

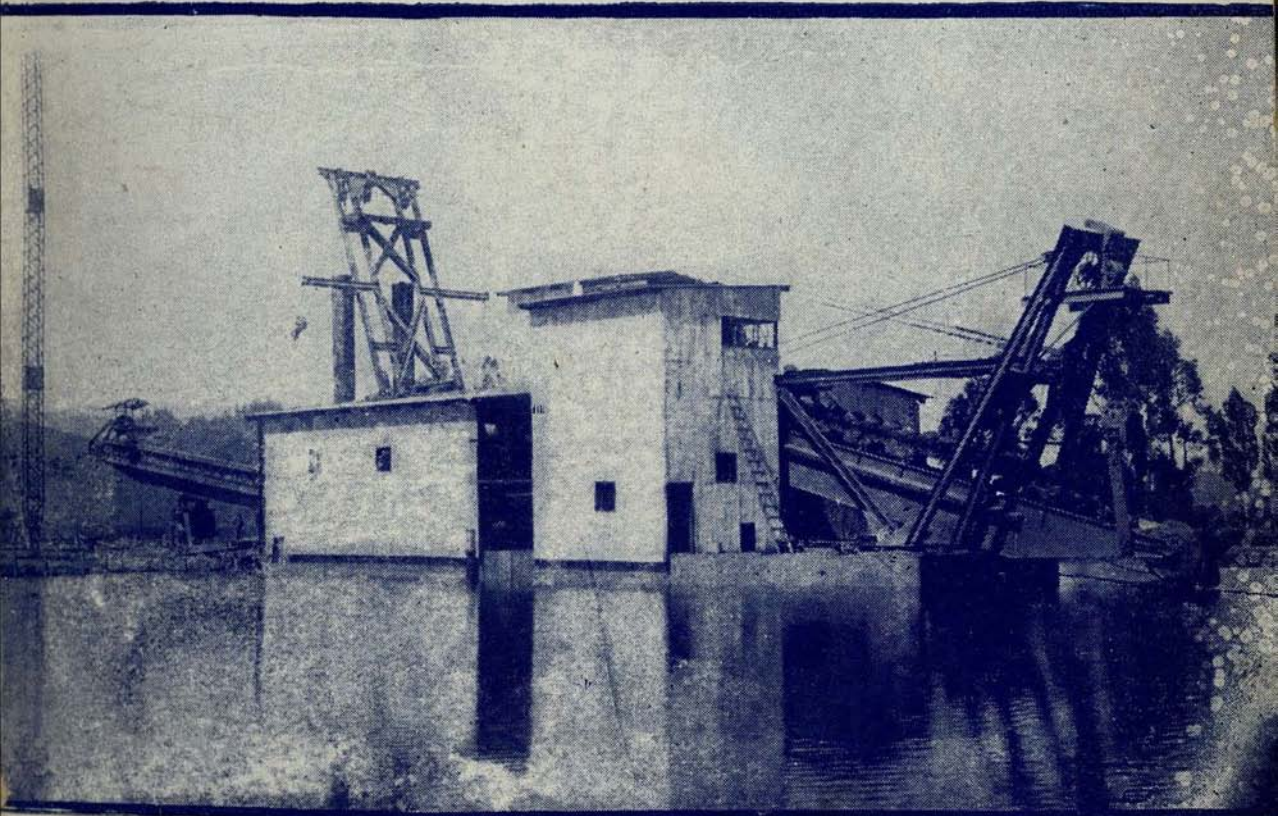
# BOLETIN MINERO

## SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLII

Santiago de Chile,  
Enero de 1926

Vol. XXXVIII  
Núm. 321



Draga de la Compañía Minera "Las Dichas"

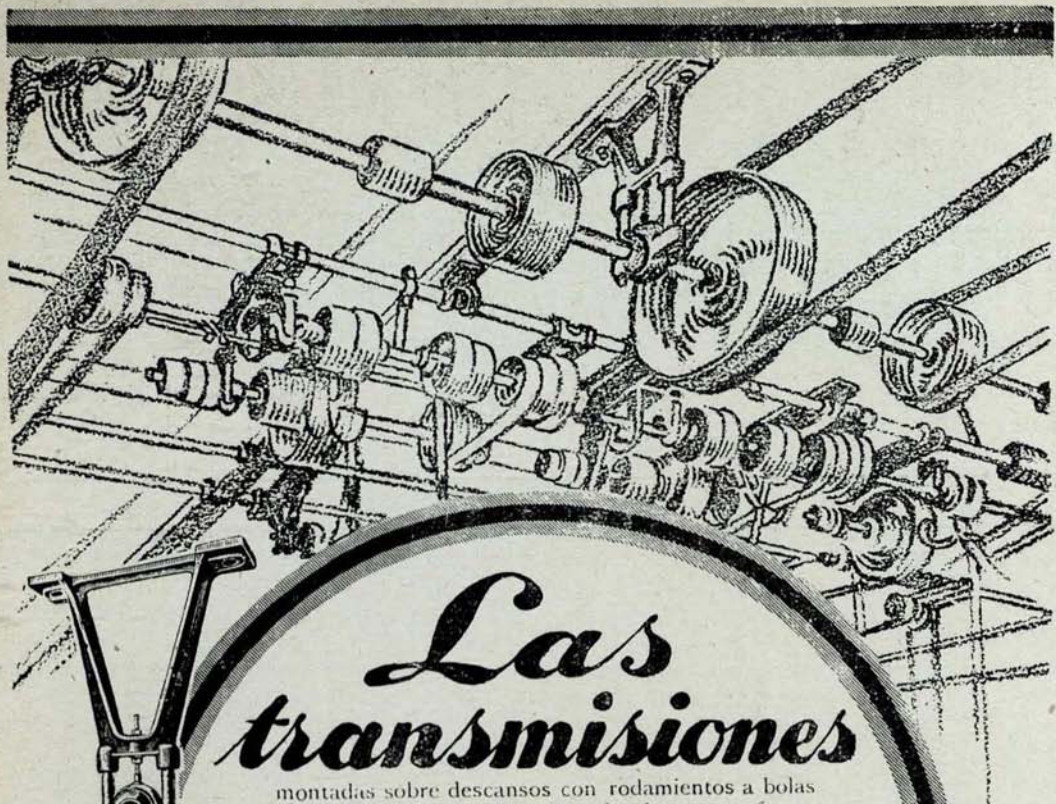
Construída por "NEW YORK ENGINEERING Co."

La Nueva Fundición de Caletones,

Por M. S. MAZANY

El Ingenio de la Compañía Minera San Vicente de Bolivia,

Por THEO P. HOLT



# Las transmisiones

montadas sobre descansos con rodamientos a bolas **SKF**, desempeñan sus funciones en forma EFICIENTE, ECONÓMICA Y SEGURA.

Fuera de su alta calidad y esmerada fabricación los cojinetes **SKF** poseen grandes ventajas por su OSCILACION y AJUSTE AUTOMÁTICO.

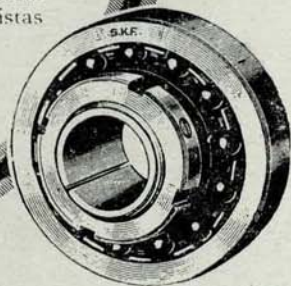
## Por consiguiente

no importa que los ejes se tuerzan—que los soportes se aflojen,—que los pilares se doblen—que las máquinas se asienten—que las correas se estiren. si las transmisiones y las máquinas están provistas con

**Cojinetes Oscilantes.**

# SKF

Nos ofrecemos a la disposición de todo interesado para consultas, sobre cualquier informe para instalaciones nuevas o reformas de las existentes, con **Cojinetes SKF.**



## Compañía Sud-Americana S K F

— SANTIAGO —

Estado 50 — Casilla 207

Dirección Telefónica "ROLUEMENT"

## BOLETIN MINERO

DE LA

**Sociedad Nacional de Minería**

SANTIAGO DE CHILE

Director: Fernando Benítez

## SUMARIO

	Pág.
La Minería en 1925.. . . . .	2
El capital norteamericano invertido en Chile.. . . . .	4
El Cuerpo de Ingenieros de Minas, por Germán Nienhüser.. . . . .	4
La Minería en Chile, por Fernando Benítez.. . . . .	9
La producción minera de Bolivia en el año 1925.. . . . .	23
El año carbonero 1925, por Eduardo Lemaitre.. . . . .	27
El plomo en Chile en 1925, por Alfredo Lea Plaza.. . . . .	34
La Fundición de Caletones de la Braden Copper Company, por M. S. Mazany	37
Los progresos de la metalurgia en 1925, por Robert D. Ferron.. . . . .	53
La concentración de minerales estañíferos en Bolivia por medio de ingenios primitivos a mano o sólo con la aplicación parcial de maquinaria, por el Dr. C. H. Fritzsche.. . . . .	62
El Ingenio de la Compañía Minera San Vicente de Bolivia, por Theo P. Holt	73
El progreso de la geología de los yacimientos, por Julio Kuntz.. . . . .	81
¿Qué es un esquisto bituminoso?, por Carlos Besa Fóster.. . . . .	91
La industria salitrera, por Manuel Antonio Prieto.. . . . .	97
Las actividades salitreras durante el año 1925, por I. B. Hobsbawn.. . . .	104
El procedimiento Guggenheim Bros de elaboración del salitre chileno, por Belisario Díaz Ossa.. . . . .	119
La Industria Salitrera, memorándum presentado por el señor I. B. Hobs- bawn a la Misión Kemmerer.. . . . .	138
La producción de salitre y cobre en Chile.. . . . .	143
La hidrometalurgia del cobre, por William E. Greenawalt.. . . . .	146
SECCIÓN CONSULTAS.. . . . .	157
Estadística de Metales.. . . . .	158
COTIZACIONES.. . . . .	160

## LA MINERIA EN 1925

El año que acaba de terminar ha sido en general de prosperidad para la industria minera, y todo hace esperar que en 1926 se acentúen las condiciones en que depende la estabilidad y buena marcha de las industrias extractivas de los metales. La minería no ha logrado reponerse todavía de los trastornos económicos causados por la guerra, y con la Europa todavía postrada financieramente, su consumo de metales no ha alcanzado el nivel anterior a 1914. Sin embargo, la industria del plomo ha seguido disfrutando de precios excepcionales durante el año 1925, en que el precio medio en Nueva York fué alrededor de 9 centavos de dólar, comparado con 4 centavos en 1914. Este precio excepcional se debe a la gran demanda existente y a la dificultad de satisfacerla por el agotamiento progresivo de los yacimientos conocidos y también a que no se ha logrado descubrir otros que vengan a reemplazarlos. Las industrias del zinc y del cobre se encuentran, si no en bonanza, disfrutando de relativa prosperidad, debida en su mayor parte, a los esfuerzos de los ingenieros de las grandes empresas que han logrado, gracias a una labor admirable, reducir los costos de producción al nivel anterior a la guerra, a pesar del alza considerable experi-

mentada por la mano de obra y de todos aquellos ítems que integran el costo. A este respecto, se debe llamar la atención al hecho que, comparada con el alza que han tenido las demás materias primas, el precio del cobre permanece un 50% más bajo que el nivel general de precios.

Por lo que respecta a Chile, las grandes industrias, la salitrera y la del cobre, han tenido un buen año en 1925. La del salitre, especialmente, con una exportación probable de 2 millones 500,000 toneladas, ha alcanzado una producción mayor que en el pasado, si exceptuamos los dos años, del 17 y 18, en que la exportación llegó a 3 millones de toneladas a causa de la fuerte demanda de salitre para fines bélicos. Durante todo el año 25 han continuado con toda actividad los trabajos de construcción en la gran oficina norteamericana de Coya Norte que empleará el sistema Guggenheim—Smith para beneficiar caliches. Los estanques lixivadores de esta gran planta tendrán una capacidad de 7,000 toneladas de caliche. Esta planta estará lista para trabajar a fines del presente año.

Como dato ilustrativo, que demuestra la plena confianza que los grandes financieros norteamericanos abrigan en el porvenir de nuestro abono, dire-

mos solamente que el capital norteamericano invertido en negocios salitreros en Chile llega en la actualidad, con los desembolsos por hacer, a 34 millones de dólares.

Las grandes minas de El Teniente y Chuquicamata continúan llevando a cabo, con todo celo y actividad, sus trabajos de construcción para aumentar la producción de sus plantas. En El Teniente ha quedado terminado el ensanche de la planta de concentración para beneficiar 15,000 toneladas diarias de mineral de 2.2% de ley en cobre, lo que dará una producción de unas 80,000 toneladas de cobre al año. Chuquicamata continúa, igualmente, su programa de expansión que, una vez terminado, hará de esta mina el mayor productor de cobre del mundo, con la posible futura excepción de Kantanga, en el Congo Belga, a la que se le calcula una posible capacidad productora de 225,000 toneladas métricas al año. Chuquicamata podrá producir fácilmente 140,000 toneladas al año. Potrerillos, cuando alcance su producción máxima en 1929, podrá lanzar al mercado 90,000 toneladas métricas, más o menos la misma cantidad que El Teniente. El costo de producción de las grandes compañías norteamericanas en Chile, fluctúa entre 7 y 8 centavos la libra de cobre puesto en Nueva York.

Por lo que respecta a los pequeños productores, su situación dista mucho de ser consoladora. Con los nuevos impuestos a la renta, las leyes sociales dictadas últimamente y las alzas continuas de las tarifas de los ferrocarriles, las pequeñas compañías han visto considerablemente reducidas sus legí-

timas ganancias, y aún en ciertos casos cercenadas por completo.

Para la industria carbonera, el año que acaba de terminar, ha sido poco menos que desastroso. Casi todas las grandes compañías se han visto obligadas a reducir sus días de trabajo a 3 y aún 2 por semana y es obvio que si el Gobierno no viene en su ayuda, esta importante industria, la única netamente chilena que queda en el país, acabará por desaparecer por completo.

La ley que grava con un fuerte impuesto al carbón extranjero importado, y con un derecho más moderado de \$ 3 m|c., al petróleo, pero que sería aumentado hasta un máximo de \$ 21 m|cte., por tonelada en 1935, será, sin duda, de ayuda a la industria, pero es de lamentar sinceramente que el Gobierno no hubiera aprobado en su totalidad el proyecto de la Comisión del Carbón, especialmente, en lo referente a la creación de la Caja de Fomento Carbonero. Tal como el proyecto fué aprobado el producto del impuesto al carbón y al petróleo pasará directamente a las rentas generales de la Nación, con lo que quedarán completamente desvirtuadas las ideas y propósitos de la Comisión del Carbón, que no eran simplemente la de crear un mero impuesto, sino de utilizar su producido por medio de la Caja de Fomento Carbonero para colocar a la industria en el futuro, en situación de hacer frente a la competencia de los combustibles extranjeros, desarrollando para ello las obras de mejora y modernización necesarias en la explotación del carbón, en su transporte y desembarco en los puertos próximos a los grandes centros de consumo.



## EL CAPITAL NORTEAMERICANO INVERTIDO EN CHILE

Según los cálculos más recientes, que en parte debemos a la amabilidad del adicto comercial de los Estados Unidos en Chile, Sr. Ackerman, el monto total de los capitales norteamericanos invertidos en Chile es de 395 millones de dólares, de los cuales unos 281 millones han sido invertidos en las industrias mineras y salitreras, o sea el 71% del total. En la industria del cobre hay invertidos 236 millones, en la del salitre, 34 millones, incluyendo las inversiones por hacer por los Guggenheims, y en minas de hierro, (El Totto) 11 millones.

Las inversiones se distribuyen como siguen:

	Millones de dólares
Chuquicamata .....	150
El Teniente .....	46
Potreros (1) .....	35
La Africana y Lo Aguirre ..	5
Salitreras .....	34
Minas de Hierro .....	11
<b>TOTAL .....</b>	<b>281</b>

(1) El total por invertir en esta propiedad es de 60 millones de dólares.



## EL CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS

POR

GERMÁN NIENHÜSER

Secretario del Cuerpo.



Germán Nienhüser

El año 1925 ha sido para los industriales mineros todo un acontecimiento, al ver realizada una de las tantas medidas que venían solicitando del Gobierno, como es la creación del Cuerpo de Ingenieros de Minas, a fin de hacer participar al Estado en forma efectiva en el desarrollo de esta importante actividad nacional.

La creación de este organismo no fué el fruto de un proyecto nacido en el momento de la existencia de un Gobierno de facto; por el contrario

yacía en los Archivos del Congreso desde años en espera de su dictación.

Según ley de 25 de Octubre de 1854, se había autorizado la creación del Cuerpo de Ingenieros de Minas encargado de velar por el cumplimiento de las leyes y ordenanzas relativas a su laboreo. Posteriormente el Código de Minería de 1874, había autorizado este mismo servicio, pero en la práctica no se llevó a cabo ninguna de estas dos disposiciones, y sólo en 1888 la Ley Orgánica de la Dirección de Obras Públicas creó una sección de Minas, Geografía y Geodesia. En este mismo año, con motivo de la reforma del Código de Minería se autorizó nuevamente al Presidente de la República para organizar el Cuerpo de Ingenieros de Minas.

Debido al escaso personal técnico de la Sección de Minas de la Dirección de Obras Públicas y a la falta de atribuciones legales y, por otra parte, a la escasez de fondos, la labor de esta oficina no pudo desarrollarse en forma que satisficiera las necesidades más urgentes. Por este motivo la Sociedad Nacional de Minería en los años que precedieron a 1910, se preocupó con vivo interés en la creación de una oficina encargada especialmente de los estudios mineros y geológicos del país. Comprendiendo el Gobierno más tarde esta necesidad, segregó la Sección Minas de la Dirección de Obras Públicas y organizó el Servicio de Minas y Geología, bajo la dependencia directa del Ministerio de Industria en el año 1918.

Es por ello que puede manifestarse sin temor a ser criticado que esta repartición, formada por el antiguo personal del Servicio de Minas y Geología, merece ser considerada co-

mo un verdadero progreso para la minería nacional, dados los fines a que obedece su creación.

Chile, al igual de otros países mineros americanos, cuenta hoy con una repartición dotada de atribuciones legales que le permitirá desarrollar un programa de fomento minero, aun cuando el proyecto en cuestión y los fondos que se le destinan para su finalidad no corresponde al verdadero rol que en otros países se practica, especialmente en la vigilancia de las explotaciones.

La minería, que se había encontrado abandonada, va a contar con los estudios aportados por el Estado en bien de su desarrollo, el conocimiento de la estructura geológica, completamente desconocida hasta ahora, ofrecerá con el transcurso de los años el inventario de lo que encierra en su suelo, y más importante será para el Estado, saber con el tiempo si los ingresos que se pagan en el Tesoro Nacional, corresponden a la contribución real y efectiva que proviene de la verdadera explotación de las minas. Es esta una cuestión de suma importancia, y cabe decir que la organización actual de la administración, fijada por las últimas leyes, no corresponde en su finalidad a la supervigilancia que debe aplicarse en las declaraciones sobre las utilidades de las empresas mineras, por ejemplo.

Asistimos sobre esta materia a un ensayo de organización tal cual pasó en Francia ya desde el tiempo de Enrique IV y su Ministro Sully, en el siglo XVI, hasta llegar a mediados del siglo XVIII bajo la influencia de Prudaine, a una reglamentación extremadamente odiosa, como la de

prohibir toda explotación en el reino sin que fuera autorizada previamente con el objeto de fiscalizar la contribución del Décimo.

De consiguiente esta oficina entrará a colaborar en el fomento y desarrollo de la minería, amparando al mismo tiempo los derechos del Estado por medio de sus atribuciones legales, que son las siguientes:

“ART. 9.º Asesorar a las oficinas encargadas del cobro de impuesto, de la higiene y de la estadística en todo lo relacionado con estos servicios en las explotaciones o faenas mineras y metalúrgicas, conforme a las instrucciones de las oficinas respectivas; y

“ART. 10. Informar sobre todos los asuntos que el Gobierno someta a su estudio y consideración”.

A fin de iniciar la inspección y vigilancia de los trabajos subterráneos y superficiales que tengan por objeto el cateo, la explotación y el aprovechamiento de las substancias minerales y reunir los antecedentes para la confección de la carta geológica general del país, o locales, se elevó a la consideración del S. Gobierno un proyecto de Reglamento de Planos de Minas y Canteras, el cual mereció su aprobación por Decreto del Ministerio de Agricultura e Industria N.º 772 de 22 de Julio ppdo.

Respecto a la interpretación de este Reglamento, este Cuerpo ha dado a conocer a los mineros por medio de una circular las instrucciones del caso, para su debida aplicación, habiéndose publicado también su texto en el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería y en el Boletín N.º 1 del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

El Reglamento de Planos de Minas y Canteras impone a todo explorador o explotador de substancias minerales, la obligación de llevar separadamente por cada manto, veta u otro criadero, Planos y registros en los cuales se anotará el avance mensual de los trabajos, etc., pudiendo el Director General del Cuerpo de Ingenieros de Minas, eximir de esta clase de obligación a los particulares y sociedades con pequeño capital, determinando el límite de esta concesión.

Con motivo de haberse pedido al Gobierno la uniformidad para la constitución de la propiedad minera, en cuanto dice relación también al aprovechamiento de arenas auríferas, el Ministerio de Agricultura e Industria por Decreto N.º 985 de 6 de Octubre ppdo., modificó el inciso 2.º del art. 12 del Decreto Reglamentario de 5 de Julio de 1895, bajo el tenor siguiente:

“Substitúyese el inciso 22 del art. 12 del Decreto Reglamentario de 5 de Julio de 1895 sobre aprovechamiento de arenas auríferas y otras por los siguientes:

“La solicitud en que se recabe la autorización para explotar y el fallo que la conceda, se registrarán y publicarán, conjuntamente, cualquiera que sea el número de las pertenencias, constituyéndose así el título provisional del solicitante.

“El registro será la transcripción íntegra de la solicitud y del fallo y se efectuará en un solo asiento, cualquiera que sea el número de pertenencias a que en la solicitud se refiere el peticionario.

“La copia del registro se publicará por una vez en un periódico del de-



“partamento, si lo hubiere, y se fija—  
 “rá por diez días en la Secretaría del  
 “Tribunal. Si en el departamento  
 “no hubiere periódicos, la publica-  
 “ción se efecturá fijando en Secre-  
 “taría, por diez días, la copia del re-  
 “gistro”.

En cuanto a la labor desarrollada por el personal del Cuerpo de Ingenieros de Minas en su primer año de vida, puede resumirse en lo siguiente:

### Labor realizada por el Cuerpo de Ingenieros de Minas durante el año 1925

**Ingeniero consultor de carbón Don Edmundo Delcourt.**—Informe preliminar sobre la producción de fuerza motriz y de vapor en el Norte de Chile, y sobre las posibilidades de introducción del carbón chileno.

Informe sobre las peticiones de los señores Rafael Torres y Luis Thayer, relativo al establecimiento de la industria de refinación del petróleo crudo en el país.

Informe sobre las posibilidades de exportar 400 toneladas mensuales de carbón nacional para el consumo del frigorífico de Mendoza.

Descripción somera de las instalaciones de producción de fuerza motriz de las grandes compañías carboneras del país.

El consumo y Economía de Combustibles en el Norte de Chile. Posible abastecimiento con Carbón Nacional. (Publicado en el Boletín N.º 1 del Cuerpo).

**Ingeniero consultor de metales, Don Julio Kuntz.**—Monografía

Minera de la Provincia de Coquimbo. Departamento de Serena y Elqui.

Monografía Minera de la Provincia de Coquimbo. Departamentos de Ovalle y Coquimbo.

Monografía Minera de la Provincia de Coquimbo. Departamento de Combarbalá e Illapel.

**Geólogo Dr. Johannes Felsch.**—Informe sobre el pozo para la captación de agua en la Maestranza Central de los FF. CC. en San Bernardo.

Informe sobre la continuación del pozo para la captación de agua en la Maestranza de San Bernardo.

Proyecto de estudios geológicos en el departamento de Taltal.

**Ingeniero químico señor Jorge Westman.**—Informe concerniente a las investigaciones químicas sobre combustibles para el Congreso de la Unión Internacional de Química Pura y Aplicada.

**Ingeniero Gunnar Herlin.**—Electrificación de la Agricultura en Suecia.

**Ingeniero señor Rafael Correa.**—Informe sobre tierras y substancias refractarias del país.

**Ingeniero señor Carlos Besa Foster.**—Cuadros que representan lo que significa para la economía del país la Industria Carbonera de Chile.

### ESTUDIOS Y REGLAMENTOS VARIOS:

Importación de combustibles extranjeros. Necesidad de contrarrestarla por el desarrollo de la Industria nacional.

Futuro Mercado para el Carbón Nacional y su Conquista.



### PERSONAL DEL CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS

De pie: A. Araya.—P. Echiburú.—A. Iturriaga.—H. Sandoval.—R. Correa.—C. Carreño.—  
J. Nienhuser.—C. Peña.

Sentados: C. Besa F.—J. Bruggen.—J. Kuntz.—J. Gandarillas.—E. Lemaitre.—E. Delcourt.—  
J. Felsch.

Informe sobre la situación de la industria carbonera y los medios necesarios para desarrollarla.

Industria Carbonera.—Cuadros estadísticos.—Movimiento de la producción y del personal obrero.—Salarios.—Precios de costo de la obra de mano por tonelada bruta y por tonelada neta.

Compañía Carbonera "The Arauco Co., Ltd".—Explicaciones relativas a los cuadros de la marcha financiera y situación económica. Año comercial de la Compañía.

Compañía los Ríos de Curanilahue.—Explicaciones relativas a los

cuadros de la marcha financiera y situación económica.—Año comercial de la Compañía.

Compañía Minera e Industrial de Chile.—Explicaciones relativas a los cuadros de la marcha financiera y situación económica.—Año comercial de la Compañía.

Compañía Carbonífera y de Fundición Schwager.—Explicaciones relativas a los cuadros de la marcha financiera y situación económica.—Año comercial de la Compañía.

Reglamento sobre planos de minas y canteras.

Reglamento sobre régimen interno del Cuerpo.

El Ingeniero consultor señor Edmundo Delcourt en compañía del Ingeniero señor Carlos Besa Fóster, tiene en ejecución el Reglamento General de Policía Minera y, para este

efecto, están visitando las principales Compañías del país, a fin de estudiar las condiciones de trabajo y de seguridad de los obreros en las faenas.

El Ingeniero señor Osvaldo Vergara tiene en ejecución el levantamiento geológico de Las Condes.



## LA MINERIA EN CHILE

POR

FERNANDO BENÍTEZ



Fernando Benítez

Los primeros soldados españoles que capitaneados por Almagro partieron desde el Cuzco a la conquista de Chile, lo hicieron con la esperanza de encontrar oro, y ese deseo y esa esperanza de poseerlo lo palpamos

en todas las crónicas de la conquista que nos han legado los historiadores de la colonización de la América española, desde Gaspar de Villagrán, el poeta y caballero SANS PEUR, SANS REPROCHE en las de México, hasta Alonso de Ercilla, el esforzado cantor de las guerras de Arauco. Almagro y sus compañeros, al emprender la conquista de Chile lo hicieron, hasta cierto punto, engañados por los incas, quienes desesperados de la insaciable sed de oro que a los españoles poseía, les pintaron con vivos colores la gran riqueza en oro que Chile encerraba, país que, según su decir, "estaba materialmente cuajado de oro". Esta fábula intencionada y maliciosa halló en parte confirmación con el tributo que los indios del valle de Atacama entregaron al primer conquistador de Chile en Copiapó, tributo que alcanzó a 100,000 ducados en oro y que representaba el fruto acumulado de largos años de esfuerzos y trabajos.

Almagro venía acompañado desde el Cuzco por Paullu, hermano del pretendiente a la corona de los incas,

y éste al llegar al feraz valle de Copiapó suplicó a los indígenas dieran a Almagro el tributo acostumbrado y que había estado reservado durante luengos años en Chile hasta que terminara la disputa entre HUASCAR y ATAHUALPA. Pocos días más tarde, los indios del Valle de Coquimbo incrementaban ese espléndido regalo con uno mayor. Esta vez fueron 300,000 ducados en oro los que recibió el afortunado español. Almagro, con munificencia de príncipe, rompió entonces a favor de sus compañeros los documentos que acreditaban el adelanto de 100,000 ducados que les había hecho para la expedición, para morir después como cuenta López de Gomara "sin haber quien pusiese un paño en su degolladero".

Todos sabemos el trágico y triste fin que cupo a la aventura del valiente y desgraciado capitán español; y en Pedro de Valdivia, el no menos heroico, pero más humano extremeño, encontramos al primer minero europeo que explotó el oro en Chile. Valdivia fué el primero en trabajar los lavaderos de Marga Marga en la Provincia de Valparaíso, primicia que le cupo como Capitán y Adelantado. Más tarde la conquista del país llevó a los españoles siempre al Sur y durante esa marcha hacia el corazón de Arauco se descubrieron y empezaron a explotar los lavaderos de Quilacoya, cerca de Concepción y otros en Imperial, Villarrica y Madre de Dios. Al Norte, en Coquimbo, se explotó el de Andacollo. Los primeros españoles preferían los lavaderos a las vetas, dada la mayor facilidad para su explotación que ofrecían los primeros, y no antes de mediados del siglo XVIII, empezó la explotación de veneros, siendo los primeros los del Inca y Chamonate en Atacama,

Andacollo en Coquimbo, y varios otros en Choapa, Aconcagua, Tiltil, Quillota, y tan al Sur como Maule, Ñuble y Talca.

Durante la segunda mitad del siglo XVI la minería del oro recibió un gran impulso y se calcula que en esos 50 años el oro recuperado en Chile pasó de 72,000 kilogramos. En el siglo siguiente los continuos asaltos de los indios a los campamentos y poblaciones españolas obligó a éstos a trocar el pico del minero por la espada del soldado y la producción disminuyó a unos 35,000 kilogramos. En los últimos años de la colonia alcanzó hasta 3,000 kilos anuales (1801-1810).

#### PRODUCCION DE ORO DE CHILE

Siglo XVI.....	72,000	Kgr.
« XVII.....	35,000	«
« XVIII.....	92,000	«
« XIX.....	122,690	«

La lucha por la independencia es causa de que la minería del oro sufra una baja considerable en su producción. Más tarde, desde 1830, la minería de plata absorbió todos los entusiasmos y energías de los mineros del país y sólo en 1885, con el descubrimiento del Guanaco en Taltal, se produce una reacción, la única notable habida en los últimos 40 años.

En 1923, el último año de que tenemos estadísticas, había en el país 1,315 pertenencias de oro (minas) que pagaban patente y 556 pertenencias (lavaderos) con un total de 8,391 hectáreas. Las minas en explotación se encuentran ubicadas en las provincias de Antofagasta, Atacama, Coquimbo y Aconcagua; y los lavaderos en las de Coquimbo, Valdivia, Chiloé y Territorio de Magallanes, que son las principales, con una producción de

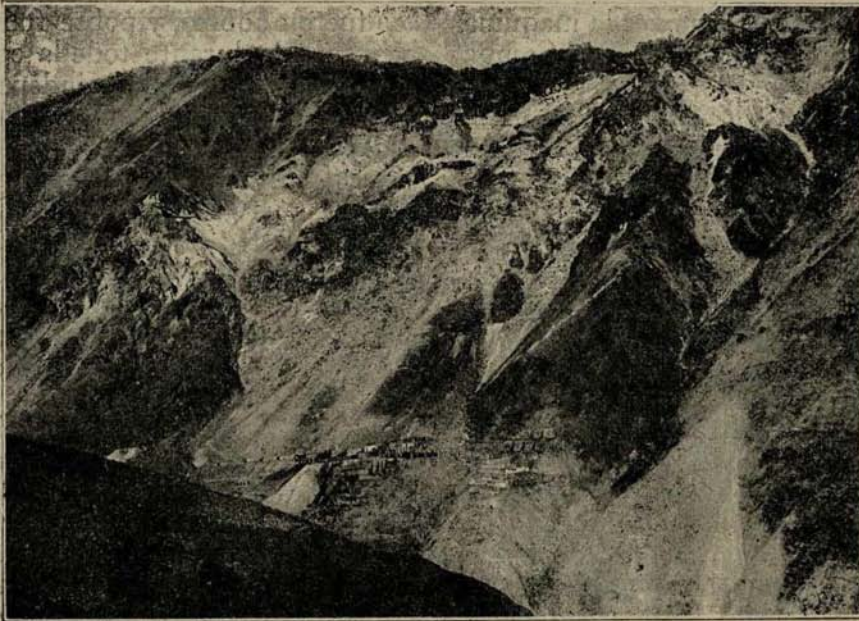
17, 16, 3 y 63 kilos, respectivamente. La producción total de todos los lavaderos en 1923 fué de 105 kilos.

En 1923 la producción total de oro en Chile fué de 3,283 kilos, con un valor de \$ 3,647,144 de 18 d. De este total 53 kilos corresponden a las barras y piñas de las minas con un valor de \$ 96,000 de 18 d.; 105 kilos de oro fino a los lavaderos con un valor de \$ 191,630 de 18 d. El resto del oro producido corresponde al obtenido de la explotación de los minerales de cobre y oro y, sobre todo, de barras y ejes de cobre con ley de oro.

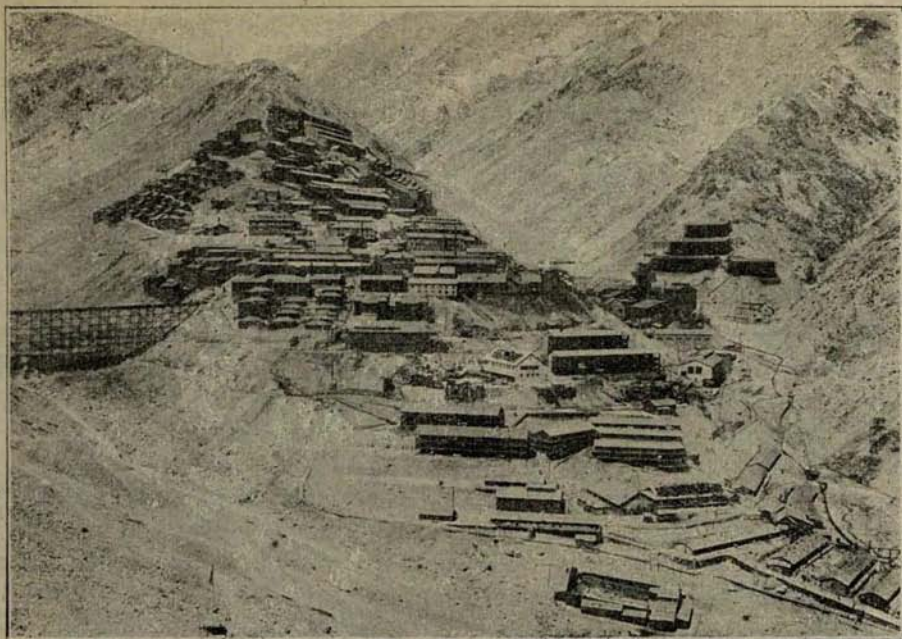
Como es bien sabido, Chile no ha sido nunca rico en oro. Las relativamente subidas cantidades de oro que los españoles extrajeron en los primeros tiempos se debieron en gran parte a la baratura de la explotación que se hacía con obra de mano gratis:—los esclavos indios. Con la declaración de la independencia, se abolió la es-

clavitud y la explotación encareció en consecuencia. Más tarde los descubrimientos de grandes minas de plata en las provincias del norte atrajo la atención de la población minera a las minas de este metal.

En la actualidad el único trabajo de importancia en la explotación del oro es el que está llevando a cabo la Compañía Minera de las Dichas en Casablanca, provincia de Valparaíso. Según los informes de la misma compañía, hay reconocida y cubicada una extensión de 120 hectáreas de lavaderos. Estos terrenos auríferos serán explotados por medio de una grada eléctrica capaz de dragar 100,000 yardas cúbicas de grava al mes. La draga ha sido construída por la gran casa norteamericana NEW YORK ENGINEERING Co., y ha costado 178,000 dólares. La armadura de la draga ha sido dirigida por un ingeniero especialista enviado por la casa construc-



Vista General de las minas de "El Teniente"



Vista General del campamento de Sewell

tora y muy pronto estará lista para dar comienzo a los trabajos. La energía eléctrica para mover la maquinaria será suministrada por la Compañía Chilena de Electricidad.

