificacion gruesa mas convenientes; son de empleo jeneral los tamices de agujeros circulares perforados, son preferibles a los tamices de tejido de alambre a causa de su menor costo. El desgaste de los tamices es rápido, duran un mes por término medio, deben ser reemplazados con frecuencia i conviene que los tromels sean fácilmente accesibles para hacer el cambio de tamices sin pérdida de tiempo.

Los clasificadores hidráulicos, para tratar material fino, están basados, como se sabe, sobre el efecto de una corriente de agua ascendente que actúa de diversa manera sobre los trozos de mineral de tamaño diferentes que caen en el agua. Son innumerables, puede decirse, los tipos de clasificadores basados en el principio enunciado; puede, sin embargo, clasificárseles en dos tipos jenerales; los que usan esclusivamente el agua en movimiento como agente clasificador, i los que emplean ademas un dispositivo mecánico para ayudar o facilitar la accion de aquélla.

En el plantel de Ely están representados los dos tipos, el primero por el clasificador «Stepto», i el segundo por el clasificador «Jennie». He aquí resumidas las ventajas e inconvenientes de uno i otro tipo: El clasificador Stepto es de construccion sencilla i económica, consiste en realidad en cajon de madera de forma tronco piramidal, dividido en compartimientos, cada uno de los cuales recibe agua bajo presion por un agujero de fondo; requiere una cantidad moderada de agua, no consume enerjía de ninguna especie, exige una pequeña

caída o desnivel, tiene gran capacidad; hace una clasificación que puede llamarse aceptable pero que está muy distante de ser perfecta. El clasificador Jennie, de construcción mucho más compleja tiene un dispositivo mecánico para abrir y cerrar alternativamente la admisión del agua y la descarga del material clasificado; hace una clasificación mucho más perfecta que el tipo anterior. Tiene los siguientes inconvenientes: consume energía mecánica, más agua que el anterior, tiene menor capacidad y exige una caída o diferencia de nivel apreciable, 1.80 m.; su costo es relativamente elevado.

Los distribuidores automáticos son aparatos muy sencillos y de gran utilidad cuando se trata de distribuir material molido mezclado con agua entre varias máquinas (mesas vanners, estanques clarificadores, etc.); su empleo es recomendable en todos estos casos. Consisten sencillamente en un barril ordinario fijo, provisto de un eje vertical con paletas que revuelve en su interior; el material entra por la parte superior y sale en chorros homogéneos por tantos agujeros como sean necesarios, practicados en la parte inferior según una circunferencia del barril.

Para la concentración de los minerales molidos a un tamaño de 2 m/m o menor se emplean invariablemente las mesas, de las cuales hay, como es sabido, muchos tipos. Se prefieren aquí las mesas Wilfley sobre todas las demás, por su solidez y la sencillez de su mecanismo. Por lo demás, todas las mesas hacen un trabajo semejante basado en los mismos principios de todos conocidos. La capacidad, consumo de agua y fuerza motriz, depende del tamaño de las mismas; siendo preferibles las mesas grandes, puede decirse que no hay diferencias sensibles en cuanto a esos consumos, para una capacidad determinada, en los diversos tipos de mesas de uso más frecuente.

He aquí algunos datos de carácter práctico relativo al trabajo de las mesas Wilfley, datos aplicables con pequeñas modificaciones a todas las mesas de buena construcción.

Para una mesa de 4 metros de largo por 1.50 m. de ancho:

Consumo de energía 0.1 HP.

El material tratado es una pulpa que contiene 10 % de mineral y el resto de agua.

Capacidad 6 a 15 toneladas de mineral en 24 horas, según sea la fineza del material; la capacidad es menor para el material más fino.

Como es sabido, en la misma mesa pueden tratarse materiales de fineza muy variable desde 2 m/m para abajo; basta para el caso hacer los ajustes necesarios que consisten en inclinación de la mesa, cantidad del agua de lavado, número de las vibraciones y amplitud de las mismas. Los dos primeros ajustes son los más importantes y a ellos se atiende constantemente. En cuanto al número y amplitud de las vibraciones varían entre límites poco estensos. Así, por ejemplo, para el material más grueso (2 m/m), hemos anotado los siguientes números:

Número de vibraciones 250 por minuto;

Amplitud de las mismas 0.025 m.

Para el material finísimo:

Número de vibraciones 280 por minuto;

Amplitud de las mismas 0.015 m.

Una vez propiamente ajustadas para un material determinado, el trabajo de las mesas es muy regular i requiere poca vijilancia pero intelijente; un operario competente puede atender sin dificultad hasta cuarenta mesas en operacion.

Las partes de las mesas mas espuestas al desgaste son las costillas o estrías longitudinales llamadas «riffles» i el linoleum que cubre las tablas de la misma. Los «riffles» duran desde un mes hasta tres años segun el tamaño i el carácter del mineral tratado; la primera cifra corresponde a material grueso cuarzoso, la última a material finísimo. El linoleum dura jeneralmente, tres veces mas tiempo que los «riffles», es decir, en una mesa, éstos deben ser renovados tres veces, por cada vez que se renueva aquel. Los riffles van clavados sobre el linoleum con pequeños clavos de cobre, los clavos de fierro no resisten la accion oxidante del agua i del aire combinados.

Pasado un cierto grado de fineza, cuando ésta se aproxima a los slimes, (polvo impalpable) las mesas no hacen un trabajo satisfactorio.

Se han ideado numerosas máquinas para tratar los slimes sin haberse llegado hasta la fecha a una solucion verdaderamente satisfactoria para su tratamiento, i sigue siendo este vacío la principal causa de pérdidas de mineral en todos los planteles de concentracion. Entre todos los mecanismos ideados para el caso los vanners son, por mucho, los de uso mas frecuente i al parecer los que dan mayor satisfaccion. Como es sabido, los vanners consisten esencialmente en una ancha correa de goma, inclinada de un pequeño ángulo respecto de la horizontal, i animada de dos movimientos: uno de translacion longitudinal i otro lateral de oscilacion. La correa de goma está provista de estrías trasversales cuando está destinada al tratamiento de mineral fino pero granular, mientras que es lisa cuando el material por tratar es polvo impalpable.

Para adaptar los vanners a las necesidades del tratamiento de cada mineral en particular, se dispone de los siguientes ajustes: inclinacion de la correa, velocidad de traslacion longitudinal i número i amplitud de las oscilaciones de la misma cantidad del agua de lavado.

Un vanners ajustado para el tratamiento de mineral fino granular, emplea correa con estrías, hace 124 oscilaciones por minuto de 0.04 m. de amplitud; mientras que otro ajustado para el tratamiento de slimes tiene correa lisa, hace 116 oscilaciones por minuto de 0.02 m. de amplitud.

Los vanners son de construccion mucho mas compleja que las mesas, de precio mas elevado, de menor capacidad i requieren una atencion mas prolija e intelijente; un operario competente puede atender al funcionamiento de treinta vanners simultáneamente.

Hai, sin embargo, ventaja en emplear los vanners en combinacion con las mesas para el tratamiento de material fino, pues jeneralmente los primeros concentraran satisfactoriamente los productos intermedios de las últimas, productos que no serian concentrados eficientemente si se les volviera a tratar sobre otras mesas.

Se nota, sin embargo, la tendencia a sustituir los vanners i otros aparatos de concentracion fina por mesas especiales denominada «slimes tables» que serian capaces, segun sus inventores, de tratar eficientemente los slimes en forma mas rápida i económica que aquellos aparatos. Hasta la fecha sin em-

bargo, ninguna de estas «slime tables» se ha impuesto definitivamente como sustituto eficaz de los vanners en la práctica industrial. Las «slimes tables» que parecen gozar de mas favor al presente son las «Deister» i las «Dalle-magne».

Hemos tenido oportunidad de ver las mesas Dallemagne en funcionamiento en el plantel experimental de concentracion de la Compagnie d'Entreprises de Lavage de Minerals, en Clichy, Francia.

He aquí algunas de las características de esas mesas:

Fuerza motriz requerida $3/4$ de HP.

Número de oscilaciones 600 a 1,500 por minuto.

Consumo de agua 17 a 35 litros por minuto.

Largo 5 metros. Ancho 1.90 m.

Consumo de aceite 1 litro cada seis días.

Capacidad 150 a 800 por hora segun el material tratado.

Peso de la mesa 2,000 a 2,800 kgs. segun sea el embalaje empleado.

Las mesas están animadas de un rápido movimiento oscilatorio horizontal i vertical combinados (por contraposición al movimiento vibratorio exclusivamente horizontal de las mesas Wilfley); esta circunstancia hace que las mesas Dallemagne sean especialmente adaptables al tratamiento de los slimes.

Entre los numerosos procedimientos propuestos para el tratamiento de los slimes en los Estados Unidos, merece especial mención un aparato rotativo, actualmente en experimentación, basado en el efecto de la fuerza centrífuga sobre las partículas de peso específico diferente; se cifran muchas esperanzas en este procedimiento.

Los estanques clarificadores responden a dos necesidades de los plantales de concentracion: la concentracion, en el sentido de hacerlas mas espesas, de las pulpas de minerales demasiado diluidas para ser tratadas eficientemente en los aparatos de concentracion respectivos (mesas i vanners); i la obtencion de agua clara necesaria al lavado de los mismos aparatos de concentracion. Hasta la fecha el tipo de estanque clarificador universalmente empleado en los establecimientos de concentracion, es el denominado «callow tank» que consiste en un estanque cónico invertido, de láminas de fierro, cuyas dimensiones son jeneralmente:

Diámetro de la base 240 ms.

Altura 240 ms.

Reciben la alimentación, pulpa diluida, al centro de la base del cono, el agua clara rebalsa por la periferie de la misma, mientras que la pulpa concentrada se escapa por el vértice del cono, que es el punto mas bajo.

Estos aparatos presentan numerosos inconvenientes, pequeña capacidad, de manera que es menester instalar una batería de ellos cuando se trata de concentrar una cantidad importante de pulpa (cada unidad del plantel de Ely tiene 70 «callok tanks»); ocupan mucho espacio; los costos de primera instalación, vigilancia i mantención son elevados; despues de algun tiempo de uso empiezan a trabajar mal, pues cualquiera desnivelación que sufran en su asiento hace que el rebalse no se haga por toda la periferie, sino solo por una parte de ella con detrimento de la eficiencia; además las láminas de fierro que forman

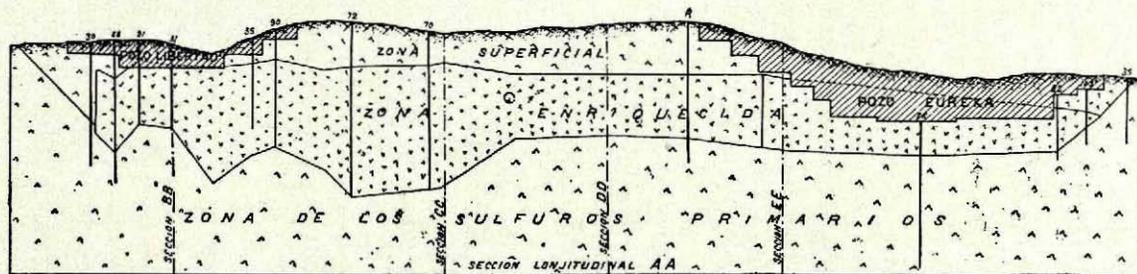


FIGURA 5

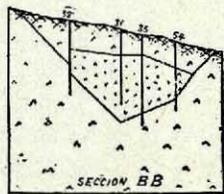


FIGURA 6

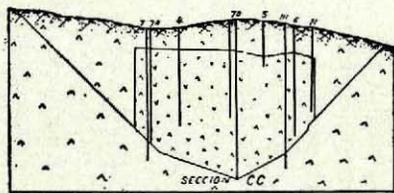


FIGURA 7

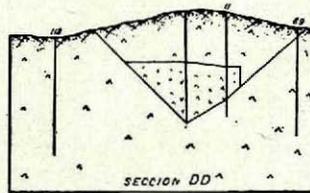


FIGURA 8

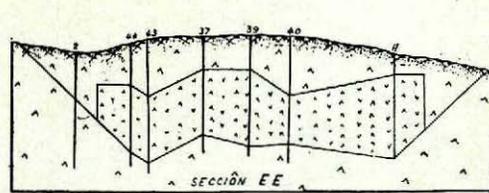
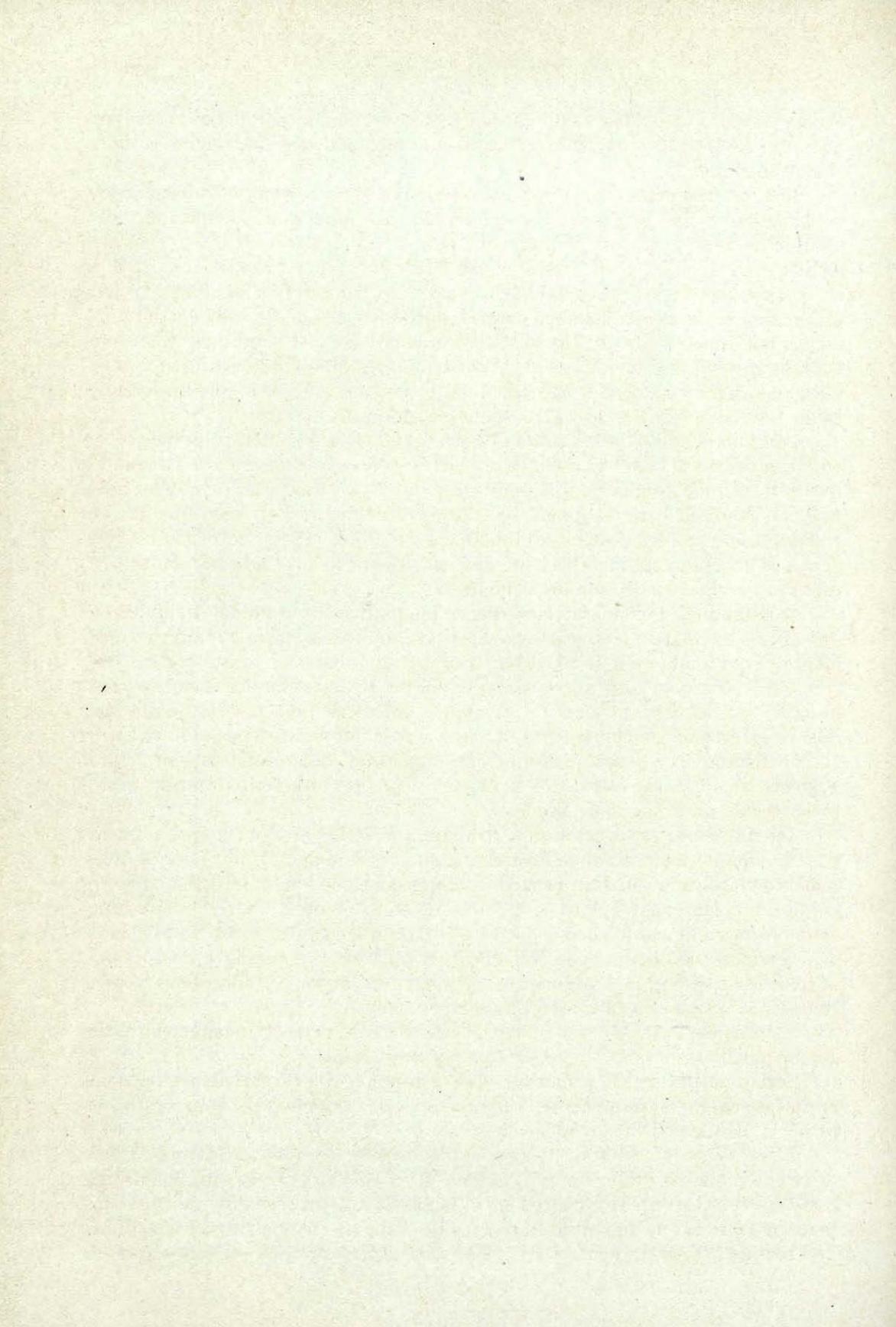


FIGURA 9



el cono, siendo delgadas, se amohosan i corroen fácilmente dejando escapar agua. En resúmen, es uno de los aparatos más incómodos con que debe batallar el concéntrador.

Solo recientemente un aparato inventado por Dorr ha venido a subsanar los inconvenientes que presentan los «*allow tanks*» i aquél está suplantando rápidamente a éstos en los planteles modernos. El aparato de Dorr consiste esencialmente en un gran estanque cilíndrico de madera, provisto de un eje central con paletas que revuelven lentamente en su interior: la alimentación es central, la descarga del agua clara es periférica, i la pulpa concentrada se escapa por un agujero situado en el centro de la base del estanque. Hace un trabajo mui satisfactorio, tiene gran capacidad i requiere relativamente poca vijilancia. Un aparato de Dorr ocupa cuatro veces mas espacio que un «*allow tank*» i su capacidad es de 8 a 10 veces mayor que la de éstos.

Tanto los «*allow tanks*» como el aparato de Dorr son clarificadores que se emplean dentro del edificio de los planteles de concentracion. Sucede a menudo que la dotacion de agua que dispone un plantel es escasa, i en tal caso es menester volver a utilizar las aguas servidas, jeneralmente barrosas, que llevan en suspension material estéril mui finamente molido. Antes de utilizar estas aguas es necesario clasificarlas i son diversos los sistemas a que se recurre con este fin. Los mas en uso son los siguientes:

a) Estanques de madera alargados de fondo, tronco piramidal divididos en numerosos compartimientos trasversales, comunicados entre sí alternativamente por el fondo i por la parte superior; el agua barrosa entra por un extremo del estanque, pasa sucesivamente por los diversos compartimientos i sale clara por el otro extremo de estanque, miéntras que por el fondo del mismo se escurre continuamente el barro espeso que se ha depositado en él.

b) Estanques o pozas, jeneralmente cuadrados de 30 metros por lado i 2.50 ms. de hondura, escabados en el suelo i sin revestimiento interior; están provistos de un desagüe de fondo.

Jeneralmente estos estanques trabajan en serie; el agua barrosa entra continuamente a un estanque i por el extremo opuesto del mismo, el agua mas o ménos clarificada rebalsa i pasa al estanque contiguo, cuyo rebalse es por lo comun suficientemente claro para ser usado en el plantel. El sedimento que se deposita va llenando poco a poco los estanques; cuandos éstos están llenos se interrumpe la alimentación del agua barrosa, se abre el desagüe de fondo i se hace escurrir por él el sedimento con ayuda de pistones hidráulicos semejantes a los usados en el lavado de tierras suríferas.

Este sistema está en uso en el plantel de Ely: tiene el inconveniente de gastar mucha agua para la descarga de los sedimentos.

Serían naturalmente preferibles los estanques con revestimiento de concreto i descarga continua de los cedimentos por el fondo, pero su costo de primera instalacion es elevado.

Los estanques colectores de concentrados son grandes recipientes cilíndricos de planchas de fierro de 8.40 ms. de diámetro i 1.80 ms. de altura. Son descubiertos superiormente i en el fondo llevan un enrejado de vigas de madera sobre el que descansa un pedazo de lona fuerte que cubre todo el fondo i se ajusta perfectamente contra las paredes del estanque; el fondo de este

lleva además una abertura central circular de 0.50 ms. de diámetro que se cierra con un gran tapon cilíndrico, que se maneja desde la boca del estanque. Debajo de los estanques que descansan sobre pilares de concreto corre una línea férrea; además el fondo de cada estanque comunica por una cañería con una bomba aspirante.

Los concentrados en forma de polvo mas o menos fino mezclado con mucha agua, vienen cargados continuamente por una canoa dentro de los estanques; siendo los concentrados de peso especificado se asientan rápidamente, mientras que el agua clara rebalse, en parte, del estanque i en parte es aspirada por la bomba al traves del falso fondo de loma. Los concentrados quedan dentro del estanque en forma de barro seco i se descargan por el agujero central de fondo, con ayuda de una escavadora mecánica sistema Blaisdell.

La escavadora mecánica Blaisdell se compone esencialmente de un eje vertical con dos brazos horizontales en su extremo inferior; sobre estos brazos horizontales están montados un cierto número de arados de disco, de manera que cuando al eje vertical se le imprime un movimiento de rotacion, los discos surcan el material contenido en el estanque, haciendo simultáneamente avanzar el material escavado de la periferie al centro, por donde cae a los carros que corren por la línea ferrea inferior. De esta manera se descarga en muy corto tiempo el contenido de un estanque, cuya capacidad es de unos cien metros cúbicos.

La escavadora se traslada sobre rieles pudiéndose colocar sobre cualquiera de los 20 estanques colectores con que cuenta el plantel.

Muestreo.—El muestreo i ensaye de las muestras es el único medio de conocer exactamente la marcha de un plantel de concentracion; i cuanto mas atencion i cuidado se le preste a esta operacion, tanto mejores resultados se podrán obtener de la concentracion. En efecto, por este medio se podrá siempre saber si cada una de las máquinas en particular i todas en conjunto hacen un trabajo satisfactorio o de lo contrario se sabrá cuál o cuáles son las que trabajan mal i se remediará el defecto.

Para tomar un caso concreto i poder entrar en algunos detalles veamos la organizacion del muestreo en el plantel de Ely.

Veintisiete operarios se ocupan exclusivamente de tomar las muestras que se indican a continuacion:

1) En el momento de descargar los carros de minerales, que vienen de las minas, en las tolvas del establecimiento, se toma una muestra de cada carro, que pesa dos a tres kilogramos. En esta muestra se determina exclusivamente la humedad, con lo cual se sabe cuántas toneladas de mineral seco entran al establecimiento cada dia. La humedad del mineral es variable siendo en término medio 10% de su peso.

2) A la entrada del mineral a cada unidad del plantel, se toma una muestra sobre el trasportador correspondiente, cada 20 minutos; se hace un comun de las muestras de cada unidad, el que se ensaya por cobre cada 8 horas. Este dato con el registro de la balanza automatica, colocada sobre el mismo trasportador, permite conocer la cantidad i la lei del mineral tratado en cada unidad.

3) Por medio de un mecanismo automático se toman muestras de los con-

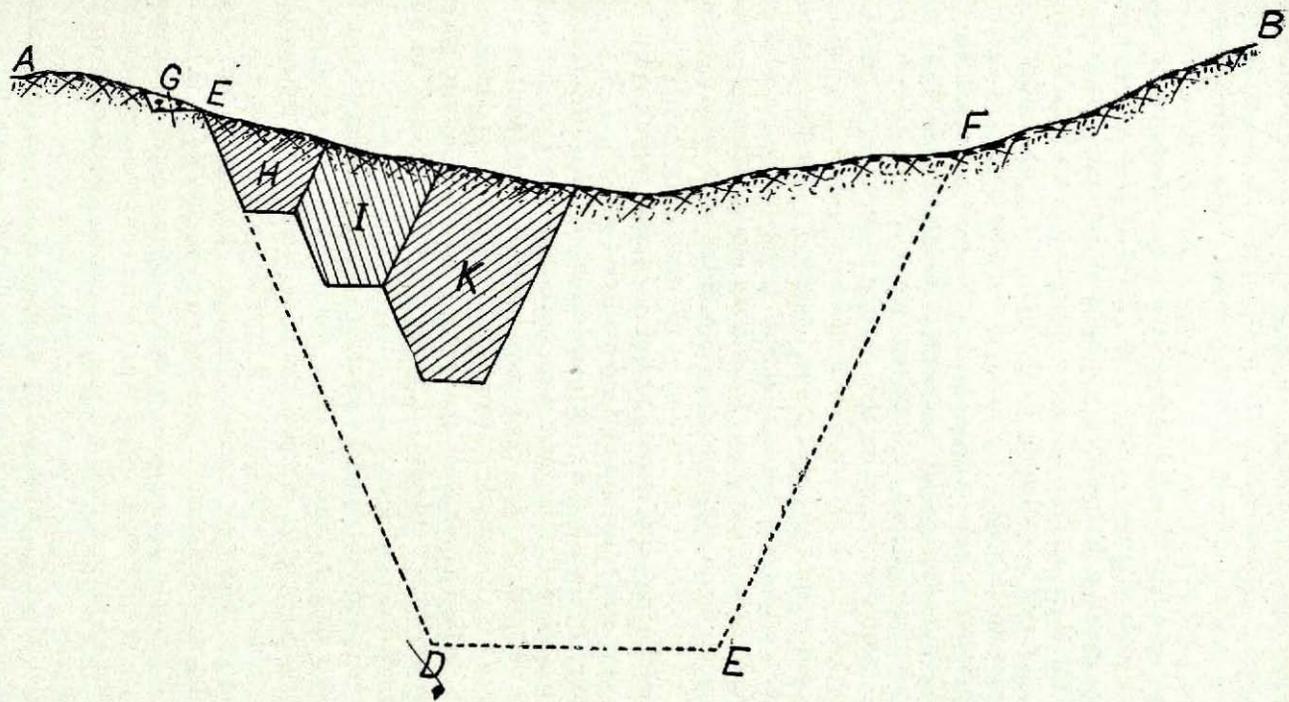
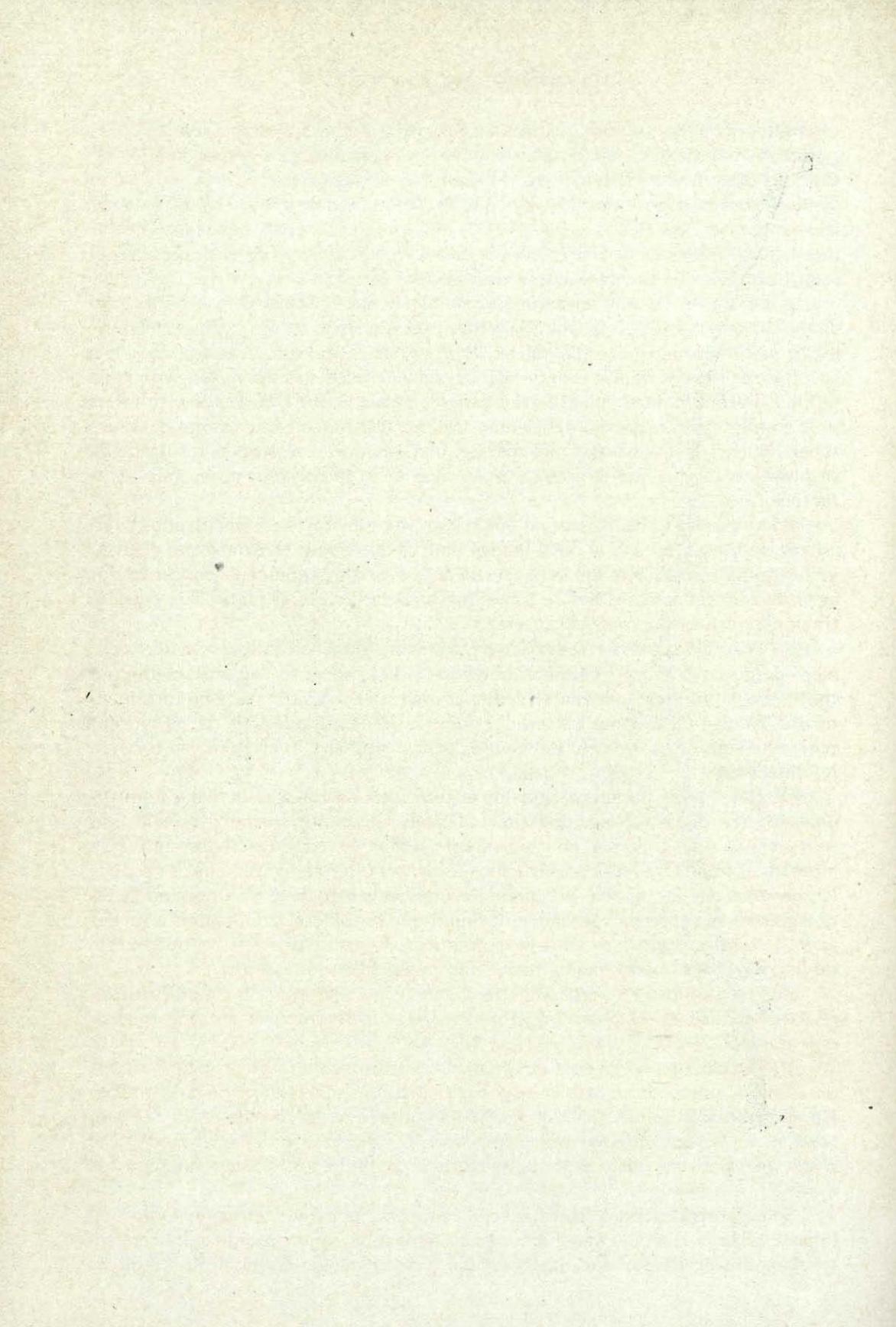


FIGURA 10



centrados de cada unidad, cada dos minutos. Estas muestras son líquidas, pues son tomadas en las canoas que llevan los concentrados con agua a los estanques colectores, se dividen en dos porciones, una que se ensaya por cobre insolubles cada ocho horas i la otra que se acumula hasta que el estanque correspondiente esté lleno; entonces se la ensaya igualmente por cobre insolubles i azufre; según este último ensaye se hacen las entregas de concentrados al establecimiento de tuesta para su tratamiento futuro.