Si el éxito coronara esta empresa, no hay duda que la hoy abatida minería del oro en Chile cobraría nuevos alientos y que los otros lavaderos auríferos que existen en el país serían objeto de cuidadosos estudios y cubriciones para determinar si valdría la pena dragarlos.

### La Plata

La plata no despertó la codicia de los primeros españoles, pues careciendo de valor como medio de cambio, sólo tenía en aquellos tiempos un precio muy relativo. El descubrimiento del mineral de San Pedro Nolasco en

1692 marca en Chile la inauguración de la minería de la plata. Sus comienzos fueron pobres, y pobre fué también su vida durante toda la colonia. Después de alcanzada la independencia los sucesivos descubrimientos de Agua Amarga (1821), Cachinal (1822), Arqueros (1825), y el nunca bien ponderado Chañarcillo, a los que siguieron Tres Puntas (1848), Caracoles (1871), La Florida (1873), Bordos, etc., dieron a Chile fama universal como país productor de plata.

La producción, que desde fines del siglo XVII hasta 1820, fué de sólo 5 a 6,000 kilos anuales, subió a 123,650 kilogramos en el decenio de 1851 - 1860, continuando hasta 158,000 kilogramos en 1900.

A partir del primer año del siglo XX, la producción bajó bruscamente a 41,000 kilos y ha continuado la baja hasta el presente. Este brusco descen-

so se debe en primer lugar al broceo de las grandes bonanzas que dieron a la minería de plata en Chile auge y riquezas; y a que en los años que llevamos transcurridos desde el descubrimiento de Caracoles no se ha encontrado en Chile absolutamente ningún mineral de plata. Otra causa, pero de importancia muy secundaria en la decadencia de la minería de la plata, ha sido la baja en el precio de la plata.

#### PRODUCCION DE PLATA DE CHILE

Siglo XVIII.....	200,000 Kgr.
• XIX.....	1.353,708
• XX (hasta 1923).....	(1) 1.140,752

#### PRODUCCION DE PLATA DE LOS PRINCIPALES ASIENTOS MINEROS DE CHILE.

	Pesos oro de 18 d.
Agua Amarga, desde 1811 hasta 1881	\$ 20.000,000
Arqueros > 1825 > >	25.000,000
Chañarcillo > 1832.....	150.000,000
Pampa Larga, S. Antonio, Garín, etc.	20.000,000
Tres Puntas.....	20.000,000
Caracoles.....	49.000,000
Florida.....	3.000,000
Otras Minas.....	10.000,000
TOTAL.....	\$ 297.000,000

#### LA PRODUCCION DE PLATA EN CHILE EN LOS ULTIMOS AÑOS

AÑO	De minerales de plata Kilógramos	De otros minerales Kilógramos	Total Kilógramos	Valor en oro de 18 d.
1907.....	15,542	3,194	18,736	1.095,677
1908.....	23,926	19,643	43,569	1.515,241
1909.....	13,511	23,397	35,908	1.039,099
1910.....	11,964	22,994	34,958	1.929,969
1911.....	11,122	16,553	37,675	1.149,988
1912.....	9,760	20,418	36,178	1.455,195
1913.....	11,744	17,507	29,251	1.397,011
1914.....	9,847	17,598	27,445	1.196,687
1915.....	8,712	16,525	25,237	1.006,237
1916.....	10,780	36,660	47,440	2.221,026
1917.....	10,533	42,860	53,393	3.602,485
1918.....	6,143	41,089	47,232	3.752,883
1919.....	11,089	30,266	41,356	3.799,456
1920.....	43,708	38,299	81,007	8.079,907
1921.....	48,978	30,615	79,593	5.427,118
1922.....	24,986	59,280	84,266	5.016,466
1923.....	23,967	79,841	103,810	6.067,316

(1) Hay que tener en cuenta que en este siglo sólo un 25% de la producción se obtiene de mineras de plata.

Muy poca gente en Chile, y especialmente entre las generaciones jóvenes, se dan cuenta de la enorme importancia que la minería, y especialmente la de la plata, tuvo en el desarrollo económico de la República. Antes del descubrimiento de Agua Amarga, la situación de las finanzas nacionales, era, no ya de angustia, sino verdaderamente calamitosa. Hablando a este propósito dice Vicuña Mackenna: "Antes del descubrimiento de Agua Amarga (que fué el nervio de la independencia), de Arqueros, y especialmente de Chañarcillo, la miseria de esta tierra era casi indecible, porque sin salir de su capital, que era su joya, hay constancia de que en una ocasión no pudo llenar su piadosa misión el Santísimo de la parroquia de Santa Ana, porque el párroco se pegó con su caballo en un pantano a corto trecho de la iglesia, y el pobre moribundo fuese a la otra vida sin el último socorro, por el barro".

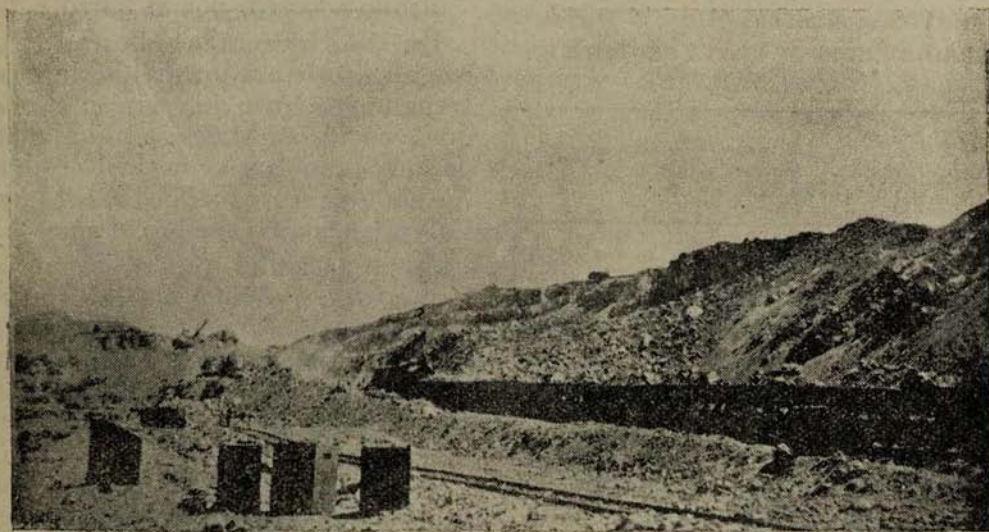
En 1813 las rentas del estado apenas alcanzaban a un millón de pesos y cuando se trató de vestir el ejército que venció en Maipo, el ciudadano de más fuste para con la República fué el opulento caballero don Martín Calvo Encalada, que dió 50 pesos.

Es cosa sabida que el ejército de Freire que peleaba en la frontera contra las montoneras de Benavente estuvo sin pago durante luengos años, y que esta fué una de las muchas causas de queja que Freire tuvo contra O'Higgins.

El Presidente Pinto, en su mensaje al Congreso en 1826, decía lo siguiente: "¿Cuántas angustias no está sufriendo el Gobierno con ese benemérito ejército del Sur, que después de haber hecho una campaña gloriosa, se halla EN CUEROS y debiéndosele



Chuquicamata. Vista parcial de uno de los campamentos



Chuquicamata. Vista de uno de los pisos de la mina.



casi todo el tiempo que ha estado peleando? ¿Cuánto cuesta resistir las lágrimas del inválido y de la viuda que en las audiencias públicas piden algún socorro?

Los soldados que algo más tarde custodiaban a Osorno pasaron un año entero con el cuero de las cartucheras pegados a su propio cuero, hasta que al fin, desesperados de hambre y desnudez, mataron a su coronel (don Cayetano Letelier) y veinticinco de sus oficiales.

En medio de todo esto, continúa Vicuña Mackenna, surgió el descubrimiento argentífero de Arqueros a fines de 1825, y la miseria, el descrédito, la ruina, todo como por encanto cambió de aspecto.

En la provincia de Coquimbo los mineros crean un Banco, el primero que hubo en Chile, y se decreta, además, una Casa de Moneda para la Serena. Nadie ignora la generosa participación que tuvieron los capitales de la entonces opulenta provincia de Atacama en la guerra de 1836-39.

La construcción del Ferrocarril de Caldera a Copiapó coincide con la segunda bonanza de Chañarcillo. La relación entre los dos acontecimientos es obvia. Los primeros canales de regadío que se construyeron en el Sur, fueron hecho con la plata extraída de las minas del Norte, en Coquimbo y la Serena. Todos los progresos de Chile, concluye el más ameno de nuestros historiadores, están encadenados al auge de sus minas.

### Cobre.

Según los cronistas españoles Mariño de Lobera y Garcilaso de la Vega, el cobre se explotó en Chile durante la dominación de los incas peruanos, quienes habían extendido sus conquistas por todo el norte de Chile,

habiendo enseñado sus rudimentarios métodos de explotación y beneficio a los mapuches. Parece que los incas explotaban los minerales oxidados de cobre, que tanto abundan en el norte, para la fabricación de ornamentos, y el cobre nativo, para la manufactura de armas.

Los españoles, sin embargo, prestaron muy poca atención al cobre y no fué hasta 1600 cuando comenzaron su explotación. Es curioso hacer notar el origen de la minería del cobre en Chile. En aquellos años los corsarios y piratas infestaban las costas del Pacífico, especialmente desde Panamá al Sur. El Virrey del Perú, en vista de los continuos y repetidos ataques de los filibusteros, se vió en la necesidad imperiosa de defender los reinos colocados bajo su custodia; y habiendo oído hablar de que en Chile el cobre era un metal abundante, dió orden para que desde el país se le remitiera un cargamento de este metal para someterlo a prueba en la fabricación de cañones. Se encontró que el metal era de una calidad tan buena, que desde España misma se hicieron pedidos de cobre a Chile para dedicarlo a igual fin.

A partir de 1600, el cobre se ha explotado en Chile sin interrupción, pero la industria no adquirió mucha importancia sino hasta después de la declaración de la independencia, que abrió a Chile los mercados del mundo.

### PRODUCCION DE COBRE DE CHILE

AÑO	Producción total en toneladas métricas	Promedio anual
1600-1699 .....	4,600	46
1700-1799 .....	62,200	622
1800-1899 .....	1.764,680	17,646
1900-1923 .....	1.566,132	68,091

Muchas fueron las causas que contribuyeron a que la industria del cobre permaneciera estancada y sin progresar a través de más de dos siglos. Los medios de transporte casi no existían; la demanda de cobre era pequeña, y su precio bajo; los sistemas de explotación, de los más rudimentarios; pero más que nada, los famosos quintos reales, que era un impuesto que otorgaba al Rey de España el 20% del valor bruto de todas las exportaciones, mantuvieron a la industria, durante todo este tiempo, extrangulada.

Aunque a nosotros nos parecerá extraño, el cobre no podía exportarse directamente por ninguno de los puertos chilenos, sino que tenía que enviarse a Buenos Aires, vía Los Andes y Mendoza, en mulas, o al Callao en galeones, para que las autoridades respectivas pudieran controlar los famosos quintos. No es de extrañar, por consiguiente, que la minería del cobre no pudiera progresar teniendo que luchar contra tantas y tan grandes dificultades. Durante los siglos XVII y XVIII, la producción total de cobre de Chile alcanzó a 70,000 toneladas, o sea menos de la mitad de lo que producimos actualmente en un año.

Vicuña Mackenna, al hablar del desarrollo de la minería del cobre en Chile, lo resume en estas hermosas palabras: "El cobre nació en nuestras montañas en cuna plebeya, y así vivió durante casi tres siglos; entonces el trabajo, la industria, el comercio y la ciencia, junto con la libertad, lo convirtieron en un noble potentado".

Sólo después de la promulgación de la Constitución del 33, adquiere la industria del cobre un desarrollo relativamente grande, pues desde

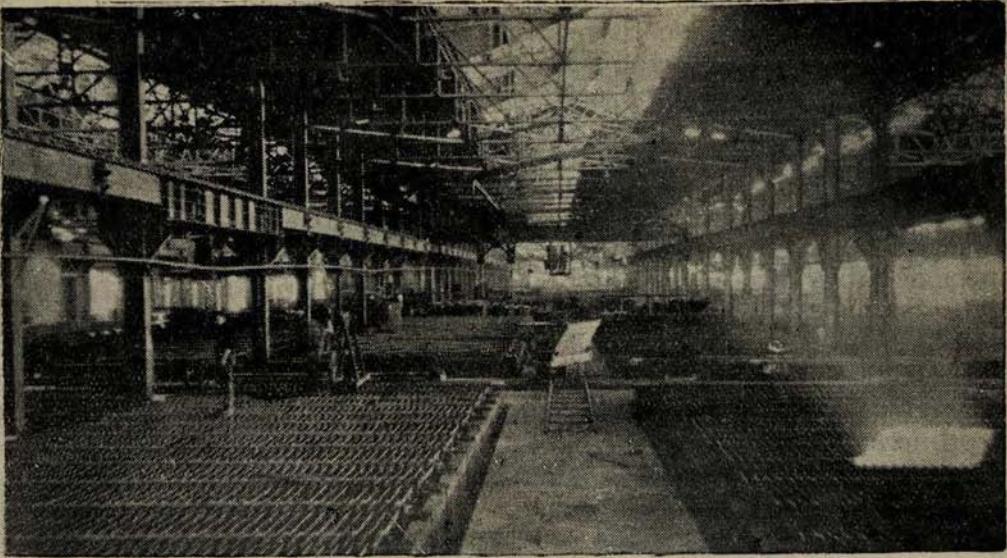
1810 hasta 1833, las luchas por la independencia y los transtornos políticos habían absorbido todas las energías del país. En 1834 el gran ingeniero francés, Carlos S. Lambert, introdujo el horno de reverbero en Chile. Chile debe a Lambert una gran deuda de gratitud, pues hasta su llegada a este país, los métodos científicos de explotación y fundición eran completamente desconocidos.

Las provincias de Coquimbo y Atacama fueron en ese entonces las que contribuyeron con una cuota mayor al auge de la minería de cobre. Justamente famoso fué el mineral de Tamaya, en la provincia de Coquimbo, con 12 minas en producción y cuyos minerales sulfurados (bronces morados) con leyes de 20 a 30% de cobre, se exportaban totalmente. Punitaqui, La Higuera, Quebrada de Choros, Brilladora, con sus bronces morados de 35 a 40% de cobre, Quebrada Seca, etc., todos y cada uno de estos minerales, famosos en aquel entonces y hoy día olvidados, contribuyeron con su óbolo a hacer de Chile el mayor productor de cobre del mundo.

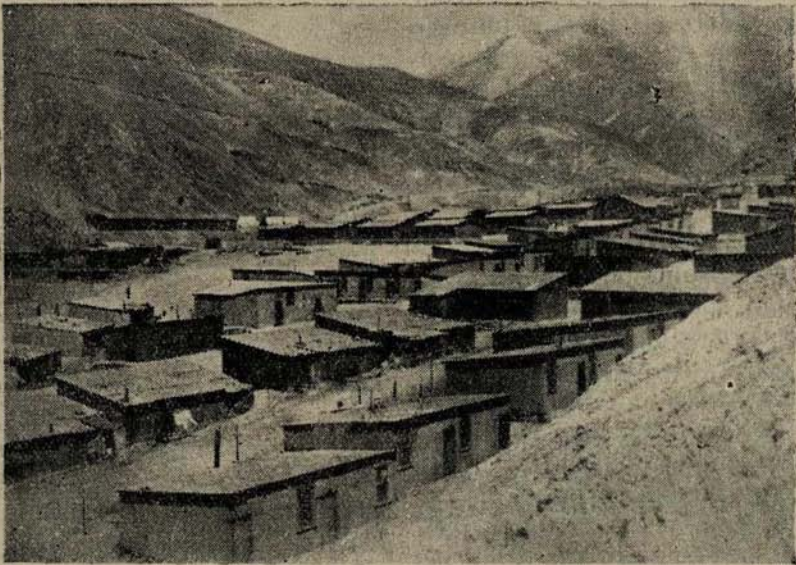
Más al Norte, en Atacama, se distinguía: Cerro Blanco, El Morado, cerca de Copiapó; y en Huasco, los minerales Astillas, Mollaca, San Antonio, Camarones, etc.

La producción, que en 1853 no pasaba de 15.000 toneladas por año, en 1873 alcanza a 52,400 toneladas. No hay duda de que la introducción en la metalurgia del cobre del horno de reverbero, una de las muchas mejoras traídas por Lambert, fué la varilla mágica que operó este gran progreso. En 1877, el año en que murió Lambert, Chile producía por sí solo más de la mitad del cobre del mundo.

Cuando los yacimientos ricos y de



Chuquicamata. Vista interior del edificio de los estanques de precipitación.



Andes Copper Co. (Potrerillos) Parte del Campamento.

fácil acceso ubicados en la Cordillera de la Costa se empobrecieron o brocearon, la producción de cobre disminuyó rápidamente y, en 1882, los Estados Unidos desplazaron a Chile en el lugar de honor que tanto tiempo había ocupado como mayor productor de cobre en el mundo. Desde 1876, año en que la producción alcanzó su máximo, hasta 1897, la producción había disminuído a 21,000 toneladas.

En la historia de la minería de cobre en Chile podemos distinguir tres distintos períodos de gran actividad. El primero corresponde a la explotación de los yacimientos ricos y oxidados, la mayoría de los cuales estaban ubicados en la Cordillera de la Costa. El segundo coincide con introducción por Lambert del horno de reverbero, que permitió el beneficio de los minerales sulfurados que hasta ese entonces no se sabía cómo fundirlos. En este segundo período, que duró desde 1834 hasta 1880, el cobre explotado provino de las zonas de enriquecimiento secundario y de muchas de las minas cuyas regiones oxidadas se habían trabajado en la época anterior, como también de muchas minas nuevas desenterradas en este período. Desde 1880 a 1908, la producción decreció considerablemente debido, en primer lugar, al broceo de los yacimientos más ricos y de más fácil acceso y a que, durante este período, no se descubrieron otros igualmente ricos que vinieran a reemplazarlos. Con mayor hondura y menor ley de los minerales, la explotación de las minas se hacía cada vez más difícil y costosa. Las minas carecían de maquinarias modernas y el capital, tanto nacional como extranjero, emigró a las salitreras.

El último período y en el cual nos

encontramos todavía, corresponde a la llegada a Chile de grandes capitales extranjeros y especialmente norteamericanos. Esta es la era de la maquinaria y los sistemas modernos, de los grandes hornos de soplete y de reverbero, de la flotación y de la lixiviación; y, sobre todo, de inmensos capitales y de los métodos más científicos dirigidos por grandes ingenieros. Su característica ha sido el coraje, la energía y el método con que los capitales norteamericanos, científicamente dirigidos, han atacado y resuelto con éxito grandes problemas tan tremendos como la explotación de El Teniente, Chuquicamata, Potrerillos, La Africana y Lo Aguirre. Es la era de los grandes yacimientos de cobre de cientos de millones de toneladas, aunque de baja ley, 1½ a 2% de cobre.

#### LA PRODUCCION DE COBRE DE CHILE EN EL PRESENTE SIGLO

AÑO	Toneladas métricas
1900.	27,715
1901.	30,155
1902.	27,065
1903.	29,923
1904.	31,025
1905.	29,126
1906.	25,829
1907.	28,863
1908.	42,007
1909.	42,726
1910.	38,232
1911.	36,420
1912.	41,647
1913.	42,263
1914.	38,232
1915.	53,341
1916.	71,289
1917.	102,527
1918.	106,814
1919.	79,580
1920.	98,952
1921.	59,239
1922.	127,261
1923.	160,000
1924.	190,380

En 1912 se incorpora "El Teniente" a la producción activa nacional, comenzando en este año con 4,253

toneladas de cobre fino y alcanzando en 1923 a 63,000 toneladas. En 1915 comienza a exportar Chuquicamata 4,962 toneladas de cobre fino para llegar en 1923 a 92,040 toneladas. El Teniente podrá producir el año próximo 85,000 toneladas de cobre fino y Chuquicamata, 140,000 toneladas. Para 1929 Potrerillos estará incorporado a la producción nacional con otras 100,000 toneladas de cobre. Por consiguiente, estos tres grandes productores sólo serán capaces de una producción de 325.000 toneladas anuales de cobre fino, es decir, una cuarta parte de lo que produjo Chile durante todo el siglo XIX.

Como puede deducirse de la exposición anterior, el enorme incremento de la producción del cobre se debe especialmente a las grandes empresas americanas que han venido al país a explotar los enormes yacimientos de baja ley, basando sus cálculos en el bajo costo con que hoy día se pueden arrancar y beneficiar grandes masas mineralizadas de baja ley. Tanto Chuquicamata como El Teniente, benefician diariamente cada uno 15,000 toneladas de mineral entre 1.6% y 2.2% de cobre.

La Compañía Braden Copper Co., dueña del mineral de "El Teniente", acaba de aumentar la capacidad de su plantel de concentración para beneficiar 15,000 toneladas diariamente de mineral de más o menos 2.2% de cobre.

Estas 15,000 toneladas de mineral producirán 1,100 toneladas de concentrados de 26% de cobre. Estos concentrados se funden en la nueva fundición de Caletones situada a 4 millas de distancia de la planta de concentración. Esta fundición fué terminada hace tres años y es una de las mejores del mundo, pues ha sido

dotada de la maquinaria y los elementos más modernos.

Estas dos compañías producen el cobre, a pesar de la baja ley del mineral que se beneficia, a un costo que varía entre 7 y 8 centavos de dólar por libra, la ganancia es de 100%. Sin embargo, hay que tener en cuenta los grandes capitales que se han necesitado para poner estas minas en estado de producir, y los años que se han demorado para alcanzar este gran resultado.

Como dato ilustrativo damos la producción de cobre de los principales países del mundo en el año de 1918.

Estados Unidos	....	828,203	toneladas métricas	
Chile	.....	106,818	>	>
Japón	.....	95,800	>	>
México	.....	75,527	>	>
España y Portugal	...	41,000	>	>

En 1924, la producción ha sido la siguiente:

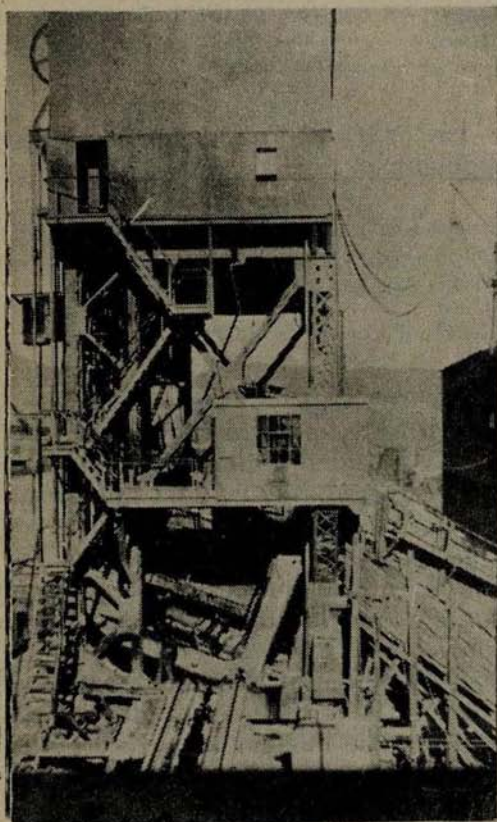
Estados Unidos	....	741,283	toneladas métricas
Chile	.....	190,000	> >
Japón	.....	62,940	> >
México	.....	44,589	> >
España y Portugal	...	55,029	> >

De los cuadros anteriores se desprende que mientras la producción de los Estados Unidos ha permanecido estacionaria, la de Chile se ha duplicado y la de casi todos los otros grandes países productores ha decrecido notablemente. Para 1930, el aumento en la cuota con que Chile contribuirá a las necesidades mundiales de cobre será mucho mayor que en 1924. Este resultado que en parte puede halagar nuestro orgullo, aunque el capital y la dirección de estas grandes empresas no son chilenos, puede ser un peligro para la econo-

mía nacional en el futuro. Los negocios mineros se diferencian de todos los demás en que las minas no se pueden mejorar o reponer por medio de abonos como sucede con la tierra. La mina, una vez explotada, no es más que un gran agujero en la tierra sin valor alguno. Aunque Chuquicamata tiene cubicadas 700.000,000 de toneladas, con una explotación diaria de 30,000 toneladas, cifra que no es exagerada, se llegaría al agotamiento del mineral en menos de 70 años. El Teniente tiene aproximadamente 250.000,000 de toneladas y con una explotación diaria de 15,000 toneladas se llegaría a un agotamiento total de mineral en menos de 45 años. Desde el momento que los capitales due-

ños de estas minas son extranjeros, las ganancias íntegras pasan a otros países y en el país queda lo que importa la mano de obra, los impuestos, y algo de los transportes. Si estas compañías emplearan combustibles nacionales, este importantísimo capítulo también quedaría en el país. La Compañía de Chuquicamata emplea petróleo importado en su planta de fuerza en Tocopilla a razón de 500 toneladas diarias, que suman 183,000 toneladas de petróleo al año, que a un precio de 12 dólares la tonelada arrojan 2.190,000 dólares. Al cambio actual de 8 pesos m[c., por dólar esta suma importa 17.500,000 pesos m[c. Según el magnífico informe del señor Delcourt sobre "El Consumo y Economía de Combustible en el norte de Chile", este petróleo se puede substituir por carboncillo nacional que se quemaría pulverizado. Para esto se necesitarían 250,000 toneladas de carboncillo que a \$ 52.—, puesto en el norte, importarían \$ 13.000,000, o sea un ahorro de \$ 4.500,000 al año. Según el mismo señor, en Chile se podrían ahorrar al año \$ 100.000,000 m[c., utilizando en la pampa y en Chuqui combustibles nacionales en lugar de extranjeros. Estos \$ 100.000,000 quedarían incorporados a la economía nacional, en lugar de salir al extranjero como hoy día.

No es necesario insistir, suponemos, en los beneficios que esta mejora reportaría al país, y es de esperar que el Supremo Gobierno tome las medidas del caso para que el proyecto elevado por la Comisión del Carbón que estudió este problema pase a ser ley de la República a la mayor brevedad posible. La aprobación de las medidas auspiciadas por esta Comisión no admiten demora, pues vendría, a



Chuquicamata. El Volteador de carros.

resolver uno de los más graves problemas económico-sociales que se debaten en Chile en la actualidad.

### Industria carbonera de Chile

El Padre Jesuíta don Diego de Rosales refiere en la "Historia del Reino de Chile" que en 1557, los soldados que acompañaban al señor don García Hurtado de Mendoza mandado en calidad de Gobernador por su padre el Virrey del Perú, encontraron en su arribo a la Isla de la Quiriquina, carbón de piedra que utilizaban en lugar de leña, y habla del carbón abandonado en el siglo XVII, en las márgenes del Andalión en el pintoresco valle de Chorrocamayes, el cual no se aprovechaba, porque como "hay tanta montaña y arboleda a cada paso, es fácil hacer carbón".

En 1821, el Capitán de Corbeta inglés Mauricio Hall, encontró un ancho manto de carbón en los alrededores de Penco, del cual extrajo el combustible para el consumo a bordo.

En los años 1831-32 y 33, el sabio naturalista Charles Darwin estudió sobre el terreno la geología de Sud-América y en su libro "Geological Observations in South America", publicado en Londres en 1846, el ilustre sabio denuncia yacimientos de carbón en el archipiélago de los Chonos, en Huafo, en Castro y habla de la Isla de la Mocha en Concepción, de la Isla de la Quiriquina y de Lirquén, en donde encontró una capa de carbón imperfecto de poca gravedad específica, de tres pies de espesor, de fractura lustrosa.

Los primeros trabajos de explotación en Chile fueron emprendidos según don Ignacio Domeyko, en una mina de don Roberto Mackay, situa-

da en las Vegas de Talcahuano; pero, la primera explotación que hizo en forma comercial fué la del Morro de Talcahuano, de donde se extrajeron 54,000 toneladas de carbón. Era transportado por las barcas inglesas "Vasper" de 750 toneladas y "Postria" de 1,250 toneladas, que hacían hasta viajes redondos por el año entre Talcahuano y el Callao.

Los primeros pasos de la industria del carbón fueron laboriosos: los capitanes de buques que lo empleaban daban pésimos informes sobre él y lo encontraban sin fuerza y sin calor para la navegación, sucio y lleno de laja.

En 1840 el señor Guillermo Wheelwright, ciudadano norteamericano, organizó el servicio de vapores de la Compañía de Navegación del Pacífico, entre Valparaíso y Panamá. Poco después este valiente industrial descubrió en las cercanías de Talca-



Andes Copper Co. (Potrerillos). Construcción de un plano inclinado para elevar una cañería

huano, probablemente entre el Portón y el Morro Solar, un depósito de carbón fósil y tras numerosas dificultades, pudo afianzar el consumo de carbón del Morro en los primeros buques de la Compañía Chile y Perú, que ya lo consumían desde un principio.

El progreso general de la producción de carbón en el país, desde 1903 hasta 1922 inclusive, está representado por el cuadro siguiente, en el cual figura también la marcha correspondiente a la importación de carbón extranjero incluso el coke.

PRODUCCION E IMPORTACION DE CARBON

Años	Producción en toneladas	Precio medio por ton. \$ 18 d.	Importación en toneladas	Consumo total en toneladas
1910	1.074,174	14	1.493,073	2.557,247
1911	1.188,063	17	1.407,299	2.595,363
1912	1.334,407	19	1.577,221	2.911,628
1913	1.283,450	19	1.587,084	2.870,534
1914	1.086,946	20	1.304,470	2.391,416
1915	1.171,564	25	461,468	1.633,032
1916	1.418,119	27	519,884	1.938,003
1917	1.539,314	57	504,864	2.044,178
1918	1.516,524	70	386,012	1.902,536
1919	1.485,491	69	203,057	1.688,548
1920	1.063,185	67	364,948	1.428,133
1921	1.275,117	40	493,043	1.768,160
1922	1.053,081	25	171,025	1.224,106
1923	1.164,028	26	207,838	1.371,866

### Zonas carboneras

Hay manifestaciones carboneras desde la provincia de Atacama hasta el Territorio de Magallanes, pero las principales zonas actualmente en explotación son las de las provincias de Concepción y de Arauco. En la provincia de Valdivia existen ya varios centros de producción y en el Territorio de Magallanes se explota el

carbón en la mina Loreto, cerca de Punta Arenas.

La mayor parte de los mantos de carbón del país pertenecen al Terciario. Estos mantos se presentan con un declive de 25 a 30% y son cortados y botados por varios sistemas de fallas directas.

Los carbones del país pueden dividirse en cuatro clases:

I.—Los carbones antracitosos, como los de Quilacoya y de la Ternera; II.—Los carbones magnos como los de Huimpil; III.—Los carbones de llama larga y coke compacto, como los de la bahía y de la provincia de Arauco; y IV.—Los lignitos perfectos de coke pulverulento, como los de las bahías de Coliumo y de Talcahuano, de la provincia de Valdivia y del Territorio de Magallanes.

### Expectativas para el porvenir

En tiempos normales la cantidad de carbón importado era superior a la producción del carbón nacional y hasta el año 1914 en que principió la gran guerra mundial, la producción y la importación de carbón seguían una marcha ascendente. No hay duda, pues, que el porvenir de la industria carbonera chilena sería de lo más halagüeño siguiendo su desarrollo hasta proveer al mercado nacional de todo el combustible que necesita y más tarde, con el establecimiento de nuevos asientos de explotación, llegar a la exportación hacia los países vecinos.

### Explotaciones principales

Como se ve en el cuadro N.º 2, las explotaciones principales son las de la Compañía Carbonífera y de Fundación Schwager, en Coronel; de la



Compañía de Lota y Coronel en Lota; de la Compañía Los Ríos de Curanilahue en Curanilahue, y de la Compañía Arauco en Curanilahue.

### Constitución legal de la propiedad

El carbón pertenece al dueño del suelo; en las propiedades fiscales es

denunciable como los otros minerales. En ambos casos, para explotarlo se debe constituir la propiedad minera en la forma prescrita en el Código de Minería.

Las minas de carbón pagan una patente de \$ 0.20 por hectárea, con excepción de las que son explotadas por los dueños del suelo.



## LA PRODUCCION MINERA DE BOLIVIA EN EL AÑO 1925

MESES	ESTAÑO		PLOMO		COBRE	
	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.
Enero.....	4.539,784	7.066,502	2.848,389	994,366	1.351,198	383,798
Febrero.....	3.854,751	5.781,074	2.821,842	907,830	894,609	260,340
Marzo.....	4.642,678	6.751,732	2.551,596	762,564	633,005	163,094
Abril.....	5.528,105	7.165,527	4.390,751	1.125,906	1.280,602	326,450
Mayo.....	4.492,046	6.343,567	2.764,796	707,140	1.685,710	454,420
Junio.....	4.377,225	6.273,894	3.174,358	806,465	1.703,433	436,699
Julio.....	4.948,833	7.103,787	3.174,067	830,666	1.226,819	319,533
Agosto.....	3.461,441	5.089,708	2.735,560	776,157	1.011,972	271,916
Septiembre.....	4.761,010	6.766,494	3.099,894	913,971	1.830,758	543,376
Octubre.....	5.279,368	7.961,311	3.302,987	1.012,631	1.120,860	343,205
Noviembre.....	3,623,350	5.671,514	3.390,897	967,006	787,558	246,293
Diciembre.....	.....	.....	.....	.....	.....	.....

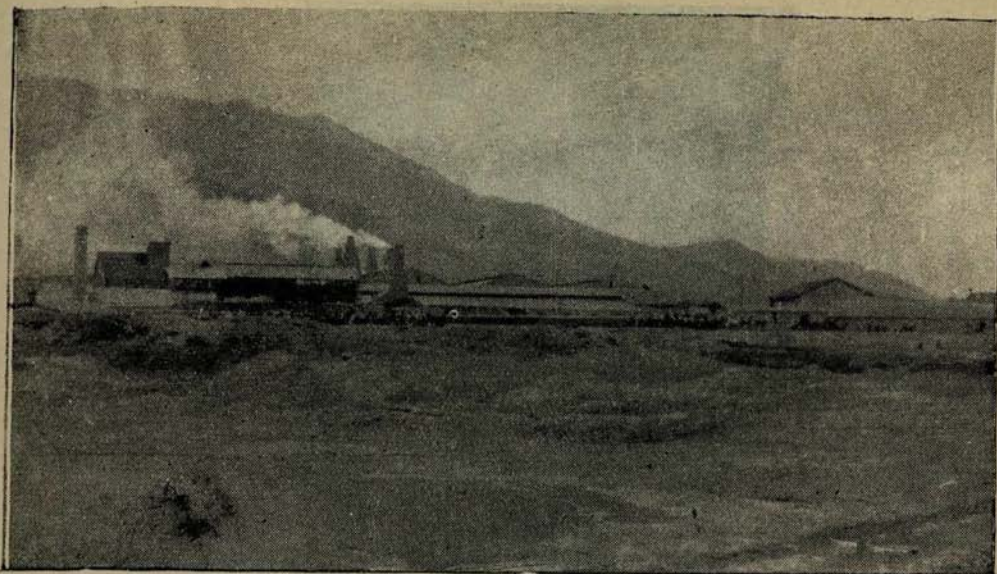


Vista general del Ingenio «Kala Uyu»

MESES	PLATA		ZINC		ANTIMONIO	
	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.
Enero. ....	474,847	676,604	.....	.....	184,771	53,388
Febrero. ....	614,254	364,502	124,121	48,089	138,807	37,405
Marzo. ....	909,137	675,013	26,250	6,449	193,824	38,718
Abril. ....	1.419,387	668,510	140,283	53,879	309,431	77,770
Mayo. ....	1.113,332	733,208	101,823	54,277	235,668	70,812
Junio. ....	949,674	625,924	535,011	179,455	70,600	15,113
Julio. ....	1.152,907	730,271	401,980	72,251	275,188	67,872
Agosto. ....	732,995	554,311	485,159	95,453	308,971	70,097
Septiembre. ....	1.155,330	624,849	722,382	150,278	264,301	68,777
Octubre. ....	741,977	756,652	372,071	80,250	279,633	84,347
Noviembre. ....	944,282	682,929	1.367,935	338,259	340,790	111,459
Diciembre. ....	.....	.....	.....	.....	.....	.....