4) Por medio de un mecanismo semejante al empleado para el muestreo de los concentrados se toman, cada 8 minutos, muestras de los tailings o estériles de cada unidad, muestras que se ensayan por cobre cada ocho horas.

Los resultados de los ensayes de los concentrados i de los tailings de cada unidad, permiten darse cuenta del trabajo efectuado por ella. Estos resultados se le comunican a cada uno de los mayordomos que han estado a cargo del plantel en las tres velas sucesivas del día, de manera que conozcan el resultado de su propio trabajo i que traten de mejorarlo en lo sucesivo, si no ha sido satisfactorio.

5) Al momento de descargar un estanque colector de concentrados cualquiera, se toman muestras para determinar la humedad; este dato con el ensaye hecho bajo el acápite 3) i la pasadura de los carros cargados de concentrados permite conocer la cantidad de cobre que pasa cada día del plantel de concentración al establecimiento de tuesta.

6) Cada día se toman muestras de los concentrados i tailings de cierto número de mesas Wilfley i vanners, muestras que se ensayan separadamente por cobre, por donde puede juzgarse si dichas máquinas trabajan satisfactoriamente; una lei algo elevada en los tailings o una lei demasiado bajs de los concentrados significan trabajo deficiente, cuyas causas se averiguan i se corrijen los defectos.

7) Por medio de un mecanismo automático se toma cada ocho minutos una muestra de los tailings de todo el plantel; dicho mecanismo está colocado en la canoa que conduce conjuntamente todos los tailings al desmonte. La muestra obtenida se ensaya por cobre cada ocho horas con la cual se conoce la pérdida de metal en la operación de concentración. Una porción de esta muestra se conserva i se hace un comun que se somete cada 15 días a un ensaye de tamizadura. Este ensaye consiste en determinar la lei i el porcentaje de los diversos tamaños del material que constituye los tailings.

Los resultados de dichos análisis, llevados a cabo metódicamente durante largo tiempo en el plantel de Ely, han llegado a poner de manifiesto el siguiente hecho:

Un tercio, mas o ménos, de la cantidad total de tailings está formado de «slimes», polvo impalpable, que pasa al través del tamiz de 200 mallas. En ellos está contenido mas del 50 % del cobre que se pierde en la concentración; su lei en cobre es mui cercana a 1 %, mientras que la lei media del resto del material mas grueso que forma parte de los tailings no pasa de 0.50 %.

Se comprende, pues, sin mas comentarios, por qué conviene evitar en lo posible la formación de «slimes» en la molienda que precede a la concentración. Sin embargo, por mas cuidado que se tenga en elejir los molinos

mas apropiado para cada caso, no es posible, no diremos suprimir la formacion de «slimes» pero, ni siquiera reducirla considerablemente en muchos casos. De ahí el gran interes que hai en el mejoramiento de los métodos i aparatos para el tratamiento de los «slimes».

Organizacion.—Como hemos dicho mas arriba, el plantel de concentracion es un departamento independiente que corre a cargo de un superintendente; el resto del personal se compone de:

Un mayordomo jeneral de concentracion, del cual dependen tres segundos mayordomos de concentracion a cargo de las tres velas o relevos sucesivos, pues se trabajan las 24 horas del dia dividido en jornadas de ocho horas.

Una cuadrilla de 400 operarios de concentracion.

Un mayordomo de reparaciones con una cuadrilla de 150 hombres.

Un mayordomo de muestreo con una cuadrilla de 27 operarios.

Un mayordomo a cargo de la molienda gruesa (chancadoras) con una cuadrilla de cuarenta hombres.

Un mayordomo a cargo de la descarga del mineral con una cuadrilla de 70 hombres.

Las cuadrillas citadas comprenden el total de operarios para un dia completo de trabajo, 24 horas.

Los mayordomos mandan a la oficina del superintendente un informe detallado, en formulario impreso, de la marcha de las operaciones a su cargo, durante la jornada respectiva.

Con estos informes parciales, el superintendente hace un informe jeneral, cada 24 horas, que remite a su vez a la oficina del administrador jeneral.

De dicho informe se deduce que, en marcha normal, el plantel de concentracion trata, en término medio, 10,000 toneladas de mineral de 1.6 % de cobre cada 24 horas; sus concentrados ensayan alrededor de 10 % i sus tailings no suben de 0.60 % de cobre.

ESTABLECIMIENTO DE TUESTA

Los concentrados pasan del plantel de concentracion al establecimiento de tuesta en carros de ferrocarril de 10 toneladas de capacidad; una romana pesa dicho carros a su entrada al establecimiento en cuestion.

Este ocupa un edificio de fierro con cubiertas del mismo metal, que consta de cinco pisos i que cubre un área de 14 por 54 metros. En él están instalados dieciseis hornos de tuesta Allis Chalmers, dispuestos en dos filas paralelas de ocho cada una.

Cada horno se compone de un gran cilindro vertical de planchas de fierro, del alto de todo el edificio i de cinco metros de diámetro; interiormente está revestido de ladrillos ordinarios, pues la temperatura que se desarrolla en ellos no pasa de 500 a 600 grados; el horno está dividido en seis compartimientos por tabiques horizontales de ladrillos; por su centro pasa un eje vertical hueco de fierro que lleva brazos horizontales, los que revuelven lentamente dentro de cada compartimiento. Estos últimos están comunicados

entre sí, por aberturas practicadas en los tabiques divisorios, i con el exterior por medio de puertas laterales. Cada compartimiento está provisto de un quemador de petróleo.

Los carros de concentrados se descargan en el piso superior del edificio, en tolvas situadas precisamente encima de cada horno de tuesta; de las tolvas pasan los concentrados, por intermedio de alimentadores automáticos, al compartimiento superior de los hornos, los que han sido previamente calentados a la temperatura conveniente por medio de los quemadores de petróleo a que se ha hecho referencia.

Los concentrados pasan sucesivamente por los diversos compartimientos de los hornos, impelidos por el movimiento de los brazos i caen finalmente, ya calcinados, a tolvas receptoras situadas en la base de cada horno, donde se acumulan. A su paso por los hornos de tuesta el mineral experimenta el siguiente tratamiento:

En los dos primeros compartimientos pierde toda su humedad, en los dos siguientes tiene lugar la tuesta propiamente dicha, ayudada por la agitacion de las masas efectuada por los brazos i por el aire insuflado al traves del eje central hueco i de los brazos. En estos dos compartimientos tiene lugar la combustion de la mayor parte del azufre contenido en los concentrados con desarrollo de gran cantidad de calor, que se aprovecha en los dos compartimientos superiores para secar el mineral i llevarlo a la temperatura propia de calcinacion. En los dos últimos compartimientos del horno la tuesta se completa a medida que descende la temperatura del mineral que cae, finalmente, como se ha dicho, a las tolvas inferiores.

El proceso de tuesta es continuo: los concentrados entran constantemente por la parte superior del horno i salen en forma continua, por su parte inferior, debidamente calcinados.

La marcha de los hornos se puede regular a voluntad i con mucha precision, pues se tiene absoluto control sobre la temperatura i la cantidad de aire; de la primera, gracias a los quemadores de petróleo citados; del segundo, con los ventiladores que alimentan el eje central. De manera que es fácil alcanzar el grado de calcinacion que se desea; en jeneral, esta se regula por las necesidades de la fundicion.

Las instalaciones accesorias del establecimiento de tuesta, ventiladores, fuerza motriz, provision de petróleo i vapor para los quemadores, etc., se encuentran en el piso bajo del edificio i comprenden:

Un ventilador rotativo «National Blower», movido por un motor eléctrico de 50 HP.

Dos ventiladores auxiliares, uno «Sturtivant» núm. 8 con motor eléctrico de 15 HP., i el otro núm. 7, de la misma marca, con motor eléctrico de 10 HP.

El aire de los ventiladores va por cañerías de fierro galvanizado de 0.35 m. de diámetro, hasta el eje central de cada horno de tuesta.

La fuerza motriz viene transmitida por dos motores eléctricos de 30 HP. cada uno, a dos ejes paralelos que recorren todo el largo del edificio; los ejes verticales de los hornos reciben su movimiento rotativo de aquéllos, por intermedio de un sistema de correas, poleas, piñones i ruedas dentadas.

La provision de petróleo i vapor para los quemadores llega al edificio de

tuesta en dos cañerías de 0.025 m. de diámetro, una de ellas con vapor a 10 kgs. por centímetro cuadrado i la otra con petróleo a 3 kgs. por centímetro de presión; estas cañerías se ramifican para alimentar todos los quemadores.

En el mismo piso bajo hai dos líneas paralelas de ferrocarril debajo de las dos filas de hornos; en los carros que corren por ellas se descarga el mineral calcinado de las tolvas para conducirlo a la Fundicion.

El segundo i tercer piso del edificio están ocupados por el cuerpo mismo de los hornos de tuesta; allí están instalados los quemadores de petróleo i las puertas por las cuales se observa la marcha de la operacion i que dan acceso al interior del horno para hacer las reparaciones necesarias.

En el cuarto piso están las tolvas de concentrados, los alimentadores automáticos i dos chimeneas de fierro para cada horno, que conducen los humos de la tuesta a la cámara jeneral de humos, la que recorre todo el largo del quinto piso del edificio; en este quinto piso están situadas las líneas férreas que dan acceso a los carros cargados de concentrados que vienen del plantel de concentracion.

La cámara de humos que tiene por objeto retener las partículas del mineral arrastradas por el tiraje, es una estructura de fierro i ladrillos de seccion rectangular de dos por cuatro metros de lado, que tiene un desarrollo de unos cuatrocientos metros i termina al pié de una gran chimenea de albañilería. Las partículas de mineral que se acumulan en la cámara de humo se estraen por puertas *ad hoc* situadas en la base de ésta. Se estima en 1% del total del mineral tratado la cantidad que se recupera por este medio i que se perderia si no existiera la cámara de humos.

El personal del establecimiento de tuesta se compone de:

Un mayordomo jeneral.

4 horneros.

2 ayudantes de horneros.

2 descargadores de concentrados.

4 operarios ocupados en servicios diversos.

El personal se releva cada ocho horas.

En cuanto a la capacidad de los hornos i consumo de combustible, etc., apuntamos los siguientes datos:

El consumo de petróleo es en término medio de seis litros por tonelada de mineral calcinado.

Los concentrados traen comunmente de 23 a 30% de azufre i las calcinas se dejan con mas o ménos 8% del mismo elemento.

La operacion de los hornos es perfectamente regular i satisfactoria con concentrados que contienen hasta 25% de azufre; con mayor cantidad se forman aglomeraciones del material orijinando dificultades en la marcha de la operacion.

La capacidad de cada horno es de 80 a 90 toneladas de concentrados cada 24 horas.

PLANO JENERAL DE LA FUNDICION

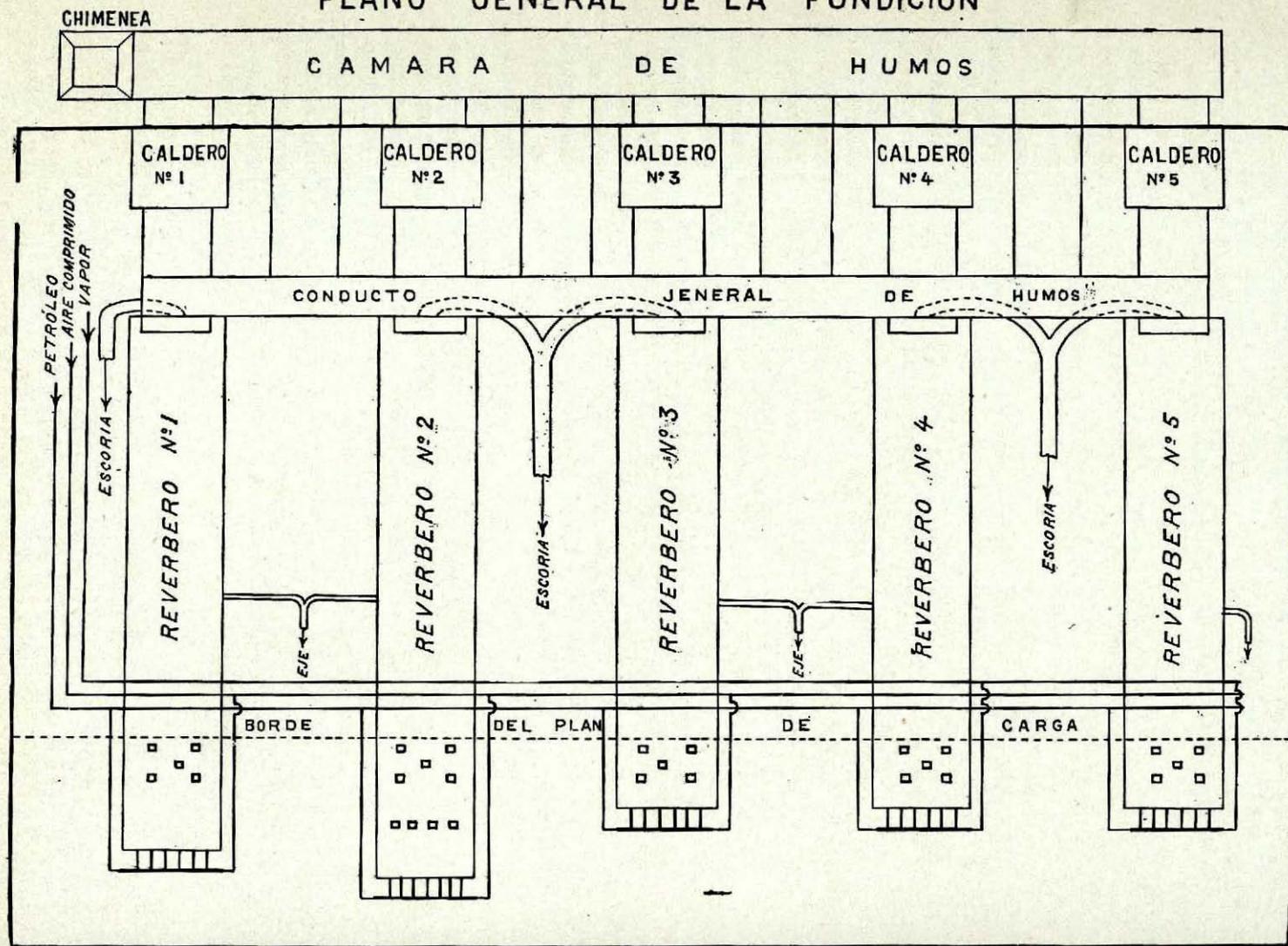


FIGURA 13
ESCALA : 1 m. = 2 1/2 "/p>

FUNDICION

La fundicion ocupa un gran edificio con esqueleto de fierro i cubierta del mismo metal, contiguo al establecimiento de tuesta; cubre una superficie plana de sesenta por noventa metros.

Su dotacion consta (véase fig. 13) de cinco grandes hornos de reverbero que queman petróleo crudo; todos ellos comunican con un conducto de humo jeneral, del cual arrancan nueve conductos secundarios que terminan en la cámara de humo; ésta corre paralelamente a uno de los lados largos del edificio por su exterior i termina en la base de una gran chimenea de albañilería. De los nueve conductos de humo secundarios, cinco llevan los gases al traves de otros tantos calderos de vapor situados en frente de cada horno; en estos calderos se utiliza el calor latente de los gases para levantar vapor, i se descargan en seguida a la cámara de humo que los conduce a la chimenea. Los cuatro conductos de humo restantes llevan directamente los gases de los hornos a la cámara de humo; ellos se ponen en servicio solo cuando por un motivo cualquiera no conviene hacer pasar parte o la totalidad de los gases por los calderos.

La carga de los hornos se efectúa desde el plan de carga, que se estiende a lo largo de todo un costado del edificio a un nivel de seis metros sobre el suelo. El plan de carga está provisto de tres líneas paralelas de ferrocarril, situadas directamente sobre las tolvas que alimentan los hornos.

La escoria se sangra por puetas situadas en la cabecera anterior de los hornos, se granula por medio de una fuerte corriente de agua i es arrastrada por la misma corriente al desmote. Dos hornos contiguos descargan sus escorias en una misma cuneta, utilizando la misma corriente de agua.

Un dispositivo semejante se ha adoptado para la descarga del eje, que se hace lateralmente i se recibe líquido en carros especiales de ferrocarril que lo llevan al establecimiento de conversion.

La provision de petróleo para la fundicion se almacena en un gran estanque cilíndrico de fierro, construido en un lugar apartado del establecimiento, del cual se trae el petróleo por cañerías. La cañería matriz recorre el edificio de la fundicion segun su largo, i de ella arrancan cinco cañerías secundarias que suministran el petróleo a cada horno. Un dispositivo semejante se ha adoptado para suministrar el vapor i el aire comprimido necesarios a la combustion del petróleo en los hornos.

La construccion i operacion de los cinco reverberos del establecimiento es mui semejante, de manera que nos limitaremos a describir uno de ellos en detalle, señalando solo las características de los restantes que los diferencian del primero. Tomaremos para el caso el reverbero N.º 2 que es el de mayor capacidad i en el cual se han introducido todas las mejoras sugeridas por una larga esperiencia en el manejo de los hornos de reverbero a petróleo. La construccion i puesta en marcha de este horno se llevó a cabo durante nuestra permanencia en el establecimiento i hemos podido seguir de cerca esas operaciones.

El reverbero N.º 2, representado en figura 14, ocupa un espacio de 6.80

por 40 metros, comprende un piso refractorio de construccion especial, muros i bóveda de ladrillos refractarios; lleva lateralmente un cierto número de puertas de trabajo i otra en la cabecera anterior para la colada de la escoria; el eje se sangra por un agujero lateral que comunica con el punto mas bajo del piso del horno; la carga se hace por aberturas practicadas en la bóveda, las que están en comunicacion con otras tantas tolvas servidas por líneas férreas que corren por el plan de carga. El calentamiento se hace a petróleo por intermedio de siete quemadores situados en la cabecera posterior del horno; estos quemadores trabajan con aire comprimido.

El piso del horno es plano i horizontal, formado de tres capas sobrepuestas, del mismo espesor, 0.60 m. La capa inferior es de concreto i descansa sobre el suelo bien pisoneado i emparejado, sirve de fundacion a toda la estructura; sobre ella descansa una capa de albañilería de ladrillos ordinarios, que sirve como de aislador del calor; i por fin, viene la capa superior formada de arena cuarzosa, fina, pisoneada; ésta se coloca de manera que el piso presente una pequeña pendiente jeneral hácia el agujero de colada. Tanto la capa de concreto de la fundacion, como la de ladrillos que descansa sobre ella, están seccionadas en blocks separados entre sí por pequeños espacios para permitir la dilatacion. Conviene sustituir por ladrillos refractarios los ladrillos de la capa correspondiente del piso, cerca de los quemadores donde la temperatura es mas elevada.

La construccion del piso del horno requiere el máximo de atencion, pues de ella depende el que las pérdidas de eje por infiltracion no sean excesivas. De todas maneras, aun en los pisos mejor contruidos el eje los penetra poco a poco i llega, después de algun tiempo, a impregnarlos totalmente hasta la capa inferior de concreto i, en muchos casos, el eje atraviesa esta última penetrando profundamente en el suelo. El concreto es fácilmente penetrable por el eje fundido, del mismo modo que la capa superficial de arena cuarzosa es la capa de ladrillos la que lo detiene mas eficazmente; sin embargo, éstos tambien se impregnan totalmente de eje a la larga. Como ejemplo, citaremos los pisos de los hornos de reverbero de Ely que encierran, después de 10 a 12 meses de servicio, de 100 a 150 toneladas de cobre en forma de eje que ha sido absorbido. Al demoler los hornos se recupera, naturalmente, la casi totalidad de ese cobre, pero a costo de grandes sacrificios, pues es una operacion larga i difícil la de romper el monolito en que se ha convertido el piso.

Se experimentan constantemente nuevos tipos de pisos para los hornos, en vista de subsanar los inconvenientes que representan, de los cuales el mas perjudicial es la permeabilidad.

Mr. Larsen, que se ocupa especialmente de la materia, ha inventado una mezcla especial para cubrir los pisos de los reverberos i que es, puede decirse, absolutamente impermeable al eje. Hemos asistido a sus esperiencias, llevadas a cabo con todo éxito en un pequeño reverbero de experimentacion; el primer horno industrial con piso Larsen está en operacion desde hace algun tiempo, los resultados definitivos se conocerán al fin de la campaña.

Los muros del horno, de 0.50 m. de espesor, están contruidos de ladrillos refractarios de sílice, que adhieren entre sí por intermedio de una capa delgada de cemento especial refractorio.

Las puertas de trabajo están espaciadas de tres metros unas de otras, sobre los muros laterales; se cierran por medio de un block de ladrillos refractarios encerrado en un marco de fierro, que se hace subir o bajar por intermedio de una polea i contrapeso, para abrir o cerrar las puertas respectivas.

El muro de la cabecera posterior del horno lleva una sola puerta por donde se cuela la escoria; el muro de la cabecera anterior lleva siete aberturas rectangulares, por las cuales entran las estremidades de los quemadores de petróleo.

La bóveda está construida de tres secciones bien distintas: la primera seccion, que cubre un tercio de la longitud total del horno a partir de la cabecera donde están colocados los quemadores, es alta, construida de ladrillos de sílice, de un espesor de 0.50 m.; está dividida en tres trozos separados unos de otros por un espacio de 0.10 m. para permitir la dilatacion. En esta primera seccion de la bóveda, que cubre la porcion del horno donde tiene lugar la combustion, del petróleo, o sea la zona de combustion, están ubicadas las aberturas por donde tiene acceso la carga de minerales i fundentes.

La segunda seccion de la bóveda, que es la mas pequeña de las tres, es de construccion semejante a la primera, con la diferencia que forma un pequeño ángulo con la horizontal, con el fin de unir las dos secciones estremas que son de altura diferente.

La tercera seccion de la bóveda se estiende sobre la mitad anterior del horno, es baja, está construida de ladrillos de sílice i su espesor es de 0.375 m.; está tambien dividida en trozos separados unos de otros para permitir la dilatacion.

Los ladrillos de la bóveda son lijaramente cónicos para adaptarse a la curvatura del arco, están colocados de cabeza, siendo su largo igual al espesor de la bóveda; están unidos con cemento refractario, del cual se emplea el mínimo posible con el fin de no desmejorar las propiedades refractarias de los ladrillos.

La bóveda está mantenida en su posicion pura i exclusivamente por una construccion metálica hecha *ad hoc*, no toca siquiera las paredes del horno i deja por el contrario un espacio de 0.01 m. entre ella i éstas para permitir la expansion.

La construccion metálica que sostiene la bóveda se compone de una serie de pilares de fierro de seccion I, que rodean el horno apoyándose contra sus paredes; los pilares opuestos están amarrados por tirantes de fierro de seccion circular, que cruzan de un lado a otro i de un estremo a otro del horno por encima de la bóveda. Esta descansa a su vez sobre un ancho fierro de seccion U, adosado contra los pilares que corren a lo largo de los costados del horno. La tension de los tirantes de fierro puede graduarse por medio de tuercas que llevan en sus estremos, de manera que los pilares opuestos pueden acercarse o separarse; este juego es necesario para permitir la dilatacion trasversal de la bóveda.

El calentamiento del horno se hace por medio del petróleo i aire comprimido. Ambos llegan por cañerías de fierro hasta un cuadro de distribucion situado a proximidad del horno i que sirven para el control de la marcha del mismo. Dicho cuadro representado en figura 15, comprende:

1) Una cañería de 0.06 m. de diámetro en forma de U, que trae el petróleo calentado a una temperatura de 100° centígrados i bajo una presión de 3.5 kgs. por cm.²; sobre dicha cañería están montados un termómetro i un manómetro que registran la temperatura i presión del petróleo i una válvula que cierra o abre el acceso del petróleo al horno.

2) Una cañería de 0.025 m. de diámetro, que trae vapor del generador i lo conduce al calentador de petróleo; esta cañería tiene las válvulas necesarias para admitir o interrumpir el acceso del vapor en el calentador de petróleo i un manómetro que registra la presión (10 kgs. por cm.²). El calentador citado se compone de un cilindro de fierro cerrado, en el interior del cual hai un serpiente de vapor, para calentar el petróleo que pasa por él ántes de llegar al cuadro de distribución. De manera que accionando las válvulas de la cañería de vapor que alimenta el serpiente, desde el cuadro de distribución, se puede graduar a voluntad la temperatura del petróleo. Esta se mantiene alrededor de 100° centígrados, a cuya temperatura el petróleo se pone muy fluido i permite un trabajo satisfactorio de los quemadores.

3) Por fin, una cañería de 0.01 m. de diámetro terminada en un manómetro que registra la presión del aire comprimido que se envía a los quemadores, completa el equipo del cuadro de distribución.