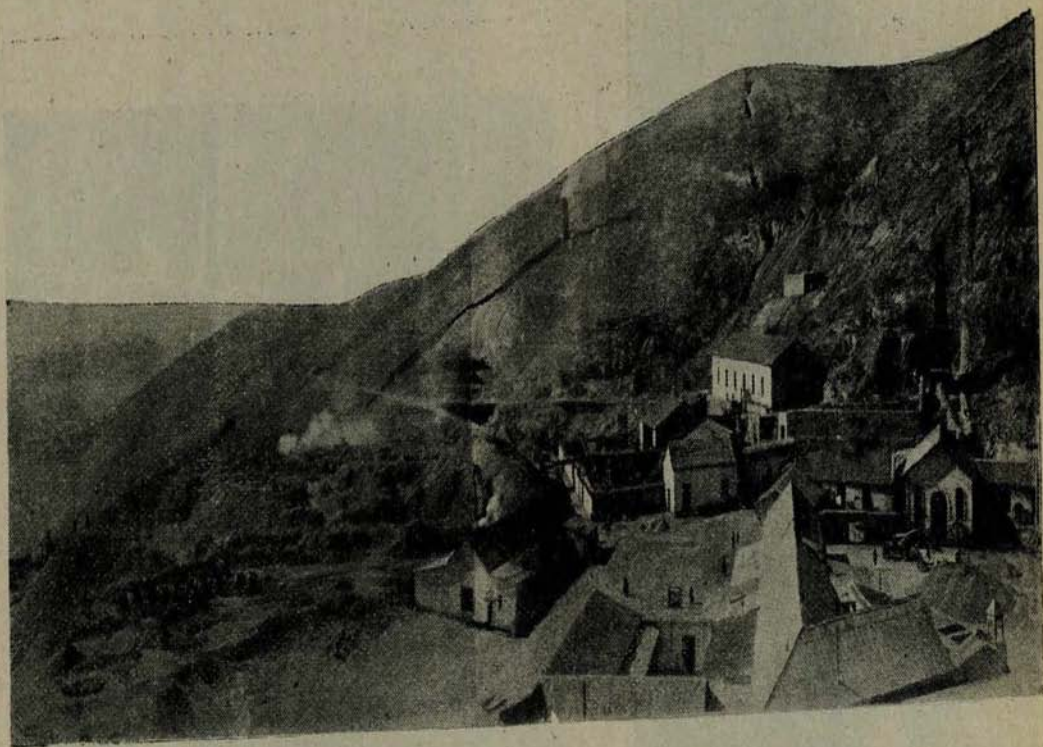
Vista general del Ingenio y Campamento de «Kala Uyu»



Compañía Minera Porvenir de Huanuni. Ingenio Alantaña



Compañía Minera Porvenir de Huanuni. Mina Porvenir y Desmontes



Compañía Minera Porvenir de Huanuni. Mina San José. Vista general, al fondo la ciudad de Oruro (parte.)

MESES	BISMUTO		ORO		WOLFRAM	
	Peso en Kilógramo	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.	Peso en Kilógramos	Valor Comercial en Bs.
Enero.....	25,386	122,069	.....	.....	.....	.....
Febrero.....	23,470	30,181	.....	.....	.....	.....
Marzo.....	90,725	370,682	.....	.....	.....	.....
Abril.....	13.109,294	9.679,272	.....	.....	.....	.....
Mayo.....	10.439,075	8.720,686	.....	.....	.....	.....
Junio.....	51,314	212,979	6	8,217	.....	.....
Julio.....	42,550	427,591	.....	.....	.....	.....
Agosto.....	57,926	306,856	.....	.....	.....	.....
Septiembre.....	42,575	427,436	3	3,728	50,765	21,614
Octubre.....	77,626	509,164	.....	.....	25,523	25,523
Noviembre.....	3,955	10,204	.....	.....	.....	.....
Diciembre.....	.....	.....	.....	.....	.....	.....



## EL AÑO CARBONERO 1925

### Consideraciones generales

POR

EDUARDO LEMAITRE

Habiendo recién concluído el año 1925, no hay todavía posibilidad de obtener cifras concretas que permitan establecer los cuadros estadísticos de la industria carbonera nacional, del rendimiento y consumo de combustibles del país y del extranjero, etc., durante ese año. Sólo se puede, pues, en lo que toca a la industria carbonera nacional, exponer consideraciones generales correspondientes a los esfuerzos hechos durante ese año a favor del desarrollo de esta importantísima rama de la riqueza nacional.

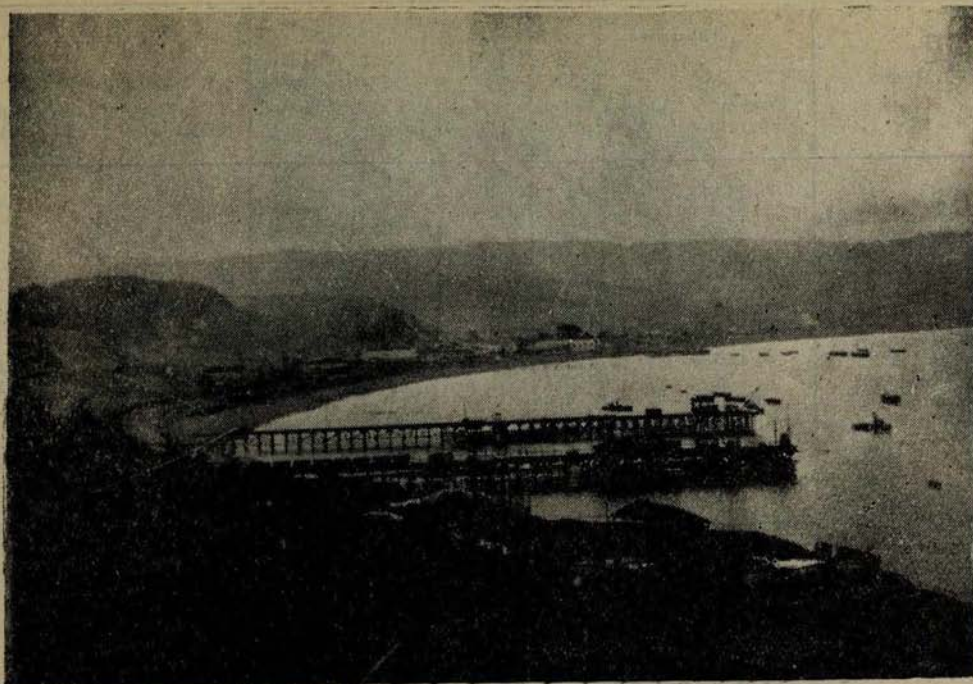
En 1924, la producción bruta de carbón nacional había alcanzado a 1.553,366 toneladas y la producción neta a 1.369,966 toneladas. La prime-

ra cantidad no había sido nunca superada anteriormente, y la segunda, lo fué una sola vez, en 1917, debido al menor porcentaje del consumo en las minas de carbón. Los rendimientos obreros habían llegado a ser comparables con los de los años normales antes de las huelgas de 1920.

La importación de carbón había sido de 233,345 toneladas, y la del petróleo, de 813,841 toneladas, representando un valor de más de \$ 110.000,000 moneda corriente.

La mayor parte del carbón extranjero y del petróleo, ha sido internada por los puertos salitreros.

Para desplazar esas cantidades de combustibles naturales importados,



Muelles Schwager y Cía. Minera e Industrial de Chile y vista panorámica de Coronel

por el carbón nacional, se deberá introducir en el mercado un suplemento de 1.500,000 toneladas, lo que significaría un aumento de la producción bruta del país de más o menos 1 millón 680,000 toneladas, que corresponderá en casi su totalidad a las minas de carbón pesado. Una sobreproducción tan considerable, necesita algún tiempo para efectuarse: las actuales minas no están por sí solas en situación de dar este resultado y se deberá apelar a la creación de nuevos centros de explotación, bien sea en las propiedades de las compañías carboneras existentes, bien sea en otras extensiones carboníferas a medida que se reconocen, al desarrollo de las minas incipientes y al correspondiente desenvolvimiento de las vías de comunicación indispensables para la movilización de sus productos.

El mayor consumo de los combusti-

bles importados se hace en el norte: allí está el mercado que se debe conquistar para asegurar la buena marcha y la prosperidad de la industria carbonera nacional; los medios para llegar a este resultado están indicados entre las fuentes de información al respecto, en un informe del Ingeniero Consultor de Carbón del Cuerpo de Ingenieros de Minas, don Edmundo Delcourt, del cual se hablará más adelante.

Durante el año 1924, la producción de las minas de carbón había, como se ha visto anteriormente, llegado a una cifra halagadora, que se presumía podía seguir aumentando. En vista de esta esperanza, las dos principales compañías carboneras del país, se habían preparado para poder iniciar, al comenzar el año 1925, una producción mensual bruta de 125,000 toneladas de carbón, la que fué alcanzada duran-

te el mes de Enero, Pero en los meses siguientes ya anduvo mermando hasta bajar en Julio, a 86,000 toneladas. Durante el mes de Diciembre parece que no se alcanzó a trabajar la mitad de los días hábiles, de manera que es muy probable que la producción de 1925 resulte inferior a la de 1924.

¿A qué se debe atribuir este estado de cosas?

¿A falta de consumidores?

La electrificación de la primera zona de los Ferrocarriles del Estado representa un menor consumo de 80,000 a 100,000 toneladas de carbón, pero por otra parte, los embarques a rancho parecen seguir una marcha ascensional; en 1922, las entregas a los vapores fueron de 104,305 toneladas; en 1923, de 181,640 toneladas, y en 1924, de 248,090 toneladas. No se conoce el embarque a rancho de 1925 y es posible que importe cierta compensación a la merma en las entregas a los Ferrocarriles del Estado. Las compañías de gas siguen empleando el carbón nacional conjuntamente con el combustible extranjero. ¿Habrá desaparecido algunos factores constantes de consumo?

¿Será cuestión de defectos en la movilización, o de congestión en los puertos de desembarque? En la exposición sobre las labores de la Asociación Carbonera de Chile del 3 de Septiembre de 1925, se lee lo siguiente: "Muy pronto se dará principio a los estudios en el terreno, de las obras que sea necesario ejecutar en los puertos salitreros de Pisagua, Iquique, Junín, Caleda Buena, Tocopilla y Taltal, a fin de obtener una económica y rápida descarga del carbón.

Puede adelantarse, desde luego, que en los proyectos de obras marítimas, tanto en los puertos carboneros como en los salitreros, no se trata de grandes obras de abrigo, de por sí tan cos-

tosas, sino únicamente de muelles de atraque y de la utilería correspondiente para efectuar una movilización rápida y evitar así los enormes gastos de estadía que vienen a recargar directamente el producto.

Sobre este punto cabe consignar que dos de nuestros asociados han debido pagar la enorme suma de \$ 830,000 por sobre estadías causadas en el puerto de San Antonio en un período de 18 meses.

Se impone, pues, un estudio prolijo del mercado consumidor y de los medios de movilización, en vista de la regularización de la explotación carbonera, bien sea por falta de consumo o de elementos de movilización o de defectos de éstos. Si no hay posibilidad de entrega del carbón, como las canchas de las minas de carbón no resisten stocks considerables, es forzoso por períodos, parar la extracción con gran perjuicio para la industria y los trabajadores.

Este estudio se está practicando por los organismos siguientes:

*Cuerpo de Ingenieros de Minas.*— Por decreto-ley N.º 311 de 9 de Marzo de 1925, se creó el Cuerpo de Ingenieros de Minas del Estado, oficina que ha prestado y sigue prestando tantos servicios a la industria minera en otros países, especialmente a la carbonera, como en Bélgica, y que está llamado también en Chile para señalar los medios de fomentar la explotación, proponer medidas para la reducción del número de accidentes, etc.

Durante el año 1925, la Dirección del Cuerpo, que tiene una preocupación constante en la industria carbonera, comisionó con el objeto de tratar de su progresivo desarrollo, al Ingeniero Consultor de Carbón, señor Edmundo Delcourt, para ir a reconocer las condiciones en que podría reemplazarse el petróleo por el carbón na-

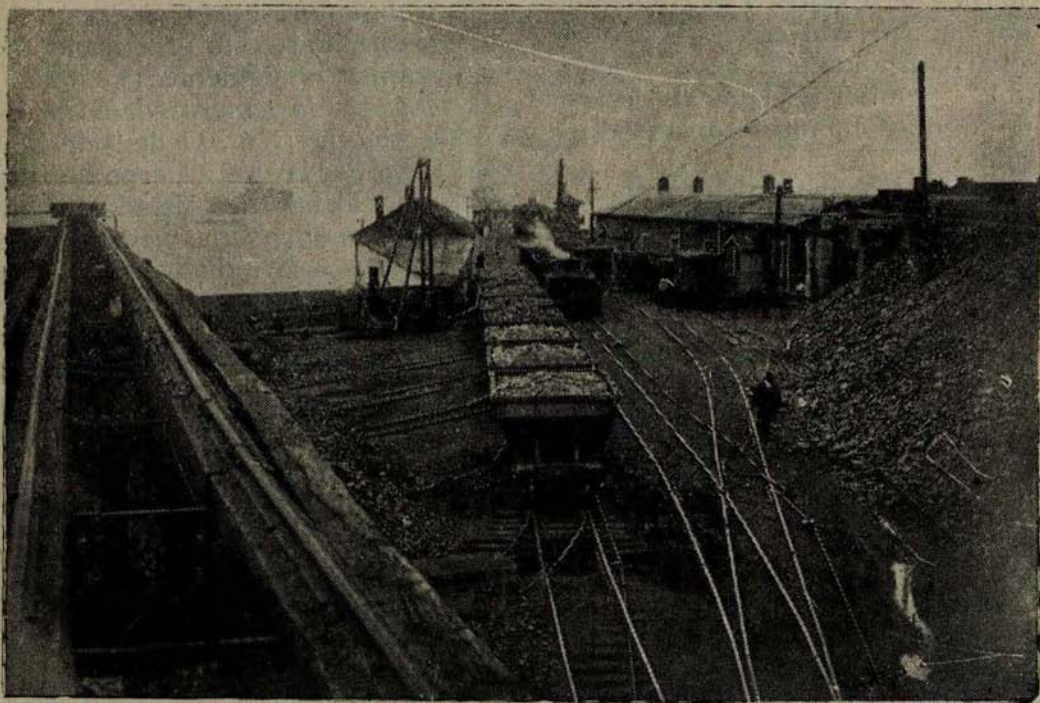
cional en las explotaciones salitreras, el petróleo de que hacen un consumo muy considerable. Resultado de esta comisión de investigación fué el informe del funcionario aludido, publicado por el Cuerpo de Ingenieros de Minas bajo el título: *“El consumo y economía de combustible en el norte de Chile.—Posible abastecimiento con carbón nacional”*. Estudio completo muy documentado, del que se impondrán con el mayor interés los técnicos que se preocupan del desarrollo de la industria carbonera nacional.

Los medios indicados por el informe del señor Delcourt están comprendidos en los estudios hechos por la Comisión del Carbón y se indicarán más adelante al tratarse de esta Comisión.

Una nueva comisión del mismo funcionario a las minas de carbón y a los grandes asientos de minerales de cobre de Chuquicamata y de Potrerillos,

tenía por objeto el estudio de las explotaciones para la redacción de un Proyecto de Reglamento de Policía Minera que modificará y reducirá considerablemente el ante proyecto sobre el mismo tópico elaborado por la Dirección de Geología y Minas, para su aplicación fácil en el país.

Una primera consecuencia de esta jira de inspección ha sido la dictación del Decreto N.º 772 de 22 de Julio de 1925, relativo a los planos de minas. La ejecución de las disposiciones de este Decreto facilitará en alto grado al Cuerpo de Ingenieros de Minas el estudio de los yacimientos mineros y de la geología del territorio, y la formación del mapa minero general del país. Con relación a la industria carbonera especialmente, esta circunstancia permitirá el establecimiento de la sinonimia o equivalencia que pueda existir entre los mantos conocidos, la



Canchas N.º 12, Muelle Schwager. Carros con carbón fresco de las minas listo para el embarque.



tectónica de la formación carbonífera y los programas de los trabajos de exploración y de explotación.

*Comisión del Carbón del S. Gobierno.*—Durante el año 1925, esta Comisión se ha preocupado muy prolijamente de la protección a tan importante rama de la industria nacional que es la "industria carbonera", la cual pasa, por el momento, por una crisis bastante aguda a que se ha hecho referencia más arriba. En la actualidad el objeto que persigue preferentemente esta corporación es la determinación de los medios que permitan lograr el reemplazo del carbón extranjero y del petróleo importado, cuyo principal consumo se hace, como se ha mencionado anteriormente, en las provincias del norte, por el carbón nacional.

Para conseguir este fin ha estudiado los factores siguientes:

1.º Utilización en las salitreras del carbón nacional en todas sus formas;

2.º Construcción de elementos de embarque y desembarque rápidos y económicos, (o mejoras de los que existen en la actualidad) en los puertos carboneros y salitreros;

3.º Carboneras (terrestres o submarinas) para contrarrestar los efectos de las interrupciones en las entregas de carbón por causas de huelgas u otras;

4.º Movilización continua por mar de grandes cantidades de combustibles para conseguir un flete barato;

5.º Adquisición por el Estado de los Ferrocarriles Particulares de la provincia de Arauco, para que sirvan a la evacuación del carbón de todas las minas actuales o futuras, colocadas en sus respectivas zonas de atracción con tarifa normal;

6.º Construcción de otros ferrocarriles carboneros de que fuere menester;

7.º Creación de una Caja de Fomento Carbonero, destinada, particularmente, a estimular la producción de subproductos de la destilación, etc.;

8.º Modificación del Código de Minería en lo que toca al carbón; y

9.º Imposición de impuestos a los combustibles sólidos y líquidos internados (con exclusión del coke). Las entradas producidas se deberían destinar al desarrollo de la industria, favoreciendo la ejecución de las obras arriba mencionadas, la perforación de una red metódica de sondajes necesarios para evidenciar la riqueza de las regiones señaladas como carboníferas, los profesionales especializados en esta materia, etc.

Próximamente saldrá a luz el informe muy bien documentado de esta Comisión, actualmente en prensa.

*Asociación Carbonera de Chile.*—Esta Asociación, creada en 1924 entre las compañías carboneras del país, ha adoptado un programa de trabajo en que figuran los cinco puntos siguientes, inscritos en la referida exposición de 3 de Septiembre de 1925.

1.º Aumento de la actual explotación de las minas;

2.º Movilización por tierra y embarque marítimo;

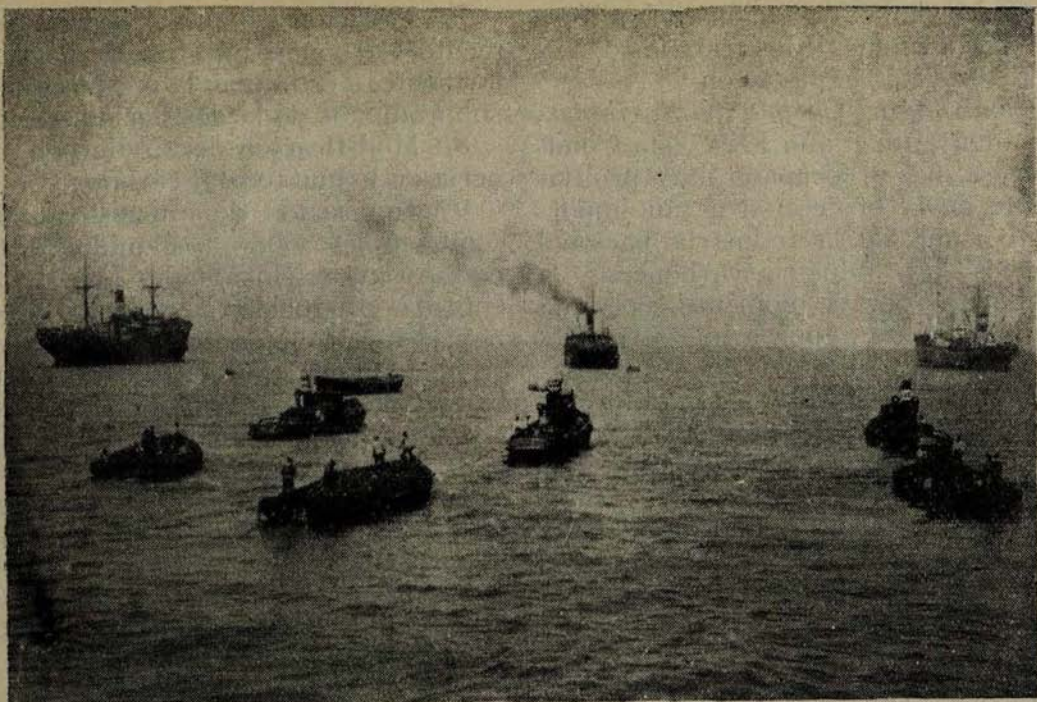
3.º Distribución por mar a lo largo de la costa, principalmente en los puertos salitreros;

4.º Descarga económica y rápida en dichos puertos; y

5.º Empleo eficiente de nuestros carbones en la región salitrera.

Este programa está también incluido en el de la Comisión del Carbón.

Para colaborar con ella en el estudio de este programa, la Asociación Carbonera ha contratado los servicios del Ingeniero de Minas Belga, señor Luis Debrigne, director de trabajos de las hulleras del Grand Mambourg Sablonnière en Charleroi, (Bélgica) para



Lanchas carboneras dirigiéndose a las naves «Puchoco».—«Boca Maule» y «Pisagua»

la técnica de la explotación carbonera, y el químico alemán señor Breuer, especializado en la destilación del carbón.

---

Lo práctico sería coordinar *en uno solo* los programas de medidas de fomento indicados anteriormente. Su realización traería, como consecuencia, la disminución del precio de venta f.o.b. en los puertos salitreros, lo que constituiría un buen factor en favor de la conquista del mercado de combustible en el norte.

Con el impuesto de internación al carbón extranjero, fijado en \$ 15 m|c., por tonelada, el carbón nacional podría competir en los puertos del norte aun con el carbón más barato, procedente del extranjero, el de Pocahontas (N. A.), el cual en los últimos me-

ses de 1924 y los primeros de 1925 llegó a cotizarse a 31½ chelín=\$ 63 m|c., o sea con el impuesto \$ 78 m|c.

En cuanto al petróleo la lucha será más reñida, porque su cotización sufre variaciones desconcertantes: en 1922, su precio por tonelada f.o.b. puertos salitreros era de 50 chelines=\$ 100 m|c., en 1923, fué de 55 a 60 chelines=\$ 110 a 120 m|c., en los últimos meses de 1924 y primeros de 1925 alcanzó hasta \$ 130 m|c. y ciertas partidas fueron adquiridas a 70 chelines, o sea \$ 140 m|c. y en la actualidad se habla de una baja a 55 sh=\$ 110 m|c.

Un impuesto de \$ 3, o sea 1½ chelín por tonelada de petróleo, comparado con fluctuaciones de 15 sh., no constituye, pues, un obstáculo para que las oficinas salitreras sigan empleando este combustible, cuyas entregas no sufren interrupciones y para el uso del cual han invertido una suma

considerable de libras esterlinas en depósitos, material rodante de ferrocarril y en instalaciones adecuadas para su consumo. No se debe pensar, por ahora, que el carbón nacional pueda substituir al petróleo.

De todas maneras, los impuestos a los combustibles extranjeros contribuirán indirectamente al fomento de la industria carbonera, si sus productos están empleados en el establecimiento de elementos de movilización rápidos y baratos, y en sondajes carboníferos, porque quedarán reducidos los gastos de movilización.

Los salitreros sostienen que una tonelada de petróleo (10,500 calorías), equivale, en la práctica, a 2 toneladas de carbón nacional pesado (7,500 calorías) con el precio mínimo de 1922, de 50 chelines tonelada para el petróleo, más  $1\frac{1}{2}$  de impuesto, la tonelada de carbón chileno debería ser entregada f.o.b. puertos salitreros a \$ 51,50, lo cual no sería posible actualmente, sino tal vez como carboncillo, considerando éste como producto de poco valor en las canchas de las minas. Pero, aplicando los adelantos de la técnica moderna en los generadores, se llegará a equiparar el rendimiento del carbón y del petróleo, en proporción con sus poderes caloríficos respectivos y se necesitaría solamente  $\frac{10.500}{7.500} = 1.40$  tonelada, o sea 1.50 tonelada de carbón nacional para una de petróleo: el valor

del carbón f.o.b. puertos salitreros podría alcanzar a \$ 66,66 más \$ 2 de impuesto, o sea \$ 68,66 por tonelada.

Con la realización de las medidas de fomento a la industria carbonera en proyecto, citadas anteriormente, las reducciones en los gastos de embarque y de fletes, permitirán probablemente a las compañías carboneras remitir el carbón (pesado), de sus explotaciones bien organizadas a los puertos salitreros a un precio inferior al de \$ 68,66 m/c. tonelada puesto en carro (equivalente a un precio de 50 chelines por tonelada de petróleo), sin perjuicio económico para las compañías carboneras.

El desplazamiento progresivo del petróleo, necesitará una intensificación correspondiente de la producción de carbón nacional, y esto significará una reducción del precio de costo en las minas, diferencia que se podrá todavía restar del precio de venta mínimo del carbón nacional en el norte, para llegar definitivamente a substituirlo al petróleo.

Como los salitreros estarán libres (por la construcción de carboneras) del temor de interrupciones en las entregas de carbón nacional por huelgas u otro motivo, habrá tal vez llegado el momento de hacer entre ellos y los carboneros, un consorcium de acción común, en defensa de sus intereses respectivos y de la riqueza nacional en general.



## EL PLOMO EN CHILE EN 1925

POR

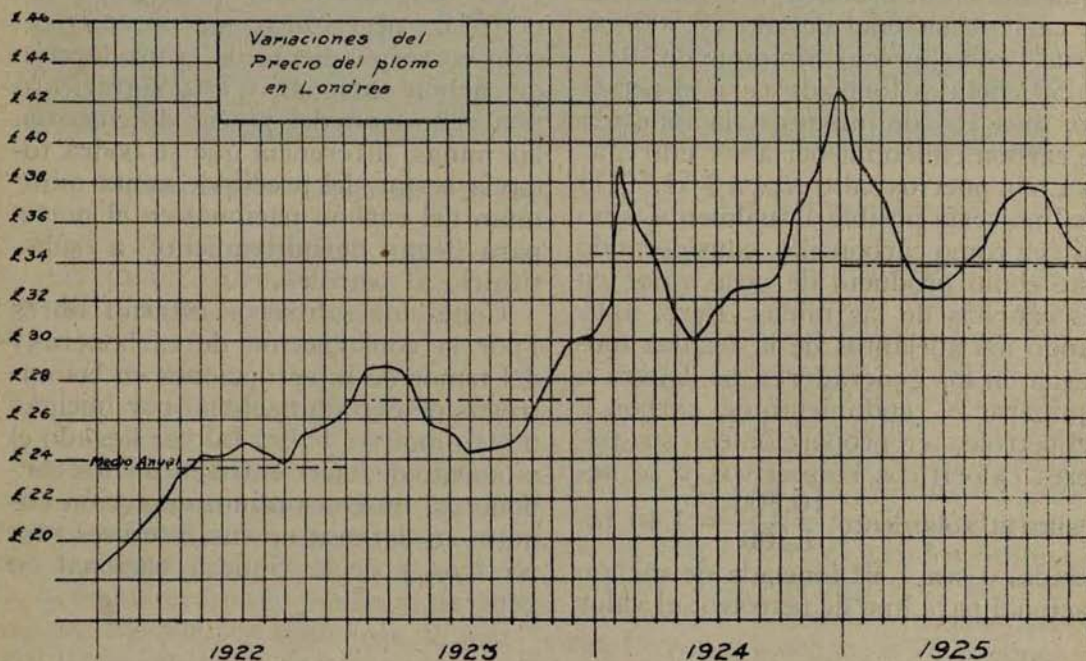
ALFREDO LEA PLAZA

Los altos precios alcanzados por el plomo, en los últimos años, han despertado interés por este metal entre nuestros mineros, el que se manifiesta en numerosas faenas, iniciadas en su mayor parte, en el transcurso de este año.

Insertamos, en estos apuntes, una

ferior a £ 24 en 1922 y de £ 26½ en 1923, ha llegado a £ 34 en los dos últimos años.

La depresión de la curva en 1923, es consecuencia de las dificultades comerciales producidas por la ocupación del Ruhr, por los franceses, y la que se observa en 1924, de las perturba-



curva que representa las variaciones del precio medio que ha tenido en Londres desde el año 1922, en que se inició la reacción post-guerra en el mercado de valores, hasta Noviembre del presente año.

Como puede observarse en ella, el precio medio por tonelada que fué in-

ciones consiguientes a la crisis del valor del franco.

Las dos alzas bruscas que se notan a principios de 1924 y a fines de este año y principios de 1925, hay que atribuir las, en parte, a la reacción consiguiente a las dos grandes bajas indicadas, y a que estos períodos han

coincido con huelgas marítimas en Australia, país que es fuerte exportador de plomo a Europa.

Los pronósticos para el año próximo son favorables y se fundan en las siguientes razones:

No se han descubierto nuevos yacimientos de importancia; las reservas de muchas de las minas en explotación están agotadas y la demanda, debido a las nuevas aplicaciones del metal, es día a día mayor.

Como ya alguien lo ha dicho, estamos en un período de "hambre de plomo".

Es, pues, probable que en 1926 veamos en la línea horizontal que representa los precios medios anuales una nueva translación ascendente.

Hay que advertir, sin embargo, que Bolivia puede dar una sorpresa, pues el ferrocarril que le da salida a los puertos argentinos, le proporciona una oportunidad para explotar con provecho sus ricos yacimientos de plomo argentífero, movimiento que se ha venido desarrollando en los últimos años.

En nuestro país, la producción ha aumentado ligeramente.

Algunas minas de Antofagasta, trabajadas con poca intensidad, han despachado a la costa unas 200 toneladas.

En Atacama, se han iniciado o continuado varias faenas, entre las que podemos mencionar la de la Sierra de los Azules, en Copiapó.

En Chañaral, ha habido alguna producción en la región de Caballo Muerto.

Más al Sur está en trabajo la mina Galana, cerca de la Estación Punta de Díaz, mina que dió base para un establecimiento de fundición de minerales de plomo argentíferos hace algunos años.

Esta mina tiene abundantes desmontes con apreciable ley de plomo y se dice que quedó rica en planes al

paralizarse la fundición; pero esto no es posible constatarlo, porque está inundada en su mayor parte.

Hacia el Oriente de la Estación de Chacritas, al Norte de Vallenar, se trabajan en pequeña escala dos grupos de minas aun muy poco reconocidas en las Sierras del Plomo y de la Peineta.

Siguiendo hacia el Sur encontramos en explotación un manto con minerales de 20% en la quebrada de Las Cañas, al Nororiente de la Estación de Viscachitas.

No conocemos otras actividades dentro de la Provincia de Atacama.

Por los datos en nuestro poder, estimamos que la producción total de las minas mencionadas no alcanzará, el año 1925, a 1,000 toneladas de minerales de 30 a 50% de ley de plomo, con 100 a 400 gramos de plata por tonelada.

En la Provincia de Coquimbo se ha reanudado la explotación de una veta de minerales complejos de plomo y zinc con alguna ley en plata, que queda situada a unos 12 kms. al Oriente de la Estación Almirante Latorre.

En años anteriores esta veta, de apreciable corrida y casi vertical, se ha explotado a rajos abiertos, produciendo comunes de 20% de ley en plomo, que se han realizado a mano, para subirla a 40%.

Para una concentración mecánica se tropezaría con la falta de agua próxima.

En el resto de la provincia se nota alguna actividad en la zona de Samo Alto; en la región de Salamanca, hacia el Oriente, donde se encuentran las minas de Mayaun y Chillepia de minerales complejos de plomo y zinc y en la llamada veta de Cárcamo, de gran corrida que se extiende desde la quebrada de este nombre hasta el valle de Cogotí, y en la cual se explotaron

hace años varias minas, entre ellas la Rosario, la Plomito y la Mugre, que proporcionaban el plomo necesario para la fundición de minerales de plata en el Establecimiento del señor Walker cerca de Illapel.

En el Departamento de Ovalle se encuentran en activa explotación las minas de la Sociedad Fundición Nacional de Plomo, a las cuales nos referimos más adelante con mayor detalle por tratarse de las minas que proporcionan la mayor parte del tonelaje que se produce en el país.

En la Provincia de Santiago, cerca de la Estación de San Gabriel del Ferrocarril al Volcán, se ha dado término a la instalación de una planta de flotación, de 15 toneladas diarias de capacidad, para tratar los minerales de la mina Carlota, que contienen plomo, zinc, cobre y plata.

Aparte de las actividades indicadas, creemos del caso mencionar los esfuerzos hechos para iniciar la explotación de las minas de plomo, con ley de plata y oro que existen en la Cordillera de Curicó, en el Cajón del Teno, y algunos reconocimientos hechos en la Cordillera de la Costa, en la zona del Almahue, cuyos resultados no pueden aún predecirse.

En estas minas no ha habido producción.

Las minas de la Sociedad Fundición Nacional de Plomo están situadas en las nacientes del Río Torca, a 2,600 y 3,000 metros sobre el mar y a 60 kms. de la Estación de Juntas, de la red central Norte. Esta distancia, en la que hasta el año último se hacía todo el flete a lomo de mula, se recorre actualmente en 40 kms. por camino de automóviles y se trabaja con toda actividad para prolongarlo hasta el pie de las minas, donde se erigirá el próximo año una planta de concentración para tratar 50 tonela-

das diarias de minerales con ley media de 27% de plomo, lo que producirá 17 toneladas diarias de concentrados de 65%.

El proyecto de esta planta se ha elaborado después de un estudio experimental completísimo, en el que los minerales se han tratado por diversos sistemas y el que ha permitido llegar a la conclusión de que el procedimiento más adecuado es la combinación de jigs y flotación.

Hasta ahora sólo se ha extraído mineral de una de las dos vetas que hay reconocidas y se han cubicado alrededor de cien mil toneladas de mineral de 27%, muestreados por sus cuatro costados.

Desde que se iniciaron las faenas, en 1920, la producción ha sido de cinco mil toneladas de 50%, parte de las cuales se han fundido para producir mil toneladas de plomo refinado, exportándose el resto.

La elevación de la ley de 27 a 50% se ha hecho por medio de una instalación provisoria consistente en una chancadora, un trommel y diez "ñe-cles", máquina ésta muy rudimentaria, pero económica y eficaz y, por consiguiente, aconsejable para minas cuyas cubicaciones no justifiquen la instalación de plantas costosas.

El establecimiento de fundición se encuentra paralizado desde Marzo del presente año, pues la experiencia ha demostrado que, por lo menos en este caso, se obtienen mejores resultados financieros con la exportación de los minerales que con su fundición.

Como hemos notado que esto produce sorpresa a muchos, creo útil dar las razones de esta aparente anomalía.