El aire comprimido usado por los quemadores del reverbero núm. 2 es suministrado por un ventilador rotativo Cornesville, bajo una presión de 0.12 kg. por cm.². En los quemadores de los otros hornos se emplea o bien aire comprimido a 1, 2 kg. por cm.², o bien vapor a una presión todavía mayor: 10 kgs. por cm.².

El papel del aire comprimido o del vapor es de pulverizar el chorro de petróleo a su salida de los quemadores; estos se construyen de tipos i dimensiones muy diversos, en cuyos detalles no entraremos.

El uso del vapor en los quemadores tiene el inconveniente de arrastrar consigo mucho calor cuando se escapa por la chimenea, pues su calor específico es elevado con relación al del aire; éste es por consiguiente preferible al primero bajo este punto de vista. En cambio, el aire comprimido es mas caro que el vapor, puesto que debe emplearse un compresor a vapor o de otro tipo para obtenerlo.

Parece haberse llegado a la solución mas económica en el caso del reverbero núm. 2, con empleo de aire comprimido a baja presión suministrado por un ventilador rotativo.

En cuanto al empleo del petróleo crudo en los hornos de reverbero, se puede decir, sin temor de exajerar, que es siempre preferible al del carbon, cuando el costo de ámbos combustibles es el mismo por caloría utilizable. En otros términos, cuando el valor de una tonelada de carbon es igual al de cuatro barriles de petróleo. Un barril de petróleo tiene 42 galones.

Las ventajas de los hornos de reverbero a petróleo sobre los que queman carbon, pueden resumirse como sigue: mayor capacidad a igualdad de tamaño, requieren menos mano de obra, control mas preciso de la temperatura. Las dos últimas ventajas apuntadas son evidentes i comunes a todos los hogares que queman combustibles líquidos; en cuanto a la primera bástenos citar el caso de los hornos de reverbero de Ely, que hasta el año 1911 quemaban car-

bon exclusivamente i cuyos hogares fueron trasformados ese año adaptándolos al uso del petróleo crudo. Con esta sola modificacion la capacidad de los hornos se aumenta en 75%, elevándose de 250 toneladas a 440 toneladas diarias de carga.

Los gases de la combustion se escapan por un conducto de ladrillos refractarios situado en la estremidad posterior del horno i pasan por un sistema de conductos de humo i un caldero ántes de salir por la chimenea, como se ha explicado mas arriba.

El caldero representado en corte en la figura 14, es del sistema tubular, con un cuerpo de caldera inferior i tres domos de vapor. Cada caldero levanta 14,000 kilógramos de vapor por hora a una presion de 13 kgs. por cm^2 i podria jenerar independientemente una potencia de 800 HP.

El vapor jenerado por los cinco calderos se colecta en una cañería matriz, se lleva a un sobrecalentador donde se seca i se emplea conjuntamente con el vapor de las calderas ordinarias en las diversas máquinas motrices de la estacion de fuerzas.

La marcha de la operacion se conduce de la siguiente manera: mineral calcinado, fundentes, escorias de convertidor, eje frio de baja lei, polvo de las cámaras de humo, viene en carros de ferrocarril de 10 toneladas de capacidad, que se pesan a su entrada del plan de carga de la fundicion. Los carros se vacian por puertas de fondo dentro de las tolvas de los hornos. Cada horno tiene tres tolvas, como se ve en figura 14; en una se cargan los minerales calcinados, polvo de las cámaras de humo i eje frio; en la otra los fundentes, cal exclusivamente, pues el mineral lleva bastante fierro i cuarzo en exceso; por fin, en la última tolva se cargan las escorias de convertidor caliente i al estado líquido, que vienen en carros especiales para escorias desde los convertidores. La carga directa de escorias de convertidor fundidas, dentro del horno, es una innovacion que ha sido introducida recientemente i con mucho éxito en el establecimiento de Ely.

Está demas decir que el material cargado en la tolva de los hornos va pesado i en proporciones calculadas de antemano para producir un eje i una escoria de composicion determinada.

El contenido de las tolvas se vacia simultáneamente i por puertas de fondo, cae sobre el piso del horno inmediatamente delante de los quemadores i allí tiene lugar la fusion; los productos fundidos se estienden sobre el piso del horno en dos capas horizontales sobrepuestas de eje i escorias de un espesor total de 0.30 a 0.40 m.; que se sangran por los agujeros respectivos, como se ha indicado mas arriba.

La cantidad de eje fundido que puede contener un horno de reverbero es mui variable; aquél que sangra a medida que lo requieren los convertidores, de manera que el reverbero hace el papel de acumulador, o depósito de eje; esta es una ventaja que no tienen los hornos de manga.

Una vez cada 24 horas se abren simultáneamente todas las puertas del horno i por ellas se carga, contra las paredes, arena cuarzosa o, mas bien dicho, estériles de grano grueso provenientes del plantel de concentracion. Esta carga tiene por objeto, exclusivamente, proteger las paredes del horno contra la accion corrosiva del eje i de la escoria fundidos. Esta operacion, como dijimos,

se lleva a cabo simultáneamente por todas las puertas del horno, se ocupa en ella una cuadrilla de 26 hombres i demora 15 minutos para cada horno; de esta manera la pérdida de calor es reducida. Terminada la carga de arena, se cierran todas las puertas que no vuelven a abrirse sino hasta al día siguiente con el mismo fin, a ménos que por una irregularidad escepcional de la marcha haya que abrirlas en el intervalo.

La misma cuadrilla de operarios sirve todos los hornos en funcionamiento i trabaja solo una jornada de ocho horas por día.

El resto del personal ocupado en la fundicion se compone de un hornero i su ayudante, para cada horno, encargados de todas las operaciones relacionadas con el mismo: colada de escorias i eje, control de la temperatura, etc.

Por lo dicho mas arriba se ve que la carga de los hornos es una operacion sencilla i casi automática; en efecto, una cuadrilla de tres hombres i un tren hacen fácilmente la carga de todos los hornos en trabajo.

Pasando someramente en revista los cinco reverberos de la fundicion de Ely, para anotar sus características, tenemos:

Reverbero núm. 1. Está en demolicion, despues de una campaña de 8 meses, los muros laterales i la bóveda han sido retirados; una cuadrilla de seis hombres se ocupa constantemente en demoler el piso. Este es un verdadero block de eje de 50% de cobre de un espesor medio de 0.60 m., que contiene aproximadamente 150 toneladas de cobre. El trabajo es pesado i lento, se emplean perforadoras de aire comprimido i dinamita; ántes de cargar los tiros es necesario enfriarlos con una corriente de aire comprimido, pues el piso se mantiene todavía mui caliente a pesar de que el horno fué apagado hace cerca de tres meses. En jeneral la campaña de un horno dura de 10 a 12 meses, despues de la cual es necesario hacer sérias reparaciones en el piso i en la bóveda, i en muchos casos es necesario demolerlo completamente para reconstruirlo en seguida.

Del reverbero núm. 2 nos hemos ocupado en detalle. Su capacidad es de 600 toneladas de carga en 24 horas.

El reverbero núm. 3 está en operacion; sus dimensiones son: ancho 6 ms.; largo 34 ms., i su capacidad 440 toneladas de carga en 24 horas. Tiene cuatro grandes quemadores de petróleo que usan aire comprimido a 1, 2 kgs. por cm^2 de presion. La presion i temperatura del petróleo que alimenta los quemadores es de 3.5 kgs. por $\frac{1}{2}\text{cm}^2$ i 80 grados respectivamente.

Los reverberos núm. 4 i núm. 5 tienen las mismas dimensiones i capacidad del núm. 3 i se diferencian de éste solamente en que sus quemadores usan vapor a 10 kgs. por cm^2 de presion en vez de aire comprimido.

Apuntamos a continuacion algunos datos relativos a la operacion de los hornos de Ely:

El consumo medio de petróleo es de 0.8) de barril por toneladas de carga fundida.

La lei en cobre i en azufre de los minerales calcinados que se cargan en el horno varian jeneralmente entre los siguientes límites:

Cobre 9.4 a 11.7%

Azufre 11.1 a 8%

La lei de cobre de los ejes obtenidos es de 30 a 33% i la escoria no se aparta mucho de la composicion siguiente:

Silice.....	41%
Oxido ferroso.....	39%
Alúmina.....	8%
Cal.....	8.5%
Cobre.....	0.5%

CONVERSION

El establecimiento de conversion ocupa un edificio de fierro con cubierta del mismo metal, que cubre una área de 30 por 75 metros, situado en la vecindad de la fundicion i a un nivel mas bajo que ésta.

Los carros cargados con eje fundido entran al plan de carga del establecimiento de conversion, que ocupa toda la estension de uno de los lados largos del edificio i está colocado a una altura de siete metros sobre el piso del mismo.

Los convertidores se encuentran alineados sobre el piso inmediatamente debajo del plan de carga i reciben el eje directamente de los carros del ferrocarril, por intermedio de canoas de fierro con revestimiento refractario.

La dotacion del plantel de conversion, representado en Figura 16, comprende:

Tres convertidores, (1), (2), (3), marca Power and Mining Machinery C.^o, de 10 toneladas de capacidad con revestimiento básico de ladrillos de magnesita. Los cascos están construidos en tres secciones: las dos cabeceras que son de fundicion i el cuerpo de planchas de fierro remachadas. Sus dimensiones son: diámetro 2.50 ms., largo 3 ms. Están provistos de dos cinturas anulares de acero, por intermedio de las cuales descansan sobre cuatro ruedas que jiran en torno de dos ejes paralelos fijos en las fundaciones del convertidor. Por una de las cabeceras se conecta el convertidor con la cañería de aire comprimido, a 1.2 kgs. por cm² de presion; la otra cabecera está en coneccion con el mecanismo para el movimiento del convertidor, que consiste en un sistema de piñones i ruedas dentadas accionados por el motor eléctrico de 40 HP., el que se comanda desde un cuadro situado convenientemente en frente del convertidor, para observar el movimiento.

Un convertidor Pier Smith (A) de 45 toneladas de capacidad, con revestimiento básico de magnesita i cuyas dimensiones son como sigue: diámetro 3.50 ms., largo 7 ms. El casco, construido por la Power and Mining Machinery C.^o, está, como los anteriores, formado de dos cabeceras de fundicion i el cuerpo cilíndrico de planchas de fierro de 1.5 cms. de espesor. Lleva tres anillos o cinturas de fierro por intermedio de los cuales descansa sobre tres pares de ruedas, que jiran alrededor de ejes fijos en las fundaciones. El revestimiento está formado por ladrillos de magnesita unidos por intermedio de cemento refractario magnesiano, su espesor es variable i está dispuesto como sigue: en el fondo 0.60 m., en las cabeceras 0.90 m., en los costados i techo 0.30 m. de espesor.

El convertidor lleva en cada cabecera un quemador de petróleo, a aire comprimido; dichos quemadores se encienden cuando, despues de terminada la conversion, es necesario por un motivo cualquiera dejar el cobre por algun tiem-

po dentro del convertidor; con ayuda de los quemadores se mantiene el metal fundido durante todo el tiempo que sea necesario.

Un convertidor Pier Smith (B) de 75 toneladas de capacidad, de construcción semejante al anterior i cuyas dimensiones son: largo 12 metros, diámetro 3.50 metros, espesor de las planchas 0.015 m. Lleva 45 toberas de 0.04 m. de diámetro.

El movimiento del convertidor se efectúa por medio de un motor eléctrico de 50 HP. i un sistema de cuatro cables de acero que envuelven el casco.

Un «receiver» (C) de 45 toneladas de capacidad, formado de un gran cilindro de láminas de fierro de 6 metros de largo i 2 metros de diámetro, revestido interiormente de ladrillos refractarios de sílice, que puede jirar en torno de su eje horizontal mediante un motor eléctrico de 40 HP. El «receiver» lleva en una de sus cabeceras, un quemador de petróleo, i frente a él pasa un transportador, animado de un movimiento lento, sobre el cual están montados los moldes para el cobre.

(F) es un dispositivo auxiliar del receiver, que sirve igualmente para la amoldadura del cobre.

(L) i (M) son dos transportadores inclinados movidos por dos motores eléctricos de 10 HP.

Hai dos grúas eléctricas en servicio, cada una de una capacidad de 60 toneladas.

(K) son grandes capachos de 2 metros cúbicos de capacidad, que pueden ser tomados por las grúas o colocados sobre ruedas en las líneas férreas, según sea necesario; están formados de un fuerte casco de fierro fundido, revestido interiormente con ladrillos refractarios; se emplean para el transporte de productos fundidos (cobre, eje i escoria) dentro del establecimiento.

La operación de conversión se conduce como sigue:

Los carros del ferrocarril cargados con eje fundido, que vienen de la fundición, entran al plan de carga del establecimiento de conversión por la línea férrea núm. 1; descargan su contenido, por intermedio de canoas, dentro de los convertidores, se agrega en seguida la sílice necesaria i se admite el aire comprimido.

La sílice, o mas bien dicho un mineral de cobre altamente silicoso, se almacena en tolvas especiales situadas en un extremo del edificio i servidas por la línea férrea núm. 1. La sílice se carga dentro de los convertidores por medio de un capacho alargado (g) que se llena en las tolvas i es transportado i vaciado en los convertidores por la grúa.

La escoria de los convertidores se recibe en los capachos (k) los que una vez llenos, son tomados por la grúa i colocados sobre carros especiales que corren por la línea férrea núm. 2; una pequeña locomotora lleva estos carros hasta el plan de carga de los hornos de reverbero, en los cuales se vacia la escoria fundida.

Terminada la conversión, se recibe el cobre en los capachos (k) i se vacian por intermedio de la grúa en el receiver. De este se vacia el cobre en los moldes en forma continua i rápidamente de la siguiente manera: el receiver vacia el cobre, en chorro continuo, en el pequeño recipiente (D) cuya capacidad es igual a la de un molde (100 kgs.); los moldes montados sobre el transportador, a

que se ha hecho referencia anteriormente, pasan frente al recipiente (D) i este vacia intermitentemente su contenido en cada molde. Los moldes llenos siguen su camino sobre el trasportador, hasta llegar a su extremo, donde descargan las barras de cobre ya solidificadas en un estanque con agua. Las barras son sacadas del estanque por el trasportador (L), cuyo extremo inferior está sumergido en el agua, i suben a la plataforma de pesadura donde vienen descargadas automáticamente por el trasportador. De allí se las conduce en carretillas de mano hasta las romanas (1) o (2) i por fin en las mismas carretillas a los carros del ferrocarril que corren por la línea núm. 3.

Del libro diario del establecimiento de conversion, tomamos los datos siguientes:

Estando en funcionamiento los convertidores 1, 2 i 3, se trataron en 24 horas 209 toneladas de eje de una lei media de 30.6 % de cobre, repartidas en ocho cargas; se produjeron 37 toneladas de cobre en barra i 125 toneladas de escorias con una lei media de 1.85 % de cobre, i se consumieron 72 toneladas de mineral silicoso.

La conversion del cobre se hace mas económicamente en los convertidores con revestimiento básico que en los convertidores de revestimiento ácido o silicoso, que son los que se emplean exclusivamente en Chile. Esta economía resulta de la vida incomparablemente mayor del revestimiento básico, el que no es corroido como es el caso con el revestimiento ácido, a pesar de que el costo del primero es muchísimo mas elevado que el del último.

El precio de los ladrillos de magnesita, que se usan en la construccion de los revestimientos básicos, es de 0.20 de dólar cada uno, en Estados Unidos i de un franco en Europa. El tamaño de los ladrillos es: $0.06 \times 0.17 \times 0.34$ m.

El revestimiento básico de cada uno de los convertidores 1, 2 i 3, del plantel de Mc Gill, resiste comunmente el tiempo necesario para convertir 4,500 toneladas de cobre.

INSTALACIONES ACCESORIAS DEL ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

Comprendemos bajo este título: la estacion de fuerza, los talleres mecánico, calderería, de carpintería i la fundicion de fierro.

La estacion de fuerza comprende: Una sala de calderas de 80 por 20 metros, donde están instaladas ocho calderas tubulares del tipo Babcock Wilcox, que jeneran vapor a 200 libras de presion i representan en conjunto una potencia de 4,000 HP. En realidad la capacidad total de calderas del establecimiento es de 8,000 HP., pues las calderas que utilizan el calor de los gases de combustion de los hornos de reverbero, a que hemos hecho referencia mas arriba, representan una potencia de 4,000 HP.

El combustible empleado en seis de las calderas es el carbon, las dos restantes quemán petróleo crudo.

La sala de máquinas, contigua a la de calderas, es un magnífico edificio de ladrillos i armazon de fierro de 120 por 20 metros, cuya dotacion es la siguiente:

Dos unidades termo-eléctricas «Bullock» de 700 kilowats de potencia cada una.

Dos unidades termo-eléctricas «Allis Chalmers» de 350 kilowatts de potencia cada una.

Dos compresores de aire «Nordberg» cada uno de 400 metros cúbicos por minuto de capacidad, a 1,2 kilos por cm^2 de presión.

Un compresor de aire «Allis Chalmers» de 200 metros cúbicos por minuto de capacidad, a 1.2 kilos por cm^2 de presión.

Un compresor Laisdlaw de alta presión.

Un ventilador Cornesville de 10 metros cúbicos de capacidad por revolución.

Una grúa eléctrica de 20 toneladas para el servicio de la sala de máquinas.

La energía eléctrica generada en las cuatro unidades termo-eléctricas es corriente, trifase, a 550 volts., que se utiliza en esa forma en los diversos motores del establecimiento de beneficio.

Parte de la energía eléctrica se transforma a 40,000 volts de tensión i se transmite a las minas.

El aire comprimido a 1.2 kilos por cm^2 de presión se emplea en los convertidores; el aire comprimido a alta presión (8 kilos por cm^2) se emplea en los martillos neumáticos, del taller de calderería, para la remachadura.

El ventilador Cornesville debe suministrar al aire a un horno de manga que no funciona en la actualidad.

Los talleres mecánico, de calderería, de carpintería i la fundición de fierro están instalados en edificios adecuados i dotados de los elementos necesarios para efectuar todos los trabajos de reparación i nuevas instalaciones que se necesitan constantemente en un gran establecimiento de beneficio.

JUAN BLANQUIER,
Ingeniero de Minas.



Una visita al Mineral de El Teniente

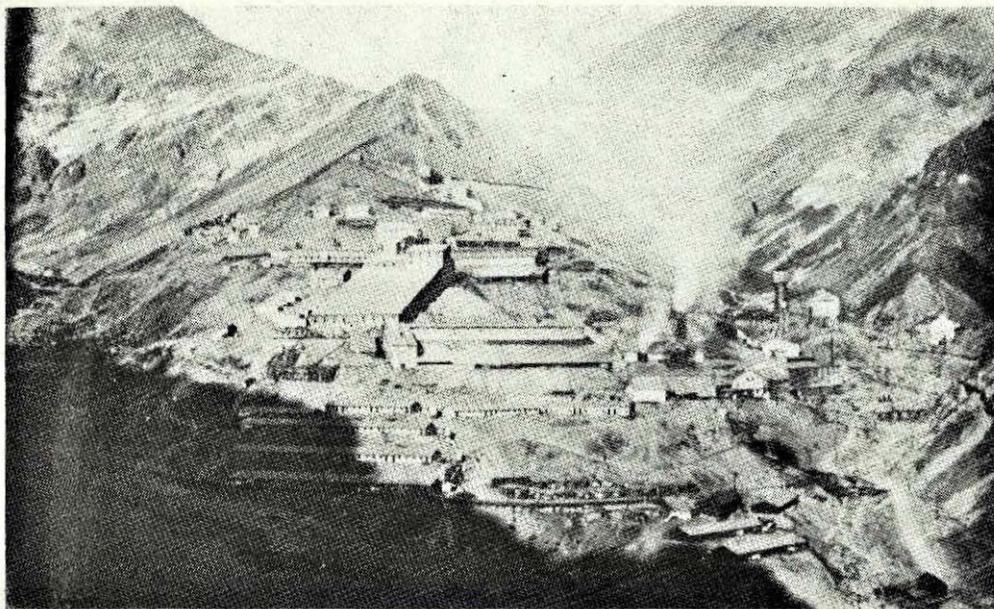
Tanto habíamos oído hablar de la grandeza de los trabajos de la Braden Copper C.^o que teníamos un verdadero interés en poderlos juzgar personalmente; el resultado de nuestras observaciones queremos consignarlo en estas páginas.

MR. WILLIAM BRADEN

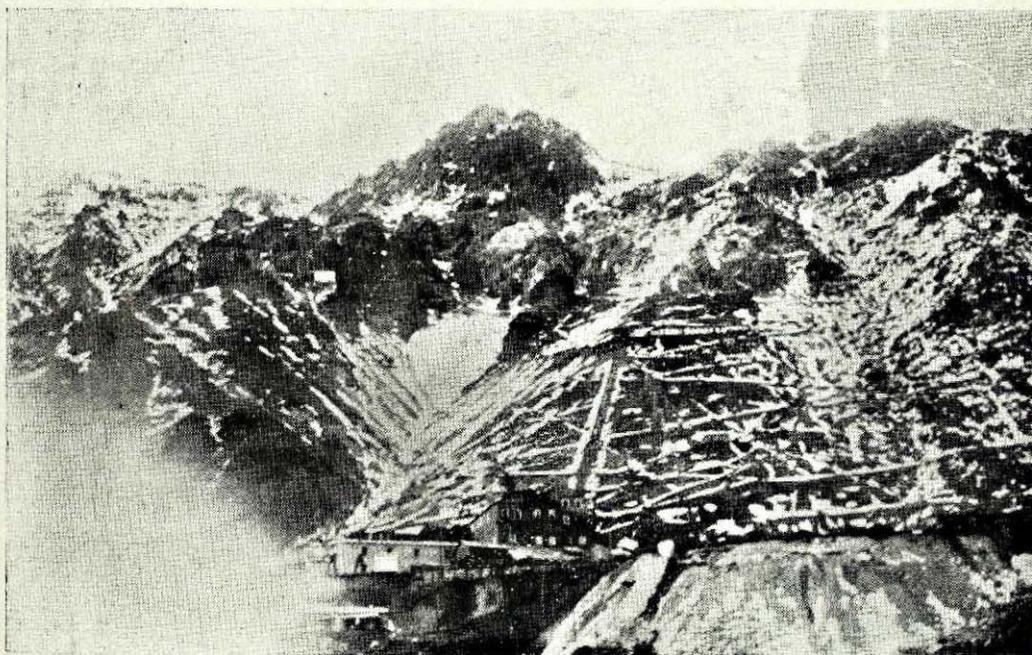
Antes de iniciar nuestro relato queremos hacer un recuerdo de esta gran figura en el mundo de la industria.

Conocimos en el Norte al señor Braden; fuimos honrados con su amistad i pudimos juzgar i apreciar muy de cerca cuanto vale este hombre como caballero, como industrial i como financista.

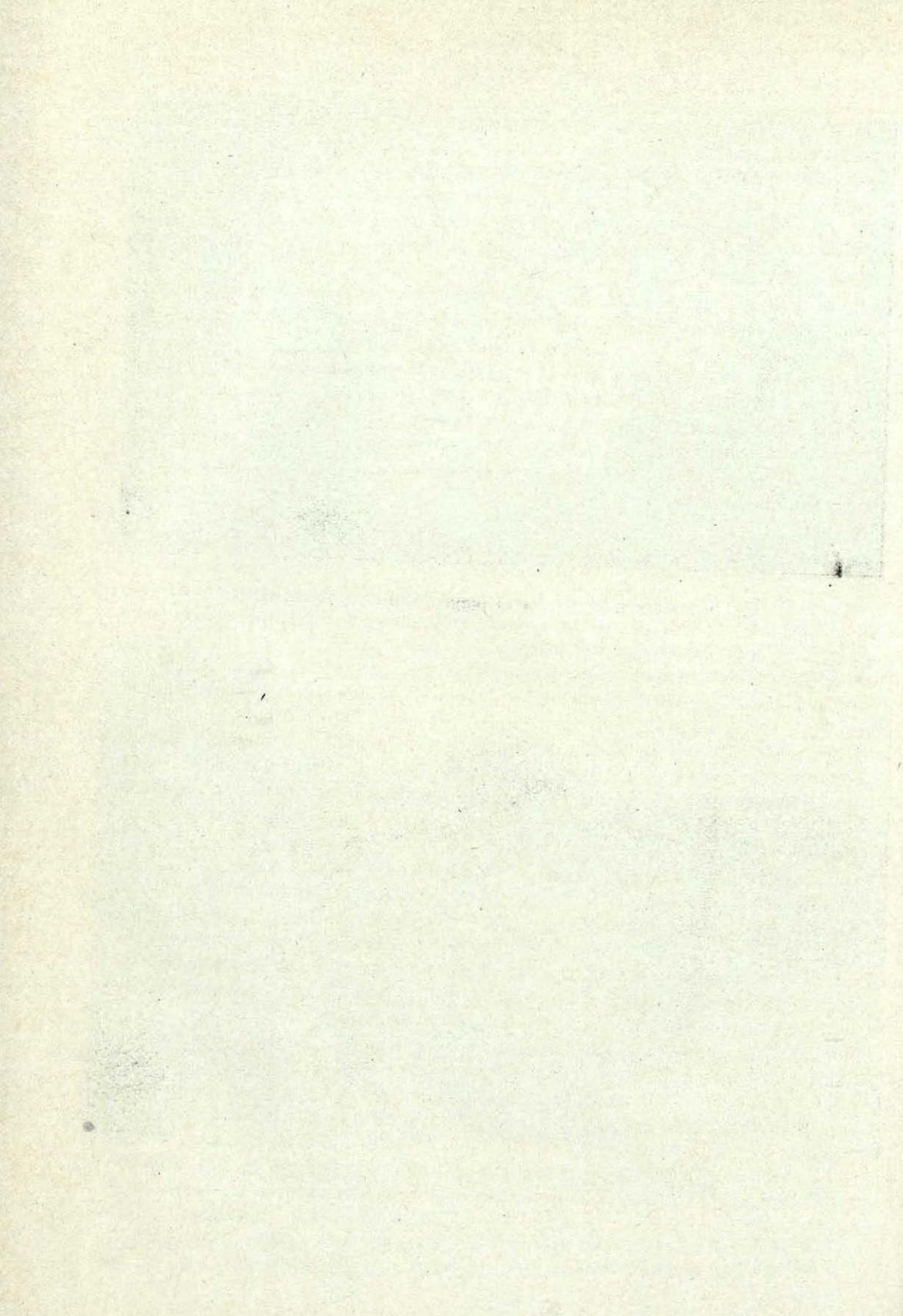
Hombre joven (42 años) de porte i fisonomía simpáticas i atractivas, es el tipo del perfecto gentleman, cumplido, correcto i caballeroso, sin pretensiones



BRADEN COPPER C.^o— Vista jeneral del establecimiento



BRADEN COPPER C.^o— Vista jeneral de las minas



ni vanidades; como industrial es un obrero infatigable: para él no hai empresa imposible, ni le arredran las alturas ni los elementos, cuando se trata de un trabajo, para lo cual dispone de una salud de acero i la enerjía de un títan; como financista tiene un punto de vista infalible: todo lo controla i verifica con escrupulosidad infinita i a ello se debe el prestigio de que goza en el mundo financiero de su país; sus datos e informaciones tienen como cimiento la verdad comprobada i, por consiguiente, sus cálculos forzosamente tienen que ser de una exactitud matemática.