Son ellas:

1.º Pérdidas exageradas en las escorias y en los humos, lo que es difícil evitar cuando se trata de hornos pequeños, de 10 toneladas de carga en

24 horas, como es el de la Sociedad Fundición Nacional de Plomo. Las grandes fundiciones europeas y norteamericanas recuperan el 95% del plomo contenido en los minerales y en el caso de la S. F. N. de P. la recuperación media fué de 90%;

2.º El costo de fundición se recarga en el país con el mayor costo del coke metalúrgico y no hay medio de reemplazar con ventaja este combustible, por cuanto los minerales de plomo que contengan más de 4% de sílice deben fundirse en hornos de manga;

3.º El recargo que produce en el costo de fundición, cuando ésta se hace en pequeña escala, la remuneración del personal técnico, que es más o menos el mismo cualquiera que sea la capacidad del horno;

4.º El recargo de costo que significa la inversión necesaria para mantener

stocks de minerales, combustibles y fundentes, pues la mayor parte del valor de los minerales, en el caso de exportación, se recibe al contado; y

5.º La dificultad para obtener fundentes económicos, es decir, con contenidos metálicos que costeen su fundición.

Es de esperar que las actividades que hemos reseñado tengan un amplio desarrollo en el presente año, ya que ellas manifiestan que la explotación del plomo puede llegar a ser una nueva fuente de riqueza para nuestro país.

Del mayor interés sería que el cuerpo de Ingenieros de Minas hiciera un estudio prolijo de las labores a que hemos hecho referencias, pues es bien probable que alguna de ellas, que no pueden considerarse, sino como reconocimientos, sean de valor.



## LA FUNDICION DE CALETONES DE LA BRADEN COPPER COMPANY

POR

M. S. MAZANY

Superintendente de la Fundición

La planta de fundición se terminó y entró en funciones en Febrero de 1922. Al principio fundía diariamente 750 toneladas de concentrados producidos en Sewell de 10,000 toneladas de mineral; más tarde su capacidad se aumentó a 900 toneladas de concentrados obtenidos de 12,000 toneladas de mineral por día; y se está incrementando en la actualidad a 1,100 toneladas de concentrados pro-

ducto del beneficio de 15.000 toneladas de mineral.

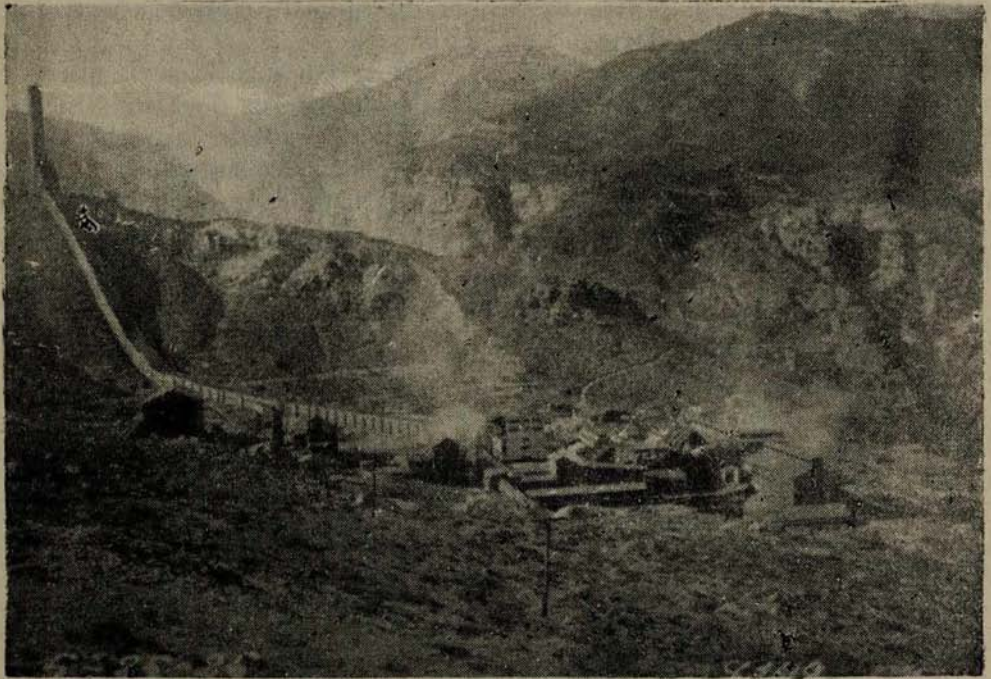
La producción de la planta de fundición se determina principalmente por la capacidad productora de la planta de concentración, la que depende, hasta su capacidad máxima, de la cantidad de agua de que se dispone en diferentes estaciones del año.

Los concentrados, con 16% de humedad, se cargan en Sewell en los

baldes del andarivel, que tienen de 1650 a 1700 libras de capacidad, y se transportan por medio de aquel, que es recto, y que tiene 4 millas de largo a la estación de descarga en la fundición de Caletones, donde se vacian a una tolva de hormigón de 43 pies de ancho, 86 de largo y 20 de profundidad, o sean 6.000 toneladas de capacidad. El término medio del análisis del concentrado es el siguiente: Cu, 25.7%. S. 30.1%. SiO<sub>2</sub>,

tores y de suspensión y corren sobre una sección de rieles de acero hasta un desvío, que incluye la romana de entrada, donde se pesan y vacian. Después de completar un circuito por el edificio, los baldes vacíos se pesan en romanas dobles, antes de devolverlos al andarivel. El muestreo se hace en las romanas de entrada por medio de un muestreador de cañón.

A unos pocos pies debajo del piso de la estación de descarga hay dos



Vista General de la Nueva Fundición de Caletones

10.7%. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 5.8%. Fe, 22.8%. CaO y MgO, 0.8%.

La estación de descarga la constituye un edificio de acero; la parte superior tiene piso sólo en parte, de manera que los baldes del andarivel pueden descargarse a través de una parrilla a la tolva situada debajo. Según llegan los baldes, se les corta automáticamente de los cables trac-

grúas de 10 toneladas, movibles y equipadas con baldes de 1½ yardas cúbica del tipo "clam shell" que trabajan a lo largo del eje principal del edificio. Las grúas cargan la mezcla de concentrados, desde la tolva, a través de compuertas a carros para concentrados de 4 toneladas de capacidad. Al lado, y en una parte del edificio donde está ubicada la tolva,



está situada una pequeña planta para mezclar los humos, donde éstos, depositados en los dos precipitadores tipo Cottrell, se revuelven con los concentrados en un molino de desintegrar y se descargan a la tolva. De esta manera el material cuprífero menor de 200 mallas se devuelve al circuito de la fundición sin gran pérdida y sin hacer las condiciones del trabajo demasiado desagradables.

### Detalles de la manera de cargar los tostadores

Una vez cargados los carros de concentrados, éstos se transportan en trenes de tres carros cada uno, tirados por locomotoras eléctricas de 10 toneladas de arrastre, pasando sobre una romana para pesar las cargas. La romana está ubicada sobre un muelle especial en la parte superior del edificio donde se cargan los tostadores. Aquí los concentrados se descargan a uno de los tres buzones, de 20 toneladas cada uno, que alimentan los tres tostadores. Debido a la consistencia variable de la alimentación se ha instalado en el fondo de cada buzón o tolva de tres a seis transportadores de espiral colocados paralelamente. Estos tienen 12 pulgadas de diámetro y cuatro pies de largo, y andan con velocidades variables. Los alimentadores son movidos por medio de engranajes dependientes unos de otros, de tal manera que cualquiera de la serie de tres alimentadores ubicados en los dos lados de la tolva pueden ponerse en marcha o pararse por medio de un embrague, para que no haya demora en variar la alimentación. Los alimentadores de espiral descargan el concentrado a un buzón de hierro fundido y de forma ovalada, de 13" x 24" de sec-

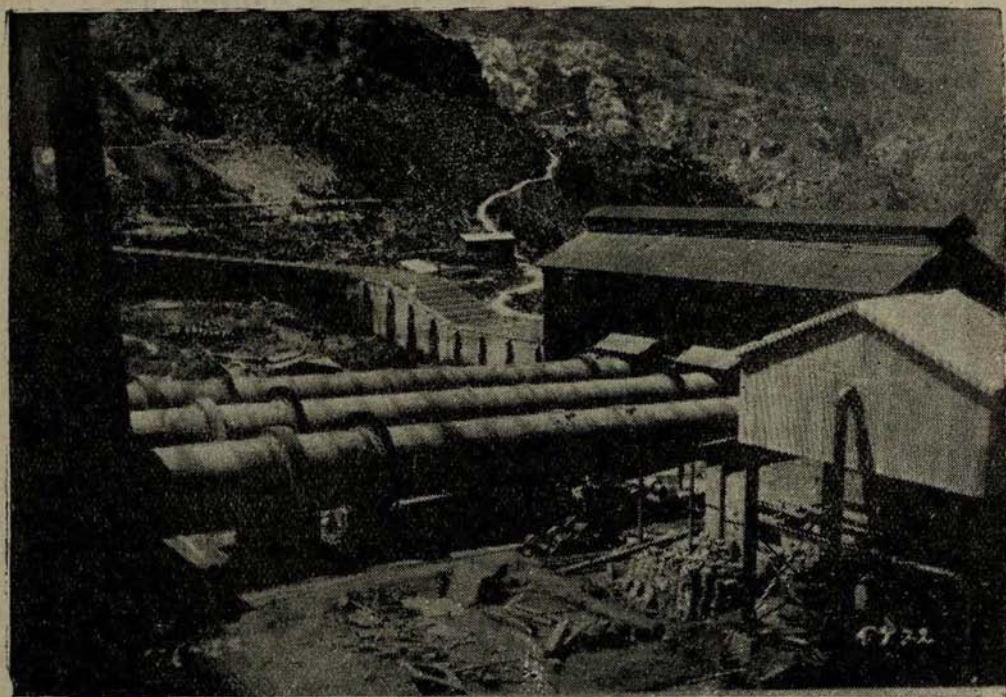
ción transversal, que comunica el buzón, pasando a través de la cámara de humos del tostador, con la parte superior y abierta del tostador. Este buzón forma un ángulo de unos 70° con la horizontal, inclinación suficiente para impedir que la alimentación se pegue, y permite además que descargue como unas 18" dentro de la parte superior del tostador giratorio, que tiene 150' de largo y 10' de diámetro. Para impedir que los gases provenientes del tostador escapen por este buzón, un cañón de ½" descarga aire comprimido continuamente en el interior del buzón para formar una contrapresión.

Cada uno de los tres tostadores cilíndricos consiste de un casco exterior hecho de planchas de acero de ¾", con un forro de ladrillo de 9" de espesor. En los dos puntos de soportes el casco está reforzado con planchas y con una llanta pesada de acero fundido ribeteada al casco. Cada llanta de acero descansa sobre dos pares de rodillos, y cada par de éstos sobre una cuna giratoria, y estas cunas están colocadas de tal manera sobre planchas pesadas de hierro fundido que hacen de base, que el tostador tiene una inclinación de 7/8" por pie desde el punto de alimentación al de descarga. Con la velocidad normal del tostador, que es de 1 revolución por minuto, la alimentación necesita 45 minutos para pasar a través del tostador. Al principio se experimentaron considerables dificultades mecánicas en el diseño original de las llantas debido a la necesidad de seccionarlas para el transporte y la erección. La llanta ahora en uso ha dado resultados satisfactorios. Está dividida en 6 secciones, con juntas que calzan muy bien (hechas a torno); todas las juntas están hechas en

forma de zig-zag, de tal manera que en ninguna de ellas está la sección transversal del metal de la llanta roto en más de una tercera parte; estas secciones están bien apernadas.

Cada tostador es movido por un motor de 100 HP. La reducción de la velocidad se obtiene por medio de un tren de engranajes, y el último piñón engrana con una corona grande ribeteada a la parte exterior del

Los concentrados mojados se alimentan a través de un buzón situado en la parte superior del tostador. Los quemadores del petróleo están situados en el otro extremo. Según revuelve el tostador, la alimentación avanza despacio hacia adelante, secándose primero, y después llega a una zona de fusión incipiente, donde los concentrados finos se convierten en pequeñas bolas o nódulos semi-



Vista general de los tostadores giratorios para aglomerar el concentrado

casco de acero. El extremo del tostador por donde descargan los concentrados tiene colocado encima una campana revestida de ladrillos, de quita y pón, con fondo abierto que permite la descarga de los concentrados ya tostados a una tolva situada debajo. En este extremo también están situados los portillos, frente al eje central del tostador, para que pasen los quemadores de petróleo.

fundidos, que varían en tamaño entre  $\frac{1}{4}$ " y 3", lo que constituye un tamaño deseable, y en seguida caen del tostador.

La capacidad media efectiva de cada uno de estos tostadores es de 250 toneladas de concentrados por día, con un concentrado de la ley ya dada. El análisis medio del producto es aproximadamente el siguiente: Cu, 28.9%. S, 19.5%. SiO<sub>2</sub>, 11.6%

$\text{Al}_2\text{O}_3$ , 6.4%. Fe, 25.2%. CaO y  $\text{MgO}$ , 1.1%, lo que indica una pérdida de azufre de alrededor de 42.5%. El consumo de petróleo varía entre 6.5 y 7.5 galones por tonelada.

### La separación de la costra

Después de unos tres días de trabajo, en el extremo por donde descargan los concentrados y en una distancia que varía entre 5' y 20' empiezan a formarse incrustaciones, a pesar de la frecuencia con que se pican con barreta. Estas costras hacen necesario parar el tostador, quitar la campana, enfriar la costra con agua y romperla, operación que demora entre dos y ocho horas.

La posibilidad de obtener un trabajo más continuo o un mayor tonelaje por unidad, depende más bien del carácter físico y químico de la alimentación que de las condiciones del trabajo. El material que se tuesta en la planta se compone por regla general de 23% de concentrados de las mesas y 77% de concentrados de flotación. Algunas veces, debido a irregularidades locales en el funcionamiento de la planta de concentración, o en la entrega de los concentrados, esta proporción varía, con un alza grande en la razón de concentrados de flotación, o un aumento temporal en la sílice y alúmina en estos concentrados, un estado de cosas que afecta seriamente el trabajo de los tostadores; pues los concentrados forman bolas en su interior.

Un exceso de silicato de alúmina que haya pasado por las máquinas de flotación y que haya sido cubierto en parte con aceite, ocasiona la formación de bolas grandes, que se tuestan primero y luego se funden. Algunas veces estas bolas crecen hasta

alcanzar unos 5' de diámetro. Esta greda, cubierta con aceite se parece al maicillo, pues actúa como ligazón cuando los concentrados húmedos revuelven en el tostador y hace el papel de cemento cuando se funden. Al llegar a la zona de fusión, estas bolas se funden y a veces una cantidad apreciable de los sulfuros presentes se funden también y corren y, entonces, se forma una masa semi fundida que es difícil de quebrar. Este mismo estado de cosas es causa de que se formen costras muy profundas en el extremo del tostador por donde descargan los concentrados. También resulta con frecuencia en la formación de eje líquido y calcinados secos que descargan del tostador al mismo tiempo que una cantidad relativamente pequeña de nódulos. El análisis aproximado de los concentrados que dan origen a este estado de cosas es el siguiente: Cu, 23.1%. S, 28.7%.  $\text{SiO}_2$ , 13.8%.  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 7%. Fe 21.4%. CaO y  $\text{MgO}$  1.3%.

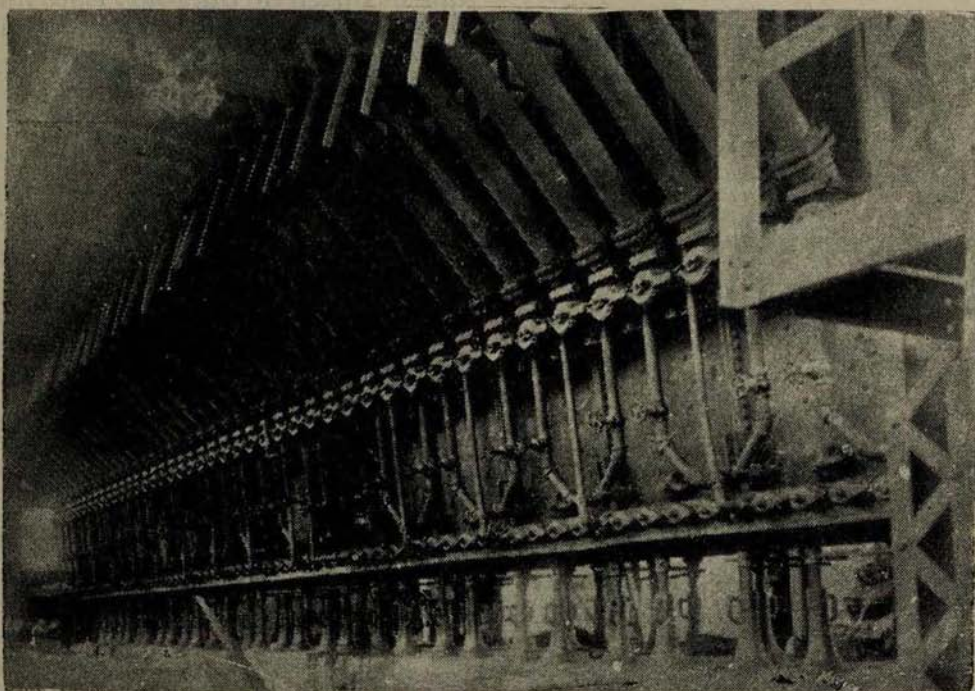
### Mayor consumo de combustible

Aparte del menor tonelaje producido bajo estas condiciones, hay además un mayor consumo de combustible si se quiere obtener una producción apreciable de nódulos. En evidente contraste con estas condiciones están los resultados obtenidos cuando en la alimentación predominan los concentrados de las mesas con su alto contenido de sulfuros, por lo menos, cuando estos representan un 70% de la alimentación. Una mezcla tal, cuando se alimenta a un tostador en el que se haya formado costras muy espesas, hace que en unas 12 o 14 horas el anillo de costras semi fundidas que se forma en el

extremo donde descarga el tostador, haya desaparecido por completo, mientras que el consumo del combustible necesario para producir un producto de primera clase habrá disminuído a 5 galones por tonelada, con un aumento en el tonelaje tratado que puede ascender al doble del que se beneficiaba anteriormente. Esta última condición sólo ha pre-

SO<sub>2</sub> 10.7%. Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 5.2%. Fe 28.0%. CaO y MgO 0.9%.

Los gases que se forman en los tres tostadores salen por los extremos donde se alimentan los concentrados y entran a los "cajones" de humos, los que juntos forman la cámara principal de humos de los tostadores. Los humos salen a una temperatura aproximada de 250° C. Después de



Vista de un costado del Horno de Soplete, mostrando las chaquetas de agua y cañerías de aire comprimido, (toberas)

valecido en la planta durante muy cortos períodos, pero cálculos basados sobre observaciones hechas han demostrado que un tostador podría trabajar así indefinidamente con un alto tonelaje sin necesidad de paradas para "picar" o destruir las costras o sacar las bolas. El concentrado que produce estas condiciones de trabajo tendría el siguiente análisis aproximado: Cu 17.4%. S 34.5%.

andar aproximadamente unos 30 pies por la cámara de humos principal, que está hecha de planchas de hierro, los gases entran a la "Casa Cottrell" que está situada al lado del edificio para alimentar los tostadores. La "Casa Cottrell" está construída en tres secciones paralelas, con dos unidades iguales por sección, y con un espacio de 6 pies entre las secciones anteriores y posteriores en la di-

rección en que corren los gases. Es del tipo de alambre, con alambres de carga de hierro y del N.º 14 que llevan una corriente de 40.000 voltios. Los alambres están colgados en 22 hileras paralelas, (11 hileras por sección) y a ángulos rectos a la dirección de los gases. Las hileras de alambres están colocadas a  $9\frac{1}{2}$  pulgadas y los alambres en cada hilera están separados 4" entre sí. Después de cada hilera de alambres de carga, hay una hilera doble y paralela de alambres que van a "tierra", (N.º 14) y que están colgados a la distancia media entre ésta y la próxima hilera de alambres de carga con el objeto de presentar a las partículas cargadas de electricidad una superficie de precipitación que se pueda limpiar fácilmente. Estas hileras dobles de alambre están situadas a 3" en la dirección en que corren los gases y a 2" perpendicularmente a esa dirección. La razón del área de los alambres que van a tierra comparada con la de los alambres cargados es de  $4\frac{1}{2}:1$ , área que es demasiado reducida y que se necesita limpiar cada hora cuando se está tratando un gas muy cargado con humos. La sección transversal activa de cada precipitador es de 8' de ancho por 10' de alto y su largo efectivo es de 9'. Los gases pasan por este precipitador, que tiene 80' cuadrados de sección transversal y un largo de 19' y atraviesa este campo eléctrico sumamente cargado antes de dejar el precipitador para entrar a una cámara de humos auxiliar que los conducen a la cámara principal. La temperatura de los gases en el precipitador varía entre 175° y 225° y el volumen de gas beneficiado por unidad es alrededor de 38.000 pies cúbicos por minuto. Esto permite a los gases una velocidad media de

8' por segundo a través del precipitador y, por consiguiente, una exposición durante  $2\frac{1}{2}$  segundos en un campo eléctrico altamente cargado.

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

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

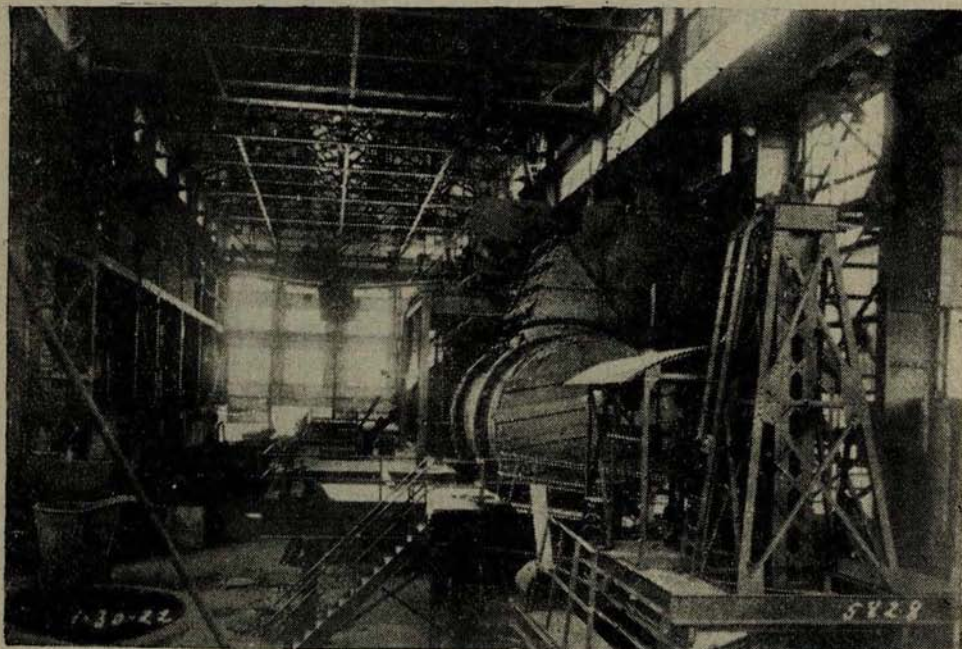
### La dirección de los gases

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

Los humos provenientes de la cámara principal de humos y del precipitador Cottrell se sacan en carros automotores cubiertos que corren por una línea situada debajo de los buzones de las cámaras de humo. Los carros se llevan a un ascensor que los elevan al nivel del edificio donde se cargan los tostadores y después se

vacian a la planta para mezclar los humos con los concentrados antes de tratarlos de nuevo en los tostadores. Los humos que se asientan en la cámara de ladrillo de 12×14 pies se mojan en esta cámara por medio de una regadera y después se sacan por medio de rastrillos a través de compuertas. Estos humos se cargan en carros de tolvas de 4 toneladas y de vaciar por los lados y se llevan a la

en la casa de bombas para el petróleo y ésta está ubicada cerca de los tostadores. El petróleo se eleva a los 3 tostadores por medio de 3 bombas Quimby para petróleo, de doble hélice y de capacidad de 3 galones por minuto hasta una presión de 175 libras. Una bomba igual sirve para llevar el petróleo que se utiliza en los hornos de volcar para llenar los moldes.



Interior del Edificio de los Convertidores

tolva de almacenamiento para mezclarlos.

El combustible que se emplea en los tostadores se toma de los estanques generales de almacenamiento que son de hormigón, cubiertos, de 10.000 barriles de capacidad y construídos bajo tierra. Una cañería de 8" conduce el petróleo por gravedad con un salto de 200 pies a una serie de estanques donde se mide y se calienta. Los estanques están situados

### Los crisoles

Todos los crisoles son de la misma construcción e igual tamaño. Tienen los costados rectos y los extremos semi-circulares, 7×32 pies de largo sobre sus ejes mayores, 15½ pies de ancho y 6¼ pies de altura. Cada crisol está construído de planchas de acero de ½", reforzadas con ángulos en su parte superior, en los lados y en el fondo. Se mantiene la forma de los

crisoles por medio de 7 abrazaderas de  $\frac{1}{2}'' \times 6''$  en el fondo y de 7 vigas I en la parte superior: el fondo del crisol consiste de corridas de ladrillos de fuego de 9'' colocadas contra el casco de acero y una corrida de ladrillos de magnésita de 9'' en su parte interior para impedir la acción corrosiva del eje y de la escoria. En el forro del fondo no hay más que una corrida de ladrillos de fuego de 9'' sobre la base de cemento que sostiene el crisol. Uno de los extremos semicirculares contiene los tres agujeros para sacar el eje, los que están situados a 20 pulgadas de la parte inferior del casco, y en el otro extremo están situados los dos labios para que rebosa la escoria de la parte superior del crisol.

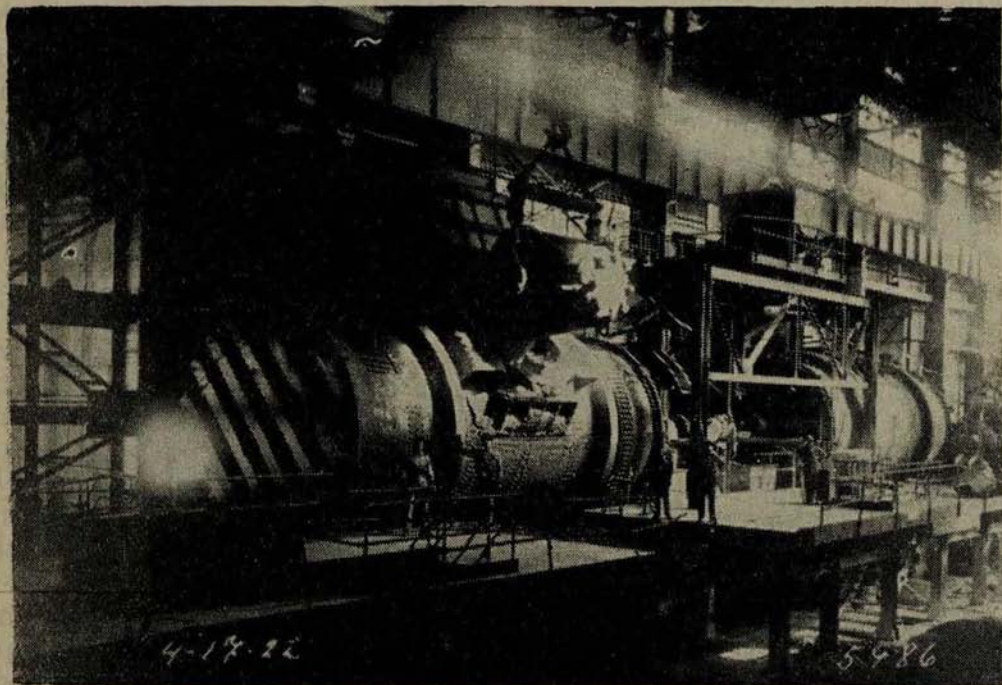
El horno N.º 1 (de 50') tiene a cada lado 15 camisas enfriadas con agua, de planchas de acero y de 40'' de ancho. Cada camisa tiene  $14\frac{1}{2}$  pies de alto y está atravesada por tres toberas de 5'' de diámetro, a 42'' sobre la solera de hierro fundido. El horno tiene 4' de ancho en la línea de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

sobre el dintel de la puerta para cargar el horno, que se extiende alrededor de todo el horno; el aire entra a través de agujeros en el casco interior y en la parte superior de la campana y se junta con los gases del horno que corren hacia los cañones giratorios "goosenecks". La parte superior de la campana del horno está cubierta por tres planchas de acero iguales que convergen hacia tres cañones giratorios de  $7\frac{2}{3}'$  de diámetro hechos de planchas de acero que conducen hacia una cámara de humos que es también de planchas de acero, donde los gases de los hornos se mezclan con los gases de los convertidores antes de pasar por el precipitador Cottrell. La campana entera lo mismo que los cañones giratorios están suspendidos del techo del edificio. El horno se carga por medio de carros que circulan por líneas situadas a cada lado del horno, y se vacian a través de las compuertas de carga, que son de hierro fundido, y tienen 4 pies de alto y han sido construídas en tres secciones de 15' cada una a ambos lados del horno.

El horno N.º 2 es de igual construcción al N.º 1 exceptuando que sólo tiene 2 cañones giratorios en sus 30' de largo. El tiraje del horno puede aumentarse hasta una presión de 36 onzas. El aire se lleva hasta el edificio donde están los hornos de soplete a través de una cañería de acero de 6' de diámetro desde la casa de la fuerza motriz de la fundición. El agua para enfriar las camisas del horno se alimenta por gravedad desde el estanque de refrigeración y el agua corre por una cañería de 12''. El agua que rebosa de las camisas se devuelve al estanque de enfriamiento por medio de bombas hasta las regaderas en el estanque de enfriamiento. Hay 4

bombas Gould centrífugas, de una sola etapa y de una capacidad de 350 galones por minuto cada una; el agua que se pierde en la refrigeración del horno se alimenta al estanque de enfriamiento desde una cañería que está unida con la planta que supe de agua a todo el establecimiento y está controlada automáticamente por medio de una válvula, a la que hace

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



Vista de uno de los convertidores en el momento de cargarlo con eje por medio de una grúa de 40 toneladas.

funcionar un flotador en el estanque de enfriamiento.

### La carga del horno

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

da de concreto y cubierta con tablonnes de madera sueltos que cubren una correa transportadora de  $2\frac{1}{2}' \times 520'$  para transportar los materiales desde las pilas donde se almacenan. La capacidad para almacenar flujo silicoso es alrededor de 3,000 toneladas y para coke alrededor de 5,000 toneladas. Una parte del flujo de sílice se chanca hasta 1" en una chancadora Blake. El transportador de correa N.º 1 corre a lo largo de todo



el sitio donde se almacenan los materiales a la intemperie y de tal manera que puede alimentarse desde cualquier punto en las pilas de almacenamiento y descarga hasta una correa transportadora N.º 2, inclinada, de 210' de largo, que descarga hasta la correa transportadora N.º 3, de 150' de largo, ubicada en la parte superior de las tolvas de los hornos. Este transportador descarga por medio de un descargador automático a una de las 14 divisiones de las 20 que tienen las tolvas de alimentar el horno.

La tolva grande que alimenta el horno es de hormigón reforzado con dos hileras paralelas de 10 divisiones cada una. Cada tolva o división tiene una capacidad de 1,600 pies cúbicos y tiene dos compuertas que se cierran por medio de aire comprimido y que descargan en el interior de un par de carros con tolvas que pesan las cargas automáticamente. Los buzones para pesar las cargas están colocados a distancias equidistantes a ambos lados de la tolva general, de tal manera que quedan colocadas exactamente frente a un tren conteniendo 6 carros para cargar los hornos y en cuyo interior descargan los buzones. Esta disposición sólo hace necesario enfrenar un solo carro en el tren para que todos los otros carros queden bajo los buzones adyacentes. Los buzones se descargan a los carros dándole vuelta a las compuertas del fondo, que se abren y se cierran automáticamente. Seis de estas divisiones en la tolva se usan para la escoria de los convertidores, que es el único flujo que se emplea en los hornos. La escoria de convertidor se saca desde una tolva ubicada bajo la chancadora Mc Gregor para romper escoria de convertidor y que está

situada en el edificio de los convertidores.

Esta tolva descarga en el interior de dos carros de 5 toneladas, los que se elevan sobre un plano inclinado situado sobre la tolva general. Cuando los carros están sobre la división de la tolva que se quiere cargar, se abren las compuertas del fondo y se descarga la escoria. Al bajar los carros, las compuertas del fondo se cierran automáticamente. Doce de las divisiones de la tolva general se emplean para almacenar coque y dos para la escoria de convertidor.

### Manera de cargar el horno

Para cargar un horno, se sigue el siguiente procedimiento: Los carros de los trenes, que son tirados por locomotoras eléctricas de 10 toneladas, se cargan con la cantidad de coque necesario, luego se añade la cantidad necesaria de escoria de convertidor sobre el coque, después de lo cual los trenes se mueven hasta las tolvas de descarga de los tostadores y se llenan con nódulos de concentrados. Los trenes pasan entonces sobre romanas colocadas en la línea, donde se pesan de tal manera que el peso de los nódulos se obtiene por diferencia. Si no hay nódulos cuando se desea hacer una carga, se reemplazan éstos por concentrados crudos que se cargan desde la tolva donde se almacenan. Los carros para cargar los hornos tienen tres toneladas de capacidad, son del tipo Anaconda y se vacian por los costados, volcándolos para que descarguen al interior del horno por medio de cilindros de aire comprimido que elevan un lado del carro. Al mismo tiempo se abre la compuerta del horno que está al frente, lo que per-

mite que la carga se escurra al interior del horno.

La columna de carga del horno se mantiene generalmente como unos 10 pies sobre las toberas con una presión de aire de 32 onzas. Algunas veces la presión del aire se reduce hasta 18 onzas, bien sea porque no hay suficiente carga que fundir o porque es necesario producir temporalmente una cantidad menor de eje. El término medio de la carga de un horno se compone de 14.6% de concentrados crudos, 58.2% de nódulos de concentrados y 27.2% de escoria de convertidor. Para fundir esta carga se necesita un 10.2% de coque. La escoria del horno de soplete tiene el siguiente término medio: Cu. 0.67%; S, 1.0%; SiO<sub>2</sub>, 31.3%; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 13.7%; Fe, 37.2%; CaO y MgO 1.2%.

La razón de concentración del eje varía de 50 a 55% y la de la escoria de 45 a 50%. La ley del eje varía entre 37 y 44% de Cu. La práctica más reciente en la fundición consiste en vaciar una parte de la escoria de convertidor, mientras está caliente, a los crisoles por medio de canaletas, después que se ha hecho una sangría de una taza de eje. Aunque este método de limpiar una parte de la escoria del convertidor aumenta un poco el contenido de cobre en la escoria del horno, el costo de la mayor cantidad de cobre que se pierde en la escoria es mucho menor que el costo del coque que se necesita para fundir esta cantidad de escoria si se hiciera pasar fría y de nuevo por el horno de soplete. A menos que se esté fundiendo un gran tonelaje en cada crisol la escoria del horno tiende a enfriarse en el fondo del crisol y en el extremo donde la escoria rebalsa, de lo que resulta que se forma una costra en la parte superior del crisol, que al final hace

necesario vaciar por completo el crisol y romper la escoria fría para aumentar su capacidad. La escoria líquida de cada crisol rebalsa alternativamente a través de uno de los dos labios de hierro fundido hasta una serie de carros para la escoria, de 60 pies cúbicos de capacidad que se vuelcan eléctricamente y que corren sobre una línea situada debajo del horno. Los carros se llevan al escorial por medio de pequeñas locomotoras que queman petróleo. La sangría del eje se hace por medio de canaletas hasta tazas que tienen 150 pies cúbicos de capacidad y que se llevan por medio de grúas Morgan de 80 toneladas y de corriente directa hasta los convertidores. Los gases de los convertidores se conducen a través de una cámara de humos de acero y de 20' de diámetro que pasa sobre el edificio de los convertidores y de los hornos de soplete y luego se mezclan con los gases de los hornos en la cámara de humos común a los dos gases. Los dos gases juntos pasan por una cámara de humos de ladrillo, con tolvas en su parte inferior, que tiene 25' x 26' y que forma el distribuidor para el alimentador del precipitador Cottrell, que trata los gases de los hornos y de los convertidores. Grandes compuertas de acero ubicadas en esta cámara de humos permiten hacer pasar todo el volumen de gases hacia la cámara de humos principal. El precipitador Cottrell, instalado en este lugar, es un edificio doble, con 4 unidades Cottrell construídas a cada lado de la cámara principal de humos, que es de ladrillo. La salida de esta cámara de humos hacia los compartimentos de cada precipitador se hace a través de compuertas de planchas de acero en los costados de la cámara de humos y que

abren directamente hacia cada unidad del precipitador, bajo las planchas de precipitador los humos. Las unidades del precipitador son casi exactamente iguales a las de Anaconda, pero existen ciertas pequeñas diferencias en los soportes de los electrodos y en otros pequeños detalles. Cada unidad se compone, en sus partes esenciales, de una serie de cuadros suspendidos y construídos de planchas de hierro ondulado, de 20' de alto y colocados a 11' de distancia, con hileras de cadenas N.º 10 colocadas a 4" de distancia y suspendidas a la mitad de la distancia entre aquellos para cargar los electrodos. Según ascienden los gases entre estas planchas pasan a través de un campo electrificado debido a la descarga de las cadenas que llevan alrededor de 60,000 voltios desde las planchas de hierro ondulado. Las partículas de polvo reciben cargas eléctricas y la mayoría de ellas se adhieren a las planchas que van a tierra. Cada dos horas las compuertas de los gases se cierran, se corta la corriente eléctrica, y se sacuden las planchas y los electrodos para botar el polvo que cae a las tolvas colocadas en su parte inferior. Desde estas tolvas, los humos se llevan por medio de transportadores de hélice hasta tolvas que están situadas bajo la cámara de humos de acero, donde se cargan a carros cubiertos y automotores que los llevan a la planta para mezclar los humos. Las compuertas en la parte superior de las unidades del precipitador son del tipo "Jug" y abren hacia una cámara general que conduce hasta la cámara principal de humos, que es de ladrillo y tiene 25×26' de sección transversal. Cada uno de los ocho precipitadores tiene una sección transversal, contra la corriente

de los gases, de 176' cuadrados y un largo efectivo en la dirección en que corren los gases de 20'. La corriente máxima de los gases que se ha medido pasando a través del sistema ha sido alrededor de 650.000' cúbicos por minuto a una temperatura de alrededor de 250°C en el precipitador. Esto da como término medio una velocidad máxima de  $7\frac{3}{4}$ ' por segundo a través del precipitador. Varias pruebas verificadas en estas unidades y hechas en diferentes ocasiones y bajo diferentes condiciones de trabajo, indican que entre el 85% y el 94% de los humos que entran al precipitador se precipitan aquí. El edificio de los convertidores está equipado con dos convertidores Pierce-Smith de 13 pies de diámetro y 30 pies de largo, una máquina circular para moldear la escoria de los convertidores y una chancadora McGregor para romper la escoria de los convertidores y una parrilla; dos hornos para anodos y dos ruedas Walker para moldear el cobre. Dos grúas Morgan de 80 toneladas de capacidad hacen el transporte del material en el edificio. Por regla general, se usan 4 tazas llenas de eje para la carga inicial del convertidor, después de lo cual se añaden tres o cuatro tazas más a intervalos, según se va obteniendo espacio al sacar la escoria y antes que a toda la carga de eje se le haya extraído prácticamente todo su contenido de hierro, dejando en el convertidor bastante sulfuro de cobre para terminar una carga de unas 45 toneladas de cobre. Este cobre se transporta por medio de la grúa y de las tazas a uno de los hornos para moldear el cobre.

Los convertidores son del tipo común, de forma cilíndrica y se vuelcan eléctricamente; su único rasgo

extraordinario es que la línea de las toberas, que está compuesta de 41 toberas de  $1\frac{1}{2}$  pulgada de diámetro y que, por regla general, están situadas en la línea horizontal que pasa a través del eje central del convertidor cuando está en su posición normal para soplar, se ha bajado en este caso 2 pies bajo esta línea y los cañones de las toberas están colocados de tal manera que bajen  $2\frac{1}{2}$ " en 18" según pasan a través del forro de ladrillo de magnesita del convertidor. El objeto con que se hicieron estos cambios fué el de impedir en todo lo posible que el convertidor escupiera cuando estaba soplando y para impedir que el fondo se llenara de incrustaciones mezclada con magnesita cuando se está cargando continuamente un tonelaje grande de productos secundarios de la planta. Aunque esto reduce la capacidad de la unidad por cada carga a la mitad, no reduce la capacidad por día. Se han obtenido con frecuencia tonelajes mayores de 300 toneladas por día en los dos convertidores. El record de la planta durante un período de 15 días fué de 312 toneladas por día para dos convertidores cuando se estaba convirtiendo un eje con 42.6% de cobre. Durante períodos de 10 días este término medio por día ha llegado a 320 toneladas con un eje de igual ley.

El método de trabajo consiste en vaciar 4 tazas de eje a un convertidor, añadir como  $\frac{3}{4}$  partes de una taza de flujos de sílice, una taza de desperdicios fríos; tales como eje frío, humos asentados por gravedad y después soplar la carga hasta obtener una taza de escoria, la que se vacía. En seguida se añade otra de humos o de recortes fríos con una taza de eje caliente y  $\frac{3}{4}$  partes de una taza de flujo de sílice, y se sopla de nuevo.

Se repite esta operación hasta que la carga está "alta" y la última escoria se extrae con el mayor cuidado posible, después de lo cual se sopla para extraer el azufre y para terminar la carga hasta obtener un cobre con 99.7% de ley. El término medio de los análisis de los productos que se emplean y que se obtiene en esta operación son los siguientes:

	% Cu	% S	% SiO <sub>2</sub>
Flujo de sílice .....	1.6	4.8	64.4
Escoria convertidor.	5.2	2.5	18.0
Humos .....	29.2	17.0	12.2
Eje.....	41.9	23.7	..

	% CaO	% MgO	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Flujo de sílice .....	4.7	1.2	17.2
Escoria convertidor.	49.5	0.4	5.2
Humos .....	23.7	1.1	6.5
Eje.....	30.5	..	..

Los tonelajes medios de materiales que se emplean en los convertidores por tonelada de cobre producido son los siguientes:

	Tonelaje por tonelada de cobre producido
Cobre.....	1
Ejes calientes.....	2.4
Escoria de convertidor pro- ducida .....	1.58
Flujo de sílice empleado. ....	0.41
Humos asentados por grave- dad empleados. ....	0.14
Otros materiales fríos fundi- dos (aparte del cobre frío)..	0.624

Las tazas de escoria de convertidor líquido se llevan por medio de

la grúa a una rueda para moldear la escoria de convertidor situada a un extremo del edificio de los convertidores, donde se colocan en un marco para vaciarla a moldes de acero fundido. Hay 120 de estos moldes y están colocados en un cuadro de acero que tiene 72' de diámetro y que descansa sobre ruedas que corren sobre una línea. Esta rueda circular está movida por medio de cables desde un motor eléctrico con engranajes para reducir la velocidad. En el lugar donde la escoria se solidifica se la riega con agua por medio de una regadera con el objeto de enfriarla. La escoria en los moldes se vacía automáticamente por una canaleta inclinada hasta una rejilla que tiene agujeros de 8" de diámetro. Las costras de escorias que quedan en las tazas de los convertidores también se vacían a esta rejilla y la chancadora Mc. Gregor quebranta las dos clases de escorias descargándolas a una tolva ubicada debajo de la chancadora. La escoria chancada se eleva por medio de baldes hasta las tolvas de los hornos de soplete, donde se emplea como flujo en las cargas de los hornos. Hay además dos hornos para moldear las barras, de volcar, y que están colocados en el mismo lado en la galería de los convertidores y en la misma línea que éstos. Cada una tiene 30' de largo y 10' de diámetro y están formadas con ladrillos de magnesita y se caldean por medio de petróleo. Su capacidad es de 125 toneladas cada una. El edificio donde se moldean las barras de cobre está junto a la galería de los convertidores y de tal manera que los labios de descarga del horno vacían el cobre líquido a una taza de volcar y de aquí hasta los moldes de dos ruedas Walker de 30' de diámetro para moldear ba-

rras. Las barras de cobre, que pesan 350 libras, se llevan desde la rueda Walker sobre pequeños carros tirados a mano para cargarlos a los carros del ferrocarril.

La cámara de humos de la fundición ha sido construída de ladrillos rojos, con un arco en su parte superior. Se extiende desde el precipitador Cottrell de los hornos de soplete y convertidores, a un nivel de 5.140', pasando por sobre una parte de terreno horizontal y después asciende por el lado de un cerro hasta la base de la chimenea que está a una elevación de 5.655'. El largo total es de 1.670' y su sección transversal, después que se le unen todas las cámaras de alimentación, es de 26' de alto por 30 de ancho y tiene 30 pies de diámetro y 250' de alto. Ha sido construída de planchas de acero y revestida con ladrillos de construcción rojos para protegerla contra la corrosión de los gases ácidos.

### Fuerza Motriz

La fuerza motriz proviene de dos plantas hidro-eléctricas situadas a 9 millas de distancia y se transmite por medio de dos circuitos de 33,000 voltios. Se reduce a 2,300 voltios por medio de transformadores que están a la intemperie y se distribuye para su uso en la planta por medio de cables subterráneos desde tres tableros que están en el interior de la casa de fuerza. La capacidad total de los transformadores es de 10,000 KW. Hay una batería de acumuladores para los casos de emergencia, tales como volcar los convertidores y vaciar los hornos de moldear el cobre, en el caso de que la fuerza fallara de repente. La mitad del espacio en la casa de fuerza motriz está ocupado por las instala-

ciones de la maquinaria, que comprende tres compresores Rateau-Battu-Smoot, capaces de comprimir 24,000 pies cúbicos de aire libre por minuto hasta una presión de 14 libras en el indicador para el uso de los convertidores; tres compresoras Rateau-Battu-Smoot, cada una capaz de comprimir 36,000 pies cúbicos de aire libre por minuto a una presión de 3 libras para los hornos de soplete, una compresora Ingersoll-Rand de 2,630' cúbicos y dos compresoras Laidlaw-Dunn-Gordon para el uso general de la planta y de los talleres. Un edificio de 225×55' cubre los talleres que están equipados con tres tornos, dos barrenos, un moldeador, un cepillo, un torno para cortar engranajes, una máquina para cortar y sacar hilo a los cañones, dos máquinas para fabricar pernos, una tijera para cortar planchas, una máquina para hacer agujeros, rodillos para redondear planchas, esmeriles, etc. También hay un arco eléctrico para soldar de 600 amperios y 36 KW.

Hay, también, una carpintería chica con media docena de máquinas para efectuar las reparaciones generales de la planta y la construcción. Las reparaciones eléctricas más pequeñas y de mayor urgencia se hacen en el taller eléctrico de la fundición, pero las reparaciones mayores se efectúan en el taller principal.

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

drillos se hace por medio de máquinas y los ladrillos se prensan en prensas de mano. Los ladrillos se secan en hornos contruídos de hormigón y se queman en pequeños hornos que tienen una capacidad de 20,000 ladrillos de 9" y en hornos mayores con una capacidad de 90,000 ladrillos de 9". La producción media es alrededor de 80,000 ladrillos por mes en la actualidad. Existen planos para la manufactura de ladrillos de sílice y magnésita. El agua se obtiene de tres pequeños arroyos que se conducen sobre canaletas de madera de 10,000' de largo hasta un pequeño lago de almacenamiento con una capacidad de 80,000,000 de galones, situado al lado de la montaña y a través del río Coya. El agua se conduce a la fundición por una cañería de 8" que baja por el costado del cerro hasta atravesar el río con un salto de 1,343', y que asciende de nuevo al estanque para el servicio de la planta, situado sobre la fundición y con una elevación de 900'. El largo total de esta cañería es de 8,650'. El largo de almacenamiento sirve para suplir la deficiencia en las estaciones secas, durante las cuales la mayoría del agua usada en las operaciones de la fundición se devuelve de nuevo al lago.

Para mover los materiales o el equipo de cualquier clase desde un nivel de la planta, a otro se emplea un ascensor que asciende con el desnivel medio de la planta y que está unido con todas las líneas en la fundición.

Se necesitan 650 hombres para los trabajos de la fundición, oficina y del campamento, tales como servicio de policía, hospital y aseo. Hay, además, 34 hombres que ocupan varias posiciones técnicas y de vigilancia en el campamento.

En la actualidad hay ocupados 300

hombres en construir un anexo a la planta de fundición. Este anexo consiste de un convertidor Pierce-Smith de 13×30 pies con su correspondiente cámara de humos, un horno reverbero de 25'×120' con su edificio y cámara de humos, un muelle para transportar los concentrados calcinados y las líneas necesarias para mover la escoria del reverbero. Un edificio para ubicar los tostadores que serán 5, del tipo Wedge con 7 hoga-

res; un edificio para el precipitador Cottrell para los gases de los tostadores, un sistema para transportar los concentrados desde las tolvas hasta el edificio de los tostadores, un sistema para bombear y distribuir el petróleo y, además, varias tolvas y edificios pequeños. Este trabajo se está efectuando bajo la misma dirección técnica que dirige las operaciones de la fundición.



## LOS PROGRESOS DE LA METALURGIA EN 1925

POR

ROBERT D. FERRON



Robert D. Ferron

### Introducción

Las siguientes notas sobre los progresos más recientes en la metalurgia han sido clasificadas bajo los encabezamientos de: oro, plata, cobre, plomo, zinc y estaño; por ser éstos los metales de mayor interés en Sud

América. En cada caso, se han considerado primero los progresos en el extranjero, y después se han tratado los progresos locales. El carbón, el hierro y los nitratos, por ser materias especializadas, no se han analizado en este trabajo.

### El Oro

*Extranjero.*—La mayoría de los progresos de la metalurgia del oro han consistido en mejoras y variantes en los procedimientos de amalgamación y cianuración. En el Rand, Transvaal (Sud-Africa), dos de las plantas más modernas han abandonado los pisones y la amalgamación y han empleado en su lugar molinos tubulares para la molienda, y la cianuración para la extracción del oro. Durante el año que se analiza, ha continuado la discusión referente a la

fineza a que hay que moler las menas para conseguir la disolución más eficiente del oro. También se han continuado los trabajos de experimentación referentes al empleo del carbón vegetal como precipitante del oro, con resultados satisfactorios. Se ha asegurado que, en algunos casos, el empleo del cianuro de calcio es más barato que el del cianuro de sodio.

También se ha resuelto con éxito el problema del tratamiento de menas auríferas que contengan materias betuminosas, por cianuración, aceitando previamente la mena. El aceite forma una película alrededor de la materia betuminosa, que la hace inerte como precipitante del oro en las soluciones de cianuro con este metal en solución.

Una innovación interesante en la metalurgia del distrito de Kirkland Lake, en el Canadá, ha sido el reemplazamiento de la cianuración en el tratamiento de las menas que contienen el oro en forma de teluros por la flotación, sin la adición de reactivos de flotación. Los concentrados de la flotación se tratan de nuevo por medio del procedimiento del bromo-cianuro. Se asegura que se ha mejorado mucho la extracción por el nuevo sistema de tratamiento, y que también se ha reducido la duración del beneficio.

Ha despertado mucho interés y atención el procedimiento Holvorsen para la recuperación del cianuro de las soluciones que se botan. Este procedimiento consiste en acidificar y en destilar en parte las soluciones que se botan para recuperar el cianuro en forma concentrada.

*Local.*—En la actualidad, sólo hay unas pocas minas de oro en trabajo en la sección de Los Andes del Sur. Estas emplean los métodos standard de concentración, amalgamación y cianuración. La explotación reciente

de menas o concentrados refractarios en algunas de estas propiedades puede que tenga por resultado las investigaciones y los progresos consiguientes en el año venidéro. Se han hecho algunos esfuerzos para instalar nuevas dragas para oro en Chile y Perú.

## La Plata

*Extranjero.*—El cobre, el plomo y el zinc han llegado a ser de tal importancia en los asientos mineros extranjeros, aun cuando la plata esté presente en cantidades importantes, que parece lo mejor describir los progresos llevados a cabo bajo el encabezamiento de menas de los metales brutos. Los progresos más recientes en la cianuración se han descrito ya bajo el oro. Un nuevo procedimiento de volatilización se describe bajo el título de "Menas Complejas". La mayoría de los sulfuros de la plata flotan muy bien. El procedimiento de la flotación se ha perfeccionado de tal manera que la mayoría de las plantas recuperan más de 95% de la plata presente en forma de sulfuros. En la flotación selectiva de las menas complejas, se ha encontrado que los sulfuros de la plata se concentran generalmente con la galena.

*Local.*—En muchos de los asientos mineros de Los Andes del Sur, que tienen que transportar sus productos a grandes distancias en mulas o llamas, los gastos de transporte son tan altos que estos asientos han llegado a considerarse estrictamente como minas de los metales preciosos; aunque los valores en cobre, plomo y zinc pudieran ser de igual importancia si las minas estuvieran situadas en lugares menos aislados. Por consiguiente, los progresos locales han sido dirigidos principalmente hacia la recuperación de la mayor cantidad posible de los



metales preciosos en el menor volumen, desde el momento que este sistema da, generalmente, el mayor rendimiento económico. No parece posible que haya cambios en este estado de cosas hasta que no se establezcan importantes industrias manufactureras en la localidad, o hasta que se establezca una escasez mundial de algún metal bruto que cause un aumento marcado en los precios, como parece ser la tendencia hoy día con el plomo.

Los hechos ya citados, combinados con la naturaleza refractaria de muchas de las menas locales hacia un tratamiento por cianuración, es la causa de que todavía se emplee en Bolivia el antiguo procedimiento de lixiviación con hiposulfito. El progreso reciente de mayor importancia ha sido la introducción del procedimiento de Holt-Christensen. Muchas de las menas locales, debido a su alto contenido en metales brutos o azufre, han presentado nuevos problemas en la adopción de este procedimiento.

La planta de San Vicente, en Bolivia, ha resuelto la dificultad de la acumulación de sulfatos en las soluciones lixivadoras. En Huanchaca, el tratamiento de las menas con alto contenido en azufre se ha resuelto diluyéndolas con menas calcinadas. Durante el año se han hecho una gran cantidad de experimentos con menas muy variadas en su composición. Una nueva e interesante instalación es la planta que se está construyendo para la Compañía de Caylloma, en el Perú, para el tratamiento de los concentrados de las mesas y de la flotación, empleando una solución lixivadora de salmuera acidificada para extraer la plata y el cobre y una solución de cianuro para recuperar el oro.

En ciertos lugares situados cerca de los ferrocarriles, la flotación prefe-

rencial ha dado buenos resultados con menas de plata, como en Pulacayo, Bolivia. El procedimiento de volatilización no ha sido desarrollado todavía hasta un punto que sea de interés a las minas de plata locales.

## El Cobre

Se han hecho progresos muy interesantes en el año que acaba de terminar en la práctica de la concentración y de la lixiviación. No se han anunciado progresos importantes en la fundición, si exceptuamos una mayor tendencia hacia el empleo de los hornos de reverbero, y nuevas ideas acerca de la manera cómo alimentarlos.

*Concentración.* — En general, la tendencia que impera en las plantas que tratan menas con minerales finamente diseminados, ha sido hacia la eliminación de la concentración por gravedad; la que ha sido reemplazada totalmente por la flotación. En la práctica de la flotación, los trabajos se han dirigido hacia la producción de concentrados de mayor ley en cobre y con menor contenido en hierro y sílice. Esta mejora se ha conseguido en parte por el empleo de algunos reactivos nuevos, tales como el xantato de potasio y la combinación de cianuro de sodio y sulfato de zinc y, en parte, limpiando varias veces en lugar de una, los concentrados producidos por las máquinas primarias. Algunas plantas están obteniendo buen resultado gracias al empleo de aceites "reconstruidos".

Generalmente, la sulfatización de las menas oxidadas de cobre, antes de su flotación, no ha dado buenos resultados en la práctica; y, por consiguiente, la tendencia en el tratamiento de las menas mezcladas de sulfuros y

óxidos es, en la actualidad, hacia la lixiviación.

*Lixiviación.*—En la lixiviación se han hecho una serie de progresos importantes durante 1925, y este sistema parece reducir más y más el campo antes ocupado por la fundición.

La lixiviación por el amoníaco para las menas con carbonato ha continuado dando excelentes resultados en Kenncott y Calumet-Hecla (Estados Unidos) y esta última compañía ha construido recientemente una nueva planta. Un nuevo avance, que ha hecho aplicable este procedimiento al tratamiento de otras menas de cobre, es el "Metals Production Process", perteneciente a la Minerals Separation C.<sup>o</sup> en Bwana M'Kubwa (África). Este procedimiento ha sido perfeccionado especialmente para el tratamiento de menas mezcladas de óxidos y silicatos, aunque también pueden tratarse los sulfuros si se les da una tuesta preliminar. Las menas oxidadas reciben un tratamiento térmico especial para deshidratarlas y reducir las y después se lixivian con soluciones conteniendo carbonato de amonio cúprico. El cobre se precipita como óxido al destilar el amoníaco y el anhídrido carbónico. El oro y la plata no se recuperan por este procedimiento. En una planta experimental se han obtenido buenos resultados con este procedimiento y en la actualidad se está construyendo una planta de 1,000 toneladas diarias de capacidad. Otro procedimiento para el tratamiento de las menas con silicatos y sulfuros ha sido el perfeccionado por Van Arsdale, en la Inspiration C.<sup>o</sup> (Estados Unidos). En este procedimiento se emplean soluciones lixivadoras con ácido sulfúrico y sulfato férrico en que se utiliza la corriente eléctrica para la precipitación y recuperación del cobre y para la rege-

neración del hierro férrico, el que se emplea de nuevo en la lixiviación. Después de pruebas hechas con éxito en una planta de experimentación, se construyó durante 1925 una planta para trabajar en gran escala. A este respecto, conviene dejar constancia de que se han hecho muchos trabajos de experimentación por el Bureau of Mines de los Estados Unidos sobre la producción a bajo costo del ácido sulfúrico y del sulfato férrico. En la Union Minière, en el Congo Belga, se están llevando a cabo trabajos de lixiviación ácida en una planta de prueba. La Ohio Copper C.<sup>o</sup>, en Estados Unidos, prosigue su práctica de lixiviar sus menas de cobre *in situ* con aparentemente muy buenos resultados, y particularmente con respecto al costo de la producción. Otras compañías están ahora adoptando esta práctica, que consiste en romper o quebrar el mineral por medio del sistema de "derrumbe" (caving), en cuanto es posible, y después lixiviar sin extraer las menas de la mina. Un nuevo progreso en este procedimiento consiste en la tuesta de las menas *in situ*, que está llevando a cabo la Shannon Copper C.<sup>o</sup>, en los Estados Unidos. Hace como más de un año se les prendió fuego intencionalmente a los yacimientos de sulfuros y éstos han estado ardiendo desde entonces. Más adelante, se tiene el proyecto de inundar la mina, desaguar las soluciones que resulten y precipitar el cobre. En este trabajo de lixiviar *in situ* se ha empleado generalmente el hierro viejo como precipitante. Los experimentos recientes llevados a cabo por el Bureau of Mines de los Estados Unidos, han demostrado que el hierro esponjoso precipita el cobre mucho más rápidamente que el hierro viejo. El hierro esponjoso se fabrica ahora eco-

nómicamente con piritas y menas oxidadas de hierro.

*Local.*—En las grandes minas de pórfidos de Chile, se tiende a aumentar la producción, como la Braden, y en la Chile Copper. Todavía no se han publicado los trabajos de experimentación que se han hecho con las menas mezcladas de Potrerillos. La reapertura de algunas de las más antiguas y famosas minas de la parte norte de Chile, trabajo que se ha estado llevando a cabo activamente durante 1925, sin duda presentará nuevos problemas en el tratamiento de las menas mixtas; y algunos de los nuevos procedimientos de lixiviación ya descritos pueden ser aplicables a estas menas. El tratamiento de otras clases de menas por la flotación se ha estudiado durante el año.

## Plomo

*Extranjero.*—Sin duda alguna, los progresos más interesantes en la metalurgia del plomo durante 1925, han sido en la aplicación de la lixiviación. Algunos de estos trabajos han tenido un éxito tal, que ciertas autoridades han asegurado que en el futuro no estará justificada la construcción de nuevas fundiciones de plomo; desde el momento que en la lixiviación de las menas generalmente se obtiene una recuperación neta de un 95% en contra del 85% que se obtiene en el procedimiento combinado de la concentración y de la fundición.

De estos nuevos procedimientos, dos de los más importantes son el de Tainton y el de Snyder-Christensen. Ambos de éstos se podrían aplicar directamente a las menas de plomo comunes; pero como en el presente se aplican a las menas complejas, se describirán en este capítulo.

En la planta Holt-Dern, de la Tin-

tic Standard C., en los Estados Unidos, se obtiene una buena recuperación del plomo, además de la plata y el cobre. El plomo se obtiene por la precipitación diferencial sobre recortes de hierro estañado, a los que se les ha quitado el estaño, después de obtener la plata y el cobre. El plomo se funde y se vende en barras.

Con respecto a la concentración, debe tenerse en cuenta que la planta de la Shattuck-Arizona, en los Estados Unidos, ha reanudado sus operaciones. Se está tratando con éxito minerales de plomo oxidados dándoles una película exterior de sulfuro por medio del sulfuro de sodio, tratamiento que es seguido por la flotación. Se obtiene una recuperación de 90% por la flotación directa. En otras menas, los mejores resultados en la sulfatización se obtienen con una combinación de sulfuro y polisulfuro de soda. Recientemente se han obtenido algunos éxitos con polisulfuro de bario.

En Broken Hill, Australia, se ha perfeccionado un procedimiento en que los lodos de menas oxidadas de plomo se tratan por medio de una tuesta con carbón vegetal para reducir los sulfatos a sulfuros, obteniéndose un rendimiento de 65% en la reducción, y luego los sulfuros artificiales se concentran por la flotación.

Cada vez recibe mayor atención el procedimiento Harris, que permite la recuperación del antimonio o de otros metales en el refinado del plomo.

*Local.*—Los altos precios del plomo durante los últimos dos años han tenido como consecuencia que se le preste mayor atención a este metal. Un resultado interesante de la alta escala de precios reinante ha sido la exportación reciente de escorias con alto contenido de plomo, las que han permanecido abandonadas desde su producción por las antiguas fundicio-

nes de los españoles que trabajaron en la antigüedad cerca de las famosas minas de plata. Probablemente el mayor tonelaje ha venido del distrito de Atocha, en Bolivia, donde las escorias tienen alrededor de 40% de plomo y 5 onzas de plata.

Otro de los resultados de los altos precios del plomo ha sido el establecimiento de una industria de este metal en la Argentina, en donde trabajan varias fundiciones de plomo en pequeña escala.

En la actualidad, sólo hay unas pocas minas locales en trabajo por su contenido en plomo, y en éstas, la metalurgia es generalmente de lo más cruda. Si continúan los altos precios actuales, algunos de los nuevos procedimientos ya descritos debieran ser aplicados a muchos de los yacimientos locales de plomo.

### El Zinc

*Extranjero.*—Al igual que sucede con el plomo, la mayoría de los desarrollos importantes han sido en las menas complejas, los que serán tratados más adelante. En Australia, se han llevado a cabo algunos trabajos de experimentación como variantes del procedimiento electrolítico standard para el zinc, que ha dado por resultado el que se tomen muchas patentes nuevas. También se han hecho una gran cantidad de trabajos de experimentación en el empleo de los compuestos del amoníaco para la lixiviación de las menas de zinc. En Inglaterra, se emplea ahora un procedimiento en el cual las menas tostadas de zinc se lixivian con soluciones que contienen ácido clorhídrico y el zinc se precipita electrolíticamente sobre anodos de carbono.

No se han publicado progresos importantes en la fundición del zinc,

pero se está trabajando para mejorar el procedimiento de fundición en retortas. Estas mejoras consisten en la aplicación de maquinaria para reducir la mano de obra y en mejoras en la condensación.

En los Estados Unidos se ha perfeccionado un nuevo horno para la tuesta de los concentrados de zinc obtenidos por la flotación, en el que se tuesta por suspensión en aire caliente.

*Local.*—Prácticamente hablando, no se explotan localmente menas de zinc por su contenido en zinc; y, por el contrario, la presencia del zinc se ha considerado una grave desventaja en las menas que contienen plata. En cierta propiedad en Bolivia se han hecho estudios metalúrgicos para poder trabajar la mina por su contenido en zinc en combinación con los valores de plomo, estaño y plata.

El precio del zinc ha estado recientemente mucho más bajo que el del plomo. Este hecho, combinado con las altas tarifas de fletes no ha impulsado el progreso local en la metalurgia del zinc. Aquellas menas de zinc que se exportan, lo son generalmente como subproductos en el tratamiento de las menas complejas. Aun en estos casos, si las menas de zinc contienen una cantidad importante de plata, conviene con frecuencia extraer la plata por algún procedimiento de lixiviación y botar el zinc; debido a la costumbre prevalente que tienen los compradores de metales de pagar únicamente la mitad del contenido de plata en las menas de zinc. Esta materia es tratada de nuevo bajo el título de menas complejas.

### Menas complejas

Por menas complejas se entienden aquéllas que contienen minerales de plomo, zinc y hierro, generalmente

con oro y plata. Se han hecho tantos progresos importantes durante el último año en el tratamiento de esta clase de menas, que el asunto merece un encabezamiento especial.

Hasta hace poco, la presencia de zinc en las menas en los Estados del Oeste de Norte América se consideraba como una desventaja que acarrearía castigos en la fundición. Debido al perfeccionamiento de la flotación selectiva y de los nuevos procedimientos de lixiviación, al minero se le paga en la actualidad por el contenido de zinc en las menas complejas, en lugar de castigarlo, lo que ha tenido por resultado un decidido estímulo a la industria minera.

*Extranjero.* — Concentración. Durante algunos años se han estado llevando a cabo muchos trabajos de experimentación en el desarrollo de los procedimientos de flotación selectiva con el objeto de descubrir nuevos reactivos especiales. Cada día se usa más la xilidina, la tío-carbonalina, la ortotoluidina, el sulfuro de sodio y los xantatos alcalinos. Otro avance en 1925, ha sido el empleo del cianuro de sodio y del sulfato de zinc para "deprimir" la blenda y especialmente la piritita, pero que permite flotar la galena y los minerales de la plata.

El resultado de estas mejoras en la tecnología ha sido el establecimiento de nuevas plantas de concentración, tanto por las minas como por las fundiciones. La flotación selectiva ha reemplazado con frecuencia las plantas más antiguas que empleaban la separación magnética o electrostática. Una de las nuevas plantas de flotación más interesante es la de 1,000 toneladas, construída por la International Smelting C.<sup>o</sup>, Utah, Estados Unidos. Esta planta, trata menas complejas compradas y efectúa una buena separación comercial en tres

productos: concentrados de galena, blenda y piritita; la plata se encuentra principalmente con la galena y el oro con la piritita.

En Australia, se han obtenido resultados interesantes en la flotación selectiva del plomo y del zinc por medio del procedimiento "P. S. N.", en el que se emplea el azufre como reactivo para la flotación. El azufre se hace soluble hirviéndolo con soda cáustica o con alquitrán de carbón y ácido sulfúrico. Los aceites espumantes no son necesarios.

*Lixiviación.*—Las plantas electrolíticas para el zinc en Great Falls, Montana, Estados Unidos; en Australia, y en Trail, B. C. han estado trabajando satisfactoriamente durante algunos años y han sido descritas con detalles en la prensa técnica. Un nuevo procedimiento basado en los mismos principios es el de Tainton, perfeccionado en Kellogg, Idaho, Estados Unidos. Con el antiguo procedimiento era necesario un control muy exacto de la tuesta para impedir la formación de las ferritas, las que no eran fácilmente solubles en las soluciones ácidas débiles que se empleaban. Tainton emplea una solución ácida fuerte y un sistema de lixiviación en el que la presencia de la ferrita no es perjudicial, lo que evita una de las mayores dificultades del antiguo procedimiento. Incidentalmente se dice que la solución ácida fuerte aumenta el número de menas susceptibles de tratamiento por este procedimiento; que reduce los costos de la operación y que aumenta la eficiencia de la precipitación electrolítica, con la corriente de alta densidad que se emplea. El plomo y la plata quedan en los residuos, los que se secan y se tuestan con una pequeña cantidad de sal para formar sulfatos y cloruros. Estos se lavan luego con agua y se li-

xivian con una solución compleja de salmuera que se forma durante la precipitación electrolítica. El precipitador es de nuevo diseño, con catodos que revuelven. Una planta de 25 toneladas de capacidad ha estado en trabajo el tiempo suficiente para demostrar la practicabilidad comercial del procedimiento. El procedimiento es completo en todo, pues produce zinc electrolítico, barras de plomo y precipitado de plata; todo por la lixiviación directa.

El procedimiento de Coolbaugh, perfeccionado en Colorado, Estados Unidos, trata las menas complejas haciéndolas sufrir primero una tuesta sulfatizante. El producto calcinado se lixivia después con agua por medio de la agitación y de la aereación que disuelve el sulfato de zinc y precipita el cobre, el hierro y la plata. Este residuo se envía a la fundición. El líquido que se obtiene de la lixiviación se trata en un secador, en el que el sulfato de zinc se cristaliza y recupera. Una planta de 30 toneladas de capacidad diaria está trabajando con éxito con este procedimiento.

El procedimiento Snyder-Christensen se está empleando en Bauer, Utah. La mena sin tostar se lixivia por agitación en una solución de salmuera caliente que contiene ácido clorhídrico. El licor que resulta de la lixiviación se trata con plomo para precipitar la plata, y el plomo se precipita después por el simple enfriamiento de la solución. El cloruro de plomo que resulta se mezcla con cal y con carbón y se reduce a bullion en un horno de reverbero. La escoria de esta operación produce el cloruro de calcio necesario para la solución lixivadora. Los residuos se envían a una fundición de zinc.

El procedimiento Gordon consiste en una tuesta sulfatizante, una lixi-

viación con los licores de fábricas de gas que contengan compuestos de amoníaco y la precipitación del zinc como carbonato en autoclaves de amoníaco. Los residuos se envían a una fundición de plomo.

*Volatilización.*—De tiempo en tiempo se han hecho esfuerzos para resolver el tratamiento de menas complejas por la volatilización. En la planta de Tintic, en Estados Unidos, se ha obtenido un éxito parcial. La mena consiste de una mezcla de sulfuros y óxidos. Esta mena se trata por flotación para recuperar el plomo, la plata y el oro como sulfuros. Las colas de la flotación que contienen óxidos de valor se tuestan a una temperatura alta en un tostador giratorio, sin añadirseles sal y los humos se recuperan en casas de lona y se envían a las fundiciones, lo mismo que los concentrados. Se han obtenido buenas recuperaciones, pero el humo que se produce es de baja ley y mucho volumen. El rasgo más importante de este procedimiento es la volatilización sin la adición de un cloruro.

*Local.*—Los Andes del Sur contienen una gran cantidad de yacimientos con menas complejas de la misma naturaleza que las que existen en las Montañas Rocosas en Norte América. Desgraciadamente, si se producen menas de zinc y plata o concentrados de estos yacimientos, los compradores de minerales sólo pagan alrededor de la mitad de la plata que contienen. Cuando se tratan menas complejas locales por flotación preferencial, los concentrados de plomo y plata se venden generalmente a las fundiciones extranjeras, mientras que los concentrados de zinc y plata podrían tratarse en plantas de lixiviación para extraer la plata y botar el zinc, como se ha hecho en Huanchaca, Bolivia. Otra mena boliviana de zinc y plata ha sido

muy bien probada por flotación preferencial, pero no se ha probado la practicabilidad económica de este procedimiento. Las condiciones económicas locales han impuesto la tendencia hacia la recuperación de los metales preciosos en el menor volumen posible, sin tomar en cuenta los metales brutos, a excepción de cuando pueden considerárseles como subproductos y se les puede elevar a una ley suficientemente alta para exportarlos.