Grande amigo de Chile i justo apreciador de la pujanza e intelijencia de los chilenos, tiene siempre para el país i sus habitantes frases mui halagüeñas.

Durante una escursion larga que hiciéramos juntos en el Desierto de Atacama, nos habló estensamente de los trabajos ejecutados en el mineral de El Teniente, de las dificultades con que tuvo que luchar i del estado actual de los trabajos; nos insinuó la conveniencia de que visitáramos el mineral i para el efecto nos proveyó de una carta de presentacion para el señor Jereute actual de la Compañía señor R. T. White.

EN VIAJE

Deseábamos conocer el Mineral en la estacion de invierno para darnos cuenta de los medios que la intelijencia del hombre puede emplear para contrarrestar las inclemencias del tiempo.

Salimos de Santiago el 13 de junio por tren de 6 P. M., llegando a Rancagua a las 8.10. Allí nos esperaban los señores Henry Jones, jereute comercial de la Compañía, el sub-jereute señor Ross Earle Douglass i el Cajero señor Müller. A los pocos instantes de nuestra llegada, departíamos en amena charla como antiguos amigos; la cultura finísima de estos caballeros nos procuró una agradable residencia en Rancagua. Los mismos caballeros nos dieron toda clase de informaciones referentes al viaje que deberíamos emprender al día siguiente.

Quedó convenido que saldríamos el sábado 14 a las 7.30 A. M.

Efectivamente, a la hora indicada, nos poníamos en viaje en un carro especial, elegante i confortable, que reúne todas las comodidades que puede apetecer un viajero; una de sus particularidades que pudimos observar es la de que sus costados son formados por grandes vidrios ajustados en marcos sólidos, de manera que, sin moverse de su asiento, puede el viajero dominar el paisaje de los alrededores que recorre, en toda su estension.

Cuando ponderábamos la confortabilidad i elegancia del carro, considerándolo de fabricacion Norte Americana, nos interrumpió el ingeniero señor Douglass que nos acompañaba, para manifestarnos que estábamos en un error al considerar su procedencia, pues con escepcion de su ferretería, todo el material de que estaba hecho era netamente chileno; las maderas, con apariencias de caoba i nogal, eran lingue i raulí, secos i mui bien trabajados, i los obreros que hicieron su armadura i construccion eran todos chilenos.

FERROCARRIL

El ferrocarril de Rancagua al Teniente es de trocha de 76 centímetros; tiene una longitud de 74 kilómetros i es, sin duda alguna, el mas atrevido de los ferrocarriles del pais. Ascende desde 480 metros sobre el nivel del mar, que es la altura en que se encuentra Rancagua, hasta 2,100 metros donde está el Establecimiento de El Teniente, lo que da una diferencia media de nivel de mas de dos por ciento. Difícilmente puede concebirse un ferrocarril mas accidentado; apenas comienza a internarse en la Cordillera da principio a una serie de curvas i contracurvas, muchas de ellas con radio hasta de treinta metros; aun cuando la tendencia jeneral es de subida, hai algunos trozos a nivel i hasta en contrapendiente; pero en cambio hai largas estensiones en que la gradiente llega a 4.80% i donde parece imposible que pueda ascender un ferrocarril por simple adherencia.

La primera estacion queda frente a los afamados baños termales de Cauquenes, donde se han construido dos puentes para cruzar el rio Cachapoal.

Sigue la estacion de Coya, situada a la desembocadura del rio del mismo nombre, donde se junta con el rio Cachapoal, del cual es afluente.

A distancia de mas o ménos un kilómetro de dicha estacion ubica la gran instalacion de fuerza eléctrica que abastece al establecimiento i miras del Teniente de la enerjía que necesitan para su movimiento.

En el trayecto, hasta el mineral, hai varios paraderos de poca importancia que se denominan: Maquis a 1,200 metros; Barahona a 1,480 metros; Cruce a 1,620 metros; Zapos a 1,840 metros. La Estacion Teniente, a corta distancia del Establecimiento, ubica a 2,060 metros sobre el mar.

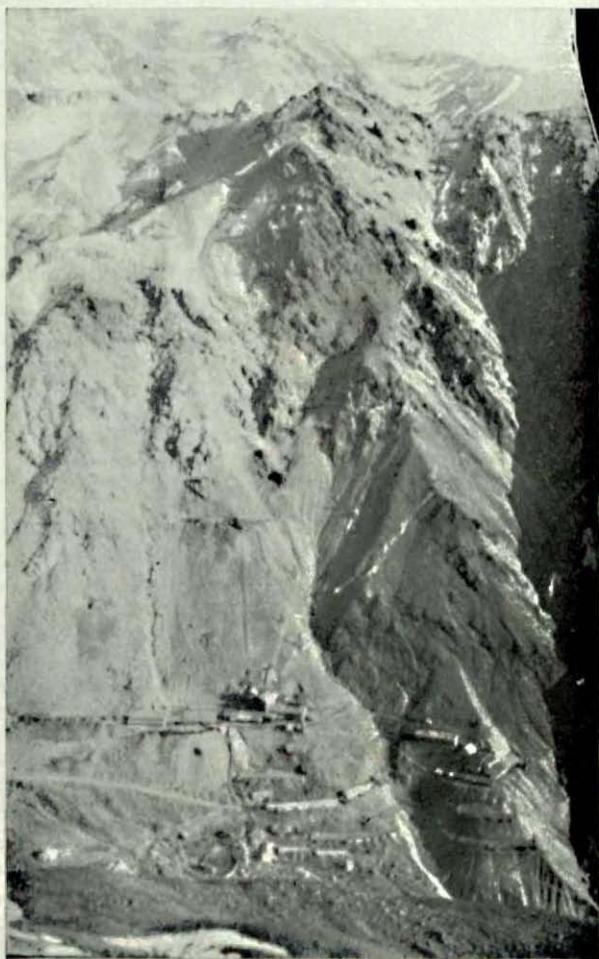
Poco ántes de llegar al Mineral se encuentra un paraje que denominan Caletones, constituido por un desfiladero de rocas altísimas, al pié de las cuales, a una hondura de mas de quinientos piés verticales, se desliza el rio Coya; el ferrocarril cruza por este desfiladero, para lo cual ha sido preciso perforar la roca en varias partes en forma de cornisa i en otras construir muros de sostenimiento de piedra canteada, bordeando este abismo que produce vértigos al mirar su cima.

Mas adelante se ha construido túneles artificiales de madera i fierro para impedir que las avalanchas de nieve destruyan la via.

A la 1 P. M. llegamos al Establecimiento del Teniente, habiendo empleado 5½ horas en recorrer los 74 kilómetros. Allí nos esperaba el señor White con algunos empleados superiores que, inmediatamente, nos condujeron a nuestros alojamiento.

ESTABLECIMIENTO DE EL TENIENTE

Despues de almorzar i acompañados por el sub-gerente señor Douglass i el jefe de la fundicion, el distinguido injeniero señor B. T. Colley, nos dirijimos a visitar las instalaciones del Establecimiento de concentracion. Comenzamos por conocer los formidables aparatos que trituran i muelen los minerales, constituidos por una serie de grandes chancadoras i molinos de cilindros que,



BRADEN COPPER C.^o—Cerros en que se encuentran
las minas

automáticamente, van triturando i moliéndolos hasta reducirlos a polvo; en este estado, por medio de cintas sin fin, son conducidos hasta las concentradoras Wilfley que en número de 200 funcionan permanentemente.

El mineral es trasportado de las minas por medio de un ferrocarril eléctrico i desde una altura como de doscientos metros va pasando, por medio de aparatos mecánicos, por diversas máquinas, hasta las concentradoras que se encargan de separar el metal de la ganga: los concentrados van a caer a grandes estanques i la ganga es conducida por un largo canal hasta un depósito donde se filtra el agua dejando los residuos. Estos residuos quedan con una lei de mas o ménos 0.75%. Los concentrados salen con lei que fluctuan entre 12 i 15%. De los estanques en que se depositan los concentrados son estraidos por una gran pala mecánica, actuada por electricidad, la que los carga a los carros del ferrocarril para ser trasportados al establecimiento de fundicion.

Detallar los pormenores de este inmenso plantel de concentracion seria una tarea larga; bástenos indicar que moviliza i concentra de mil ochocientas a dos mil toneladas de mineral cada veinticuatro horas.

Hai ademas de este establecimiento otro que denominan Molino Viejo que beneficia mas de mil toneladas diarias i que está alimentado por un andarivel que conduce los metales desde el socavon núm. 4.

Los concentrados, previamente desecados para disminuir el grado de humedad, se mezclan mecánicamente, con una pequeña proporcion de greda que hace el efecto de aglutinante i evita tener que formar briquetas como se hacia ántes. En esta forma son conducidos al horno de fundicion en pequeños carros movidos por una locomotora eléctrica. Hai dos hornos que funden al rededor de doscientas toneladas de concentrados por dia. El producto de los hornos, la escoria, se granula i sale por una canal de agua a su depósito i los ejes pasan a los convertidores que los transforman, por el procedimiento conocido, en barras de 99 i fraccion por ciento de lei de cobre. La produccion actual pasa de treinta toneladas diarias de cobre en barra.

MINERAL SEPARATION

Se está ensayando, con excelente resultado, en grande escala, un nuevo tratamiento para el beneficio de los minerales que consiste en mezclar el metal, finamente pulverizado, con una pequeña cantidad de petróleo crudo, aceite mineral, con una proporcion reducida de ácido sulfúrico: estos reactivos tienen la propiedad de separar el metal de la ganga, quedando el primero flotando en forma de espuma espesa i la ganga o sea el residuo estéril se va al fondo de los canales i lo arrastra la corriente del agua; es decir, la concentracion se hace a la inversa de lo que se habia hecho hasta hoi, que el metal, por razon de su densidad, sedimentaba en el fondo de los aparatos de concentracion i la ganga cubria los concentrados.

Este procedimiento permite hacer una extraccion mayor de la que se hace con las concentradoras conocidas, produciendo, por diversos conceptos, una economía que puede fluctuar entre tres i cinco pesos por tonelada i suponiendo que en este establecimiento sean tratadas solo tres mil toneladas diarias, la

implantacion del procedimiento de la *Mineral Separation* puede representar una economía de mas de diez mil pesos cada 24 horas.

Por las esplicaciones que obtuvimos relativas al tratamiento de la *Mineral Separation*, que es de una Compañía inglesa, que tiene sus oficinas en Santiago, su implantacion en Chile va a jeneralizarse mui pronto porque puede aplicarse tanto a los metales sulfurosos (bronces) como a los oxidados (de color), haciéndoles a estos últimos un tratamiento previo de poco costo i fácil manipulacion.

El distinguido injeniero don Daniel Palacios que habia ido al Mineral a certificar la instalacion del procedimiento, para los efectos del privilejio que ampara los derechos de la Compañía explotadora del invento, nos manifestó su completa aprobacion i los grandes beneficios que su aplicacion reportará a la industria cobrera de nuestro pais.

El procedimiento tiene, ademas, la ventaja de que no necesita maquinarias ni aparatos complicados para su implantacion: una vez molido el mineral, los estanques, canales i demas artefactos pueden ser construidos por herreros i carpinteros nacionales sin ninguna dificultad, empleando solo maderas del pais.

LEXIVIACION I ELECTROLÍISIS

El complemento del procedimiento de separacion que dejamos descrito para obtener el cobre refinado, consiste en la lexiviacion i la electrolísis donde es posible, como en El Teniente, obtener la enerjía eléctrica en gran cantidad i a poco costo.

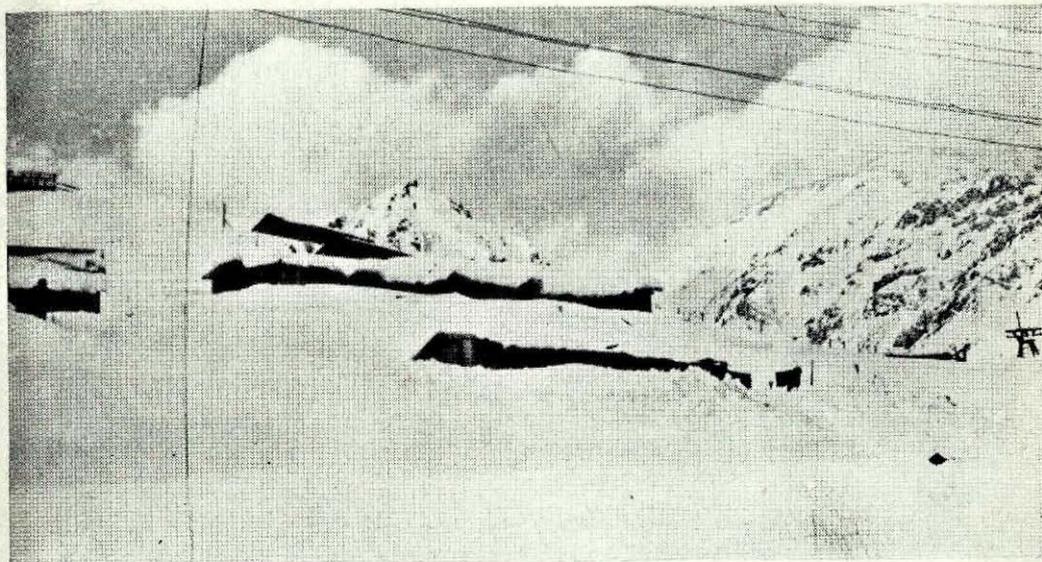
La instalacion que hai en El Teniente es completa: está a cargo de un distinguido injeniero especialista i entendemos que es la primera que hai en Sud-América por su tamaño i capacidad. Está calculada para producir cincuenta toneladas diarias de cobre electrolítico.

Los concentrados producidos por el procedimiento *Mineral Separation* son conducidos a un horno de calcinacion que transforma los sulfuros en óxidos. La tuesta se hace sin gasto de combustible porque el azufre de los minerales sirve para su propia combustion; los gases de la calcinacion pasan a la gran fábrica de ácido sulfúrico que hai instalada i que producirá todo el que se necesita para la concentracion i la lexiviacion i hasta habrá sobrante para otros usos industriales.

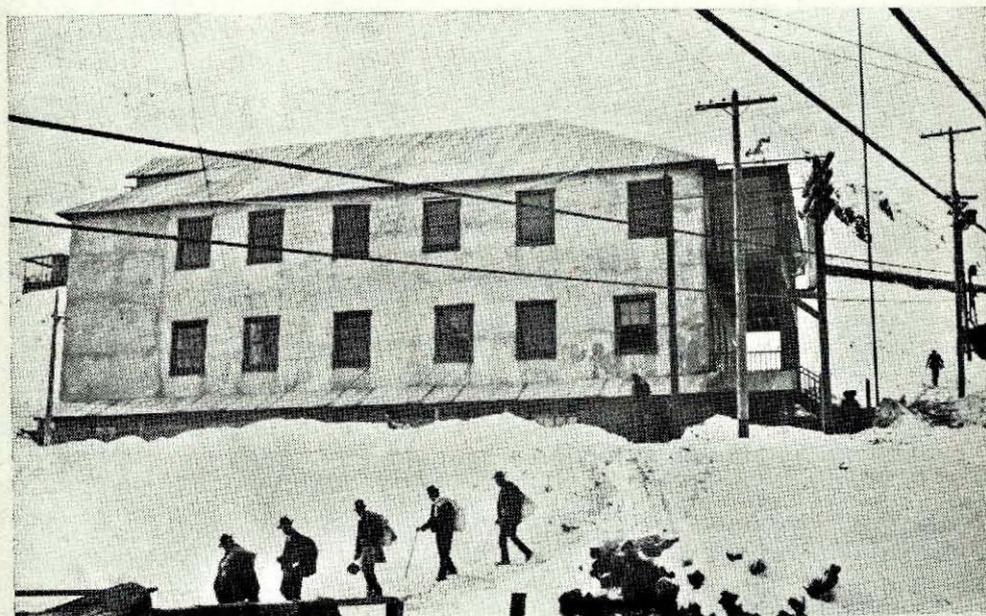
Los minerales calcinados pasan a grandes estanques donde son atacados en caliente por una solucion ácida que transforma en sulfatos solubles todo el cobre contenido. La masa pasa a grandes filtros que separan el líquido con el cobre disuelto de las gangas o residuos inútiles.

El líquido obtenido pasa a los estanques precipitadores donde, por medio de una gran corriente eléctrica i por los procedimientos conocidos, se obtiene el cobre electrolítico que, como se sabe, tiene un precio superior al de la barra en los mercados consumidores.

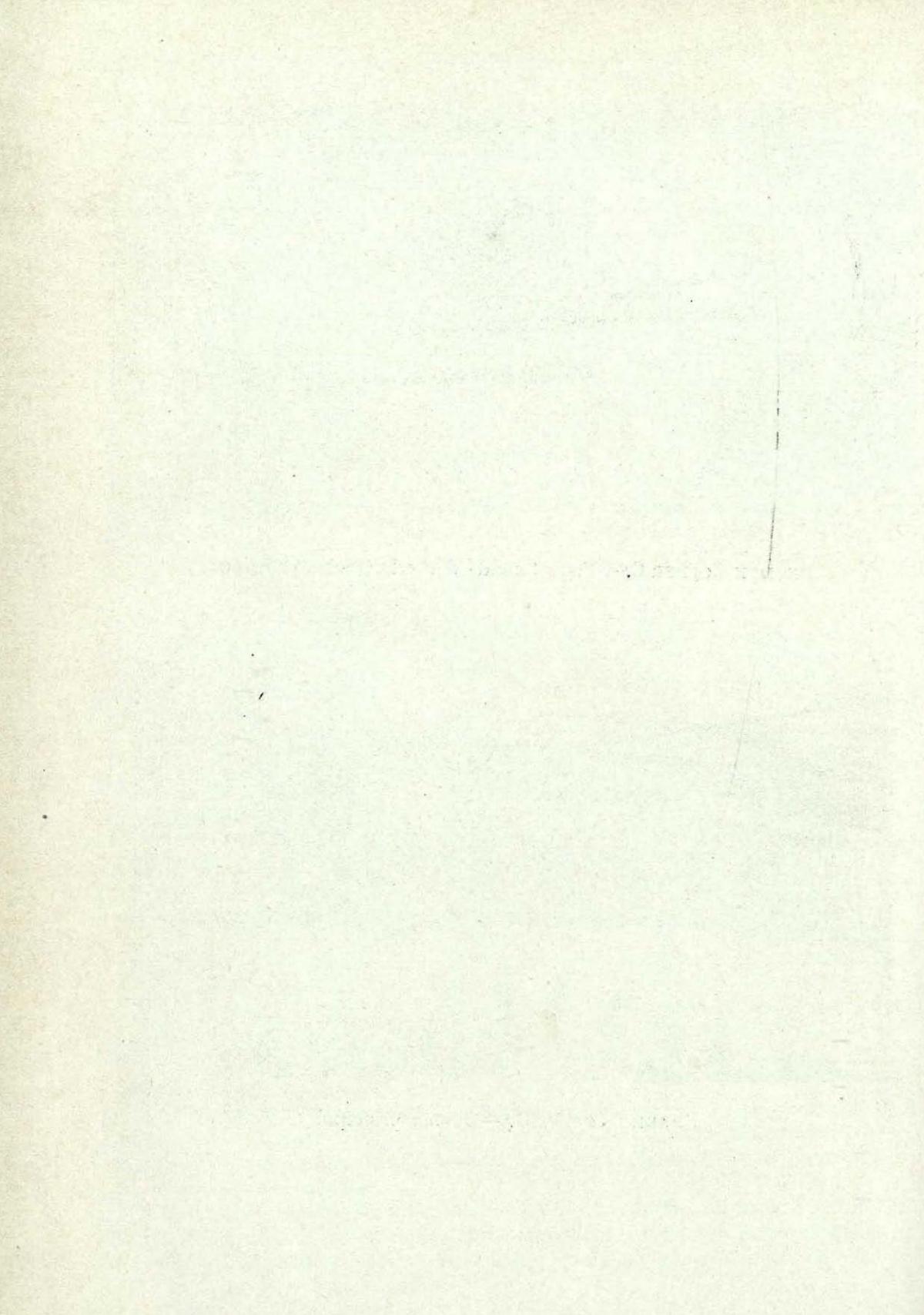
Una vez terminadas las instalaciones para el procedimiento de la *Mineral Separation* todos los concentrados serán lexiviados i beneficiados por el proceso electrolítico i entónces las mesas concentradoras, i planta de fundicion que

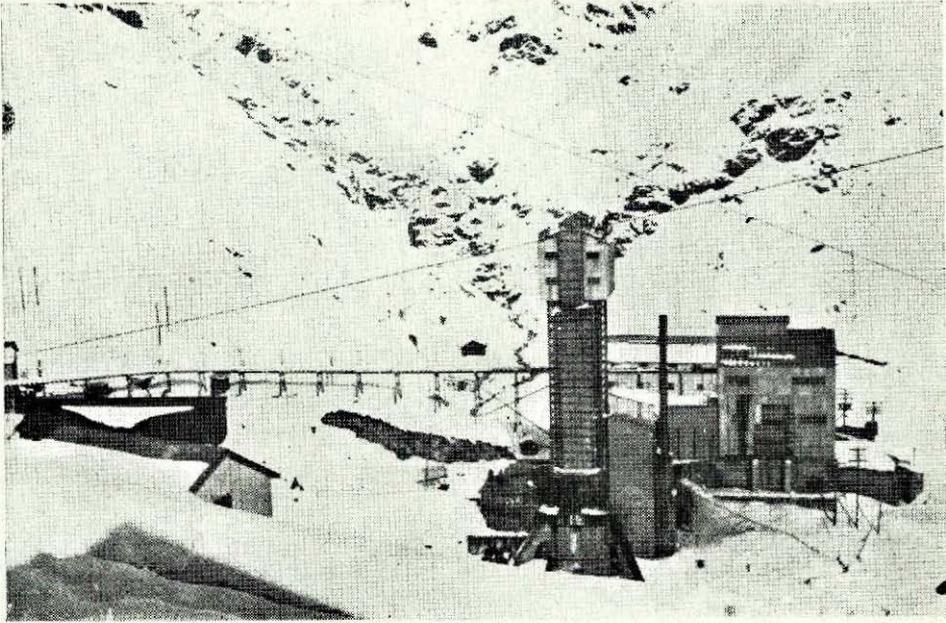


BRADEN COPPER C.^o—Vista tomada desde la Oficina principal

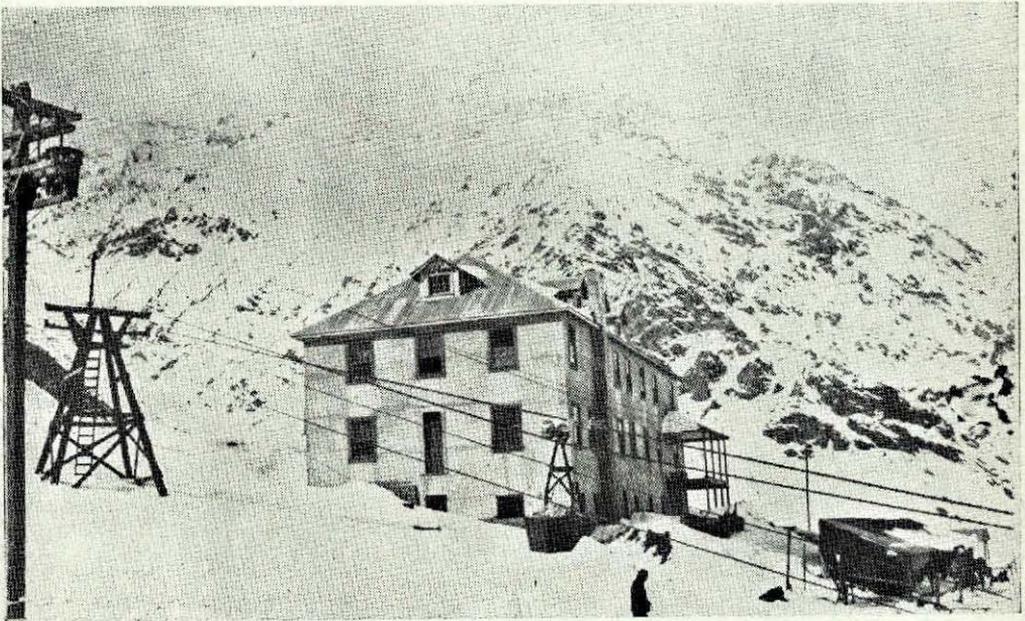


BRADEN COPPER C.^o—Oficina principal





BRADEN COPPER C.^o—Planta de lixiviación



BRADEN COPPER C.^o—Casa para empleados superiores

hai en El Teniente, quedará sin aplicacion. Estas instalaciones hechas a tan gran costo serán suplantadas por las nuevas que, en mui poco tiempo, cubrirán el valor de los gastos hechos con las economías que habrán de producirse.

DIVERSOS SERVICIOS

PULPERIA-CORREO-TELÉFONO · POLICÍA-ESCUELA-IGLESIA-SERVICIO SANITARIO

Tuvimos oportunidad de visitar la pulpería o almacén que surte i aprovisiona a la población del Teniente, compuesta de mas o ménos seis mil personas, incluyendo mujeres i niños. El almacén vende mensualmente al rededor de \$ 160,000. Es una verdadera Arca de Noé, como se dice, por que allí se encuentra de todo cuanto pueda necesitarse i a precios talvez inferiores a los de las poblaciones, porque la empresa no especula con las mercaderías que vende a sus empleados i operarios. Para el consumo se matan diariamente de ocho a diez animales vacunos. Rije el sistema de fichas que circulan a la par con el dinero i que se emplean solo por comodidad.

Hai establecida una bien servida oficina postal que es al mismo tiempo agencia de la Caja de Ahorros de Rancagua; esta oficina está servida por un personal dependiente de la Empresa i pagado por ella.

Lo mismo ocurre con el teléfono que se usa en reemplazo del telégrafo: hai tres líneas telefónicas dobles: una que llega hasta la estación Coya, especial para la oficina de fuerza i dos entre Rancagua i el Teniente que hacen el servicio de comunicaciones.

Hai un pequeño destacamento de carabineros que junto con algunos serenos i guardianes, todos pagados por la empresa, hacen el servicio de policía.

Están hechos los planos i pronto se comenzará la construcción de una gran escuela para la enseñanza primaria i de un templo católico, a fin de que el personal al servicio de la empresa nada tenga que estrañar de la vida ciudadana. Estos servicios tambien serán costeados por la Compañía.