De los nuevos procedimientos descritos en líneas generales, la aplicación de la mayoría depende de fletes baratos hasta la fundición. Sin embargo, el procedimiento Tainton no depende para nada de la fundición y parece presentar posibilidades para muchas de las minas grandes locales con menas complejas, donde se puede obtener fuerza hidroeléctrica barata. Esto siempre que se puedan desarrollar mercados locales para el zinc electrolítico y el plomo en barra, y se pueda obtener una reglamentación razonable de los derechos de importación y de los impuestos locales.

### Estaño

*Extranjero.*— Los procedimientos de concentración en el extranjero parecen ser los mismos que la vieja práctica acostumbrada en Bolivia, esto es, concentración por gravedad, la tuesta de los concentrados cuando son piritosos y más concentración para obtener concentrados de leyes altas. En Inglaterra se han dado recientemente patentes para un procedimiento especial que envuelve la separación magnética.

Un nuevo procedimiento que se está todavía perfeccionando en el laboratorio, se investiga en Inglaterra. Se le conoce por el nombre de "Sepa-

ración Dieléctrica", en el que se aprovecha la variable permeabilidad eléctrica de los minerales en una mena. El principio en que depende es muy diferente de la separación electrostática y es más análogo a la separación magnética. El mineral que se va a tratar se sumerge en una mezcla de petróleo y nitrobencina y se hace pasar una corriente eléctrica a través de este medio. La ganga es repelida y los minerales metálicos atraídos, con la separación consiguiente. Se dice que en una planta de 1 tonelada de capacidad se han tratado menas de Cornwall con 1% de estaño, obteniéndose una buena recuperación, aunque la ley de los concentrados era baja. El procedimiento no se ha probado todavía en escala comercial.

*Local.*— El progreso reciente de mayor importancia en Bolivia ha sido la substitución, hasta cierto punto, de la flotación por la tuesta, en el tratamiento de las menas piritosas de estaño. En algunas plantas se ha empleado la flotación de las menas para separar la pirita antes de verificar la concentración del estaño por gravedad; en otras se ha usado las patentes de Malmrose para limpiar los concentrados mezclados de estaño y pirita. Este último consiste en el tratamiento intermitente y parcial en una sola máquina M. S. hasta que se ha flotado suficiente pirita para dejar los concentrados de estaño de suficiente alta ley para la exportación.

En muchas de las nuevas plantas se ha dado mayor importancia a la clasificación del mineral en tamaños antes de emplear la concentración por gravedad; y se han estudiado cuidadosamente las eficiencias de los diferentes tipos de mesas de concentrar.

Se han hecho pruebas interesantes para determinar el mejor método de separar el bismuto en las menas de

estaño, pero todavía no se obtienen resultados definitivos. Se han hecho trabajos de prueba en el laboratorio durante el año 1925 sobre los métodos de tuesta y lixiviación en el tratamiento de las menas de estaño, como también con menas complejas de esta-

ño, plomo y zinc. Se dice que se han obtenido algunos éxitos, pero estos trabajos se encuentran todavía en sus primeras etapas.

En el distrito de Potosí, la firma Guggenheim va a comenzar trabajos de dragado de estaño.



## LA CONCENTRACION DE MINERALES ESTAÑIFEROS EN BOLIVIA POR MEDIO DE INGENIOS PRIMITIVOS A MANO O SOLO CON LA APLICACION PARCIAL DE MAQUINARIA.

POR EL DR. C. H. FRITZSCHE,

Geólogo e Ingeniero Consultor de Minas.

Los minerales de estaño, como los de cobre, plomo, etc., rara vez se encuentran en la naturaleza en un estado tan puro y rico que se les pueda some-

bien, casi siempre existe la necesidad de elevar la ley de los minerales brutos separándolos de la ganga y de la caja con la cual están mezclados más o menos íntimamente. Esta separación de los minerales útiles del material estéril, que les acompaña, se llama su **CONCENTRACIÓN** y los productos **CONCENTRADOS**, o en el caso del estaño y, en Bolivia, **BARRILLA**.



Dr. Carlos H. Fritzsche

La ley máxima que se puede alcanzar en los concentrados es teóricamente la ley que caracteriza el mineral objeto de la concentración, en su estado químicamente puro. Para la casiterita esta ley es 78%, para la galena 86%, para la blenda de zinc 50 a 65%, para la pirita de cobre 34%, etc. En la práctica nunca se obtienen leyes tan altas por dos causas: en primer lugar, una concentración tan elevada sólo podría llevarse a cabo con muchas pérdidas, es decir, a un costo grande; además, hay casos que no lo permite la mezcla íntima de los minerales con partículas estériles, ni con los mejores aparatos. Por con-

ter inmediatamente a procedimientos metalúrgicos, cuyo fin es obtener el metal de sus combinaciones químicas, como son los sulfuros, óxidos, carbonatos, etc., que componen los yacimientos y vetas y que son el objeto de la explotación minera. Más



siguiente, las leyes máximas que se obtienen en la práctica son inferiores y alcanzan en el caso de la casiterita de 60 a 70%, en el de la galena 50-70%, con la blenda 40-55% y con la pirita de cobre 10-20% etc.

Generalmente, es preciso llegar por la concentración a cierta ley mínima. Esta depende de las condiciones locales, transporte, etc., con que cuenta la mina y, además, en el estado y en los adelantos de la metalurgia. Así, una mina ubicada cerca de una fundición, o en los alrededores de un puerto o de una línea férrea o con un costo bajo de explotación, obtiene mayores ganancias con una ley inferior de sus concentrados que una mina situada a distancias grandes de las vías de comunicación, que debe evitar más que la primera los fletes altos y los grandes gastos de maquila. Las fundiciones ejercen una influencia muy grande en la ley mínima de los concentrados, generalmente no aceptan concentrados estañíferos con una ley inferior a 50%, mientras tratan minerales de plomo de 40% y minerales de cobre de no más que 10 a 15% de ley. Es de esperar que con el tiempo la ley mínima de los concentrados de estaño que exigen las fundiciones baje también, digamos a un 40% o menos.

La mayor parte de los concentrados de estaño que se exportan de Bolivia, proviene de plantas de concentración modernas, es decir, están producidos por medio de maquinaria, como en las minas de la Patiño Enterprise Co., de la Caracoles Tin Co., de las Cías. Araca, Oploca, Morococala, Oruro, Chojñacota, Kala-Uyu y otras. Pero no falta una gran cantidad de minas, de propiedad de Compañías en formación o en desarrollo, de empresas pequeñas y particulares sin capital alguno que no han podido

hacer grandes instalaciones, pero que tienen minerales y que los concentran a mano.

Las cantidades que produce cada una de estas primitivas plantas de concentración fluctúa entre unos pocos quintales españoles al mes. Pero debido a su gran número, que puede estimarse en varios centenares distribuidas por toda la región minera de Bolivia, su producción no es tan despreciable. Se puede calcular que ascienden por año a 150,000 quintales (7,000 toneladas), que es más o menos el 15% de la producción total de Bolivia, que alcanzó en 1923 a más o menos 1,000,000 de quintales de 62% y en 1924 a 1,200,000 quintales de igual ley, equivalentes a 28,500 y 30,000 toneladas de estaño fino.

En principio la concentración a mano es igual que en el ingenio mecánico más moderno y se sirve de las mismas propiedades físicas de los minerales, especialmente de su peso específico. Sus instalaciones persiguen todas el mismo fin que la maquinaria moderna: la molienda y la clasificación según el tamaño de los granos y por medio de la velocidad de las partículas al asentarse en el agua. Se puede decir que las máquinas modernas de concentración no son otra cosa que una aplicación de los aparatos de que se sirve la concentración primitiva adaptados a la mecánica de nuestros días.

Paso primero a la descripción de las instalaciones y aparatos para seguir después con su aplicación en la práctica, dando diagramas de diferentes ingenios primitivos.

### La trituración

Para quebrantar las colpas mayores de media a una pulgada se emplea el combo de 4 a 6 libras o de 12 libras

para pedazos grandes. Se prefiere mujeres para este trabajo (fuera del quebrantamiento de los pedazos grandes), que al mismo tiempo escogen el mineral bueno y el mineral regular del material estéril. Se les paga por día Bs. 1,50 a Bs. 3.—, o trabajan a contrata.

El material cuyo tamaño es inferior a 1 pulgada se somete a una mollienda por medio del QUIMBALETE.

peso suficiente, se llena el cajón con piedras grandes y pequeñas. Como piso para los quimbaletes se elige una parte plana de roca o una plancha de hierro.

Su peso varía entre 150 y 250 kilos para la trituración gruesa de una pulgada a 3 ó 5 milímetros. Su eficiencia puede estimarse en este caso en 250 a 400 kilos en 10 a 11 horas de trabajo. El quimbalete sólo nece-



el quimbalete.

Este aparato se compone muchas veces solamente de una piedra dura de 100 a 300 kilos de peso, cuya base debe ser curva y lo más lisa posible. Un palo de madera o de hierro de 2 a 3 metros de largo se fija en la parte superior de la piedra y se la mueve por medio de este palo, sea con uno o dos hombres. En otros casos se substituye la piedra por un cajón de planchas de hierro remachadas. La plancha que forma su base es regularmente curva y es más gruesa que las planchas laterales. Para darle el

sita pesar de 100 a 150 kilos para la trituración más fina, es decir, de 3 milímetros a 1 o 1½ milímetro; su capacidad varía entre 100 y 175 kilos en la jornada de 10 a 11 horas.

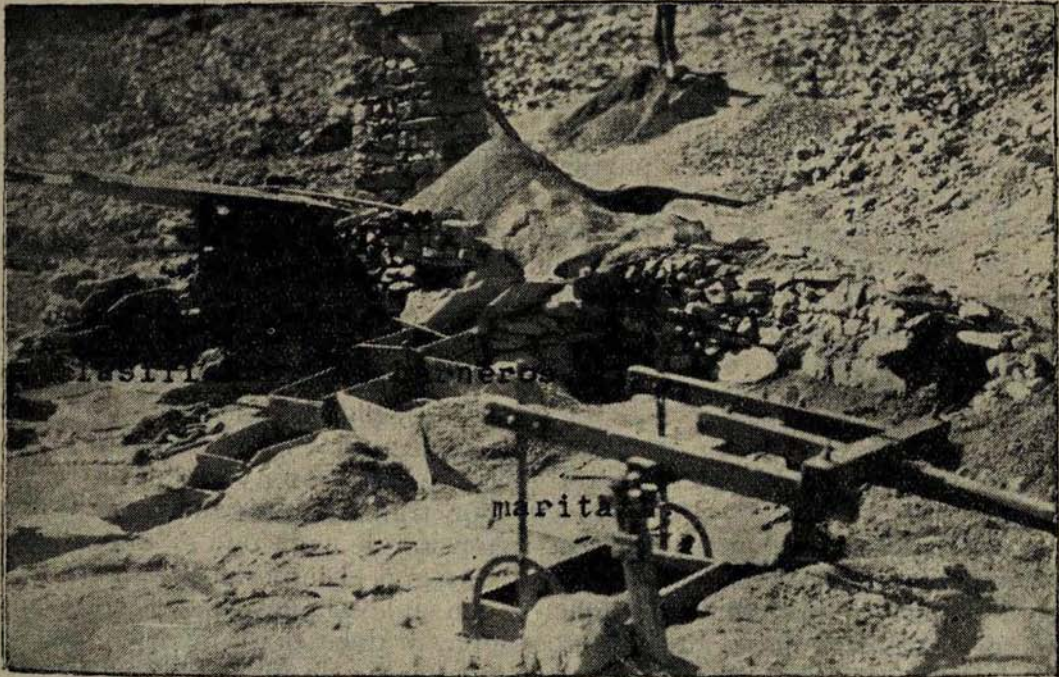
### La maritata

Maritata es el nombre vulgar con que se conoce el jig a mano o "Handsetzsieb", que se mueve dentro de un estanque de agua. Se compone de un cajón movable por medio de una palanca. Sus dimensiones son variables;

en la mayoría de los casos tiene un metro de largo, medio metro de ancho, y 15 a 20 centímetros de altura. Su fondo lo constituye una tela metálica cuyas mallas siempre deben ser de un tamaño algo inferior al tamaño de los granos del mineral a tratar: 2 milímetros para granos de 3 milímetros, 1 milímetro para granos de 2 milímetros, etc.

En un principio se carga el cajón con más o menos 5 paladas de material y se le pone por medio de la palanca en movimientos rápidos y cortos hacia arriba y abajo. De esta manera se hace entrar y salir el agua, los granos flotan un momento y vuelven a depositarse, los granos más ricos, por ser los más pesados, abajo, y los granos estériles o pobres, por ser los más livianos, arriba, y en el medio granos de una ley media. Estas tres capas de material rico, medio, bueno y pobre se separan generalmente en el curso de 12 a 15 movimientos bien

ejecutados. En seguida se descarga el material estéril de la capa superior echándolo a los desmontes y se agrega al material restante dos o tres paladas de mineral por tratar, sometiendo después todo el contenido del cajón al mismo tratamiento. Estas operaciones se repiten hasta que la capa inferior y de mayor ley haya alcanzado un espesor suficiente. Este resultado se obtiene con minerales ricos de un 5 a 10% en unas 10 operaciones y en el caso de mineral pobre en 20 o 30. Siendo el mineral de buena ley, la capa inferior que se deposita en la maritata alcanza fácilmente a un 50% de ley de estaño o más, mientras con mineral pobre difícilmente se obtiene un concentrado tan alto; únicamente sale un medio-concentrado o media-barilla igual a la segunda capa en el caso de minerales ricos. Este producto medio se somete a una trituración más fina, tratándolo después ya no en maritatas,



sino en aparatos que se llaman buddles, champa-lavadores, etc.

### El champa-lavador

Este aparato, que sirve para material de 1 milímetro más o menos, es una canaleta con 2 a 6 grados de declive, 2 a 2½ metros de largo, 40 centímetros de ancho y 25 centímetros de altura. Su fondo es siempre de césped y sus lados también de césped y a veces de piedras lisas. Las champas de césped deben ser lo más compactas e impermeables que sea posible y el pasto corto y parejo.

Trabaja en la forma siguiente: se deja pasar por el canal cierta cantidad de agua. Si el material es de grano grueso necesita más agua, si el grano es más fino, menos. Por medio de una pala se carga la canaleta en su parte superior con el material que se distribuye sobre su fondo con una tablita de 20 centímetros de ancho y 10 centímetros de altura, moviendo especialmente contra la corriente. El agua arrastra las partículas livianas y estériles o medio-ricas que se acumulan en un estanque en que desemboca la canaleta. Las partículas pesadas y ricas se retienen dentro de la canaleta y se las descarga de vez en cuando. Según la ley del material tratado y la composición de los granos que lo componen, el producto resultante constituye la barrilla o media-barrilla.

### Los buddles

Los hay de diferentes construcciones y tamaños y se les usa tanto para mineral pobre como enriquecido, pero siempre para granos finos desde 10 a 20 mallas hasta los lodos.

### El buddle redondo

Se parece a una mesa redonda y fija hecha en una excavación del subsuelo. Su fondo tiene la forma de un cono de ángulo obtuso. La diferencia de nivel entre el vértice del aparato y su circunferencia es de 10 a 20 centímetros. El diámetro alcanza a 3 metros si el buddle sirve para tratar mineral bruto y a 2 ó 2½ m., si es para media barilla o productos medios. Las paredes laterales tienen 70 a 80 cms., de altura. Los materiales de que están hechos los buddles son, muchas veces, piedras planas y lisas, en otros casos el fondo por lo menos está hecho de cemento.

El material por tratar junto con una cantidad correspondiente de agua se deja caer desde una canaleta sobre el vértice del cono. Se distribuye desde este vértice hacia el periferio sobre el plano inclinado que forma el cono cuya superficie aumenta constantemente desde su centro hasta la circunferencia.

El agua y los finos abandonan el buddle por una apertura lateral tapada generalmente con una tela de malla determinada. Todo el resto del material se queda dentro del buddle depositándose en la forma siguiente: cerca del centro se depositan las partículas más pesadas y ricas (las cabezas); cerca de la periferia las más livianas y pobres (las colas) y entre los dos extremos nombrados, material de una ley mediana (las segundas). Es natural que estas tres clases estén unidas entre ellas por transiciones paulatinas. La extensión de cada una es muy diferente según el mineral que se trata, según su ley, la igualdad de sus granos, etc., y debe determinarse cada vez por medio de un lavado en la poru-



buddle redondo.

ña o en la pala. Después de haberse llenado el buddle se le descarga a mano, separando bien las colas, las segundas y las cabezas, sometiéndose estos diferentes productos a otros tratamientos. Las colas se botan a los desmontes o se vuelven a triturar a un grano más fino, para tratarlas nuevamente en un buddle. Las segundas se hacen pasar de nuevo por el mismo buddle y las cabezas se llevan a otro buddle (buddle refinador), dejando entrar a éste únicamente la parte más fina. Siendo, por ejemplo, todo el material de las cabezas de un grano de 20 mallas, se hacen entrar al segundo buddle las partes que son inferiores a 30 ó 40 mallas, tratando lo grueso nuevamente en el buddle anterior o según su ley en el champalavador. Estas operaciones se repiten varias veces hasta que se obtenga cabezas de 40 a 55% de ley en estaño; una ley que se alcanza con material rico en tres operaciones, con material pobre en 5 ó 6. A veces se efectúan

todas las operaciones unas tras otras en el mismo buddle cambiando las telas, pero, generalmente, se usan dos buddles o más.

### El levante o tratamiento final

En la mayoría de los casos el producto más rico que se obtiene al fin en los buddles no es todavía suficientemente concentrado; necesita otro tratamiento más que se efectúa en un barril (Kibble) de madera de unos 200 litros de capacidad y en la forma siguiente:

Se llena el barril hasta su mitad con agua haciéndola girar con movimientos rápidos por medio de una pala. El material enriquecido en los buddles se agrega paulatinamente hasta que se forme una masa algo espesa, pero suficientemente líquida para moverla fácilmente con la pala. Terminada la carga se cambia el movimiento rotativo en otro de percusión contra la pared del barril. Estos

sacudimientos junto con la cesación del movimiento rotativo hacen que el material se deposite; lo más pesado y rico primero, en el fondo, lo liviano y pobre al último y arriba. El proceso demora más o menos tiempo según el tamaño de los granos: gran-cillas de 8 a 20 mallas se depositan en 10 a 15 minutos, finos de 40 mallas o más de 40 a 60 minutos.

La descarga del barril principia con vaciar el agua sobrante.

La capa superior se compone de lo estéril y más fino y tiene 2 a 5 centímetros de grueso. Se le aparta cuidadosamente con una pala echándola a los desmontes. La capa siguiente de 5 centímetros de espesor más o menos, que se llama "la raspa", ya tiene una ley superior. Se la remueve y se la guarda hasta acumularse suficiente cantidad de material para volver a someterla a un tratamiento en el mismo barril o en un buddle. La mayor parte del resto del contenido del barril generalmente se

compone de barrilla de alta ley que no puede enriquecerse más por medio de otros procedimientos.

### La batería de buddles

Como ya dice su nombre, esta instalación se compone de varios buddles (redondos), generalmente 3 ó 4. Se les carga desde la misma canaleta que pasa por encima de ellos, haciéndose la clasificación por medio de telas de mallas diferentes en la descarga para cada buddle y además por medio de una contra-corriente de agua, que es más fuerte en la descarga para el primer buddle, menos fuerte para el segundo y que falta en el último. Por medio de esta clasificación hidráulica se obtiene material grueso y rico para el buddle primero, al cual se da 3 metros de diámetro, material de un grano mediano para el segundo buddle de 2½ mts., de diámetro y los finos para el tercer bud-



de cuyo diámetro en la mayoría de los casos sólo alcanza a 2 metros.

La aplicación de una tal batería de buddles es especialmente apropiada para relaves de ingenios, sean éstos antiguos o nuevos.

### El buddle automático

Este buddle necesita para su funcionamiento de  $\frac{1}{2}$  a 1 H.P. de fuerza y se le aplica generalmente en ingenios ya no primitivos por completo, sino en los que cuentan con una chancadora, un molino y algunas mesas, etc. Sirven en este caso para el tratamiento de los productos intermedios, las segundas de las mesas, cuyas colas se envían a la batería de buddles o vice-versa, según el caso especial. Su construcción es bastante diferente de los buddles corrientes como se desprende de la siguiente descripción:

Su diámetro es alrededor de cinco metros y su forma redonda. En contraposición a los buddles corrientes cuyo centro es más alto que el periferio, el fondo de un buddle automático se parece a un cono invertido o a un embudo, teniendo un declive pronunciado desde la circunferencia hacia el centro, declive cuyo monto alcanza de 35 a 45 centímetros en un radio de  $2\frac{1}{2}$  metros. La instalación mecánica del buddle se refiere a la descarga del material que se efectúa sobre la orilla del aparato desde cuatro canaletas movibles. Descansa en el centro del buddle un eje vertical que se puede poner en movimiento rotativo por medio de una transmisión de dos engranajes.

A la mitad de la altura del eje se encuentra un cono receptor del cual salen horizontalmente tres o cuatro tubos de un largo algo inferior a  $2\frac{1}{2}$

metros y que encierran entre sí ángulos de 90 a 120 grados. El material por concentrar junto con el agua se hace caer de una canaleta al cono receptor del cual se distribuye por los diferentes tubos sobre la orilla del buddle. Es interesante hacer notar que, en contraposición al buddle redondo, en el cual el material se distribuye sobre un área creciente desde su entrada al buddle hacia su circunferencia, en el buddle automático, el área de distribución disminuye, aumentándose, por consiguiente, el espesor de la capa del material que se deposita.

El eje vertical y con él, el cono y sus tubos, se mantienen en un lento movimiento rotativo. De esta manera se obtiene una distribución constante, continua y regular en toda la extensión de la orilla.

El producto pesado y rico se deposita en los 40 a 70 centímetros superiores, es decir, cerca del periferio, empobreciéndose el material paulatinamente hacia el centro. Es costumbre colgar dos sacos en dos tubos opuestos, sacos que ejecutan junto con los tubos los mismos movimientos rotativos y que se arrastran por encima del material moviéndolo y soltándolo continuamente. De esta manera la separación resulta más rápida y más completa, moviéndose un mayor porcentaje de material liviano y estéril hacia el centro. Sin el uso de estos sacos la cantidad de mineral beneficiado en estos buddles sería menor.

Las cabezas resultantes generalmente no alcanzan todavía a una ley suficientemente alta para ser barilla; necesitan otros tratamientos más en el buddle redondo y en la tina de levante. Lo mismo vale para las segundas.

## Hornos de calcinación

Minerales en cuya composición entran piritas de hierro no pueden concentrarse a una ley superior a 20, 25 ó 40% de estaño y necesitan una eliminación de las piritas antes de poder seguir con los procedimientos de concentración. En ingenios modernos se procura hacer esta eliminación por la flotación o en hornos especiales, mientras en los ingenios primitivos lo deben hacer por medio de una calcinación en hornos más o menos primitivos.

El horno más primitivo se compone en su parte esencial de una plancha de hierro. Encima de ella se distribuye la media-barilla, moviéndola continuamente por medio de palas adecuadas. Debajo de la plancha se encuentra el fuego, alimentado en la mayoría de los casos por taquia (los excrementos de las llamas), por yareta y también a veces por leña de monte. Este proceso que destruye las piritas quemando el azufre contenido en ellas, dura en total de 12 a 15 horas.

Otro horno bastante bueno se compone de cuatro planchas de hierro inclinadas y puestas una encima de la otra. No sólo se alcanza en este horno una tuesta algo más rápida, sino que se gasta menos combustible aprovechando el calor más eficazmente.

## La secadura

La barilla que se obtiene al fin de los procesos de separación y concentración está húmeda y necesita secarse antes de ser ensacada y despachada. A veces basta el sol para reducir la humedad al mínimo necesario, pero en la mayoría de los casos, espe-

cialmente en el verano, que es la estación de las lluvias, se emplean hornos sencillos.

El procedimiento de la concentración a mano y la aplicación de los aparatos arriba descritos, se encuentran detallados en los cuatro diagramas anexos que sirven para ilustrar los diferentes casos que son los más comunes y generales.

Un caso bastante común es el siguiente:

El mineral bruto que sale de la mina se somete a una escogedura a mano y a una trituración por medio de combos. De esta operación resulta algo de mineral rico, cierta cantidad de mineral pobre para los desmontes y el resto lo constituye la masa del material de una ley regular que se somete a los siguientes procedimientos: Primero se le trata en un harnero de 1 pulgada; lo grueso se tritura o se acopia para más tarde. Lo fino se hace pasar por una maritata para eliminar parte del material pobre. Todo el material restante va a un quimbaleta para ser triturado a 5 milímetros o menos. El producto de la trituración se clasifica por medio de harneros adecuados en granos de cuatro, tres, dos y un milímetro, granos que se tratan separadamente en una o dos maritatas. Los finos desde 20 mallas en adelante van directamente a un buddle redondo y las grancillas de 10 a 20 mallas, en caso que sean suficientemente ricas, al champa-lavador o si no a una maritata. Las cabezas y segundas del buddle se vuelven a tratar en otro buddle redondo, cuyas cabezas se refinan en el barril de levante. Las segundas de las maritatas se vuelven a triturar por un quimbaleta a un grado más fino. El producto molido se clasifica en un buddle cuadrado, del



cual pasa el grano superior a 20 mallas al champa-lavador y los finos al buddle redondo y, finalmente, al barril de levante. El diagrama demuestra mejor que con palabras este proceso de concentración.

Siendo piritoso el mineral, se le eleva primero a una media barilla de un 30% de ley que se somete a una calcinación cuyo producto se sigue concentrando. Véase diagrama N.º 2.

En Bolivia son relativamente numerosos los ingenios que ya no son primitivos del todo, sino que disponen de maquinaria para la trituración, chancadoras, molinos, de algunas concentradoras pulsantes y mesas; pero cuyas segundas y colas se siguen tratando en buddles automáticos, batería de buddles, buddles redondos y tinas de levante. El diagrama N.º 3 hace ver un ingenio de esta naturaleza. El diagrama N.º 4 es de una ingenio mixto destinado para tratar mineral piritoso y que cuenta con la maquinaria más moderna: la de flotación y a la vez con las instalaciones antiguas, los buddles, tinas, etcétera.

**La capacidad productora** de los ingenios descritos, tanto de los primitivos como de los medio-modernos varía mucho, naturalmente, según la ley del mineral bruto que se trate según su dureza y tenacidad. Estas dos últimas cualidades mencionadas influyen especialmente en los ingenios sin maquinaria que muchas veces no pueden tratar el mineral grueso, es decir, las colpas de 2 a 3 pulgadas arriba por resultar demasiado costosa su trituración a mano, dada la dureza que caracteriza generalmente los minerales bolivianos. Una planta, por ej., que dispone de 6 a 8 quimbaletes, 4 a 5 maritatas, 4 champa-lavaderos y 4 buddles cuadrados, etc., y que trate minerales de más o

menos 5%, debe ser capaz de producir diariamente de 10 a 12 quintales españoles de barilla de un 60%, o sea 250 a 300 quintales al mes. El número de operarios necesarios en este caso varía entre 30 y 40; trabajan a contrato, o en parte a jornal.

En casos muy favorables, es decir, con una ley buena y de un grano grueso de la casiterita que permita una escogedura a mano, fácil y rápida, es posible producir aún más con menos instalaciones: 400 a 500 quintales sin buddles, solamente con maritatas y quimbaletes para una trituración gruesa (Mina la Fabulosa). Pero en la mayoría de los casos, la casiterita se encuentra en el mineral bruto en un estado bastante fino y necesita, por consiguiente, una trituración fina. Esta necesidad limita la producción de tales minas que no cuentan con maquinarias de ninguna clase, y 100 a 200 quintales se consideran en estos casos como una producción bastante regular.

Las más pequeñas de estas instalaciones de concentración primitiva pertenecen a un solo indio. Producen de 3 a 5 quintales de barilla o media-barilla al mes; se componen de un champa-lavador y un buddle y en algunos casos se agrega la maritata.

**El porcentaje de extracción** en los procedimientos de concentración de los minerales estañíferos de Bolivia no es tan alto como, por ejemplo, en la concentración de minerales de cobre. Este hecho se debe a tres causas: una es el estado fino en que se encuentra gran parte de la casiterita, otra la participación de impurezas en la composición de los minerales, y la tercera es la necesidad de elevar la ley del concentrado estañífero a un 60% o más. Un concentrado de esta ley se compone de casi 80% de casiterita y sólo de 20% de material

estéril. Mucho menos mineral y más estéril tienen generalmente los concentrados de cobre: en el caso que se compongan de calcopiritas, 17% puede considerarse como una ley buena y satisfactoria, a pesar que este porcentaje alcanza solamente a un 50% de la ley del calcopirita en estado puro (35%). Se ve, pues, que el grado de concentración de la barilla de estaño, es decir, la relación entre la ley del concentrado y la ley del mineral, objeto de la concentración, en estado puro, es mayor que en el caso citado de las calcopiritas; y es una regla general y conocida que cuanto mayor sea la ley del concentrado, menor será el porcentaje de extracción.

En ingenios de concentración de estaño muy modernos y bien administrados se obtiene 75 a 80% de extracción, pero en muchos casos 60 a 70% es el máximo que se alcanza actualmente. En ingenios primitivos 60% puede considerarse como muy bueno y muchas veces no se pasa de un 40 a 50 %.

**El costo por quintal** de barilla de un 50 a 60% de ley en estaño fino depende, como es natural, de muchos factores, de la ley y del espesor de las vetas, de las facilidades de extracción, de la dureza y tenacidad del relleno de las vetas, del estado de distribución de la casiterita, de la presencia o ausencia de piritas, del factor de extracción, del costo de la fuerza etc. En plantas modernas fluctúa entre Bs. 22 y 40, y en ingenios primitivos entre Bs. 30 y Bs.

50,—, y más, mientras el precio de venta por quintal de un 60% de ley alcanza a unos Bs. 65,—, siendo el precio del estaño £ 250.

**Resumen.**—Primero he explicado la idea y el objeto de la concentración de minerales brutos, además los principios en que se basan los procesos de concentración. En seguida he descrito los aparatos e instalaciones que sirven para la concentración primitiva a mano: El quimbaleta que aplasta y tritura los minerales aplicando el mismo principio que el molino chileno, el molino Huntington, etc., la maritata que es nada más que el antecesor del concentrador pulsante, presente en toda planta de concentración moderna;— el champa-lavador que efectúa el trabajo de una mesa y los diferentes buddles (buddle redondo, cuadrado, automático y la batería de buddles) que representan mesas estables; la tina de levante que funciona según el principio de la clasificación hidráulica, es decir, del asentamiento libre o medio obstruido en una columna de agua.

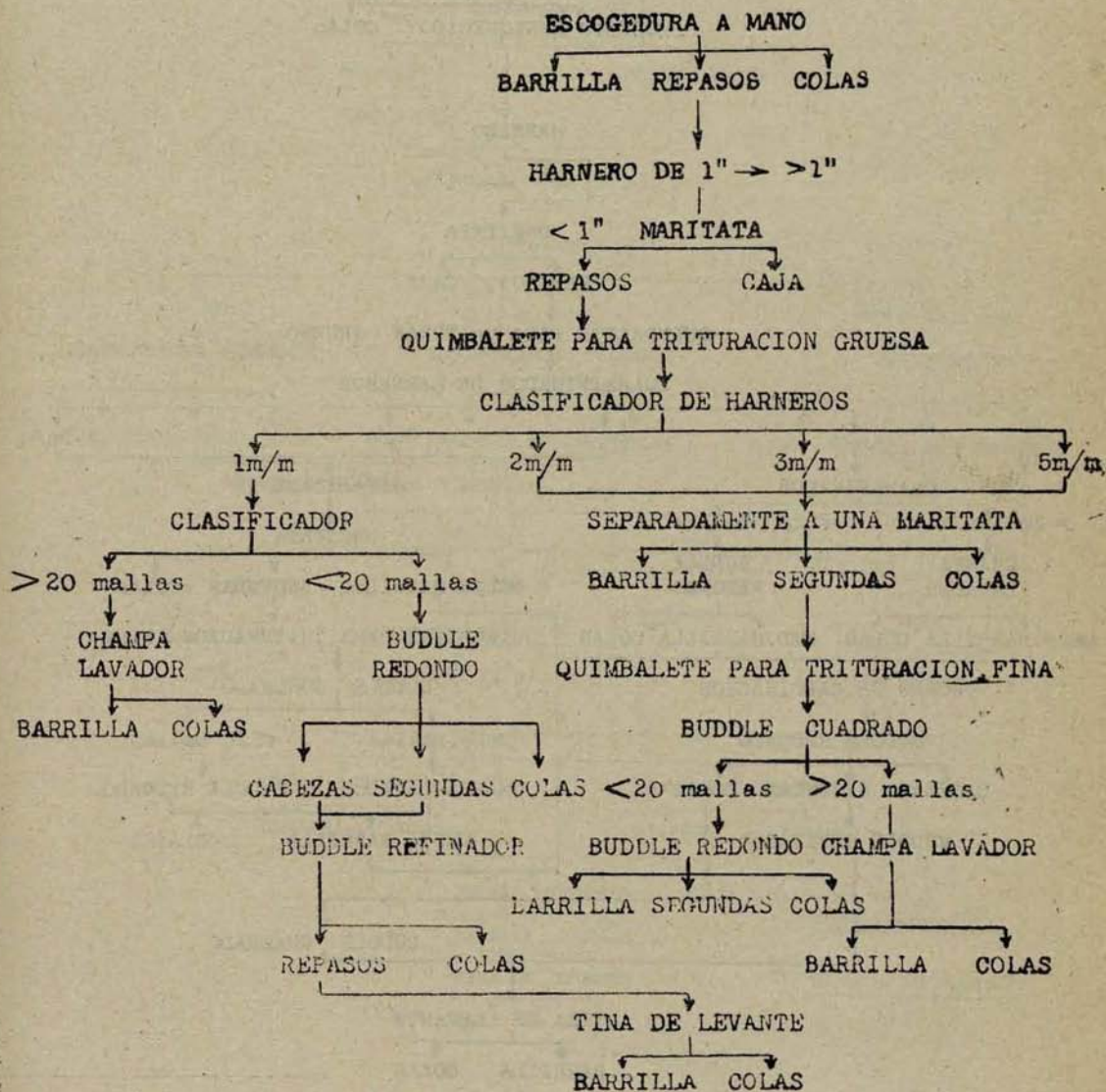
En dos diagramas de establecimientos de concentración a mano y dos de plantas mixtas se muestra la forma de los diferentes procesos de concentración y la aplicación de los aparatos anteriormente descritos.

Finalmente, he tratado la capacidad productora, el porcentaje de extracción y sobre los costos por quintal de barilla.