Hai tambien hospital, lazareto, botica, médico i practicantes i enfermeros para la atención de las necesidades sanitarias.

Un gran local está destinado para teatro i allí suele funcionar un biógrafo.

Se instalará en poco tiempo mas una gran lavandería mecánica para el lavado de ropas en condiciones hijiénicas i económicas. Ya están las máquinas en el mineral i apenas se haga la instalación comenzarán a funcionar.

CASAS DE EMPLEADOS I DE OBREROS

El personal de empleados está confortablemente alojado con buenas habitaciones, alumbradas con luz eléctrica, abrigadas con radiadores de agua caliente i con todas las comodidades posibles.

Los obreros habitan departamentos de material sólido, con buenas estufas i que distan mucho de parecerse a nuestros inmundos i anti-higiénicos conventillos.

SALARIOS

Los operarios están en su mayor parte a trato, de modo que el jornal que ganan está en relacion con el trabajo ejecutado. Los que ganan sueldos fluctúan entre \$ 4.50 i \$ 8 por dia. Los contratistas i los artesanos como carpinteros, herreros, fundidores, etc., se proporcionan una renta mayor.

Estos sueldos, contando con las facilidades que se les proporciona i que lijeramente detallamos, son bastante razonables, atendido lo que se paga en otras partes.

MINAS

El domingo 15 visitamos los depósitos de minerales del Teniente.

Se han hecho ya tantas descripciones sobre la formacion jeológica i demas particularidades de estos yacimientos, que creemos redundante repetir lo que ya se ha dicho. Con los minerales actualmente reconocidos hai donde esplotar por mas de veinte años a razon de **seis mil toneladas diarias**.

Las instalaciones para la esplotacion están perfectamente acordes i en relacion con las de beneficio que dejamos bosquejadas; en todas partes se nota el sello de grandeza i buen sentido práctico que ha presidido la direccion de los trabajos. Allí todo se actúa por fuerza mecánica: los minerales son arrancados del cerro con perforadoras de aire comprimido; se trasportan por ferrocarril eléctrico que penetra en la montaña i por el mismo medio se envian al establecimiento de beneficio.

Hai una serie de cinco socavones escalonados a diversos niveles que se comunican entre sí. Nosotros entramos como 500 metros al número 4 que parece una avenida alumbrada con luz eléctrica; vimos cómo se cargan i descargan los carros que conducen los minerales, operacion que dura solo unos cuantos segundos. Pudimos tambien apreciar la formacion i criadero del mineral: la roca denominada andesita está surcada en todas direcciones por finísimos filamentos de bornita i chalcocita que constituyen su riqueza.

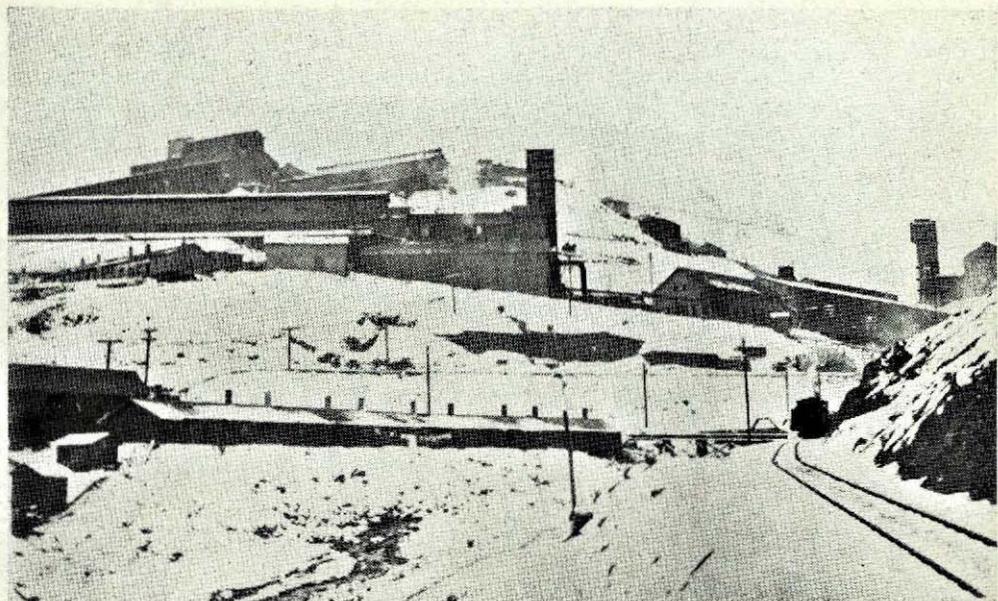
Los laboreos en la montaña alcanzan una lonjitud que excede de veinticinco kilómetros.

Cuando salimos del socavon nos encontramos con una tempestad de nieve i granizo que oscurecia el horizonte; afortunadamente duró mui poco, lo que nos permitió regresar sin dificultad al establecimiento.

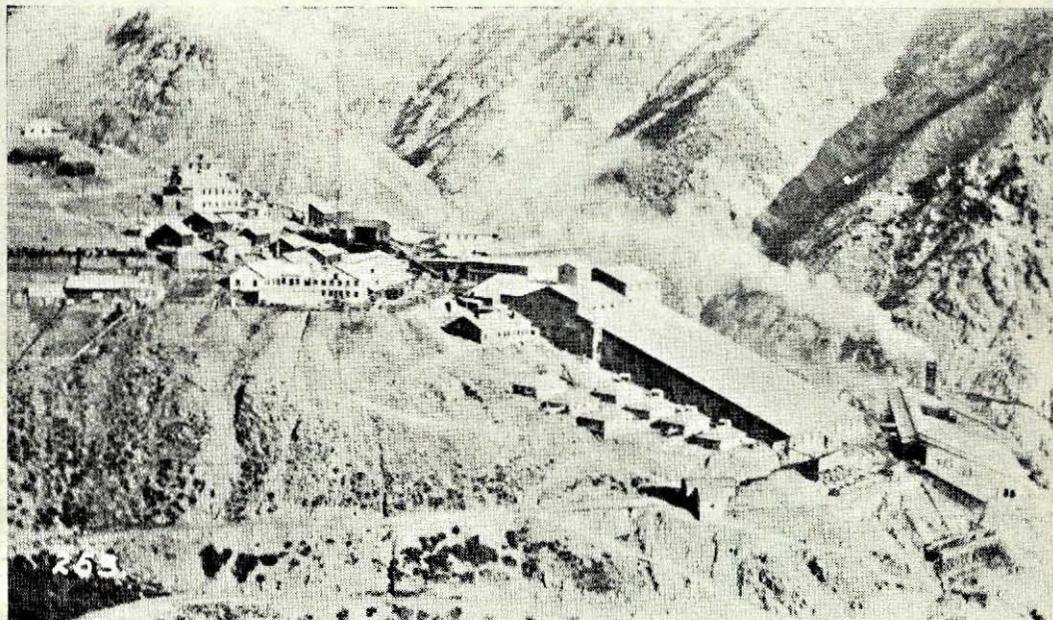
Pudimos en esta visita apreciar el sinnúmero de precauciones que se observan para el movimiento i distribucion de los

ESPLOSIVOS

Hai varios depósitos; pero el principal está ubicado en un lugar intermedio entre las minas i el establecimiento: éste está formado por una bóveda que descansa dos de sus costados en el cerro i los otros dos están formados por



BRADEN COPPER C.^o— La fundicion vista en conjunto



BRADEN COPPER C.^o—La fundicion, almacenes, bodegas, maestranzas, Oficina jeneral i parte de la poblacion

murallas de piedra canteada sólida, con dos puertas dobles de fierro. El techo de la bóveda es de construccion liviana de madera i fierro galvanizado para que, en el caso desgraciado de una esplosion, los gases escapen por la parte superior sin ofender las murallas i costados laterales. Ademas de estas precauciones mecánicas, un cuidador vijila desde afuera el depósito para impedir cualquiera intervencion estraña.

Como hace algun tiempo se produjo en este mineral la esplosion de una tonelada de dinamita que ocasionó la muerte de varios operarios, se llegó a creer que no habian las suficientes precauciones i aun se propuso la adopcion de medidas, hasta cierto punto absurdas, atendidas las condiciones en que se halla este mineral.

Creemos que debe reglamentarse el depósito i movimiento de las sustancias explosivas, para garantizar la seguridad personal; pero esta reglamentacion debe hacerse en condiciones racionales i tomando en consideracion las particularidades de cada distrito minero.

ORDEN

Nos llamó la atencion el órden admirable que se observa en esta colosal factoría. Así como los engranajes i ruedas de una máquina se mueven al impulso de una fuerza superior, así este inmenso organismo está encarrilado en tan sólidos cimientos de órden i disciplina que ninguno de sus detalles deja de actuar con matemática regularidad.

El trabajo está dividido convenientemente; cada seccion está a cargo de un ingeniero responsable i de esperiencia que ejecuta las funciones que le están encomendadas.

Los jefes de seccion son en su mayor parte mui jóvenes; varios de ellos son hijos de padres acaudalados que adquieren en el trabajo rudo de la montaña la práctica del ejercicio de sus profesiones.

La mayor parte de los empleados superiores son tambien accionistas de la Compañía.

Pero lo que nos merece una consideracion especial es el Jereute Jeneral

SEÑOR R. T. WHITE

que es el cerebro privilegiado que dirige esta grandiosa empresa.

Hombre joven, en la plenitud de su vigor, de vastísimos conocimientos profesionales i de una cultura superior, posee todas las condiciones requeridas para manejar con acierto los intereses que la Braden Copper Co. ha puesto en sus manos.

Con solo tratarle breves instantes, se descubre en él las condiciones del administrador que atiende a todos los detalles, sin descuidar el conjunto i en el poco tiempo que estuvimos en su compañía pudimos observar, cuando recorriamos los distintos departamentos, el profundo respeto que inspira su presencia, sin que ello signifique temor; por el contrario, le hemos visto departir con los empleados inferiores i hasta con los mismos operarios sobre los trabajos

que estaban ejecutando, con la llaneza i sencillez mas grande i por todas partes oimos alabanzas en su honor.

Conversando con él en su oficina nos decia que su trabajo duraba siete dias semanales o sean 30 mensuales; en efecto, allí se trabaja dia i noche sin interrupcion, durante todo el año, con la sola escepcion de dos dias: el viernes santo i el 18 de Septiembre. Nos proporcionó todos los datos que se relacionan con la marcha del trabajo, con manifiesta complacencia, sin que notáramos que nuestra curiosidad pudiera molestarle.

A todas sus buenas cualidades i condiciones de carácter une una modestia i sencillez que encantan i así se comprende que todas las personas que trabajan a sus órdenes vivan tranquilas i contentas, bajo la salvaguardia de tan distinguido jefe.

Queremos aprovechar esta ocasion para reiterarle nuestros agradecimientos por las bondadosas atenciones que se dignó dispensarnos durante nuestra corta estadía en El Teniente.

ESTACION DE FUERZA

No tuvimos tiempo de visitar la estacion de fuerza que la Compañía posee en Coya; pero el señor Douglass tuvo la bondad de facilitarnos los datos necesarios.

La fuerza es producida por una caída de agua del rio Cachapoal que se conduce por un canal de ocho kilómetros de longitud i que desciende de una altura casi vertical de 400 piés, actuando sobre ruedas Pelton que desarrollan un poder efectivo de 12,000 HP.

Esta enorme fuerza se transforma en corriente eléctrica trifásica que se trasmite al mineral por cables de cobre sostenidos por torres de acero.

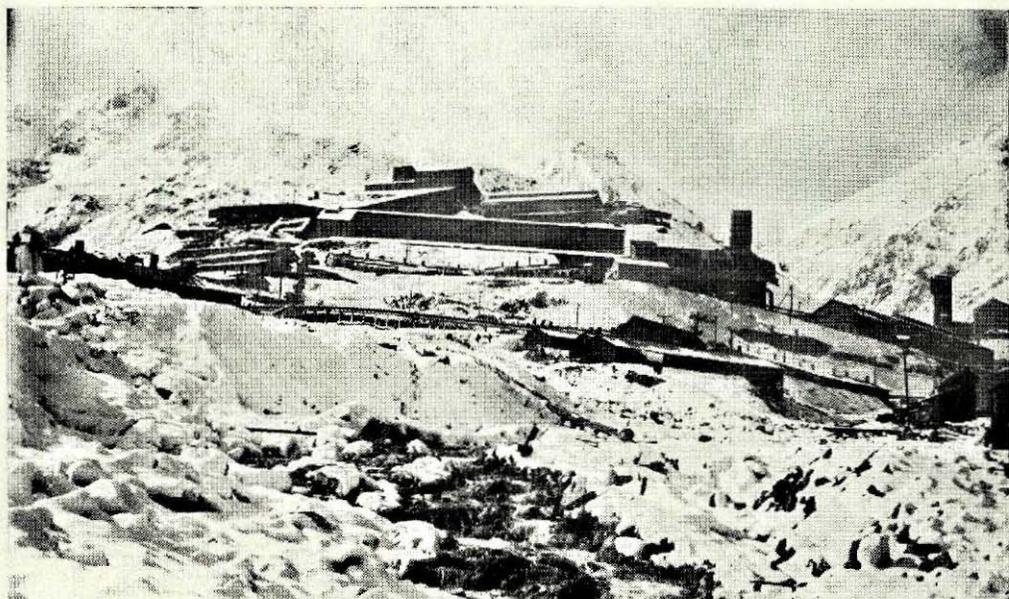
Se proyecta aumentar la capacidad productora de esta gran usina para producir 16,000 HP. que es la potencia que habrá de necesitarse para la explotación i beneficio de seis mil toneladas diarias de mineral que se tiene el propósito de explotar.

Tambien existe el propósito de ejecutar grandes obras de defensa para impedir que las avenidas del rio perjudiquen las instalaciones.

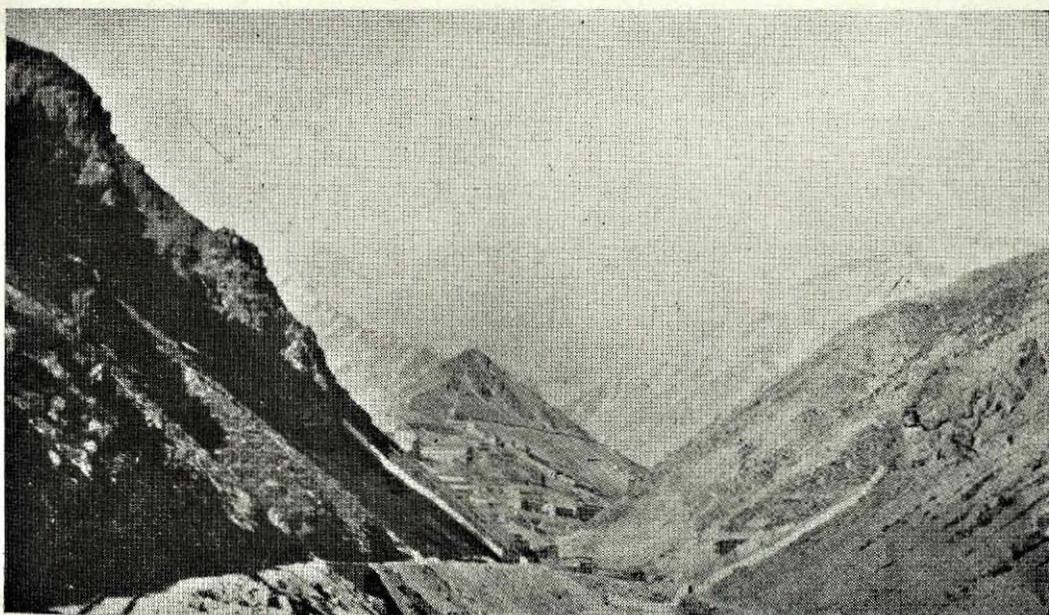
CONSIDERACIONES

¿Qué podemos decir del porvenir que le espera a esta poderosa empresa? Contando con los elementos de que dispone, con una base colosal, como son sus importantes propiedades mineras, con el dinero que se necesita i con una direccion tan discreta como inteligente, es indudable que el éxito mas completo tendrá que ser su resultado. Ya comienzan a cosecharse los frutos en forma de remesas diarias de barras de cobre, cuya cantidad talvez se duplicará una vez que queden terminadas las instalaciones proyectadas.

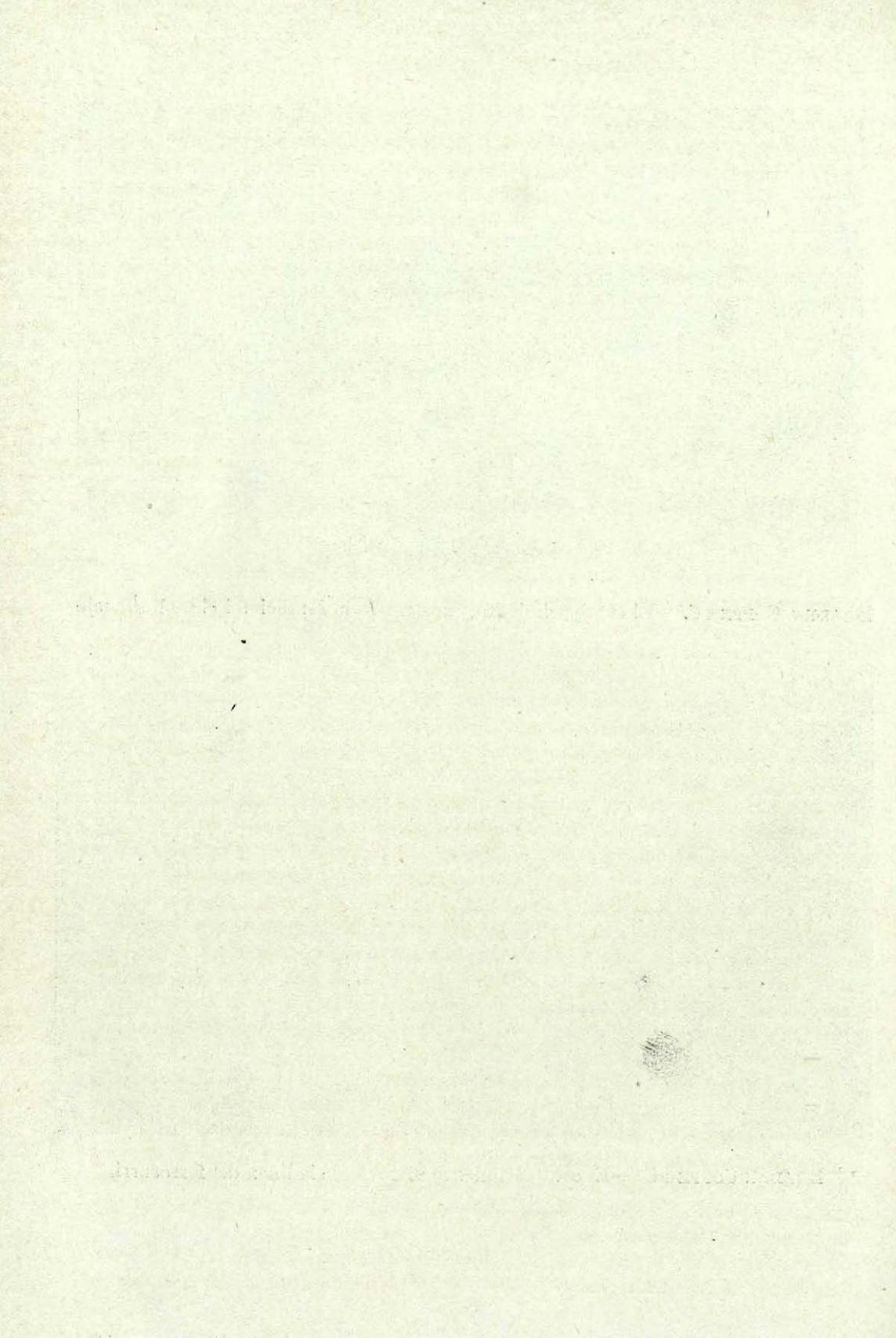
Los capitales invertidos están completamente asegurados i con la certeza de producir subidos dividendos, lo que nos complace mucho, puesto que es justo que una empresa tan progresista como la del Teniente, tenga todo el éxito que merece.



BRADEN COPPER C.^o—El establecimiento, mostrando la fundicion i el molino viejo



BRADEN COPPER C.^o—El establecimiento visto desde la línea del ferrocarril



Es bien sensible que no sea lo suficientemente conocida de nuestros industriales que pueden obtener allí una leccion objetiva de lo que puede conseguirse con una aplicacion intelijente de los recursos naturales.

Habria conveniencia en que el Gobierno hiciera visitar El Teniente por alumnos del curso de ingenieros, de las escuelas de minería, artes i oficios, arquitectos, etc., los que, seguramente, encontrarian allí mucho qué observar i aprender. Hablamos con el señor White a este respecto i nos manifestó que tendria el mayor gusto en secundar tan laudables propósitos.

EULOJIO C. LORCA.

Santiago, 17 de Junio de 1913.



La humedad en el aire en las minas de carbon

De los factores que contribuyen a la formacion de gases venenosos i explosivos en las minas de carbon, no hai duda alguna de que la ventilacion ha ocupado el primer lugar entre los causantes de estos terribles i lamentables accidentes, en que encuentran constantemente una muerte atroz cientos de mineros.

En este artículo quiero dejar sentado, desde el primer momento, de que se debe mantener el aire que entra a la mina i circula en su interior, en su estado máximo de humedad o tanto como sea posible, durante el año entero. No importa que sea verano o invierno.

Si la temperatura del aire que entra a la mina es levantada por medios artificiales, tales como la inyeccion de vapor, etc., con la idea de lograr un máximo de humedad en el aire durante los frios meses del invierno, no debe esperarse de que este aire así preparado artificialmente mantendrá el mismo estado de saturacion al traves de toda la mina, sin tener necesidad de acarrear de algunas secciones del laboreo, la humedad que allí se encuentra, i depositar gran parte de ella en lugares en donde la ventilacion es fria; cosas estas que ocurren con mucha frecuencia; ademas, hai otras razones, como el conocido caso de la produccion del calor por las estratas i fuegos producidos en el interior de las minas, ya por el hecho de hacer los disparos o por las tan frecuentes pequeñas esplosiones de gases, etc., etc.

Por consiguiente, con lo dicho anteriormente, se ve que el aire que circula en el interior, está sometido a grandes cambios, miéntras pasa a traves de la mina, depositando humedad en algunas partes i tomando ésta de otros sitios.

Durante algunos períodos del año, cuando el aire del exterior es de la misma temperatura del que circula en el interior de la mina, la cantidad de humedad que absorbe o deposita en las labores dependerá principalmente del grado de saturacion del aire del exterior.

Cuando la temperatura del aire del exterior es mas alto que la del aire en circulacion en el interior, un exceso de humedad debe introducirse; pero cuan-

do la temperatura del aire del exterior es mas baja que la del interior, la humedad que existe en la mina es entónces absorbida por la corriente de aire que entra al interior i es esta la peor de las condiciones que se pueden esperar en estos cambios de temperatura, pues es esta la causa, de que en los meses de invierno, sean tan comunes las esplosiones en las minas de carbon; pues debe notarse, de que el estado de la temperatura del aire en el interior, en minas de grandes laboreos, es casi igual durante el año entero; miéntras que el cambio en la temperatura en el exterior, está sometida a bruscas diferencias, las cuales se acentúan mas, en los rigurosos dias del invierno.

Aire frio, cuando está completamente saturado, no absorbe una cantidad tal de humedad, como la que puede absorber el aire calentado; pues es sabido, de que la fuerza de absorcion del aire, está en relacion directa con el increso de temperatura, i por esta razon es que hai que agregar un exceso de humedad al aire que se introduce al interior en los frios meses del invierno, con el objeto de evitar de que el aire frio absorba la humedad natural que existe en el interior de la mina.

Así, cuando el aire que entra a la mina es de una temperatura inferior al que existe en el interior, su temperatura sube rápidamente debido al calor natural que producen las estratas i demas causas, i por consiguiente absorbe gran cantidad de humedad, lo que no ocurrirá en caso contrario, si es que el aire que se introduce es de mayor temperatura al existente en el laboreo; pues éste así, circulará a traves de las galerías i demas secciones de la mina, i en partes se enfriará, disminuyendo su temperatura i dando libertad a una cierta cantidad de humedad, la cual se depositará en estos lugares frios.

Un método práctico para la saturacion del aire que se ha de introducir al interior, es el de colocar en el inyector de aire desde el ventilador que ayuda a la ventilacion, los escapes de vapor de las instalaciones mecánicas, como calderas, bombas, etc., i si esto no diera un resultado favorable o por lo ménos como se desea, las instalaciones de cañerías de agua con correcciones convenientes, para rociar el aire frecuentemente al traves de los frontones o canchas interiores o a donde hai mucho movimiento i, por consiguiente, fácil para la formacion de polvo de carbon; o las instalaciones de estanques de agua i mangueras que tienen el objeto de duchar los caminos, cajas i frentes de los laboreos, con la idea de mantener una perenne humedad, se ha establecido de que da los mejores resultados.

CÉSAR ZELAYA.

Estados Unidos, 1913.



Modo de perforar un pique

Jeneralmente poca importancia dan los directores de faenas mineras a la perforacion de piques, que han de ser el eje de los trabajos futuros i que, debido a esta negligencia, pierden tiempo i dinero en la ejecucion de estos traba-

jos; que jeneralmente son costosos i que se desean verlos terminados cuanto ántes, ya para dar comienzo a las explotaciones calculadas o para la ejecucion de trabajos exteriores o interiores, que tienen por objeto hacer comunicaciones en bien de la explotacion o ventilacion.

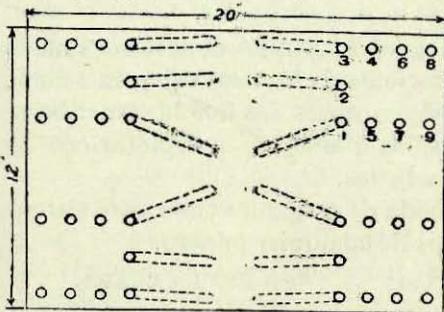
Creuyendo que será oportuno para los mineros a cargo de faenas que requieran la ejecucion de nuevos piques o la prolongacion de ellos, doi aquí una esplicacion del sistema empleado en este pais, en las grandes faenas mineras i que es considerado como sistema «Standard».

La figura que acompaño representa el plano de un pique de 12×20 (piés) sobre roca de dureza media o dura.

La principal idea como se comprenderá, es la de obtener de la pólvora empleada como esplosivo el mayor efecto en su expansion i, por consiguiente, arranque del material.

Una mirada a la figura que acompaño, bastará para esplicar que la colocacion i direccion de las perforaciones, son el principal elemento a que se debe atender.