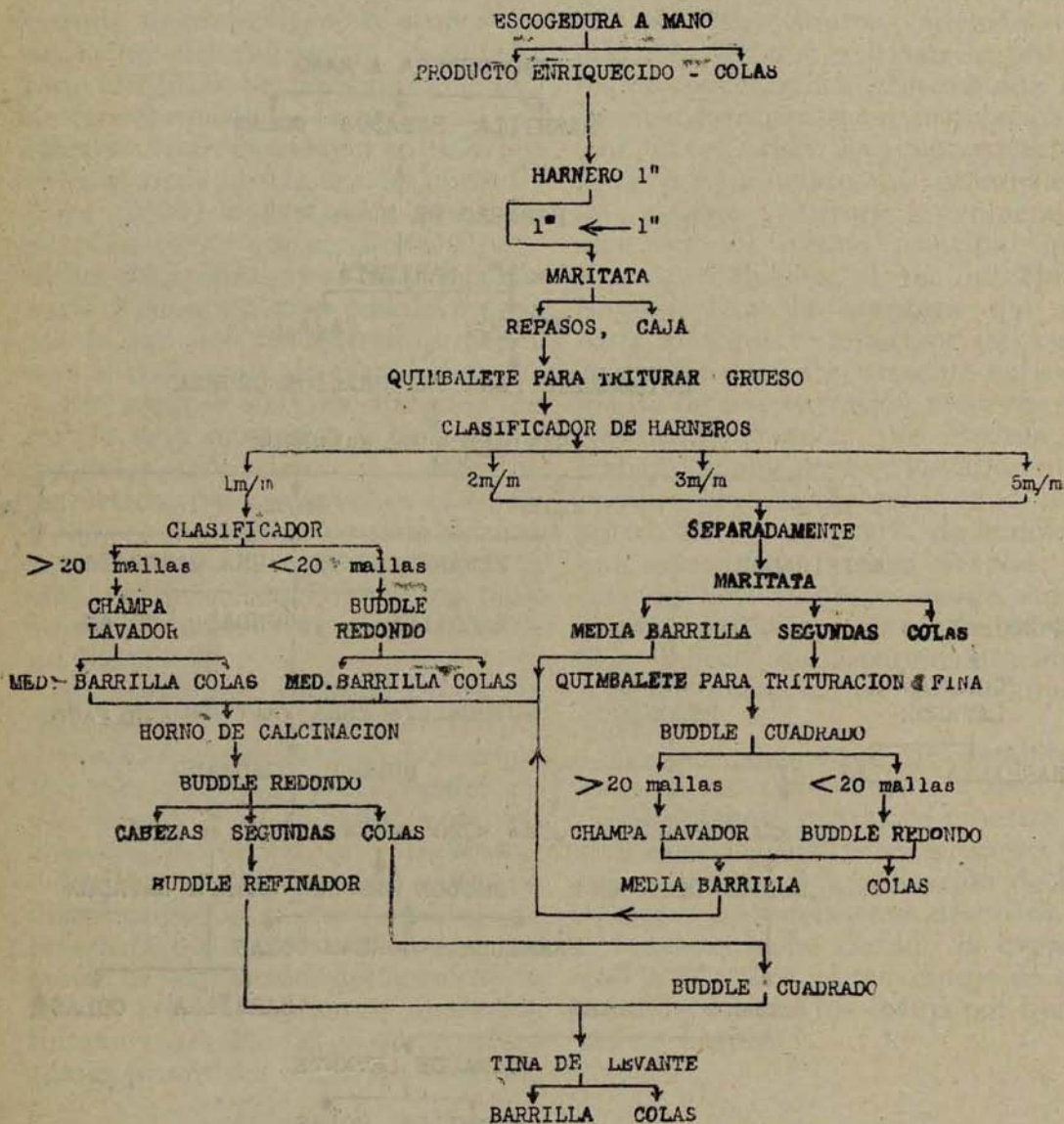
ESQUEMA N° 1

PLANTA PRIMITIVA PARA MINERAL PIRITOSO



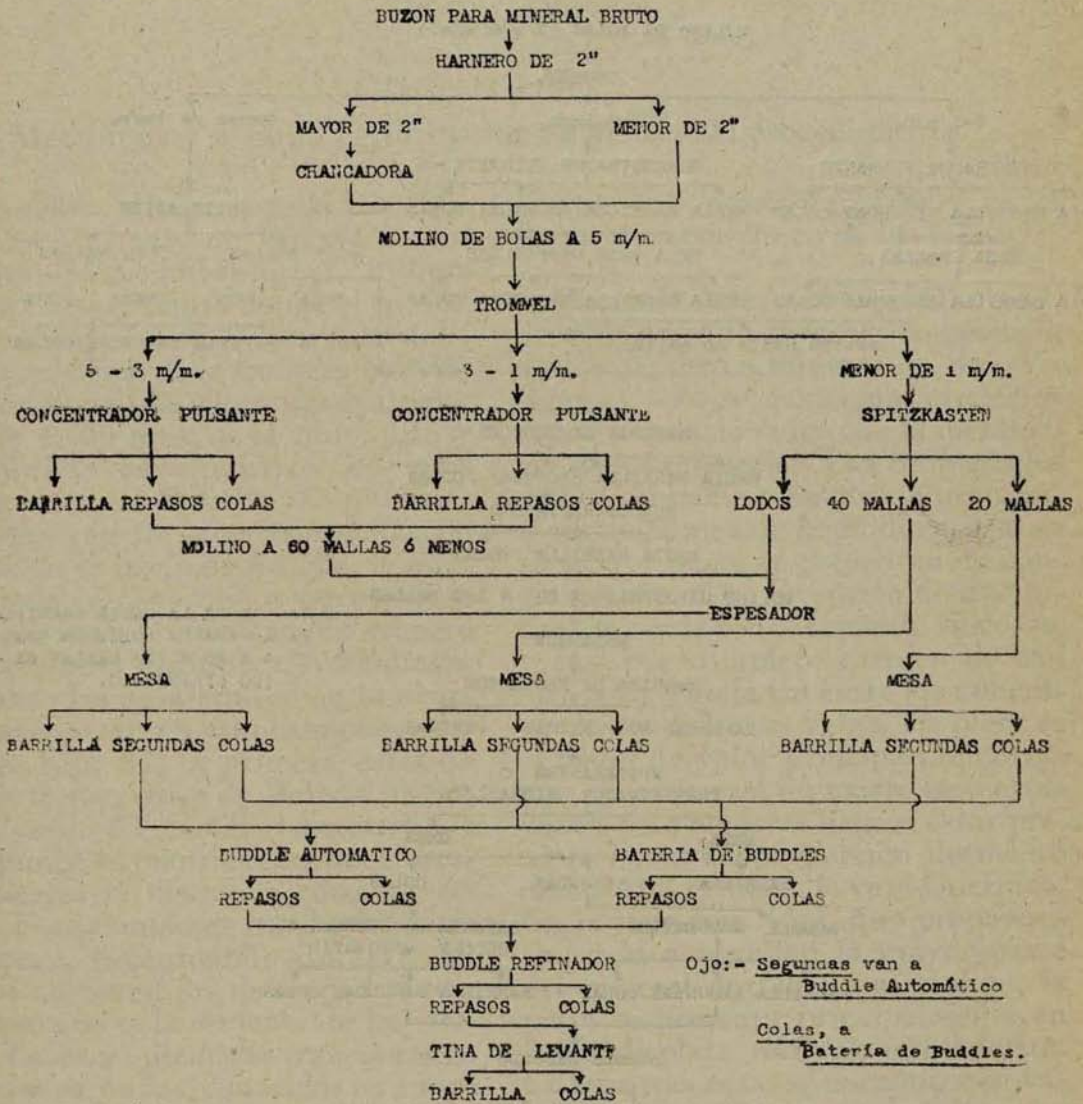
ESQUEMA N.º 2

PLANTA PRIMITIVA PARA MINERAL NO PIRITOSO (PACOS)



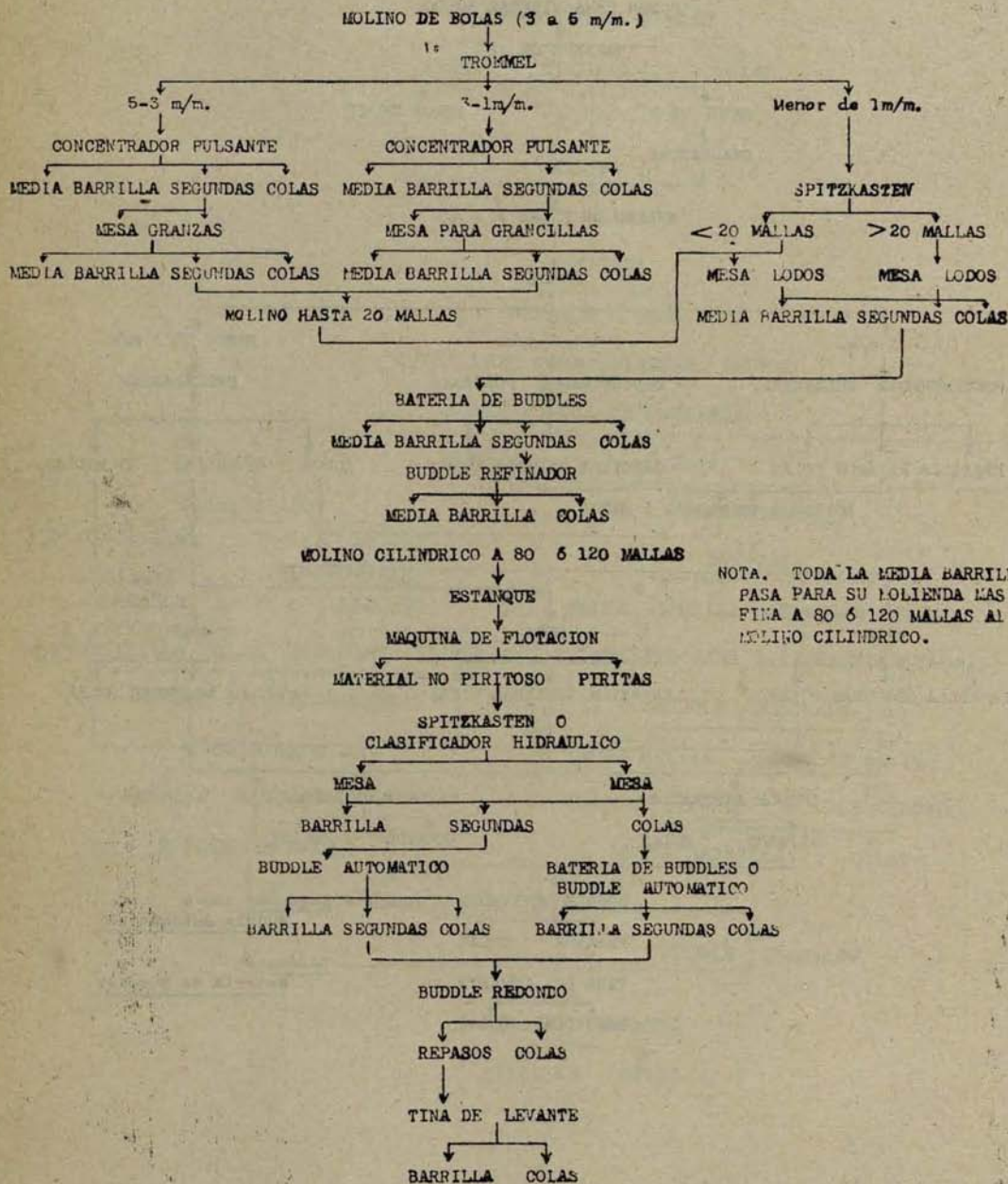
ESQUEMA No. 3.

PLANTA MIXTA PARA MINERAL NO PIRITOSO (PACOS).



ESQUEMA N° 4.

PLANTA MIXTA PARA MINERAL PIRITOSO.



NOTA. TODA LA MEDIA BARRILLA PASA PARA SU MOLIENDA MAS FINA A 80 6 120 MALLAS AL MOLINO CILINDRICO.

## EL INGENIO DE LA COMPAÑIA MINERA SAN VICENTE DE BOLIVIA

POR

THEO P. HOLT,

Metalurgista a cargo de la Planta e inventor del procedimiento.

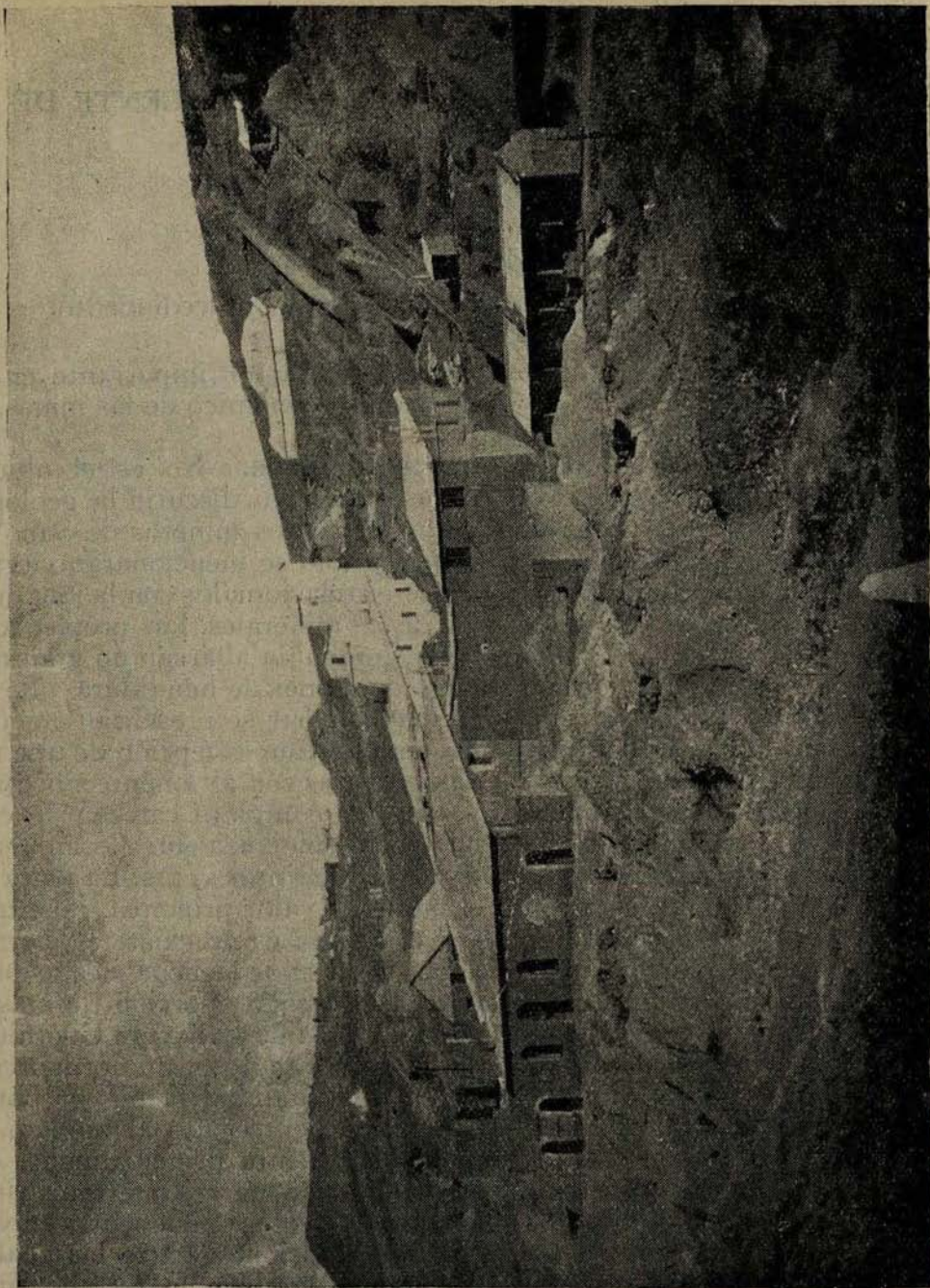
Las minas e ingenio de la Cía. Minera San Vicente de Bolivia se encuentran en la cumbre de la Cordillera Oriental, en el punto donde el cordón de cerros toma una dirección hacia el poniente, cerca de la frontera boliviana meridional. La elevación es alrededor de 4,600 mts., y el clima frío y semi-árido, característico de tales elevaciones en Bolivia.

Antiguamente la comunicación con las minas se hacía de Atocha, la estación más cercana de los ferrocarriles de Bolivia, sobre un camino tropero a través de la Cordillera. Actualmente, tanto los pasajeros como la carga se transportan en autocamiones desde el Km. 33, la primera estación de los ferrocarriles de Bolivia al Sur de Uyuni. El camino carretero de este punto se mantiene en buen estado, siendo la distancia como de 95 Kms. Este camino es transitable para camiones, exceptuando durante períodos cortos en los meses de Enero y Febrero que es la estación de las lluvias. La carga pesada se transporta en carretas de mulas, conocidas en todos los distritos mineros de Bolivia. La carga principal para la mina consiste de aceite combustible para la planta motriz Diesel. Prácticamente todos los materiales locales como sal común, taquia, alfalfa, etc., llegan en llamas. Estas representan el medio más barato de transporte en Bolivia y cons-

tituyen un factor importante en el desarrollo económico de las minas.

**Yacimientos.**—No es el objeto de este artículo discutir la geología de los depósitos mineros de San Vicente, y sólo se mencionarán ciertos aspectos relacionados con la metalurgia de los minerales. Las propiedades de la Compañía abarcan un gran número de filones de hendidura, que en su mayor parte se presentan en conglomerado. Con excepción de que todas las vetas son altamente silicosas, y casi por completo carecen de cal, hay poca semejanza entre los minerales de las distintas vetas. La plata es el metal de valor principal, mientras que el cobre casi no existe en ciertas vetas, pero en otras llega a estar presente hasta en proporción de más o menos 2%, como en la veta Guernica. En la veta San José, que proporciona en la actualidad la mayor parte del mineral entregado al molino, la plata se presenta principalmente en forma de plata nativa o tetrahedrita. En las otras vetas se encuentra en varias combinaciones, entre las cuales predomina también la tetrahedrita, debajo de la zona de oxidación.

**Antiguos métodos de tratamiento.**—Los pocos minerales oxidados de la superficie fueron explotados por los españoles en los días de la Colonización. Hay pruebas de que la



Ingenio San Vicente. En el fondo se ven algunas minas.

amalgación no les] dió los [resultados apetecidos y que substituyeron en su lugar la fundición en pequeños hornos reverberos, con una carga con alta ley de plomo. Esta, prácticamen-

te, constituía una escoriación en gran escala, seguida por una copelación del plomo argentífero produciendo plata pura.

En años más recientes, se constru-



yó una planta de lixiviación con hiposulfito, en combinación con hornos reverberos de calcinación a mano. El autor de este artículo no tiene en su poder datos sobre el funcionamiento de esta planta, la que, juzgando por los desmontes visibles, no puede haber sido de larga duración. Es más que probable que los antiguos dueños encontraron el contenido de azufre demasiado bajo para sostener una calcinación sin otro combustible en los hornos reverberos, y que el gasto de combustible era, por consiguiente, excesivo.

Durante otro período de activa explotación, se escogieron los minerales ricos para formar un producto de exportación, y el material de baja ley se acumuló en los desmontes. Está a la vista que, con los medios de transporte disponibles en San Vicente, solamente el material más rico podía haber sido utilizado en esa forma.

**El sistema actual.**—El procedimiento de calcinación clorurante, con corriente de aire y subsiguiente lixiviación, ha estado en uso en Estados Unidos durante un número de años; pero la nueva instalación en San Vicente es la primera planta comercial que se ha construido en América del Sur. El método de tratamiento brevemente descrito es como sigue: el mineral se tritura hasta un diámetro de más o menos 3 mm., y se mezcla de tal manera que su contenido de azufre quede entre 4 y 5%. Se agrega suficiente cantidad de sal común para clorurar la plata y el cobre presentes, y la plata, con el cobre, se recuperan en forma de cementos de alta ley, por precipitación sobre hierro.

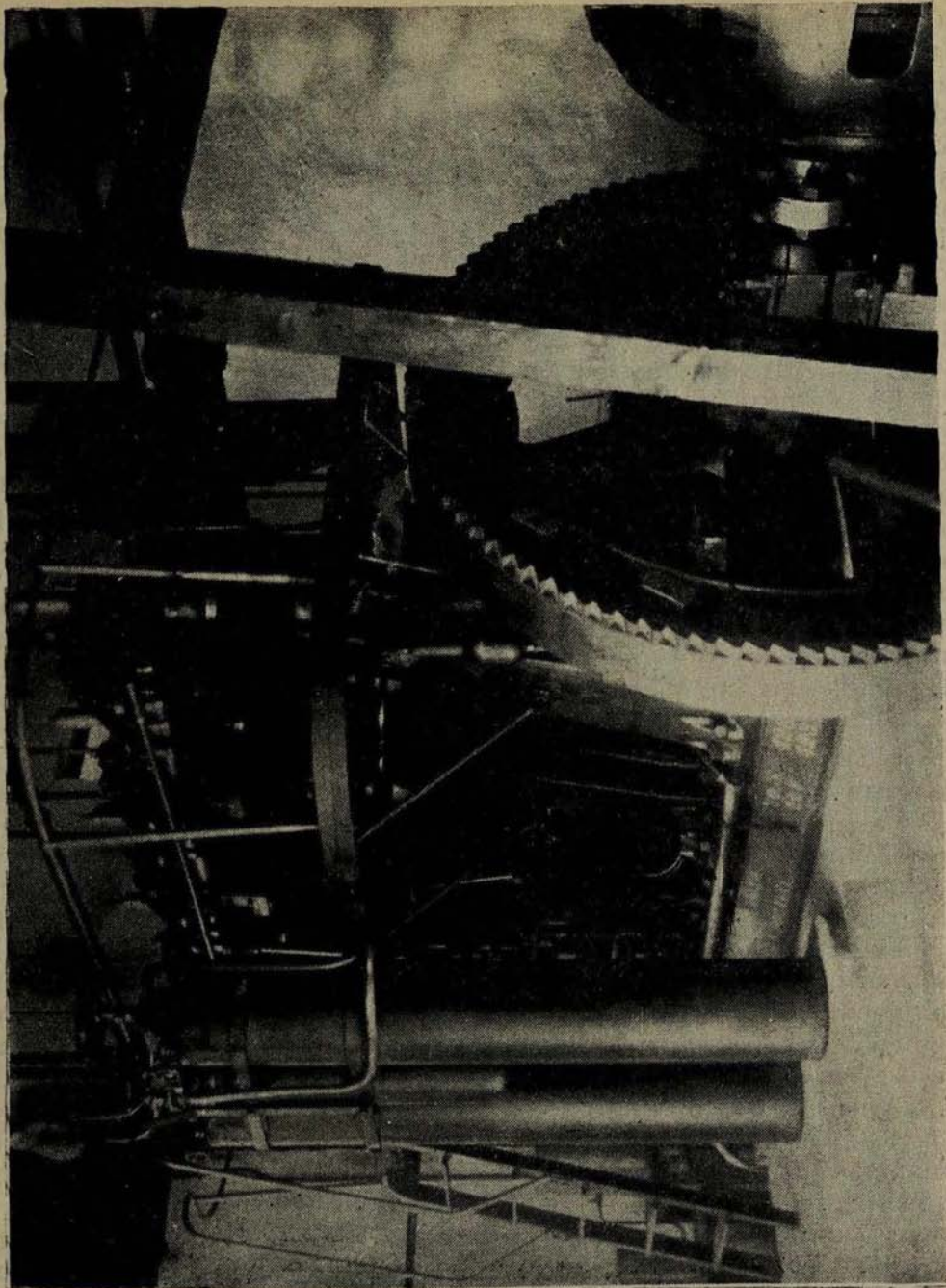
Más adelante se detallarán ciertas economías obtenidas en este procedimiento. El progreso del mineral a través de la planta se ve en el dibujo

esquemático N.º 1, y el de las soluciones en el esquema N.º 2.

### Departamento de trituración.

El mineral de la mina se entrega directamente en carros a un pequeño buzón encima del quebrantador, después de haber recibido cada carro, de una caja medidora, la cantidad necesaria de sal. Durante su paso por la maquinaria de molienda, ésta es uniformemente mezclada con el mineral. Una quebrantadora Blake de 9"×15", reduce el mineral a más o menos 40 mm. Este cae después en un buzón, del cual es alimentado a un par de rodillos Allis-Chalmers tipo "B" de 16"×36", y elevado a un harnero Newega. Para el mineral que se beneficia actualmente un harnero con mallas de 3 mm., ha demostrado ser el más apropiado. El producto mayor de 3 mm., pasa a otros dos pares de rodillos de 16"×36" en paralelo y circuito cerrado. El mineral se muestrea mientras se carga a carros decauville que lo transportan a una de cuatro tolvas de almacenamiento de 100 toneladas de capacidad. Cada tolva descarga por medio de alimentadores tipo "Wall" a una correa sin fin, en la cual se produce la mezcla necesaria, y el producto se alimenta a los hornos de calcinación. Por ejemplo, una mezcla de 20% de mineral de Guernica, con 80% San José, constituye una carga apropiada para la calcinación, cuando aquel contiene 7% y éste 4% de azufre.

Se ha constatado que una carga con mayor ley de azufre de la arriba fijada, es por lo general ventajosa en cuanto permite el empleo de una parte del mineral ya tostado para diluir el exceso de azufre (que de otro modo quemaría la carga), hasta el punto requerido. Aunque esta operación, a primera vista, parece que



San Vicente.—Motor Diesel. Atlas Polar.

redujera la capacidad de los hornos, realmente produce un efecto saludable, en cuanto reduce el período de calcinación de cada carga, por la mayor porosidad que le da, y así se recu-

pera en gran parte el tiempo perdido con la devolución, como también aumenta considerablemente la cloruración de la carga y con esto la extracción. Así es que esta aparente desven-

taja se convierte en un verdadero beneficio. Sin embargo, por el momento esta situación no se ha presentado todavía en San Vicente con los minerales actualmente explotados, sino que por el contrario se hace a veces necesario agregar pequeñas cantidades de taquia, para compensar la escasez de azufre en los minerales.

Desde los alimentadores el mineral se entrega por medio de una correa transportadora de 14 pulgadas a un elevador de capachos de 8 pulgadas. El mineral, al ser tomado por el elevador, recibe un regado con agua, el que es necesario para obtener una tuesta apropiada. La mezcla que recibe la carga al ser entregada por el elevador al buzón del almacenaje, situado encima de los hornos, ha sido comprobada como suficiente aun para minerales tan silicosos como los de San Vicente. La humedad de la carga alimentada a los hornos calcinados es aproximadamente de 6%. Es importante que la humedad sea exacta puesto que una carga demasiado seca no se calcinaría uniformemente, y una demasiado húmeda resulta dura y con terrones.

**La Tuesta.**—La calcinación clorurante representa la etapa más importante en todo el tratamiento. Si la tuesta se ha hecho bien, la plata resulta fácilmente soluble y se obtiene una alta extracción. En la actualidad dos hornos Holt-Dern tipo "A" calcinan como 40 toneladas métricas de mineral de San Vicente, por día. Pronto se instalarán dos unidades más del tipo mayor "B" que elevarán la capacidad total hasta 100 tons., en las 24 horas.

El calcinador Holt-Dern consiste esencialmente de una cámara rectangular de tuesta de 75 cms., de profundidad. En esta cámara la carga por tostar descansa sobre una parrilla de barras horizontales, que perma-

necen inamovibles durante el período de calcinación, pero se ponen en movimiento tan luego el fuego haya llegado hasta la superficie de la carga, y efectúan la descarga parcial del horno. Debajo de la cámara de tuesta se encuentra un buzón con fondo inclinado, que sirve para almacenar el mineral tostado, y que permite una distribución uniforme de la corriente de aire a través de toda la carga.

La calcinación es continua en el sentido que la carga, una vez encendida, sigue calcinándose indefinidamente mediante la combustión del azufre que el mineral contiene, pero es intermitente en cuanto a que el producto se descarga cada tres o cuatro horas. El ciclo de las operaciones es más o menos el siguiente: en el momento que aparece el fuego en la parte superior de los 75 cms. de la carga, el operario cierra la admisión de aire y pone en movimiento las barras de la parrilla. De esta manera la carga baja lentamente hasta que su superficie queda aproximadamente a 25 cms. sobre la parrilla. Inmediatamente se para el movimiento de las barras de la parrilla, y, una vez asegurado que toda la carga en el horno está uniformemente encendida, se llena el horno desde arriba con una nueva carga. En seguida se nivela la superficie de la carga y se admite aire de nuevo, quedando el horno sin atención durante tres o cuatro horas, de manera que un hombre puede fácilmente hacerse cargo de cuatro o seis hornos.

Las ventajas del calcinador, en comparación con los hornos anteriores, se pueden resumir como sigue:

- 1.º No produce pérdidas apreciables en humos, o por volatilización del oro, de la plata o del cobre;
- 2.º No se necesita combustible extraño con minerales que contengan más de 4% de azufre para la calcinación;
- 3.º El costo de instalación y man-

tenimiento son extraordinariamente bajos;

4.º Para obtener una determinada extracción, no es necesario triturar el mineral tan fino;

5.º Con la calcinación de una mezcla húmeda, que no se revuelve, se evita casi por completo toda producción de lamas, y se obtiene un producto ideal para lixiviar; y

6.º Se requiere poca destreza de parte del trabajador a cargo del horno, y el tonelaje calcinado por hombre es muy alto.

**La lixiviación.**—Este método de lixiviar ha sido confundido a veces con el de Agustín, pero es más bien una modificación del procedimiento Longmaid-Henderson, introducido hace años para el tratamiento de minerales de cobre. Pero, en lugar de descartar las soluciones después de la precipitación, como sucede en el método Longmaid-Henderson, en este caso las soluciones se devuelven al ciclo de operaciones. La salmuera neutra saturada del antiguo procedimiento Agustín es, a lo mejor, un disolvente lento, y por lo general da una extracción mucho más baja que una solución ácida de menor densidad. Esto es especialmente así, cuando la solución lleva sales solubles de hierro, que siempre existen cuando se usa hierro viejo como precipitante.

La solución disolvente en la planta de San Vicente se compone de las sales solubles en los quemadillos (mineral tostado), y del ácido condensado de los gases de la calcinación. Por lo tanto, es un producto secundario de la calcinación clorurante.

Los quemadillos calientes se conducen directamente en canales a un estanque lixiviador. Cuando éste está lleno, se nivela la superficie y se introduce solución débil.

**El ciclo de lixiviación.**—El pro-

greso de la lixiviación se puede consultar en el esquema de avance N.º 2. En todo el ingenio no hay más que una solución, pero se la conoce según su ley en plata, como rica, débil y estéril. Cada estanque recién cargado se trata primero con solución débil durante dos días. Esta solución se define como el efluente de un estanque previamente lixiviado, cuyo contenido de plata ha bajado hasta el punto que su precipitación ya no es económica. Sale de este estanque como solución rica y pasa, después de ser sometida a una reducción en las torres de ácido, por las cajas de hierro, donde se precipitan la plata y el cobre. Después del tratamiento con solución débil, el estanque se lixivia durante un día con solución estéril de las cajas de hierro. En seguida recibe un lavado con agua dulce durante dos o cuatro horas y después se le descarga.

Por esto, el ciclo de lixiviación es como sigue: para cargar, un día; para lixiviar con solución débil, dos días; con solución estéril, un día; lavado y descarga, un día; o un ciclo total de 5 días.

**Precipitación.**—La solución rica se eleva por medio de una bomba neumática Pohle al condensador de ácido, que es nada más que una sección ensanchada del conducto de gases de los tostadores. Otra bomba neumática Pohle riega el humo, extrayéndole suficiente ácido para la lixiviación y precipitación. Parte de esta solución se usa para conducir quemadillos frescos a los estanques de lixiviar; el resto pasa a las cajas de hierro para su precipitación.

Estas cajas de hierro son del tipo de batea y canaleta, convenientemente distribuidas para que la plata y cobre se puedan conducir fácilmente a un filtro-estanque. Mientras se mantenga la densidad y la acidez a su

debido nivel, la precipitación es casi completa. Para los minerales de San Vicente se ha encontrado que la densidad propia es de  $31^{\circ}$  Bé. y la acidez equivalente a 4 lbs. de ácido sulfúrico por tonelada de solución. El punto de peligro para la densidad se hace visible, cuando el cemento depositado cerca de la entrada de la solución cambia de un color rojizo o pardo a uno blanco como plata. Este defecto se puede corregir fácilmente por medio de un pequeño chorro de agua introducido en este punto.

#### **La separación de los cementsos.**

A principio se pensaba separar la plata del cobre en el cemento, de la misma manera que se habría hecho durante varios años en la planta de Tintic. Esto se consigue con un procedimiento sencillo, en el cual se emplea una serie de tres estanques Pachuca para agitar el cemento con una solución argentífera. En esta forma la plata de la solución reemplazaba el cobre en el cemento, y se obtenía un producto de plata casi pura. Esta se fundía y reducía a barras.

Debido al elevado costo del combustible, como también al hecho que se encontró un mercado favorable para el cemento de plata y cobre, se halló que era más ventajoso embarcarlo así. Por lo tanto, la práctica actual consiste simplemente en secar el producto y ensacarlo para su embarque a la refinería. La ley de los cementsos varía bastante, según el carácter del mineral entregado al ingenio en el curso del mes, pero últimamente se ha mantenido alrededor de 20% de plata y 50% de cobre.

**La venta del producto.**—Conviene llamar la atención a la gran ventaja de emplear un procedimiento para el tratamiento de minerales que convierta su contenido metálico en un producto de alta ley, que pueda ser

vendido con poco costo. Los ingenieros de minas y metalurgistas no siempre dan a este importante asunto la debida atención, que es de primordial importancia, cuando las minas están muy retiradas de mercados convenientes para los productos. Por ejemplo, una instalación en que la extracción es igual a 90%, a primera vista aparece muy deseable. Sin embargo, si el producto que hay que embarcar es de tan baja ley que dobla el gasto de flete y maquila, la recuperación se acerca más al 45% que al 90%.

El tratamiento de los minerales de San Vicente es una buena ilustración de la verdad de esta aseveración. Las pruebas hechas por flotación han dado tan buena extracción de la plata y del cobre como el método actualmente en uso, pero el producto obtenido es un concentrado con sólo 4% de cobre y 180 onzas de plata por tonelada de 2,000 lbs.. Considerando los gastos de fletes, impuestos y maquila comparados con el valor del cobre contenido, el precio obtenido por la plata resulta cerca de 40 centavos americanos por onza, o sea aproximadamente diez veces el costo de vender la plata en la forma producida ahora en el ingenio de San Vicente.

**Problemas químicos por resolver.**—Fuera del carácter variable de los minerales tostados, el único problema de actualidad que se ha presentado en el beneficio de los minerales de San Vicente, es el del consumo excesivo de sal. Mientras que en la práctica de clorurar es común un término medio de 1% a 2%, y 3% a 4% es alto, algunos de los minerales de San Vicente descomponen hasta 6% de sal y más. Esto resulta en una producción elevada de sulfato de soda. Este entra en la solución junto con el cloruro de sodio y la hace in-

servible para la lixiviación, si no se separa a tiempo.

La ecuación que se da generalmente para explicar la formación de sulfato de sodio en una calcinación clorurante, es:

$$2 \text{NaCl} + \text{MSO}_4 = \text{Na}_2\text{SO}_4 + \text{MCl}_2$$

en la cual M representa cualquier metal divalente como Fe, Cu, etc., Si introducimos cal en la calcinación clorurante, el CaO que se forma, sustituye al metal, formando  $\text{CaSO}_4$  insoluble, y la sal queda inalterada. Sin embargo, en una reacción química que envuelve acciones de masas tan complicadas como las que ocurren en una calcinación clorurante, no se debe suponer que una ecuación tan simple como la citada refleje el verdadero estado de cosas. Efectivamente, experimentos prueban que un pequeño porcentaje de piedra de cal ejerce un efecto muy superior en retardar la formación de sulfato de soda que lo que indica la fórmula. En una prueba, en escala comercial, hecha en un ingenio durante un período de varios días, se redujo el consumo de sal de 5.15% al 1.7%, con la simple adición de 1.2% de  $\text{CaCO}_3$ . Este agregado de cal, bajó algo la extracción del cobre, pero no tuvo efecto sobre la de la plata. La

práctica actual consiste en agregar nada más que 0.3% de piedra de cal al mineral que entra al molino.

El otro medio para reducir el contenido de sulfato de soda en las soluciones es el de hacer uso de la mucho menor solubilidad que el sulfato de soda tiene en el frío, comparada con la que tiene a una temperatura alta. Permitiendo que la solución del ingenio, a una temperatura normal de 30° C., repose durante la noche al aire libre en estanque de poca hondura y se enfríe hasta 9° C., y más, la mayor parte del sulfato cristalizará y se separará. La solución se devuelve entonces al circuito, habiendo adquirido de nuevo y por completo su poder disolvente para la plata.