Supongamos que las perforaciones son ejecutadas con perforadoras sentadas sobre barra vertical; talvez las



mas usadas en todas partes, por su fácil acomodacion en cualquier parte de una faena, tanto interior como exterior; como asimismo por su fácil transporte de un punto a otro i, principalmente, por la facilidad que prestan al poder taladrar diferentes tiros, desde un mismo punto fijo, con solo mover o jirar sobre la barra, a diferentes lados

la perforadora, logrando así, taladrar dos, tres i mas taladros sin necesidad de cambiar la instalacion de la columna.

Así se procede a efectuar el trabajo en la siguiente forma: se taladra el tiro núm. 1 con una profundidad de $7\frac{1}{2}$ piés i con una inclinacion de 65° hácia el centro del pique. El tiro núm. 2 se taladra en seguida con una hondura de $7\frac{1}{2}$ piés i 65° de inclinacion; pero, tratando de que el fondo de dicha perforacion, se aleje del centro del pique o del tiro anterior, como lo indica la figura.

El tiro núm. 3 se taladra de la misma manera que los anteriores en cuanto a profundidad e inclinacion; pero con una direccion casi paralela a la línea del pique.

En seguida se taladran los tiros núm. 4 i núm. 5 con una hondura de $6\frac{1}{2}$ piés i con una inclinacion de 75° a 80° siguiendo la misma direccion de los anteriores; así el núm. 5 seguirá la direccion del núm. 1, es decir, hácia el centro del pique; el núm. 4 seguirá la direccion del núm. 3, es decir, corriéndolo casi paralelo a la línea del pique.

Los tiros núms. 6, 7, 8 i 9, son tiros terminales, i se perforan a una profundidad de 6 piés o ménos i verticales en sus inclinaciones.

Los tiros núms. 8 i 9 no se taladran cuando la seccion del pique por perforar es menor de la aquí señalada; es decir, con una seccion menor de 12 piés por 20 piés.

Como manifesté anteriormente, usándose perforadoras sostenidas sobre columna vertical, las perforaciones de los tiros núms. 1, 2 i núm. 5 se pueden perforar sin necesidad de cambiar la barra desde su colocacion primitiva, i así con los tiros núm. 3 i núm. 4, no habria mas que volver la máquina sobre un lado de la columna, i así sucesivamente; aprovechándose de esta facilidad jiratoria se lograria ejecutar las demas perforaciones fácilmente, salvándose así tiempo i lográndose el máximo de perforaciones con el mínimo de cambios en la instalacion de la perforadora.

Esto como se verá, no requiere sino una corta práctica i una persona a cargo del trabajo que se dedique a estudiar por un momento el caso ántes de operar con el objeto de lograr el máximo de trabajo en el menor tiempo.

Este método de perforar piques, que como dije lo usan aquí en todas las grandes faenas, ha dado espléndidos resultados en perforaciones de piques, en que la roca ha sido notablemente dura i notándose al mismo tiempo que el resultado obtenido es el mas rápido i mas económico en el gasto de esplosivos.

Los disparos de estos tiros deben hacerse, como se comprenderá, con baterías eléctricas, ya que hai que hacer disparos a un mismo tiempo de cuatro tiros i mas algunas veces.

Esta misma disposicion de las perforaciones en piques de secciones menores de la indicada aquí, i en la que las perforaciones de los tiros se hacen a mano, da espléndidos resultados i no hai que darle entónces las honduras arriba señaladas, sino profundidades de $2\frac{1}{2}$ a $3\frac{1}{2}$ piés, las que se harán esplotar con baterías eléctricas i en grupos de a tres tiros a la vez.

Respecto a la cantidad de esplosivo i modo de cargar los tiros, este sistema sigue las reglás jenerales i ya mui conocidas de cualquier minero.

Estados Unidos, 1913.

CÉSAR ZELAYA.



Causas de que las negociaciones de asuntos mineros no prosperen (*)

I

Se ha dicho con razon que la verdadera América está en España por lo que a los negocios respecta, i no anduvieron a mi juicio descaminados los que tal piensan, a pesar de la pretendida pobreza de nuestra Patria. Riquezas inúmeras existen en todos los órdenes, que no se esplotan por diversas causas, unas jenerales, como nuestra peculiar idiosincrasia, defectiva para la asociacion que exigen los grandes negocios i otras privativas de cada asunto.

Dando de lado por el momento la primera fase, cuyo análisis requeriria entrar quizás en disquisiciones filosóficas, voi a ocuparme lijeramente en el exámen de lo que acontece en la jénesis i desarrollo de los negocios de obras públicas i minas, i mas especialmente de estas últimas por serme mas conocidas.

Jeneralmente, el descubrimiento de un yacimiento mineral se debe a la ca-

(*) Tomado de la Revista Minera i Metalúrgica de Madrid, 1913.

sualidad; rarísimas veces es revelado por efecto de las indagaciones técnicas o por hombres de ciencia. Es el pastor, el viandante, el cazador, etc., el que halla a su paso una muestra que llama su atención, que le deslumbra por su brillo o le sorprende por su peso.

Ya en la aldea, habla del hallazgo i enseña lo recojido, comunmente a individuos de escasos recursos; acuerdan llevarlo para su ensayo al farmacéutico o a alguna otra persona quizá con mas rudimentarios elementos de química inorgánica, i despues del informe favorable de éste, se pasa a formar una Sociedad entre los mas exaltados del pueblo, para aprontar las 150 pesetas que precisa consignar con objeto de demarcar la mina por los ingenieros del Estado. Una vez hecho el depósito en la capital de la provincia i realizada la demarcación de referencia, el gobernador procede a entregar a los peticionarios un pomposo título, en el cual consta que el Estado concede a D. Fulano de Tal la MINA de plomo, de hierro o de lo que sea, de tantas pertenencias.

Esto basta para alborotar las débiles cabezas de la mayoría de los socios, suponen que la palabra «mina» tiene su verdadero significado literal, no el administrativo, i creen hallarse en posesión del Vellochino de Oro, figurándose que ante la mágica palabra acudirán de diversos países del globo los compradores en tropel, no teniendo en adelante mas trabajo que «l'embarras du choix» entre los numerosos licitadores: todo lo mas que hacerse suele en tales casos es dedicar alguno de los consocios que por su situación económica no ha aportado igual cantidad que la desembolsada exiguamente por los restantes a perforar una o varios calicatas que pongan algo mas al descubierto el mineral.

I con estas labores hechas, se lanzan a la conquista del tradicional «ingles» Nada de prospección del venero, ni de exploración, ni de asesorarse de personas técnicas de mas o ménos bagaje científico, como ellos dicen: el que lo quiera comprar ya enviará su personal inteligente. Entre tanto, basta una fantástica nota redactada por el mas entusiasta o el mas despreocupado de los condóminos, i desde luego queda de comun acuerdo fijado el precio, que oscila entre estensos límites, pero siempre tomando como tipo mínimo el «millon de pesetas», que es la unidad monetaria en este jénero de transacciones.

Por de contado, que si sus pretensiones son ilimitadas por exceso, i están graciosamente equilibradas por otro lado, con el deseo de que los gastos figuren por defecto, no son mas favorables en jeneral para sus candidas aspiraciones los conocimientos que poseen de entidades financieras: de éstas i particularmente extranjeras, que es a lo que tienden, hállanse ayunos. Pero nunca falta entre los socios alguno que conozca a alguién residente en Madrid, «persona que se halla mui bien relacionada», i a él se dirijen remitiéndole la consabida nota i ofreciéndole, en caso de que prospere su jestión, el 10 o el 15 por 100 de comisión.

Claro es que en la mayoría de los casos, el señor influyente no conoce ninguna entidad financiera que se dedique a esta clase de asuntos, ni casi nunca suele ser persona bien relacionada, como creen sus paisanos o amigos; pero deslumbrado por la enorme comisión ofrecida, cree que ha llegado el «negocio de su vida», aquel al cual casi todo el mundo cree tener derecho al ménos una vez en la existencia, i en lugar de contestar francamente a su comunicante que nada entiende de eso, ni a nadie conoce, se pone animosamente en campaña

participando a sus relaciones, ora en la reunion familiar, bien en la mesa del café, mejor en la tertulia política, si a eso alcanzan sus conocimientos, hallarse en posesion de un negocio fabuloso.

I todo el mundo, ante lo seguro del asunto para ellos, pues no arriesgan mas que una visita, i en cambio, de fructificar la negociacion, el beneficio es inmenso, cae en una fiebre de ilusion i actividad. «Hai para todos» se repiten de unos en otros los intermediarios, que se van eslabonando i creciendo como la espuma; entretanto la famosa nota es reproducida centenares de veces, circulando profusamente por España i el extranjero, dando lugar a un desarrollo de correspondencia asombroso; como ademas cada intermediario exajera el pseudo informe en tonelaje i en precio, resulta que al cabo de algun tiempo de correr de mano en mano, acaba por no conocer la nota ni el propio autor de su redaccion. Obvio es señalar que a medida que el número de los intermediarios ha ido aumentando, ha ido igualmente creciendo la comision, pues así como la unidad del precio es el millon, la del comisionista es el 10 por ciento. Fácilmente puede comprenderse lo que subirán los corretajes en cuanto aquellos sean varios.

A sostener las ilusiones de todos coadyuva el recuerdo de lo acontecido en la tramitacion de algunos negocios, cuyos intermediarios, sin esfuerzo alguno segun ellos, cobraron brillantes comisiones. Su relato circula de boca en boca, sirviéndoles de poderoso acicate por si fueran poco estímulo las fantásticas cifras que barajan en su mente continuamente. Nadie se para a reflexionar que a semejanza de las fortunas hechas en América, si son algunos los que regresan ricos, son lejion los que vuelven míseros o allá quedan. Pero la humanidad es así i jamas recuerda el dolor, siéndole mas grato solazarse con las remembranzas de la felicidad.

Miéntras tanto, el negocio se desacredita, se «placea», como se dice en el argot financiero, i un asunto que quizá pudiera haber sido bueno, bien llevado i preparado, adquiere pésima fama por su inconsistencia, siendo desechado por todo el mundo, llegando a veces a producir la simple enunciacion del nombre de su paraje tan nefasta influencia, que desacredita otros colindantes, sin mas razon que la identidad de designacion en la situacion jeográfica.

Ocurre algunas veces—mui contadas— que las paradójicas alabanzas del autor de la nota hieren la imaginacion de algun capitalista mas o ménos cierto o de determinado extranjero, que si no es el financiero, se halla mas cerca de él que sus conjéneres españoles, pues hai que advertir que si los hispanos forman mesnada, los extranjeros constituyen ejército. En ese caso escribe «acceptando en principio», frase consagrada que nada dice ni a nada obliga al que pretende comprar, pero que es bastante para paralizar toda otra jestion del vendedor, atándole las manos. Innecesario es consignar que a la aceptación acompaña siempre la demanda de una ámplia opcion.

Al recibo de esta carta, «todo es júbilo en la gran Toledo»: los accionistas se creen ya en posesion del consabido millon, i sus humos suben al punto, mirando con desden olímpico a sus convecinos, entre quienes se hace circular profusamente la carta de aceptacion escrita en estraño lenguaje, o al ménos exornada con un membrete extranjero rimbombante.

Seguro es que el futuro comprador—sobre todo en el caso de que vaya de

buena fe, que ya es difícil—pide inmediatamente muestras, análisis i una Memoria facultativa de ingeniero ó capataz, nacional o extranjero. Reúnese el Consejo de la flamante Sociedad propietaria, examina las peticiones i envía las muestras con facilidad i los análisis con mas dificultad; pero al llegar al tercer punto, se recuerda el criterio cerrado convenido de no hacer desembolso alguno i se contesta al peticionario que si desea informe facultativo envíe sus técnicos.

I esta es la característica de tal clase de negociaciones: se cree lícito pretender una fortuna por un negocio que «no está preparado», i se supone superfluo gastar unos cientos de pesetas en acondicionarlo, con lo cual si alguna vez tropiezan con un intermediario de buena fe i posibilidades de llevarlo a buen puerto, desaprovechan la ocasión, pues claro es que no hai capitalista tan loco que se arriesgue a enviar técnicos que en su país cobran un sentido por salir al extranjero, para que luego resulte, en la casi totalidad de los casos, que los antecedentes suministrados son efecto de una calenturienta fantasía.

El financiero pide al «rapport» de un técnico, aunque éste sea escogido por el vendedor, porque comprende que su informe podrá ser exajerado o equivocado, toda vez que no son infalibles, ni nadie lo es en minería, ciencia abstrusa e incierta mas que otra alguna, pero sabe tambien que la responsabilidad profesional i el temor al descrédito i al ridículo son el freno impuesto a las exajeraciones, puesto que el hombre de ciencia tiene una reputacion, grande o chica, que perder. Por lo tanto, no engañará a sabiendas, como el industrial, a quien por efecto de entusiasmos o de conveniencia es lícito exajerar, o al ménos es disculpable que así lo haga. El financiero conoce tambien que un «rapport» acredita la existencia real de una mina, buena o mediana, mientras que la nota del propietario suele esconder solo una utopía, en grado tal, que ni el terreno existe en ocasiones. Mil veces ha ocurrido que llegado al paraje el ingeniero de una empresa compradora, no ha podido encontrar el mas mínimo vestigio de lo que se habia presentado como próspera explotación.

Es, pues, lójico el deseo del comprador, sobre todo si es extranjero, de que con cada propuesta de mina vaya siempre una Memoria técnica i financiera, i aquellos que de otro modo presenten asuntos pierden su tiempo lastimosamente.

I I

Pero como en el mundo hai de todo, i nuestro carácter nacional es una estraña mezcla de escepticismo i desconfianza, al lado de los que esperan tranquilamente que la fruta madure en el árbol para que caiga por su propio peso (i son los mas crecidos en número), no escasean tampoco aquellos que caen en las redes de los especuladores de mala fe; éstos son una serie de individuos existentes principalmente en Francia i Béljica que viven de los ilusos, operando tan perjudiciales personajes en la forma siguiente:

Entéranse de la direccion de aquellos que poseen negocios de esta clase, i bien directamente o por medio de ampulosos anuncios, pónense en comunicacion con los mismos; los reclamos i aun los informes no pueden ser mas in-

teresantes; trátase, casi siempre, de una entidad o Banco lujosamente establecido, con buenas oficinas, i contando, segun ellos, con financieros de primer orden.

Estos Bancos acceden desde luego a las exajeradas pretensiones de los vendedores; sobre la base de sus peticiones estudian un proyecto de constitucion de Sociedad, donde hai cuanto soñar se pueda: metálico abundante, acciones privilegiadas, partes de fundador, obligaciones, etc., etc., i toda en ancha escala i en proporciones aun mas amplias que las solicitadas por el enajenante.

Figúrese el lector el efecto que este proyecto causará en los no mui serenos ánimos de los partícipes, ya bien levantados de cascos, por la naturaleza especial de las explotaciones de minas, que tienen la virtud de alborotar las cabezas mas firmes i sesudas. Las proposiciones son aceptadas con entusiasmo, i uno o varios socios salen para Paris o Bruselas, donde són acogidos por el alto personal del Banco, quien presenta a los futuros financieros, elegantemente vestidos i tan identificados ya con el negocio, que no dejan un solo momento a los vendedores, obsequiándolos con espléndidos banquetes i fraternales francachelas. Firmase el contrato, en efecto; pero siempre hai una cláusula que exige determinados gastos que tienen que anticipar los aportadores de la mina, cláusula que es ampliamente razonada por los compradores, aparte de esponer que por su pequeñez es indigno pretender que satisfagan ese gasto los grandes financieros adquirentes, los cuales, si se les conminase a desembolsar tan nimia cifra, se ofenderian, por ser costumbre en Francia que ese renglon lo satisfagan los vendedores, sin olvidar que se trata solo de un anticipo reintegrable con lo primero que se recaude al emitir las acciones. El pretesto es mui variado: unas veces es lo preciso para pagar al ingeniero de cuyo informe depende la realizacion; otras es para «lanzar» el asunto al mercado: algunas para pagar los derechos reales de constitucion del Sindicato de estudios, etc., etc.

El resultado es casi siempre el mismo: los comisionados vuelven deslumbrados con el trato de señores tan pudientes i con la vista de oficinas tan nutridas i bien montadas; los que en ocasiones no quisieron gastar unos cientos de pesetas para preparar el asunto racionalmente, desembolsan unos miles de francos (a veces recorriendo a la usura) que remiten al extranjero ebrios de entusiasmo i de seguridades; ocioso es consignar que el informe del ingeniero por el Banco enviado es malo, o el mercado no responde al llamamiento por causas escepcionales de «pesadez», producidas por otras emisiones coetáneas, o los conflictos internacionales paralizan toda jestion. Hai que advertir que advertir que el engaño está tan bien urdido, que no queda a los timados ni aun el recurso de llevar a los estafadores a los Tribunales, pues son jente avisada que conocen bien las leyes, han estudiado el procedimiento i lo desarrollan a la perfeccion. Solo en Paris hai mas de 30 Bancos o entidades de esta calaña que han explotado en España a buen número de inespertos, cuyos nombres pudiera citar i callo por razones que están al alcance de la discrecion de mis lectores.

En resúmen, pues: creemos que un buen número de asuntos interesantes de minas debian prosperar i no se realizan, debido:

1.º A falta de una metódica i racional «preparacion» del negocio, no sólo en el yacimiento, al cual debe dársele las labores de esploracion que la naturaleza del mismo pida, sino tambien en el órden de «su ofrecimiento», el que debe hacerse, si se quiere que la negociacion tenga éxito, reflexivamente estudiado por quien posea práctica i nombre profesional bastante, para que se tome en consideracion su propuesta por una entidad adquirente seria.

2.º A sobra de intermediarios. El vendedor debe escojer éstos cuidadosamente, prefiriendo que se ignore su negocio i esperando con calma a que se placee i desacredite. Un asunto de existencia antigua podrá llegar dia en que se ponga sobre el tapete, con esperanzas de feliz término; un negocio conocido desventajosamente jamas llegará a hacerse, aunque sus dueños lo preparen posteriormente, pues bastará siempre citar su nombre para que sea desechado sin ulterior exámen.

3.º A las desmedidas pretensiones de los vendedores i a las de los intermediarios. Aquéllos no deben pedir mas que lo que personas espertas aconsejen, i éstos nunca deben interesar mas del 10 por 100 de comision «para todos los intermediarios», proporcion mui sobrada para el trabajo que aportan. I téngase presente que el propietario podrá contentarse con ménos de lo que soñó; pero el corredor jamas baja de su pretension, siendo infinito el número de los casos que no han llegado a bien finalizarse, porque el montante de las comisiones absorbía lo que habia de entregarse al dueño.

4.º A la funesta costumbre de las «opciones» o exclusivas; ordinariamente no deben concederse mas que cuando el adquirente ha dado pruebas fehacientes de su deseo por el negocio, bien sea enviando el ingeniero al terreno por su cuenta, ora haciendo cualquier otro gasto para el negocio o bien mediante precio. La regla debe ser «máximum de facilidades para quien gasta i explora, nada para el que lo solicita a título gratuito». Claro es que esta regla jeneral tiene las escepciones que aconsejen las personas i lugares; pero siempre en sentido restrictivo. Ademas, la opcion nunca debe darse amplia, para tratar con todo el mundo, sino especial para cada entidad o particular. Toda opcion dada en jeneral puede presuponerse es solicitada por «zurupetos» o ajentes sin conocimientos financieros consistentes i con propósitos de pasear el asunto por todos los mercados europeos i americanos.

Creemos prestar un servicio con las anteriores advertencias i reflexiones a todos aquellos que, poseedores de un negocio de minas u obras públicas, no tienen conocimientos al detalle de lo que son i valen sus empresas. Si con otras líneas conseguimos encauzar su fantasía, apartándolos de los escollos que seguramente hallarán en el camino, para el descrédito del asunto o de las garras de los farsantes que acechan su inesperienza, daremos por bien empleado nuestro esfuerzo.

Entretánto, vean los que estas cosas conocen, si no seria conveniente organizar la «preparacion» del inmenso número de ellas que en España existen, montando un Centro, donde se compensase la avaricia de los propietarios de negocios, con anticipos exclusivamente hechos para el estudio i ofrecimiento a los adquirentes, cuyo anticipo se reintegraria con creces, cuando se llegara a la realizacion; ya que la tacañería es difícil de evitar, i mas aun hacer desaparecer los intermediarios inútiles, crear otros intermediarios espertos que

equilibren aquella ruindad con un sacrificio previo, asegurado en caso de beneficios. La idea creemos es digna de madurarse, pues un Consultorio serio, donde se centralicen, den forma i organicen todos los asuntos de este jénero en España, preparándolos exclusivamente, como repetidamente se ha espresado, para su ofrecimiento al capitalista, no conocemos haya existido nunca, i es seguro su éxito con poquísimo desembolso.

MUDARRAH,
Ingeniero de Minas



Los metales en 1912

MEMORIA DE H. ARON HIRSCH & SOHN

La Memoria anual de la casa *Aron Hirsch & Sohn*, de Stalberstadt, da sobre el mercado de los minerales del año pasado los informes siguientes:

En 1912 la industria de los metales ha presentado signos de prosperidad. Los precios de los metales brutos han sido elevados i han dejado a los productores pingües beneficios.

La actividad de la industria de los metales manufacturados ha llegado, casi en jeneral, al máximo, i la venta de sus productos ha sido excelente. En conjunto, persisten estas perspectivas, a pesar de que en los últimos meses, tanto las Bolsas de Europa como las de América han acusado un retroceso provocado por la guerra balcánica, agravado por la hostilidad austro-servia i hecho cada vez mas sensible por la situacion de todos los mercados monetarios. En este estado de cosas, la mayor parte de los compradores se mantienen a la expectativa, i gracias al gran número de órdenes existentes, no se ha registrado reduccion alguna en los trabajos.

COBRE

La produccion mundial en 1912 ha marcado un progreso. El aumento de la produccion metalúrgica americana ha sido, por sí sola, de 70,000 toneladas, a pesar de que las cantidades que las minas puestas en explotacion estos últimos años debian enviar a los mercados han sido inferiores a lo que se esperaba. A este gran aumento de la produccion ha respondido un aumento mayor todavía del consumo. Así es que los *stocks* mundiales han disminuido 30,000 toneladas hasta fin de noviembre i son ahora de 80,000 toneladas próximamente, mientras que a fin de 1910 se elevaban el doble. La cifra actual de los *stocks* solo representa un poco mas de la produccion mundial de un mes. La mayor parte se compone de cobre *standard*, que ántes de ser librado al consumo debe pasar por el refino. Los *stocks* de los consumidores,

Debido a la abstencion practicada estos últimos tiempos, han quedado reducidos al mínimo i tendrán necesidad de ser completados.

El aumento de consumo en los Estados Unidos ha sido próximamente de 50,000 toneladas. Alemania, que continúa a la cabeza de los países europeos por la gran estension de su industria eléctrica, ha aumentado de nuevo su demanda en 25,000 toneladas, en números redondos. También se ha desarrollado el consumo en casi todos los demás países. La producción rusa ha hecho notables progresos, pero el consumo indijena continúa absorbiéndola con facilidad.

Gracias a estas circunstancias favorables, los precios han experimentado alzas de importancia. El *standard* se cotizaba a fin de año a £ 75.15.0 por tonelada, o sea £ 13.7.6 mas que al comienzo del año. El precio medio anual, en Londres, ha sido de £ 73.0.6. Para el *best selected* ha sido de £ 77.7.8.

Segun la estadística imperial alemana, que aunque solo comprende hasta noviembre inclusive ha sido completada por la adición de una onceava parte, las importaciones, esportaciones i consumo de cobre en Alemania han sido las siguientes (en toneladas):

AÑOS	Importacion	Esportacion	Consumo
1910.....	211,522	18,614	212,268
1911.....	224,621	19,774	238,747
1912.....	244,706	17,437	263,077

La producción alemana ha sido avaluada en 37,000 toneladas, contra 37,500 en 1911 i 35,360 en 1910; la de los Estados Unidos, Méjico i Canadá se ha avaluado en 702,214 toneladas, contra 639,158 toneladas.

El cobre electrolítico se cotizó, a principios de enero de 1912, a 133.50 marcos; su nivel mas alto fué 165 marcos, en otoño, i a fin de año quedó a 164.75 marcos.

PLOMO

No se descubren nuevos yacimientos de plomo, i la escasez de metal ha sido mas sensible el año pasado, ya que la producción fué perturbada en España por las huelgas e inundaciones i en Méjico por la revolución. Como el consumo se ha sostenido animado, el mercado se ha resentido algunas veces de falta de mercancía disponible. El consumo ha sido bueno, sobre todo en las industrias eléctricas, la fabricación de municiones i la de cerusa; por otra parte, ha sido influido desfavorablemente por la situación del mercado de la construcción. Estas condiciones se han reflejado en la marcha, a menudo muy irregular, de las cotizaciones. El precio medio de 1912 ha sido de £ 17.8.8.

Las importaciones del plomo bruto en Alemania, durante los once pri-

meros meses, han sido de 84,850 toneladas, contra 91,359 en 1911; las de mineral de plomo 111,654 toneladas, contra 124,152; i las esportaciones de 32,910, contra 29,327. El consumo en Alemania se calcula en 229,000 toneladas, contra 229,700 en 1911 i 210,400 en 1910.

ZINC

La produccion ha aumentado aun en 1912, pero el aumento obtenido ha sido absorbido rápidamente por la gran demanda de Inglaterra i de los paises americanos. El aumento del consumo en la galvanizacion ha sido considerable; la industria de la hojalata no ha rejistrado mas que una pequeña corriente de órdenes; en cambio, las industrias similares han tenido siempre mucho trabajo. Es notable tambien que América, que en 1911 esportó a Europa cantidades considerables de zinc, ha comprado en 1912 mucho zinc europeo.

Durante la mayor parte del año las cotizaciones han sido bastantes estables; hasta el mes de setiembre, el precio medio en Lóndres fué de £ 26 próximamente, para subir a £ 27.7.9 en octubre. La gran reserva observada por los consumidores determinó al sindicato a reducir sus precios, i esta medida, destinada a animar las ventas, consiguió su objeto. El precio medio en diciembre ha sido de £ 26.6.2, i en el año de £ 26.1.7.

La produccion alemana en 1912 ha sido de 268,000 toneladas, contra 246,450 en 1911, i el consumo de 230,000 toneladas, contra 222,000.

Durante los once primeros meses Alemania ha importado 50,636 toneladas de zinc bruto, contra 45,333 toneladas en igual período del año anterior, i 272,290 toneladas de mineral de zinc, contra 241,247 la mayor parte de Australia; la esportacion parece ser que ha sido de 88,515 toneladas, contra 69,767 toneladas.

ESTAÑO

El año pasado el grupo bien conocido de productores ejerció su accion sobre la mayor parte del metal puesto sobre el mercado; sin embargo, el alza bien marcada de los precios se explica tambien por la excelente situacion estadística. La demanda ha llegado a ser importantísima. Los *stocks* mundiales desde 1911 han sufrido una disminucion considerable.

Las fluctuaciones de los precios han sido enormes: a principios de enero, £ 202.10; en febrero, £ 191; en setiembre, £ 230, en diciembre, £ 225.10.0. El precio medio en el año ha sido de £ 209.3.9.

Durante los once primeros meses, Alemania ha importado 14,145 toneladas de metal, contra 13,375 en 1911, i 15,254 toneladas de mineral de estaño, contra 16,592; esportó 5,935 toneladas, contra 6,967.

La produccion alemana en 1912 se calcula en 12,000 toneladas, contra 12,412 en 1911; el consumo en 21,000, contra 19,300.



El tratamiento eléctrico del mineral de estaño (*)

La electrometalurgia del estaño es poco conocida, pues que está limitada al desestañado de la hojalata vieja, i como tampoco se conoce bien, en jeneral, la preparacion puramente térmica del estaño en los hornos de cuba o de reverbero, juzgamos interesante resumir los ensayos en gran escala realizados por H. Härden, en Cornouailles, i descritos en la *Elektrotechnische Zeitschrift*.

Antiguo procedimiento de Cornouailles.—La fusion del estaño en horno de reverbero se emplea en Cornouailles desde tiempo inmemorial, i aunque el procedimiento es sencillo, necesita una larga práctica en los detalles. El mineral de estaño tratado consiste esencialmente en SnO_2 i contiene despues de lavado de 63 a 64 por 100 de estaño; es un polvo húmedo, denso, de color oscuro, que despues de secado se mezcla con un reductor arcilloso, de poco valor, llamado *culm* (sustancia parecida a la antracita). Rara vez se trabaja el mineral de Cornouailles solo; casi siempre se mezcla con mineral de Bolivia o de Malaca, agregando de 20 a 25 por 100 de *culm*, sin fundente. Un horno recibe de tres a cuatro toneladas de mineral i 750 kilogramos, o sean tres cuartas partes de tonelada de carbon de reduccion, una de cuyas partes es empleada tambien como combustible.

El aumento de temperatura debe hacerse muy lentamente, sobre todo si la ganga es silíceas; sin esta precaucion se tendrían grandes pérdidas en las escorias. En algunas instalaciones se agregan retales de hierro para hacer pasar ciertas impurezas en la escoria ferrujinosa.

Despues de seis u ocho horas, toda la carga se vierte en cubas de fundicion, previamente calentadas, que pueden contener de cuatro o cinco toneladas. La escoria es colada en cajas de hierro donde se solidifica, i la primera escoria rica, que contiene de 14 a 16 por 100 de estaño, se trabaja de nuevo. Con las escorias finales, que contienen de 6 o 7 por 100 de estaño i residuos de plomo, se produce el estaño de soldadura. En las instalaciones modernas solo se deja de 2.5 a 3 por 100 de estaño en la escoria, en las otras no es raro encontrar de 4 a 6 por 100.

El estaño bruto es colado en grandes galápagos que se vuelven a fundir en un horno de reverbero de baja temperatura para separar el estaño puro de la escoria, que está formada, principalmente, por una aleacion de estaño i sulfuro i arseniuro de hierro. La extraccion del estaño de esta última parte presenta grandes dificultades i por eso el procedimiento eléctrico tiene por principal objeto evitar que se forme dicha aleacion.

El estaño que proviene de esta segunda operacion tiene una lei de 96 a 98 por 100. El refinado se efectúa en grandes cubas de caldeo inferior i la purificacion oxidante se hace por insuflacion de aire en el metal o por agitacion por grandes piezas de madera verde (la madera de manzano es la mas apropiada). En las instalaciones modernas se inyecta vapor seco i aire a traves de metal.

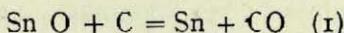
(*) Tomado de la Revista Minera i Metalúrgica de Madrid, 1913.

De vez en cuando se hacen coladas de pequeñas muestras. Segun la manera de solidificarse, el aspecto de la fractura i el grito del estaño, se avalúa la proporcion de estaño en ménos de 0.2 por 100. El estaño refinado de 99.6 a 99.8 por 100, es colado en galápagos de 12.7 kilógramos.

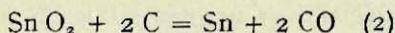
Fusion eléctrica del estaño.—La suposicion de que el horno eléctrico, a causa de su temperatura elevada, no era apropiado para la fusion del estaño, carece de fundamento por cuanto la reduccion del óxido de estaño por el carbon necesita una temperatura bastante elevada, sobre todo si se quiere separar las impurezas. Empleando estas elevadas temperaturas en los hornos de reverbero, son inevitables las pérdidas de estaño si no se preven disposiciones complicadas de condensacion. Un horno eléctrico bien dispuesto evita este inconveniente; reduce ademas considerablemente la formacion de escorias duras i es económico cuando la enerjía es barata.

Pueden obtenerse escorias que no contengan mas que 0,25 por 100 de estaño, pero, sin embargo, es mas económico trabajar de modo que quede un 14 o 16 por 100 de estaño en las escorias, i tratar éstas, en caliente, en un segundo horno para estraer el metal.

La reaccion parcial que se produce en la reduccion del óxido de estaño por el carbon es



pero la reduccion tiene lugar tambien, por lo ménos por las dos terceras partes, segun la ecuacion



El óxido de carbono arde fuera del horno; obra tambien como reductor al atravesar la carga.

En condiciones apropiadas i despues de algunas horas de funcionamiento, se producen igualmente las reacciones (1) i (2).

La reduccion de 118 gramos de estaño necesita 145,300 calorías-gramos. La combustion de 12 gramos de carbon en ácido carbónico suministra 96,900 calorías-gramos i la de 24 gramos de carbon en óxido de carbono 58,000 calorías-gramos.

Segun la ecuacion (1) es, pues, necesario suministrar:

145,300—96,960 = 48,340 calorías-gramos para 118 gramos de estaño, lo cual corresponde a 409,661 calorías-gramos por kilógramos de estaño i a 474 kilovatios por tonelada de metal.

Del mismo modo la ecuacion (2) muestra que son necesarias:

145,300 — 58,000 = 87,300 calorías-gramos para 118 gramos de estaño, lo que equivale a 855 kilovatios-hora por tonelada de estaño.

Si las dos reacciones se producen igualmente, son necesarios, pues, teóricamente $\frac{474 + 855}{2} = 665$ kilovatios-hora por tonelada de estaño.

Ademas hai que tener en cuenta la cantidad de calor necesaria para llevar

la carga a la temperatura de reaccion. En la zona de reaccion, la temperatura alcanza de 1,400 a 1,600° C.

Es necesario tratar próximamente 1,280 kilogramos de mineral con 90 por 100 de óxido, por tonelada de metal; para una escoria con una proporción de 16 a 20 por 100, se recojen 220 kilogramos de escoria por tonelada de estaño.

La fusion de un kilogramo de escoria necesita 500,000 calorías-gramos o 0.6 kilovatios-hora, lo cual corresponde a 130 kilovatios-hora por tonelada de estaño; la cantidad de calor de la carga i del estaño fundido no pasa de 65 kilovatios-hora; la pérdida de calor por conductibilidad, circulacion de agua, etc., se puede valuar en 130 kilovatios-hora; los gases de los hornos, que salen a 800° C., representan una pérdida de 150 kilovatios-hora. Por tanto, el consumo total de energía por tonelada de estaño puede establecerse del modo siguiente:

	Kilovatios-hora
Reduccion	665
Escoria.....	130
Calor específico	65
Radiacion	130
Gases	150
	<hr/>
TOTAL	1,140

En los hornos de ensayos relativamente pequeños se pasa naturalmente de este valor, pero el costo queda siendo admisible.

Ensayos prácticos.—Los primeros ensayos que fueron realizados en 1909 por A. F. Maclaren en Lóndres, fueron proseguídos el año 1911 por el doctor Walmsley en el Instituto de Northampton. Se estudió un horno de corriente alterna monofásica de 800 amperios i 50 voltios; sin embargo, no se disponia en el Instituto mas que de corriente continua a 300 amperios i 100 voltios. Esta corriente no es apropiada a las investigaciones de que tratamos, en primer lugar por el excesivo desprendimiento de calor en el polo positivo, i ademas por las acciones electrolíticas sobre la escoria.

El primer horno de ensayos era análogo al presentado por Harmet para la reduccion de los minerales de hierro. Consistia en una cámara construida de ladrillos de magnesita con revestimiento de alquitran i magnesita, i cuya bóveda llevaba un agujero de carga. El diámetro interior era de 140 milímetros, i la altura total de 356 milímetros.

Dos barras de carbon inclinadas, i de 63,5 milímetros de diámetro, servian de electrodos. El aparato no contenia ninguna circulacion de agua para la refrigeracion.

En el primer ensayo se cargaron 9 kilogramos de mineral de 63 por 100.2.3 kilogramos de polvo de coke i 2.3 kilogramos fundente. Debido a falta de corriente no se redujeron mas que 5.5 kilogramos del mineral; de los 40 kilovatios-hora utilizados, 15 sirvieron para la calefaccion i 25 para la reduccion. La fusion dió 2.4 kilogramos de estaño en barras i 0.6 kilogramos de residuos, correspondiendo a un rendimiento de 85.5 por 100. La escoria fué mui irre-

gular i el consumo de corriente fué de 8,960 kilovatios-hora por tonelada de estaño.

Un ensayo efectuado empleando como fundente la escoria de una carga anterior, necesitó una elevada temperatura.

En otro ensayo, tratando 7.3 kilogramos de mineral se obtuvieron 2.9 kilogramos de estaño puro i 1.1 kilogramos de residuos, o sea un rendimiento de 90 por 100. Se consumieron 19.2 kilovatios-hora, que suponían 4,900 kilovatios-hora por tonelada.

El estaño tenía una pureza superior a 99 por 100 i contenía solamente un poco de hierro, sin nada de arsénico. Con una buena marcha de horno, la escoria colaba bien, era gris, de aspecto vítreo i encerraba, por término medio, 0.5 por 100 de estaño. En ciertos casos se obtuvo una escoria viscosa, negra, con 8 por 100 de estaño.

El mejor rendimiento térmico del horno fué de 25 por 100 para un rendimiento en metal de 90 por 100.

La electrolisis de la escoria fundida con carbonato de sosa i disuelta en agua, dió sobre cátodos de hierro un buen depósito de estaño, pero el rendimiento no fué mui elevado.

Trasformando en cloruro el óxido de estaño de la escoria, se consumen teóricamente por electrolisis 1,820 kilovatios-hora por tonelada. Suponiendo solamente un rendimiento de 50 por 100 en corriente, el procedimiento puede ser tomado en consideracion cuando el precio de la corriente es reducido.

Despues de estos ensayos preliminares se ejecutaron ensayos en grande. La corriente utilizada, que provenia de la instalacion Diesel de una fábrica de estaño, era corriente alterna trifásica de 50 períodos i 650 a 675 voltios. Un trasformador de aceite permitia tener a voluntad en el secundario 30, 40, 50 o 60 voltios. En el circuito secundario de cada fase estaba dispuesto un aperímetro, mientras que el primario llevaba un vatímetro registrador. Las barras conductoras estaban unidas a los electrodos por cables flexibles que evitaban lo mas posible los fenómenos de induccion. No se puede evitar una disminucion de 0.90 del valor medio de factor de carga para intensidades de 2,500 amperios.

El horno era un horno de cuba provisto de disposiciones especiales patentadas. En los hornos de cuba ordinarios penetra en la mampostería una gran cantidad de estaño. Puede recogerse despues de demolicion del horno; pero en las grandes instalaciones esto representa un capital que no es despreciable. Este inconveniente se evita en gran parte en el horno eléctrico de cuba.

El horno contenia tres electrodos con los portacarbonos i las disposiciones de regulacion. Se habia previsto i evitado la formacion de un arco directo. La carga formaba alrededor de la zona de reaccion un cono, en el cual los electrodos se quemaban libremente, rodeados de gases incandescentes que servian de resistencia. Existian disposiciones para evitar las pérdidas de metal por volatilizacion, que de este modo no llegaban a 0.5 por 100.

A diferentes alturas existen agujeros de colada para el metal i la escoria. Cuando los agujeros se tapaban con una escoria mui rica en hierro, se les abria con ayuda de un electrodo auxiliar. La llama oxiacetilénica hacia el mismo servicio.

El horno se calentaba previamente con un pequeño fuego de madera o coke. Para 100 kilogramos de mineral se agregaban por término medio 14 kilogramos de *culm*. Al principio de la carga se trabajaba con 60 voltios i próximamente con 1,000 amperios por fase; despues se aplicaba la corriente normal (40 voltios 2,500 amperios). En un caso especial, la tension descendió a 30 voltios.

Al comenzar la carga, las variaciones de corriente eran relativamente elevadas, pero cesaban inmediatamente que los electrodos ardian libremente. La primera colada de metal se efectuaba despues de una media hora, i la primera colada de escorias despues de varias horas. El aspecto de la escoria indicaba la buena marcha del horno; éste funcionaba bien cuando la escoria era vítrea, verde oscuro i fluida.

Despues de varias horas de funcionamiento, se efectuaban ciertas adiciones a intervalos regulares para hacer pasar en la escoria los arseniuros i sulfuros de hierro i evitar así la formacion de escorias duras. Se obtenia de este modo con minerales mui impuros un metal de 98 por 100 de estaño. Empleando el mineral ordinario de Bolivia, de una lei de 49.5 por 100 solamente de estaño i próximamente 15 por 100 de hierro se obtuvo por término medio un rendimiento de 92 por 100 i aun a veces llegó a 97 por 100.

El metal líquido se reunia en cubas calentadas i se inyectaba aire por medio de tubos de hierro perforados, alcanzándose por este sencillo procedimiento una pureza comercial de 99.76 por 100 i aun mas. Finalmente, era colado en galápagos.

Los tres factores: rendimiento en estaño, consumo de enerjía i pérdida en la escoria, están estrechamente relacionados entre sí. Se puede obtener con facilidad una escoria que no contenga mas que 0.25 por 100 de estaño, pero entónces el procedimiento es poco económico, pues se consumen 3,000 kilovatios-hora por tonelada de metal. Por otra parte, con una escoria que encierre de 17 a 19 por 100 de estaño, puede reducirse a 1,300 kilovatios-hora por tonelada el consumo de enerjía; pero este procedimiento tampoco es económico, puesto que la escoria rica no puede ser trabajada despues.

Se obtuvo una marcha económica situándose entre estos dos procedimientos extremos i estrayendo mas de 96 por 100 de estaño. Como ejemplo típico, citaremos el término medio de los resultados obtenidos durante una semana de marcha continua.

Como primeras materias se tomaron 1,551 kilogramos de mineral de 57 por 100 (conteniendo 5,444 kilogramos de estaño) i residuos que contenian 1,054 kilogramos de estaño, o sea un total de estaño 6,498 kilogramos.

Se produjeron 6,428 kilogramos de estaño, lo cual representa un rendimiento de 96.75 por 100.

El consumo de enerjía fué:

	Kilovatios-hora
Para el caldo.....	1,178
Para la reduccion.....	13,935
CONSUMO TOTAL.....	15,113

Este consumo total correspondia a 2,200 kilovatios-hora por tonelada de estaño; i el consumo de electrodos fué de 12.7 kilógramos por tonelada de metal. Algunos dias el gasto de corriente descendió a 1,700 kilógramos-hora por tonelada. Por último, haremos observar que el mineral era mui húmedo (15 por 100 de agua,) lo que, naturalmente, aumentaba el gasto de enerjía.

Conclusiones.—La fusion eléctrica del mineral de estaño da rendimientos mas elevados. Empleando dos hornos, para que el segundo trabaje la escoria rica para estraer el estaño o para hacer una aleacion para soldadura con plomo, puede reducirse el consumo de enerjía a 1,400 kilovatios-hora por tonelada de estaño cuando los hornos son suficientemente grandes.

El horno eléctrico da desde el principio i de una manera continua, estaño puro, cosa que no sucede con los hornos de reverbero. La mano de obra es menor, pues bastan dos obreros para el servicio del horno, i el espacio ocupado por éste es tambien mas reducido. El consumo de electrodos es tan pequeño, que puede despreciarse.

El procedimiento eléctrico puede emplearse ventajosamente en aquellos sitios donde los minerales sean buenos, pero no mui ricos, i donde existian saltos de agua. Nada se opone al empleo del carbon de madera como reductor, si es mas barato. Como fundente, lo mejor es emplear el *culm*.



El crecimiento de la produccion de carbon en Alemania

La produccion de carbon en Alemania ha experimentado un gran aumento en 1912. Hace cincuenta años la produccion alemana de hulla era solo de toneladas 12.000,000 i la de lignito de 4.000,000; actualmente pasa de 177.000,000 de toneladas de hulla i de 82.000,000 de toneladas de lignito. El mayor desarrollo ha tenido lugar en los últimos veinticinco años, durante los cuales el consumo de hulla i lignito en el pais ha pasado de 1.5 toneladas por consumidor en 1885 a 3.56 toneladas en 1912.

La produccion de hulla en los diferentes distritos ha sido la siguiente, desde principio de siglo:

	Toneladas	Sajonia Toneladas	Alsacia Lorena Toneladas	Baviera Toneladas	Otros distritos Toneladas	Total para Alemania Toneladas
1900	101.966,000	4.803,000	1.137,000	1.185,000	199,000	109.290,000
1905	113.001,000	4.943,000	1.824,000	1.318,000	213,000	121.299,000
1906	128.296,000	5.148,000	2.072,000	1.381,000	221,000	137.118,000
1907	134.044,000	5.232,000	2.194,000	1.496,000	220,000	143.186,000
1908	139.002,000	5.378,000	2.068,000	708,000	215,000	147.671,000
1909	139.906,000	5.442,000	2.467,000	759,000	213,000	148.788,000
1910	143.772,000	5.370,000	2.686,000	774,000	226,000	152.828,000
1911	151.324,000	5.418,000	3.033,000	763,000	208,000	160.747,000
1912	167.268,000	5.479,000	3.558,070	791,000	177.095,000

Desde 1885 la proporción del distrito minero de Dortmund en la producción total ha aumentado desde 49.67 por 100 a 56.61 por 100 en 1912, i si se incluyen las hullas de la orilla izquierda del Rhin, la proporción se eleva a 58.21 por 100. En cambio, i con escepción de Alsacia-Lorena, la proporción en los otros distritos ha disminuido.

Respecto a la producción de lignito, en el mismo período, las estadísticas dan las cifras siguientes: (Cuadro de la página 258).

El aumento de las proporcionalidades de la industria de lignito en la cuenca del Rhin (Bonn) en la producción total alemana ha sido notable. Dicha proporción para el distrito de Bonn, que era solamente de 2.35 por 100 en 1885, ha subido en 1912 a 21.39 por 100. La proporción correspondiente a Halle, que es el distrito alemán de mayor producción, ha disminuido de 74.40 a 56.53 por 100, en el mismo período.

El cuadro siguiente da la producción alemana de cok en estos últimos años:

	Prusia Toneladas	Sajonia Toneladas	Total para Alemania Toneladas
1905.....	16.424,000	68,000	16.492,000
1906.....	20.199,000	67,000	20.266,000
1907.....	21.872,000	66,000	21.938,000
1908.....	21.110,000	65,000	21.175,000
1909.....	21.344,000	63,000	21.408,000
1910.....	23.537,000	63,000	23.600,000
1911.....	25.343,000	62,000	25.405,000
1912.....	28.984,000	62,000	29.141,000

I por último, el cuadro siguiente muestra la producción de aglomerados desde 1907:

	Prusia		Sajonia		Total para Alemania	
	Briquetas de hulla Toneladas	Briquetas de lignito Toneladas	Briquetas de hulla Toneladas	Briquetas de lignito Toneladas	Briquetas de hulla Toneladas	Briquetas de lignito Toneladas
1907	3.478,000	11.053,000	46,000	404,000	3.524,000	12.890,000
1908	3.912,000	12.063,000	53,000	508,000	3.995,000	14.227,000
1909	3.921,000	12.446,000	55,000	600,000	3.976,000	14.834,000
1910	4.386,000	12.633,000	55,000	786,000	4.441,000	15.126,000
1911	4.936,000	14.197,000	55,000	953,000	4.991,000	16.837,000
1912	5.273,000	16.053,000	61,000	1.123,000	5.334,000	19.058,000

Como puede observarse, la fabricación de briquetas de lignito ha aumentado en 6.200,000 toneladas desde 1907, mientras que la de las briquetas de hulla solo ha aumentado en 1.800,000 toneladas. La mayor proporción de aglomerados de hulla se fabrica en el distrito de Dortmund.

	Prusia Toneladas	Sajonia Altenburgo Toneladas	Sajonia Toneladas	Brunswick Toneladas	Anhalt Toneladas	Hesse Toneladas	Baviera Toneladas	Otros distritos Toneladas	Total para Alemania Toneladas
1900.....	34.008,000	1.866,000	1.541,000	1.330,000	1.347,000	256,000	39,000	81,000	40.498,000
1905.....	44.149,000	2.408,000	2.168,000	1.725,000	1.465,000	422,000	122,000	52,000	52.512,000
1906.....	47.913,000	2.235,000	2.314,000	1.924,000	1.415,000	434,000	140,000	44,000	56.420,000
1907.....	52.661,000	3.061,000	2.486,000	2.166,000	1.368,000	476,000	286,000	43,000	62.547,000
1908.....	55.457,000	3.789,000	2.884,000	2.280,000	1.306,000	466,000	1.415,000	18,000	67.615,000
1909.....	56.030,000	4.080,000	3.168,000	2.099,000	1.294,000	499,000	1.480,000	9,000	68.658,000
1910.....	56.644,000	3.972,000	3.624,000	2.058,000	1.266,000	482,000	1.495,000	6,000	69.547,000
1911.....	60.532,000	3.657,000	4.325,000	1.881,000	1.321,000	499,000	1.548,000	11,000	73.774,000
1912.....	67.476,000	4.162,000	5.332,000	1.726,000	1.492,000	444,000	1.700,000	8,000	82.340,000

La Industria del Oro en Chile

ANDACOLLO

Una de las características mas sobresalientes de Chile en el comercio mundial ha sido, i lo es todavía, su produccion mineralógica. El oro, que en la éra colonial constituyó su principal factor i durante dos siglos fué su único artículo de esportacion; el cobre que por varios años del siglo pasado lo colocó en el primer rango en el mundo como productor de este metal; el salitre, del cual es el solo proveedor universal; sin contar otras varias sustancias en explotacion o por esplotarse han dado lejendaria i merecida fama a nuestro pais como zona de ricos filones i valiosos depósitos metálicos, como emporio de importantes yacimientos de pastas minerales.

Entre estos elevados esponentes de la actividad nacional, debido a causas múltiples, la industria del oro en estos últimos tiempos ha absorbido una reducida cuota de capitales i esfuerzos, sin embargo de que esta rama de la minería es de suyo digna de la mayor atencion, tanto por su portentosa i brillante historia cuanto por el halagüeño porvenir que le depara el destino.

En efecto, pocos paises del globo se encuentran en condiciones tan privilegiadas como el nuestro en cuanto a lo que se relaciona con la existencia i abundancia de oro en su territorio. El precioso metal se halla en mayor o menor cantidad, ya sea en vetas, en cascajos o en las arenas, casi en toda la estensa faja de la República.

Un cálculo hasta 1890 hace subir la produccion de oro de nuestros lavaderos i minas a la cantidad de 720,027 kilogramos, lo que da una somera idea de la riqueza aurífera del territorio nacional, tanto mas si se considera que hasta el presente, salvo honrosas escepciones, los medios empleados para extraer i beneficiar el oro han sido sistemas rudimentarios, como el de la batea, desprovistos de los adelantos científicos con que cuenta actualmente la mecánica i la electrolisis.

El dato que apuntamos sobre la produccion del oro i que hemos tomado de Orrego Cortes, puede ser, por varias razones, inferior a la realidad. La estadística de tal materia resulta bastante difícil i embrollada i descansa parte en noticias verídicas i parte en juiciosas conjeturas. De este interesante tópico se han ocupado Alejandro de Humboldt, a principios del siglo XIX; el ilustre sabio Domeyko; Soetbeer de Gottinge; Vicuña Mackenna, en su obra *La edad del oro en Chile*; Orrego Cortes i Alberto Hermann.

Como es sabido, el oro se presenta comunmente en estado nativo de la naturaleza, adoptando la forma de cristales i de pequeñas masas. Se le encuentra en vetas, en cascajos i en las arenas.

En el lecho de los rios i esteros es donde suelen abundar las arenas auríferas, i las vetas i mantos se estienden en terrenos de aluvion antiguo. No obstante, segun Domeyko, «el lecho de los minerales de oro en Chile se halla

en terrenos graníticos no estratificados, en las rocas que en jeneral constituyen la costa del Pacífico i la parte mas elevada de los Andes i que se conocen en la jeolojía bajo la denominacion, de rocas de solevantamiento, rocas de cristalización».

Aparte del oro nativo existe el oro en combinacion con otros metales, siendo los mas abundantes los denominados «color de oro» i «bronces de oro». Se encuentra ademas en la naturaleza aliado con plata, cobre o iridio i combinado con sulfuro de antimonio, con piritas de hierro, o con el paladio (en el Brasil) con el rodio (en Colombia) i con el teluro (en Alemania i Estados Unidos).

El oro de Chile deslumbró desde un principio a los españoles que vinieron a conquistar esta tierra. Cuando don Pedro de Valdivia regresaba de Concepcion a Santiago se descubrieron unas minas en un lugar denominado Quila-coya. «Fué, dice Mariño de Lovera en su *Historia de Chile*, tanta la prosperidad que se gozó en este tiempo que sacaban cada dia pesadas de doscientas libras de oro, lo cual testifica el autor como testigo de vista, cosa de tanta opulencia que quita la vanagloria a los famosos rios Idaape de la India i Pastolo de Asia».

Nuestro pais fué célebre como productor de oro desde los tiempos de la conquista, a pesar que el Perú le usurpó gran parte de su nombradía, pues no existiendo casa de moneda en esta oscura i apartada colonia del reino de España, el caudal abundante i anónimo del precioso metal que arrojaban sus placeres i minas se encauzaban en direccion a la Ciudad de los Virreyes, por donde salia al mundo con el sello de riqueza peruana.

Elocuente testimonio de esta magnificencia es la carta que el insigne capitán conquistador de Chile dirijió a Carlos V, en donde le decia que este pais era «una mina de oro».

Muchas han sido las minas i placeres que hasta ahora han vaciado verdaderos raudales del codiciado metal. ¿Qué mas que recordar las grandes pepas de oro sacadas de Casuto i que, segun el *Diccionario Jeográfico* de Astaburuaga pesaban mas de un kilogramo?

El hallazgo de oro en Chile no puede admirar a nadie. Se suele encontrar en todas partes. Así las riquísimas piedras o *rodados* que se descubrieron en Putú no hace mucho tiempo, ignorándose hasta la fecha la zona minera o jeológica de donde han provenido, no ha sido ciertamente un hecho aislado i extraordinario.

La obra *Chile*, que se publicó en lujosa edicion en el año 1903, decia en un párrafo refiriéndose al metal que nos ocupa i que no resistimos de copiar a la letra; «En Chile hai oro en todas partes: en vetas, en cascajos, en arenas. Un mineral famoso en tiempos de la colonia ha sido, i lo es todavía, el de Andacollo en Coquimbo, donde hai filones i terrenos de acarreo aurífero. Han sido i son tambien afamados los de Capote (Huasco) el del Inca, Cachi-yuyo i Jesus María, en Copiapó; de Las Vacas i de Petoroa, en Aconcagua; el de Punitaqui, en Ovalle; el del Chivato en Talca; los de Tilti, Lampa i Caren, en Santiago; i muchos otros que se hallan como los anteriores en filones i venas auríferas, «tales como los del Loa en Tarapacá, i los del Guanaco i San Cristóbal en Antofagasta».

La misma obra al ocuparse de los placeres auríferos menciona el de Andacollo, que descuella, según se ve, como uno de los más ricos depósitos de oro, ya sea en forma de lavadero o de criadero cruzado de vetas.

No es de extrañarse entonces que Vicuña Mackenna, al indagar el resurgimiento i prosperidad de La Serena años atrás, no lo atribuyera ni a Tamaña, mineral de cobre, ni a Arqueros, mineral de plata; provino, según el minucioso i fecundo historiador, de un metal más noble: del oro de Andacollo.

En su interesante libro *La edad del oro en Chile*, dice además: «el gran sustentador de la industria aurífera del norte i del país en jeneral fué, desde fines del siglo XVII, Andacollo, la casa de moneda de Chile de oro en polvo antes que se estableciera la casa de moneda del oro sellado».

Esto tiene su fácil esplicacion, puesto que, conforme asegura el mismo autor, «Andacollo es todo una mina, desde la cúspide a la circa, i aun sus poderosas i tenaces venas suelen pasar más allá del duro pedernal i de la roca plutónica».

Le ha cabido en suerte, pues, a la provincia de Coquimbo ser asiento de una de las más afamadas rejiones auríferas del país.

El beneficio del oro, que por causas diversas, ha arrastrado en los últimos tiempos una vida anémica, puede recobrar cualquier día su antigua actividad premunido ahora de medios adecuados i modernos para lograr su fin. Como es sabido, Andacollo, a igual que otros centros mineros, ha tenido que batallar en primer lugar contra la escasez de capitales, mal endémico de las industrias nacionales, i contra la falta de espíritu de iniciativa. Otro escollo, i no el menor, ha sido la escasa preparacion técnica de los mineros. La industria del oro, i naturalmente nos referimos a la que obra en grande escala, la industria del oro, decimos, necesita un personal idóneo, especialmente preparado para el objeto. De otra manera las empresas marchan a un seguro fracaso. De aquí que el medio más favorable para obtener éxito sería la formacion de sociedades anónimas con fuertes capitales que permitieran traer del extranjero un personal eximio en las diferentes manipulaciones que ha menester el beneficio del oro.

Otra de las causas latentes de la estagnacion de la industria minera en Chile, i mui especialmente de la que nos ocupa, es el actual réjimen de patentes. Con este sistema inconsulto el público mantiene en actividad más de las tres cuartas partes de las minas amparadas con la patente minera.

¿I qué decir de la ambicion desmedida por no llamarla estrafalaria, de algunos propietarios de minas que cuando se les busca para algun negocio forma i avalúan sus pertenencias en varios cientos de miles, i aun de millones? Por huir del plato de lentejas se encumbran a las nubes. Con su falta de cordura desbaratan así negocios que dentro de límites prudentes se realizarian reportando provecho al país i a ellos mismos. A esas pretensiones exajeradas presta auje la malhada patente minera, fuente de males para el desarrollo i prosperidad de la minería.

Las pertenencias mineras, puesto que son un bien nacional, propiedad del Estado, no debieron entregarse nada más que a quienes laboran en ellas i no a quienes pagan una mezquina suma anual por reservarse el derecho de mantenerlas abandonadas e improductivas. Para estirpar este grave mal

que apuntamos i que salta a la conciencia de todos, talvez seria el remedio subir el precio de la patente a un valor que no pudieran abonar minas sin trabajo; por ejemplo, a cien pesos por hectárea. Así se auyentarian a los que no sin razon ya un insigne escritor comparó a «perros del hortelano». Es preciso como medida de buen Gobierno i de tino en la «economía política, posponer el interes particular al interes colectivo, el individuo a la nacion.

Volviendo a Andacollo, podemos añadir que el mineral entrará en breve a nueva actividad. Recientemente se ha establecido ahí una comunidad que ha comenzado sus labores en buena forma. Sus organizadores persiguen un negocio formal sobre base que no sea ficticia ni insegura.

En efecto, la «Comunidad Oro de Andacollo» con el juicioso i laudable propósito de marchar por camino seguro i para empezar por donde se debe en un trabajo serio, ha comisionado a un distinguido injeniero de minas, i a la vez metalurjista titulado en Estados Unidos de Norte América, con el objeto de que haga un concienzudo estudio de la rejion aurífera de la empresa. Por de pronto se ha invertido i se continua invirtiendo, bajo la atencion directa del técnico, una regular suma en labrar pozos o piques, con el fin de reconocer en debida forma el terreno. De este modo se están obteniendo datos completamente ciertos sobre la importancia aurífera de las diversas pertenencias, que suman en total mas de treinta minas con ciento cincuenta hectáreas de estension superficial.

Por los análisis efectuados se llega a la certeza de que el terreno reconocido no desmerece en nada, i aun supera a distritos mineros análogos, de criaderos i caractéres parecidos, que se trabajan con remunerativo resultado económico tanto en Norte América como en Transvaal i Australia. Lo que hace pensar que poniendo aquí en práctica idénticos procedimientos a los usados en aquellos asientos mineros, el mejor éxito está llamado a coronar la obra.

Al presente, el beneficio del oro, donde impera la técnica moderna, se lleva a cabo con una rapidez i economía increíbles, merced a grandes progresos realizados en esta rama de la industria.

Andacollo, como la jeneralidad de los minerales, ha tenido tambien sus alternativas. Así sucedió que quedó completamente abandonado por los años 1598 a 1668. I es que la minería decae cuando no se dispone de medios adecuados i suficientes para beneficiar con provecho las pastas metalúrgicas.

Pero en la actualidad una empresa de la naturaleza que hemos descrito, bien dirijida i con los fondos necesarios, no es continjente ni peligrosa.

En un Congreso de Minería reunido años atras en Estados Unidos, un hábil i reputado injeniero dejó establecido, siendo aceptada i recomendada esa conclusion con la aprobacion unánime de la citada asamblea, de que un negocio de minas era tan seguro como cualquier otro, siempre que se aportara a él la suma de intelijencia, de conocimientos i capitales, que fueran precisos para efectuar en buenas condiciones el trabajo de explotación.

FEDERICO VALDIVIA B.

La Serena, junio de 1913.



Certámen oficial de testos de enseñanza para las Escuelas de Minería del Estado

(Conclusion)

- d. Smithsonita.
- e. Hidrozincita.

7. Cobre.

- a. cobre nativo.
- b. Chalcopirita.
- c. Piritas cupríferas.
- d. Chacalcita.
- e. Cobres grises.
- f. Cobre abigarrado.
- g. Atacamita.
- h. Azurita.
- i. Malaquita.
- k. Hidrosilicatos de cobre.
- l. Cuprita.
- m. Cobre negro.
- n. Cobelina.
- a. Sulfatos de cobre.

8. Fierro.

- a. Fierro nativo de las meteoritas i de las rocas básicas terrestres.
- b. Magnetita.
- c. Hematita roja, fierro olijisto.
- d. Hematita parda, limonitas.
- e. Siderita.
- f. Pirita amarilla.
- g. Marcasita.
- h. Pirita magnética.
- i. Silicatos de fierro.
- k. Fosfatos de fierro.
- l. Sulfatos de fierro.

9. Manganeseo.

- a. Psilomelana.
- b. Polianita.
- c. Pirolusita.
- d. Manganita.

- e. Braunita.
- f. Hausmania.
- g. Rhodonita.
- h. Rhodocrosita.

10. *Niquel.*

- a. Magnetita niquelífera.
- b. Níquel arsenical, n. rojo, n. blanco.
- c. Níquel gris.
- d. Ocre verde de níquel.

11. *Cobalto.*

- a. Smaltina.
- b. Cobaltina.
- c. Skutteridita.
- d. Cobalto rojo (erythrina).

12. *Cromo.*

- a. Fierro cromado.

13. *Estaño.*

- a. Cassiterita.
- b. Estannina.
- c. Piritas estanníferas.

14. *Bismuto.*

- a. Bismuto nativo.
- b. Bismutinita (sulfuro de b.)
- c. Ocre de bismuto (óxido de b.)

15. *Antimonio.*

- a. Antimonio nativo.
- b. Antimonio gris.
- c. Jamesonita.

16. *Arsénico.*

- a. Arsénico nativo.
- b. Rejalgar.
- c. Oropimente.
- d. Piritas arsenicales.

17. *Tunsteno*

- a. Wol ramita.
- b. Scheelita.

II.—MINERALES ALCALINOS I TÉRREOS, QUE NO CONTIENEN SÍLICE

18. *Molibdeno*.

- a. Molibdenita.

1. *Potasa*.

- a. Salitre.
- b. Carnallita, sylvin, kainita.

2. *Sosa*.

- a. Natron (carbonato de sosa).
- b. Salitre sódico.
- c. Sal de glauber (glauberita).
- d. Thenardita.
- e. Bórax (hidroboracita, boronatrocalcita).
- f. Criolita.
- g. Sal jema.

3. *Barita*.

- a. Baritina.
- b. Witherita.

4. *Estronciana*.

- a. Celestina.
- b. Carbonato de estrocina.

5. *Cal*.

- a. Calcita (caliza, creta).
- b. Aragonita.
- c. Dolomía (bruno espató)
- d. Yeso.
- e. Anhidrita.
- f. Apatita.
- g. Flourita.

6. *Magnesia*.

- a. Magnesita.
- b. Epsomita.
- c. Fosfatos i boratos de magnesia.

7. *Alúmina.*

- a. Záfiro.
- b. Corundo.
- c. Esmeril:
- d. Alumbres.
- e. Espinela.
- f. Criolita.

8. *Piedras preciosas artificiales.*

III.—CUARZO I SILICATOS

I. *Cuarzo.*

- a. Cuarzo.
- b. Calcedonia.
- c. Opalo.
- d. Toba-silice.

2. *Feldespatos.*

- a. Orioclasia.
- b. Plagocasia. Composicion química de los feldespatos en jeneral i reconocimiento macroscópico en la rocas.
- c. Caolinizacion (caolina, arcilla, laterita).

3. *Micas i cloritas.*

- a. Biotita.
- b. Muscovita.
- c. Zinnwaldita.
- d. Clorita.
- e. Serpentina.
- f. Talco.

4. *Anfibola i Piroxemas.*

- a. Dialaje.
- b. Aujita.
- c. Aktinolita (asbesto).
- d. Hornblenda.

5. *Granates.*
6. *Turmalinas.*
7. *Olivina,*
8. a. Topacio.
b. Esmeralda (berilo).
c. Zircon.
9. *Apéndice.*
 - a. Azufre nativo.
 - b. Diamante.
 - c. Grafita.

En el testo de Mineralojía se agregarán los datos necesarios sobre el reconocimiento de los siguientes cuerpos *por medio del soplete.* (Véase Mineralojía jeneral C. química de los minerales):

Cobre, Fierro, Manganeso, Antimonio, Bismuto, Estaño, Arsénico, Cobalto, Mercurio, Azufre, Potasa, Sosa.

Ademas se agregarán al testo de Mineralojía una serie de cuadros para el reconocimiento de los minerales, conteniendo todos los minerales enumerados en lo que precede (mas o ménos 150) i ordenados segun el siguiente sistema:

CLASIFICACION DE LAS ROCAS ERUPTIVAS MAS IMPORTANTES:

	Si O ₂ disminuyendo					
	K feldespatos		Na Ca feldespatos			
	Biotita (Muscovita)	Biotita (Anfibol)	Anfibol (Biotit) Pyroxen		Pyroxen	
	Con cuarzo	Sin cuarzo	Con cuarzo	Sin cuarzo	Sin olivina	Con olivina
Rocas intrusivas	Granito	Sienito	Diorita cuarcífera	Diorita	Gabbro	Gabbro con olivina
Rocas efusivas	Pórfido cuarcífero	Pórfido sin cuarzo	Piorfrita cuarcífera	Porfrita	D'iabas Melafiro	Basalto
	Liparita	Traquita	Diacita	Andesita		Pikrita
Rocas de filones	Granito porfírico, Aplita	Sienito porfírico	Diorit porfrita cuarcífera	Diorit. porfrita		Gabbroporfrita

I.—*Minerales con brillo metálico*

1. De color rojo.
2. » amarillo.
3. » blanco.
4. » gris.
5. » negro.

II.—*Minerales sin brillo metálico con raspaduras de color*

1. Con raspadura negra o gris-oscuro.
2. » color café.
3. » roja.
4. » amarilla.
5. » verde.
6. » azul.

III.—*Minerales sin brillo metálico con raspadura blanca o gris-clara, ornados según la dureza.*

En cada una de las subdivisiones de I, II i III, los minerales serán ordenados *según la dureza*.

De cada uno de los minerales se indicarán en los cuadros:

Nombre, fórmula química, brillo, color, raspadura, dureza, tenacidad, peso específico, sistema cristalográfico, formas más comunes de los cristales, fractura i los minerales más comunes que se encuentran asociados con él en los yacimientos. Además se indicarán en la columna «Notas» solubilidad de los minerales i otras reacciones químicas sencillas i la acción del soplete.

Véase el ejemplo de los cuadros con sus indicaciones.

I.—MINERALES CON BRILLO METALICO

I de color rojo

NOMBRE	Fórmula química	Brillo	Color	Raspadura	Dureza	Peso específico	Tenacidad
Cobre.....	Cu	met	Rojo de cobre color café.	Rojo brillante.	3	> 6	Mui difícil
Níquel rojo (arsen.)	Ni As	met	Rojo de cobre, claro hasta amarillo de bronce.	Negro con algo de color café.	5	> 6	Quebradizo

NOMBRE	Sistema cristalográfico	Forma de los cristales	Fractura	Notas	Minerales asociados
Cobre.....	reg	Hexaedro octaedro Dorecaedro.	ganchosa	Soplete. Sobre carbon fundiéndose en bola.	Cuprita, Malaquita, Azurita, Plata nativa.
Níquel rojo (arsen.)	pex	Piramidal, crist. chicos.		Muchas veces superficie verde (con verde de níquel).	En vetas: Cloantit, Smalton, Plata nativa, Bismuto nativo.

II.—GEOLOGÍA GENERAL

En este capítulo se tratarán solo:

A.—*Vulcanismo*, como fundamento para la comprensión de la Petrografía de las rocas eruptivas.

C.—*Accion del agua*, erosion, sedimentacion, como fundamento para la comprensión de la Petrografía de las rocas sedimentarias.

C.—*Tectónica*, como fundamento para la comprensión de la forma i de las dislocaciones de los yacimientos.

A.—*Vulcanismo*

1. Estado físico del interior de la tierra.

Zona de temperatura constante.

Aumento de la temperatura con el aumento de la profundidad.

Grado geotérmico, variaciones de gr. g. i causas.

Temperatura en las minas.

2. Definición del «volcan».

Volcanes estratificados.

Volcanes homogéneos i cubiertas volcánicas.

Volcanes chilenos.

3. Acción de los volcanes.

Signos precursores.

Erupciones.

4 Volcanes activos i volcanes apagados, ejemplos de Chile.

Productos de la acción volcánica.

a) Flúidos (lava).

b) Sólidos (cenizas, bombas, etc.)

Sedimentacion de éstos (tobas).

c) Gaseosos, volcánicos.

Postvolcánicas (emanaciones i termas).

5. Materias útiles resultando de la acción volcánica.

Acido bórico, azufre, ácido carbónico.

B.—*Accion del agua*

1. Movimiento circular del agua en la tierra.

Aguas corrientes, lagunas, océanos.

2. Acción del agua en estado sólido: nieve, hielo.

Límite de las nieves perpétuas, ventisqueros.

Acción destructora de los ventisqueros.

Acción de transporte: morainas.

Oro en morainas de fondo, Patagonia, Tierra del Fuego.

3. Acción del agua en estado flúido.

a) Acción física:

1. Acción destructora del agua corriente i del océano.

2. Accion del transporte.
 3. Sedimentacion, capas sedimentarias aluviones, lavaderos de oro, platinos i estaño.
- b) Accion química:
1. Acción química destructora.
 2. Depósitos químicos. (Sales).

C — *Tectónica*

I. *Capas sedimentarias:*

- Estratificacion, capa sedimentaria, serie de capas, alternacion.
- Importancia cronológica de las capas sedimentarias, fósiles.
- Planos de estratificacion, planos de juntura, planos de cruceros.
- Estratificacion falsa.
- Superficie de las capas; arrugada, cuarteada. Gotas de lluvias. Huellas del paso de animales.
- Concreaciones en las capas sedimentarias.
- Extension horizontal de las capas: direccion (rumbo). Diferencias litológicas de depósitos contemporáneos.
- Inclinacion de las capas (manteo).
- Medicion del rumbo i manteo: brújula, clinómetro. Declinacion magnética, variacion de ésta.
- Concordancia i discordancia, trasgresion.
- Terminacion de las capas: en cuña, etc.

2. *Dislocaciones*

- Capas inclinadas, inversion de las capas, capas arrugadas.
- Capas plegadas, sinclinales i anticlinales.
- Hundimientos parciales en capas horizontales, «flexiones».
- Dislocacion por fallas: falla vertical i oblicua; perturbacion de las rocas al lado de las fallas.
- Fallas normales, fallas invertidas.
- Botamiento; altura i medicion del botamiento.
- Grupo de fallas, campos de fractura.
- Vetas; relleno de fallas.
- Cruceros de varias fallas, vetas.
- Importancia del reconocimiento de las dislocaciones en mantos de carbon i vetas metalíferas.

3. *Rocas eruptivas.*

- Formas de sus yacimientos: masas irregulares (lacolitas), cúpulas, dique.
- Cubiertas, corrientes, filones intrusivos.
- Relaciones de edad de las rocas eruptivas entre sí.
- Metamorfismo de contacto (nociones jenerales).
- Relaciones de edad entre rocas eruptivas i rocas sedimentarias.

2. *Régimen del agua subterránea.*

Infiltracion del agua, permeabilidad de las rocas.
 Manantiales superficiales.
 Manantiales de oríjen profundo en relacion con juntas i fallas
 Corrientes subterráneas de agua.
 Pozos artesianos.
 Reconocimiento jeológico por aguas subterráneas.

III.—PETROGRAFIA

Con relacion a los capítulos A i B de la «Jeología jeneral».

A.—ROCAS ERUPTIVAS

Corto repaso de los minerales principales que constituyen las rocas.
 Minerales accesorios de las rocas eruptivas.
 Rocas intrusivas.
 Rocas effusivas.
 Sus diferentes estructuras.
 Rocas de filones.
 Descripcion detallada de las diversas estructuras, principalmente en cuanto depende del oríjen de las rocas, con especial atencion a las condiciones físicas del enfriamiento del magma.
 Estructura compacta, cavernosa, porosa.
 Vidrios volcánicos, sudefjen.
 Formas de retraccion i las rocas eruptivas (juntas).
 Rocas ácidas, su color, peso esp., composicion mineralógica.
 Rocas básicas, su color i peso esp., composicion mineralógica.
 De las rocas enumeradas en la lista que precede, se dará una descripcion detallada, refiriéndose a composicion mineralógica, estructura, oríjen, forma de sus yacimientos, yacimientos en Chile, uso técnico, productos de descomposicion de estas rocas e importancia para el suelo agrícola.
 Además se dará una esplicacion de las denominaciones jeológicas antiguas, usadas por Pissis, Domeyko, etc.

B.—ROCAS SECUNDARIAS (SEDIMENTARIAS)

Oríjen de las sedimentarias.

La clasificacion i descripcion de las rocas sedimentarias se hará segun el siguiente esquema:

I.—*Sedimentos mecánicos (clásticos)*

- a. Por destruccion directa de otras rocas.
 - Materiales eluviales (lavaderos eluviales).
 - Brechas.
- b. Despues del transporte por medio del agua, del hielo o del viento.

Arenas, grava, cascajo.
 Material de morainas.
 Conglomerados.
 Greywacka.
 Areniscas, cuarcitas.
 Arcilla, arcilla pizarrosa.
 Loess.
 Marga.
 Pizarra arcillosa.
 Tobas volcánicas.
 Caliche (en parte).

II.—Sedimentos físico-químicos

Formados por evaporaciones, enfriamientos o reacciones químicas.

- a. Sulfatos i cloruros, anhídrida, yeso i sales.
- b. Carbonatos, caolita de calcio o fierro, siderita, dolomia.
- c. Hidratos, toba sílice, limonita, laterita.
- d. Nitratos, caliche.

III.—Sedimentos organojénicos

- a. Provenientes de restos de animales:
 1. Carbonato de calcio, caliza, creta, brecha de conchas.
 2. Sílice, silex (Kieselschiefer).
 3. Orgánicos, bitúmen, petróleo, asfalto, guano.
- b. Provenientes de restos de plantas:
 - Orgánicos, turba, lignita, carbon, antracita.

Ademas de la descripción de todas las rocas enumeradas, su oríjen i sus yacimientos en Chile, se dará importancia especial a los números III, a. 3, i III, b., tratando sobre los aceites minerales i carbones, su oríjen, clasificación i yacimientos en Chile.

C.—ROCAS METAMÓRFICAS

Nociones sobre el oríjen de estas rocas (metamorfismo).

Se escribirán:

1. Filitas.
2. Cuarcitas.
3. Talcitas.
4. Micacitas.
5. Gneis.

Sus yacimientos en Chile.

IV.— *Yacimientos metalíferos*

A.— JENERALIDAD DE LOS YACIMIENTOS METALÍFEROS

Clasificación según su origen:

1. Yacimientos magmáticos.
2. Yacimientos de contacto i pneumatolíticos.
3. Vetas metalíferas, tocks metalíferos (masas irregulares)
4. Sombreros, descomposición superficial del afloramiento.
5. Yacimientos metalíferos sedimentarios.
6. Yacimientos clásticos, lavaderos.

Yacimientos synjenéticos (contemporáneos) números 1, 5 i 6.

Yacimientos epijenéticos (introducidos con posterioridad) números 2, 3 i 4.

Forma de los yacimientos:

- Forma de los yacimientos synjenéticos.
- Dislocaciones de los yacimientos synjenéticos.
- Forma de los yacimientos epijenéticos.
- Dislocaciones de los yacimientos epijenéticos.

Contenido de los yacimientos:

- Metales primarios.
- Metales secundarios.
- Criaderos i gangas.

Repártición horizontal de los metales en los yacimientos.

Repártición vertical.

Diferenciación de los metales según la profundidad.

- Zona primaria.
- Zona secundaria.
- Zona de cementación.

Relación entre las rocas eruptivas i los yacimientos metalíferos.

- a. Rocas ácidas.
Forma i ubicación de los yacimientos.
- b. Rocas básicas.
Forma i ubicación de los yacimientos.

Relaciones entre rocas eruptivas i yacimientos en Chile.

Relaciones entre rocas sedimentarias i yacimientos metalíferos.

- a. Jenerales.
- b. Existentes en Chile.

Señales de los yacimientos en la superficie:

- Forma i coloración del terreno.
- Falla con relleno de metales.
- Manantiales i plantas.
- Rodados.
- Piques antiguos.

Origen i modo de formación de los yacimientos metalíferos (véase la clasificación anterior).

Importancia práctica de estos conocimientos teóricos.

B.—*Los yacimientos metalíferos*

Mientras en el número A la clasificación ha seguido las condiciones del origen de los yacimientos, se hará descripción especial de los yacimientos, según los diferentes metales para facilitar la aplicación práctica del texto.

1.—*Yacimientos de oro (i en parte de plata)*

Yacimientos de contacto.

Vetas de cuarzo con oro, en parte nativo, en parte en las piritas de fierro (chalcopirita, antimonita).

Vetas de oro i plata.

Vetas de fluorita con oro.

Mantos epijenéticos.

Lavaderos de oro, antiguos i recientes.

2.—*Yacimientos de platino*

Yacimientos magmáticos en serpentinas i rocas de olivina.

Lavaderos de platino.

3.—*Yacimientos de mercurio*

Vetas de cinabrio, impregnaciones i stockwerks.

Vetas de cobre gris mercurial.

4.—*Yacimientos de plata*

Vetas de plata en cuarzo.

Vetas de plata en calcita.

Vetas de plata con metales de cobre en barita (cuarzo, carbonatos).

5.—*Yacimientos de plata, plomo i zinc*

Yacimientos de contacto de plata i plomo.

Vetas de plata, plomo i zinc en cuarzo.

Vetas de plata, plomo i zinc en carbonatos.

Vetas de plata, plomo i zinc en barita (fluorita).

Mantos i masas irregulares epijenéticos de galena con plata en rocas metamórficas i sedimentarias,

Yacimientos metasomáticos de plata, plomo i zinc en calizas.

Sombreros ricos en plata.

6.—*Yacimientos de cobre*

Yacimientos magmáticos de sulfuros de cobre de serpentinas.

Yacimientos de contacto de sulfuros de cobre.

Vetas de cobre con turmalina (oro).

Vetas de cobre en cuarzo.

Vetas de cobre en carbonatos (barita i fluorita).

Piritas de cobre i fierro en masas irregulares en rocas cristalinas i en rocas no cristalinas, yacimientos epijenéticos.

Yacimiento de cobre nativo.

Metales de cobre en rocas sedimentarias (Kupferschiefer).

7.—*Yacimientos de fierro*

Yacimientos magmáticos: Magnetita en pórfidos i sienitos.

Yacimientos de contacto: Magnetita, hematita.

Vetas de siderita, hemática (limonita).

Yacimientos metasomáticos en calizas,

Yacimientos sedimentarios de fierro.

8.—*Yacimientos de manganeso*

Yacimientos de contacto de braunita i hausmania.

Vetas de pirolusita, psilomelan, braunita, manganita, polianita.

Yacimientos metasomáticos de manganeso.

Yacimientos sedimentarios de manganeso.

9.—*Yacimientos de níquel i cobalto*

Yacimientos magmáticos: piritas magnéticas con Ni en gabbro i diabas.

Vetas de sulfuros i arseniuros.

Vetas de silicatos i óxidos.

Impregnaciones de metales de cobalto (fahlbänder),

10.—*Yacimientos de estaño i tungsteno*

Yacimientos graníticos; greisen.

Vetas bolivianas.

Reconocimientos de estaño en Chile.

Lavaderos de estaño.

11.—*Yacimientos de bismuto i antimonio (Molibdeno)*

12.—*Yacimientos de arsénico*

13.—*Yacimientos de cromo*