**Fuerza motriz.**—La instalación actual consiste de un motor Diesel, tipo Atlas Polar, de 250 B.H.P. al nivel del mar. Está acoplado directamente a un generador de 125 K.V.A., trifásico, 550 voltios y 50 ciclos. La fuerza se distribuye con ese voltaje a los distintos motores de la planta. Una segunda unidad de fuerza motriz, igual a la primera, que está ahora en curso de instalación, proporcionará la corriente necesaria tanto para la mina, como para el mayor consumo del ingenio ensanchado.



FIG. 1 ESQUEMA DE AVANCE EN EL INGENIO DE SAN VICENTE

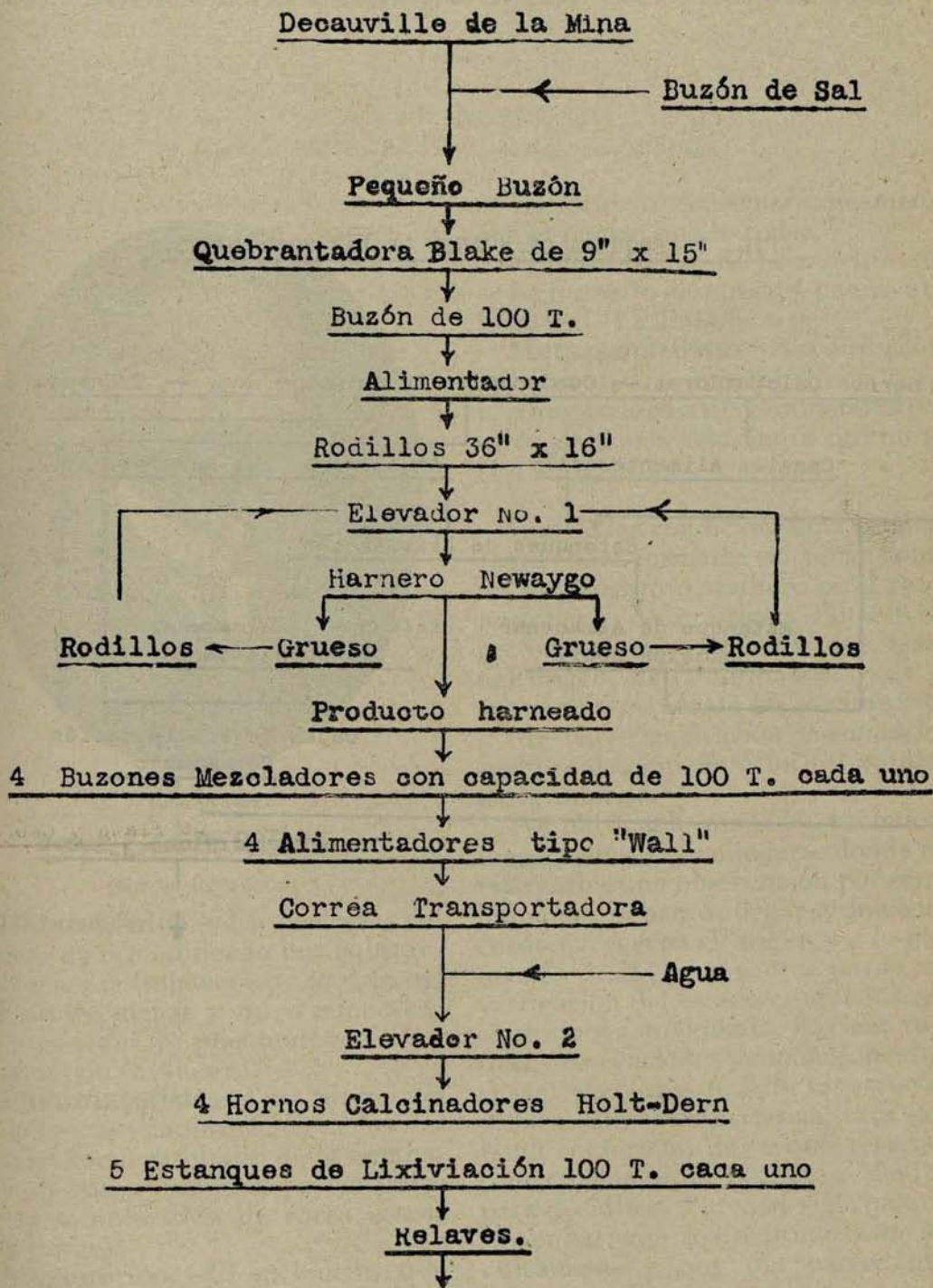
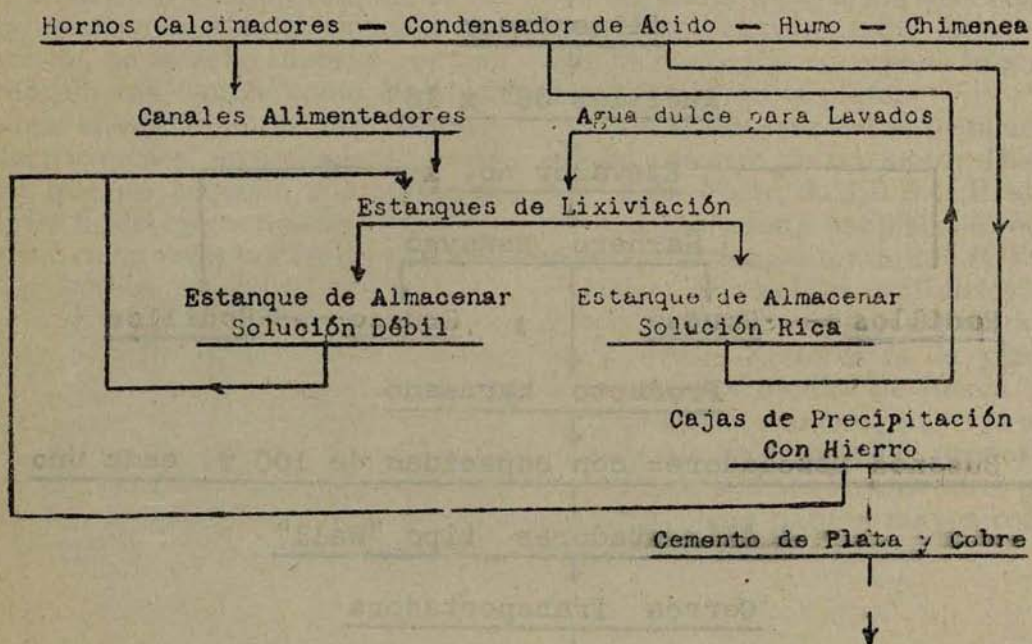


FIG. 2 ESQUEMA DE AVANCE DE LAS SOLUCIONES.





## EL PROGRESO DE LA GEOLOGIA DE LOS YACIMIENTOS

POR

JULIO KUNTZ,

Ingeniero consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.



Julio Kuntz

## GLOSARIO

(por La Redacción)

**Hidatogénico.**—En geología, derivado de o modificado por sustancias acuosas (soluciones): se dice del génesis de menas y otros minerales: en oposición a pneumatogénico y magmático (Standard).

**Pneumatolisis.**—La alteración de las rocas y la formación de los minerales como resultado de la emanación de gases y vapores provenientes de la solidificación de rocas ígneas (La Forge).

**Singenético.**—El yacimiento que

se ha formado contemporáneamente con el panizo que lo rodea.

**Epigenético.**—El yacimiento que se ha formado después del panizo que lo rodea. (La Forge).

**Metasomatismo.**—La alteración química de un mineral o una roca; el reemplazamiento de minerales por otros debido a reacciones químicas. (La Forge).

Una de las condiciones más importantes para formarse un juicio sobre un yacimiento metalífero es el reconocimiento de su origen. Por eso, la geología de los depósitos que trata del origen, de la formación y de la apariencia actual de los yacimientos y de su clasificación sistemática siempre desempeñará un rol notable en la minería.

Por haberse formado los yacimientos en tiempos y en lugares donde no era posible una observación por seres humanos, debemos llegar a una conclusión respecto al origen y a la formación de los yacimientos por la investigación del estado en que los encontramos actualmente. Es claro que tales observaciones y conclusiones hechas por geólogos de distintas escuelas y sobre diferentes materias, rara vez están conformes, de lo que resultan controversias que necesitan tiempo para decidirse. Ya en el siglo pasado se combatieron los neptunistas y los vulcanistas y hoy día parece que

existen entre los interesados disputas similares. Sin embargo, tales controversias incitan los estudios y fomentan los conocimientos.

En verdad, la geología de los yacimientos ha hecho buenos progresos durante los últimos años, aunque se debe confesar que nuestros conocimientos sobre las condiciones en que se formaron los minerales todavía son muy limitados en muchos casos. De la misma manera que nosotros somos reímos de las ideas de los geólogos de hace cien años, así también sonreirán de las nuestras los hombres de ciencia de dentro un siglo.

Con la enunciación de nuevas teorías se han formado un gran número de palabras nuevas, no siempre convenientes, y a menudo una misma palabra se emplea para expresar diferentes conceptos y vice-versa. De modo que a veces es difícil orientarse en medio de la multitud de las nuevas expresiones técnicas inventadas por los geólogos.

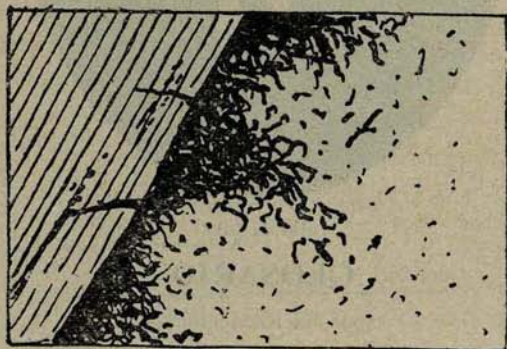
Al geólogo que quiera establecer nuevas teorías y formar nuevas expresiones técnicas debe exigírsele que haya estudiado más de un solo distrito, más de un solo país y que haya visitado varios continentes y varias provincias petrográficas y metalogénicas. Si no, sus expresiones tendrán el sello de la parcialidad.

Generalmente se dividen los yacimientos metalíferos según su origen y sus relaciones a la roca encajante, pero los procesos que intervinieron en la formación de los minerales pueden ser varios y diferentes en el mismo yacimiento, esto también da origen a dificultades en esta materia. Además, en muchos casos no son claros los fenómenos, lo que da origen a controversias.

UNA COSA ES CLARA, Y ESTA ES:

QUE LOS METALES PROVINIERON ORIGINALMENTE DE LOS MAGMAS ERUPTIVOS. Esto se comprueba por las leyes en metales que tienen las rocas eruptivas y por las numerosas relaciones que existen entre las rocas eruptivas y las menas. Los minerales metálicos forman elementos accesorios en la composición de las rocas eruptivas y LOS YACIMIENTOS NO SON NADA MÁS QUE CONCENTRACIONES NATURALES DE ÉSTOS.

Tales concentraciones pueden originarse en el magma mismo, antes de su solidificación, por formaciones concrecionarias de la materia metálica o por diferenciación según la densidad (diferenciación magmática); o bien pueden precipitarse de las soluciones acuosas que quedan después de la solidificación de la gran masa del magma y que a causa de la presión ascienden por las grietas existentes. En el pri-



Yacimiento magmático según Vogt.

mer caso se trata tanto del asentamiento de las partes metálicas más pesadas como de la ascensión de las partes más ligeras y ricas en gases. Todo el magma contiene agua (SUPERCRÍTICA) cuyo porcentaje aumenta cada vez más con la solidificación progresiva de las partes menos líquidas; y, como en todas las fases de este proceso pueden abrirse caminos hacia arriba para el resto fluído del

magma, así también pueden formarse filones eruptivos que progresivamente se acercan a las vetas originadas por la precipitación de aguas juveniles o soluciones cargadas con minerales. EXISTEN, PUES, TRANSICIONES ENTRE LAS DOS FORMACIONES Y SÓLO SE TRATA DE FIJAR EL LÍMITE ENTRE ELLAS.

El geólogo norteamericano J. E. Spurr, que ha publicado recientemente varias obras sobre esta materia, pone el límite mucho más hacia el lado de las soluciones, considerando que casi todas las vetas metalíferas son inyecciones magmáticas. Partiendo de estudios que hizo sobre las vetas de cuarzo aurífero en Alaska, que clasifica como filones inyectados de pegmatita extremadamente ricos en cuarzo, sigue a otras vetas metalíferas con plomo, zinc, cobre que también clasifica en este grupo hasta aún las vetas de carbonatos.

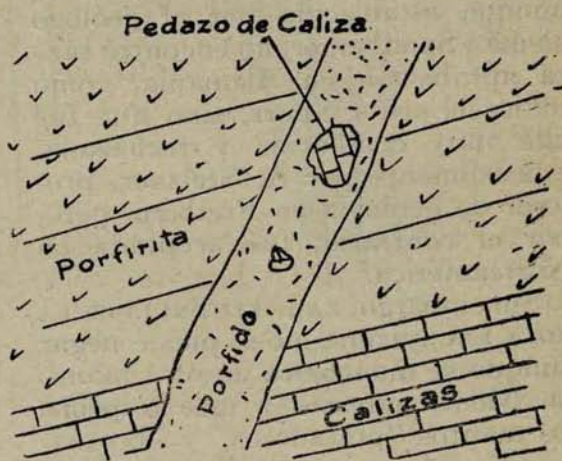
Esta teoría de Inyección Magmática fué establecida ya en el año 1840 por el geólogo A. Petzholdt y en 1846 por el geólogo francés J. Fournet, pero abandonada o rechazada por la mayoría de los geólogos.

Vetas de cuarzo aurífero, de las cuales algunas cambian en hondura a filones de pegmatita, se encuentran cerca de Sekenke, en el Africa oriental; y en Chile, cerca de los minerales de plata de Condoriaco y Quitana, se encuentran grupos de vetas de cuarzo aurífero y de liparita (riolita) muy ricas en cuarzo, de las cuales, las primeras, pueden corresponder a la fase superior o posterior de las últimas. Tales yacimientos, pues, se pueden caracterizar como magmáticos, pero no las vetas plómíferas.

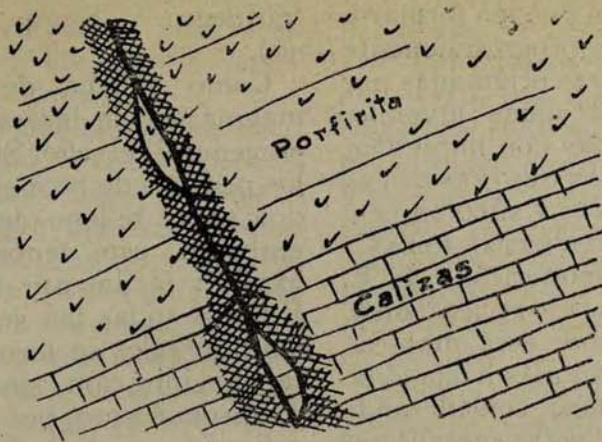
Nuevas ideas sobre el origen de las pegmatitas, de tales formas limítrofes entre filón (dique) y veta han dado en sus obras los geólogos Vogt,

(noruego) y Kemp, (norteamericano).

Como prueba de la naturaleza magmática de las vetas metalíferas en general, el señor Spurr se refiere a los pedazos de roca encajadora aislados en el relleno de las vetas. Sin embargo, este fenómeno se puede explicar fácilmente de otra manera. En casi todas las vetas metalíferas los minerales se forman no sólo por la precipitación sino también por metasomatismo, por el cual la mineralización se extiende a la roca encajadora. Tales pedazos aislados de la roca encajadora representan partes no todavía metamorfoseadas de la caja, que ofrecieron, por su dureza o densidad, mayor resistencia a la penetración de las soluciones metalizadoras. Además, en muchos casos el movimiento que causó la abertura de la grieta, se reiteraba varias veces, como es bien sabido en Chile que los terremotos son seguidos generalmente por varios temblores de menor importancia. Al reiterarse el movimiento, pedazos de la caja caen en el relleno parcialmente formado y quedan envueltos en él.



Veta (filón) inyectada.



Veta de precipitación y metasomatismo.

Solamente en el caso de que se encuentren en la veta pedazos de la roca encajadora de más abajo, se puede llegar a la conclusión de que el relleno es inyectado, pues las soluciones no ascienden con tal fuerza como para llevar consigo pedazos de roca de un horizonte inferior, pero sí el magma.

La teoría del señor Spurr me parece una apreciación exagerada del vulcanismo, como la teoría de la secreción lateral era una estimación exagerada del neptunismo o de la influencia de las aguas termales.

Por lo demás, la última teoría, aunque establecida por el geólogo alemán Sandberger, no encontró tanta aprobación en Alemania, como indica el señor Spurr, sino que fué allá muy combatida y rechazada, especialmente por A. Stelzner, profesor de geología en Freiberg, pero, por el contrario, fué aceptada en Norteamérica.

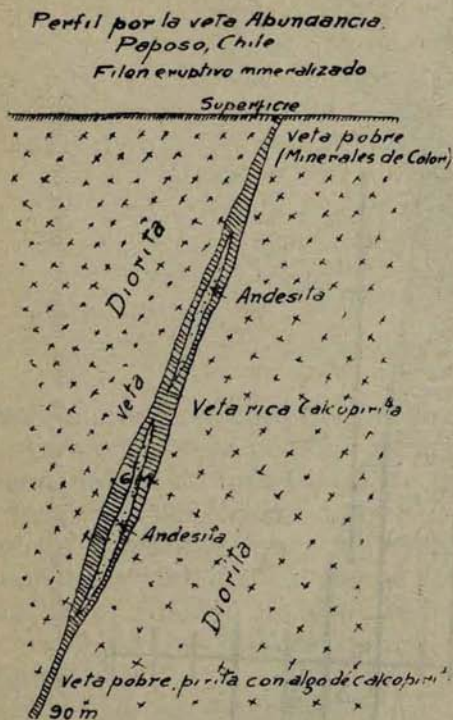
Sin embargo, LA INFLUENCIA DE LA ROCA ENCAJADORA no se puede negar aunque se manifiesta de otra manera. Mencionaremos a este respecto los mantos "pintadores" y "broceadores" en las minas de plata de Chile (especialmente en Chañarcillo), y las

fahlbandas de Kongsberg, Noruega. Se encuentran, además, en Sud-Africa, vetas de cuarzo aurífero con leyes muy distintas entre las diferentes rocas encajadoras. Mencionaré, otro ejemplo chileno: la veta Volcán (cerca de la estación del mismo nombre al S. E. de Santiago), tiene un espesor de uno a dos metros en los esquitos, pero hasta 14 metros en las calizas, donde también es mucho más rica. Generalmente se encuentran puntos ricos en las vetas donde éstas pasan por capas metalíferas o cruzan otras vetas. El enriquecimiento en los cruzamientos es bien conocido en todo el mundo minero. Aparentemente se trata aquí de influencias eléctricas poco conocidas. El geólogo Hummel hizo estudios sobre ésta materia y también mencionó que tales influencias pueden desempeñar un gran rol en el magma, porque los silicatos fundidos tienen gran conductibilidad.

En Chile los yacimientos magmáticos se limitan a los depósitos de hierro en Tofo, Algarrobo y otros puntos, y casi todos los yacimientos de cobre y de plata tienen su origen en la precipitación de soluciones acuosas, aunque las vetas más importan-



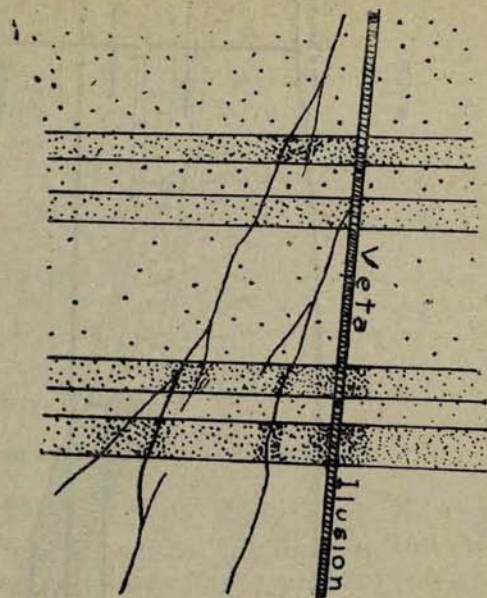
tes corresponden a filones eruptivos mineralizados (Higuera, Brillador, Tamaya, Paposo, Ojanco Nuevo, etc., etc.). Los minerales en estas ve-



Filón eruptivo mineralizado.

tas no han residido en el magma que formó los filones correspondientes desde el principio, sino se precipitaron después de la solidificación de los filones y de soluciones ascendentes provenientes del mismo magma o de otro. Más allá de la zona mineralizada, los filones se presentan con su composición normal. En muchos casos, además, la existencia de mantos y zonas de impregnación a lo largo de las vetas, filones mineralizados, grietas y contactos, comprueba la acción de las soluciones metalíferas. Tales yacimientos abundan en Chile y no pueden de ninguna manera llamarse "inyectados o magmáticos". Ni siquiera los depósitos de magnetopirita niquelífera de Sudbury, que

## MINERAL TALCUNA



Capas porosas metalizadas desde vetas y grietas.

siempre se citan como ejemplos de yacimientos magmáticos, son tales, sino corresponden, a lo menos en sus partes aprovechables, a enriquecimientos posteriores por soluciones a lo largo de filones de diorita cuarcífera, de acuerdo con nuevas investigaciones (1).

Al mismo resultado llegó R. Beck con la investigación de los yacimientos semejantes de Sohland, Sajonia y Schluckenau, Bohemia.

Yacimientos realmente magmáticos son entre otros los de hierro de Kiruna (Suecia), Blagodat (Rusia), Algarrobo y Tofo (Chile), los de cobre en Ookiep (Colonia del Cabo) y Río Tinto (España) los de cromita en los Balkanes, Asia Menor y Nueva Caledonia y los de sulfidos de hierro, zinc y plomo en Bodenmais. Segregaciones magmáticas de oro, pero sin importancia comercial, encontré yo en Madagascar cerca del

(1) A. Wandke and R. Hoffmann: A. Stud y of the Sudbury Ore Deposits, Economic Geology, 1924.

pueblo de Sahofa, en el valle superior del río Nosivolo.

SI SE QUIERE TRAZAR UNA LÍNEA DIVISORIA ENTRE LOS YACIMIENTOS MAGMÁTICOS Y LOS YACIMIENTOS HIDATOGÉNICOS, SE DEBE COLOCARLA CERCA DE LAS VETAS DE CUARZO QUE CONTIENEN PIRITA, ARSENOPIRITA, TURMALINA Y FELDESPATO, pero no cerca de las vetas que contienen plomo y antimonio, dejando sólo a la parte hidatogénica las vetas de azogue y antimonio cuya formación de soluciones termales aun hoy día se puede observar.

Con referencia a los elementos principales de las rocas eruptivas, ya se conoce desde hace largo tiempo la diferenciación de los magmas en pequeña y gran escala. Es natural la suposición de que también existe una diferenciación con respecto a los elementos accesorios metálicos de los magmas. En verdad, las nuevas investigaciones han dado un resultado según el cual SE PUEDE HABLAR CON TANTA JUSTICIA DE PROVINCIAS METALOGÉNICAS COMO DE PROVINCIAS PETROGRÁFICAS.

El centro de Chile, por ejemplo, junto con el desierto de Atacama, forma una tal provincia, en la cual predominan los yacimientos de cobre. Apenas existe en esta parte de la tierra una formación de yacimientos sin ley de cobre. Las vetas auríferas y argentíferas, en la mayoría de los casos, también tienen ley de cobre, aunque pequeña dentro de esta provincia metalogénica. En Bolivia existe una provincia de estaño, y en el Africa Sur-Oriental una tal provincia de oro, la que se extiende hacia el norte, por Rhodesia, hasta el centro del Africa Oriental. Provincias de cobre existen, además, en el Perú, Norte-América y Japón y, al parecer, es principalmente la gran zona frac-

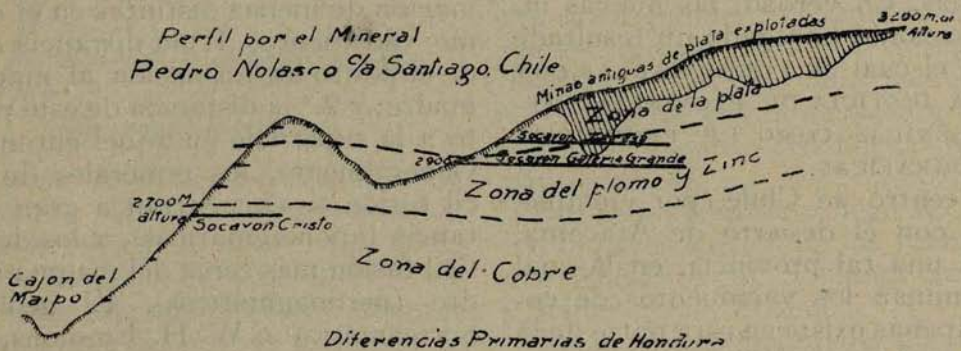
turada de la corteza terrestre que se extiende desde la Tierra del Fuego por la costa del Pacífico de ambas Américas y por las Aleutes hasta el Japón, la que contiene la mayoría de las provincias de cobre. Actualmente la gran mayoría del cobre que se produce proviene de esta faja del Pacífico y de los grandes depósitos de este metal sólo tres, el del Lago Superior, el de Katanga y el de Río Tinto no pertenecen a esta faja. Los geólogos de Launay (francés), Lindgren (sueco), Spurr (norteamericano) y Niggli (suizo), han hecho estudios sobre esta materia.

El concepto sobre "DIFERENCIAS PRIMARIAS DE HONDURA" también ha sufrido una alteración o una ampliación. Con todos los yacimientos que se originaron en relación con fenómenos eruptivos, se deben considerar dos influencias respecto a la formación de menas distintas en el mismo yacimiento: 1.º la distancia desde el punto de formación al magma madre; y 2.º la distancia de este punto a la superficie en aquel entonces. Generalmente, los minerales de fácil fusión se encuentran a gran distancia (apomagmáticos), y los de difícil fusión más cerca del magma madre (perimagmáticos). El geólogo norteamericano W. H. Emmons, indica el orden siguiente de deposición de arriba para abajo: mercurio, antimonio, plata, plomo, zinc, cobre, bismuto, arsénico, tungsteno y estaño. Diferencias e irregularidades en esta regla general se explican por la continuación de precipitaciones desde otros centros mineralizadores, por el cambio en las distancias arriba mencionadas durante la precipitación y otras causas desconocidas. En verdad, existen todavía muchas otras causas que influyen la formación de ciertos minerales, como ser la clase

del magma matriz y su composición química, la extensión y forma de este magma (filón, batolita, lacolita, etc.) su distancia de la superficie y del mar y otras varias. Tales influencias pueden también tener efectos notables en dirección lateral si las soluciones se mueven lateralmente desde un magma intrusivo y según eso se puede hablar de zonas laterales primarias de diferentes minerales.

En Chile tenemos varios ejemplos de minas con diferencias primarias de hondura. En el mineral Pedro Nolasco, en el cajón del Maipo, se encuentran minerales de plata a una altura de 2,950 a 3,200 metros s. n. de m., plomo y zinc hasta 2,750 m., y cobre más abajo. Las minas de Ladrillos, Copiapó, se explotaron por plata en los niveles superiores y por cobre en los inferiores.

la cuestión de LA DEPENDENCIA DE LA FORMACIÓN DE CIERTOS MINERALES O METALES DE LA CLASE DEL MAGMA MATRIZ. Hace tres decenios que el geólogo Moericke constató que en Chile las minas de oro se encuentran relacionadas con rocas ácidas y las minas de plata, con rocas básicas. Yo constaté el mismo hecho en Africa, Siberia y Europa y en este país he podido confirmar las observaciones del señor Moericke. Las minas de oro se encuentran principalmente en la formación granodiorítica de la costa o en las intrusiones graníticas más distantes de la costa que son más modernas. También en aquellos casos donde las vetas auríferas aparecen en una roca más básica, como en los minerales Inca de Oro y Petorca, se puede constatar una relación entre las vetas



Con respecto a las DIFERENCIAS SECUNDARIAS DE HONDURA, sobre cuya materia el geólogo alemán P. Krusch expuso hace tiempo ideas fundamentales, se han modificado las opiniones en varios puntos. Por ejemplo, ahora también se considera la calcosina como perteneciente en partes a los minerales primarios, mientras que anteriormente se la consideraba exclusivamente de origen secundario.

A este capítulo pertenece también

y una roca ácida debajo de la formación básica superficial. Con depósitos de origen hidrotermal se puede esperar que se encuentren a cierta distancia del magmamatriz.

A las provincias petrográficas ácidas, pertenecen además los yacimientos de estaño, tungsteno, piedras preciosas (exceptuando el diamante), mientras que el platino, el cromo, el hierro y el níquel, tienen relación con rocas básicas y ultra



básicas. Las vetas de plomo y zinc argentíferas también aparecen, en la mayoría de los casos, en relación con rocas básicas.

El progreso en la geología de los yacimientos (geología práctica) se observa, no tanto en el conocimiento de la formación de los yacimientos, como en el de la formación de los minerales en los yacimientos mismos. Siempre se encuentran procesos nuevos en la formación de los minerales dentro de los depósitos originados por diferenciación magmática, por inyección magmática, por procesos hidrotermales y gaseosos. Nuevamente se imputa un rol también a LAS SOLUCIONES COLOIDALES COMO MINERALIZADORAS. Ya existían anteriormente investigaciones correspondientes sobre esta materia en las zonas de oxidación de los yacimientos; en el último decenio, los señores I. D. Clark y P. L. Menaul (2) han ejecutado experimentos respecto a la formación de sulfuros de soluciones coloidales. Estos hechos pertenecen al dominio del metasomatismo y, según esta teoría, se puede hablar, además de metasomatismo hidrolítico, pneumatolítico, de metasomatismo de oxidación y de cementación; también de un metasomatismo por absorción y por adhesión.

Las opiniones de los geólogos no están todavía conformes sobre la formación de muchos yacimientos y de la menas en aquéllos, aunque sobre el origen de algunos yacimientos no puede haber duda. Mencionaré algunos casos:

1.º El origen del oro en el mineral de oro más grande del mundo, en los conglomerados del Witwatersrand, Transvaal, ha sido siempre disputa-

do; la mayoría de los geólogos que han hecho investigaciones prácticas en esta materia llegaron a la conclusión de que los conglomerados fueron mineralizados posteriormente por soluciones auríferas ascendientes, mientras otro grupo de geólogos mantiene que se trata de lavaderos antiguos es decir, que los yacimientos son singenéticos. Recientemente los epigenéticos han recibido una gran ayuda a favor de su teoría por el descubrimiento de oro en filones eruptivos que atraviesan toda la formación y que probablemente corresponden a los elementos mineralizadores. Estos filones consisten de microgranito y aparentemente provienen de la gran lacolita de granito situada debajo de la formación sedimentaria y que aflora más al norte. Según datos publicados, la ley de oro de los filones de microgranito que se descubrieron en la mina Cinderella alcanza hasta 2.5 gr., por tonelada. Hace 30 años yo establecí la misma afirmación apoyándome en observaciones semejantes hechas en la mina Ferreira.

2.º El origen del cobre y de la plata en los esquistos cupríferos de Mansfeld, (Alemania) todavía se disputa por singenéticos y epigenéticos. Según las publicaciones más nuevas sobre esta materia parece que los singenéticos tienen una ventaja sobre sus adversarios.

3.º En el problema sobre la formación de los mantos cupríferos de Coro-Coro (Bolivia) y San Bartolo (Chile), también los epigenéticos han salido victoriosos. La existencia de cobre nativo en los planos de disgregación entre las capas de areniscas, los clavos ricos que se extienden en el ángulo de manto hacia abajo y a lo largo de grietas mineralizadoras, y el hecho de que el

(2) The Role of Colloidal Migration in Ore Deposits, Economic Geology, año 1916.

cobre se encuentre principalmente en las capas de grano más grueso, que son las más porosas, son tres puntos que comprueban la mineralización por medio de soluciones.

Los progresos realizados en nuestros conocimientos sobre el origen del carbón, del petróleo, del salitre y otras materias bituminosas, reclaman un capítulo aparte y no encuentran espacio en esta exposición.

El progreso de la ciencia es generalmente lento y se produce por métodos inductivos tanto como deductivos. Sin embargo, DE VEZ EN CUANDO SE DA UN SALTO HACIA ADELANTE POR MEDIO DE NUEVOS DESCUBRIMIENTOS. Tales descubrimientos sorprendentes e importantes se han realizado varias veces en los últimos decenios en Sud-Africa. ¿Quién pensaba en buscar oro en los conglomerados antes del descubrimiento de las minas del Witwatersrand por un arriero boer? ¿Cuántos geólogos pasaron por las dunas de la costa del Africa Sur-Occidental antes de encontrarse los diamantes que ellas encerraban, descubrimiento que se debió a un negro quien había trabajado en Kimberley y quien no tenía preocupación científica alguna. También fué en Sud-Africa donde se descubrió la roca madre de los diamantes, la kimberlita, en la cual se formaron por segregación magmática. Ahora nos llega otra novedad más de Sud-Africa: el descubrimiento de vetas de cuarzo dentro de felsitas y areniscas con leyes aprovechables, en algunas partes ricas, en platino, que hasta ahora sólo se encontraba en cantidades aprovechables en los lavaderos, mientras que en ciertas vetas auríferas, en depósitos de cromita, en rocas de granate y de olivina, sólo se encuentran indicios de este raro y valioso metal. Esto constituye, por lo tanto,

un tipo nuevo, porque las vetas parecen haberse originado por la intrusión (inyección) de los restos de un magma ácido (1).

De todo esto se deduce que no debemos adherirnos demasiado a una sola idea con respecto a los complicados procesos que dieron origen a la formación de los minerales. Ciertamente tenemos en nuestros laboratorios los medios para imitar hasta cierto grado los procesos de la naturaleza y también podemos hacer deducciones a este respecto por lo que sucede en los altos hornos en la formación de minerales en las escorias; sin embargo, la naturaleza trabaja con masas tan infinitamente mayores, con fuerzas mucho más grandes y a temperaturas tanto más altas, que los resultados obtenidos en los laboratorios o en los hornos pueden ser muy distintos a los de la naturaleza.

Con los progresos de la ciencia también se aumentan y modernizan LOS SISTEMAS DE INVESTIGACIÓN Y DEL RECONOCIMIENTO DE LOS YACIMIENTOS. Se han creado institutos científicos donde experimentadores se dedican especialmente a los estudios de la geología práctica, y principalmente en los Estados Unidos de Norte America, el único país que tiene fondos suficientes para tales estudios y trabajos que sólo a la larga son productivos. En ese país se han desarrollado, además de otros métodos, la investigación microscópica de los minerales opacos en luz reflejada, ahora casi indispensable para el geólogo de mi-

(1) Según las últimas noticias de Sudáfrica, parece que en este caso también el origen del platino se debe buscar en una roca ultrabásica, la *Diorita* que en la región correspondiente atraviesa como filones y columnas las formaciones más antiguas.

nas. En Alemania también existen sociedades de geofísica práctica en Freiburg, en Göttingen y en Berlín que se dedican a la búsqueda y a la investigación de yacimientos metalíferos comerciales por medio de instrumentos nuevos, utilizando la diferencia en la densidad, en la conductibilidad eléctrica, en las propiedades

magnéticas y en la reacción acústica de las rocas y de las menas.

Mucho se ha alcanzado en el conocimiento de la formación de los yacimientos, pero mucho más queda todavía por conocer. Los trabajos de los hombres de ciencia mencionados pueden servir para mostrar el camino por el cual se debe proceder.



## ¿Qué es un esquisto bituminoso? (1)

POR

CARLOS BESA FOSTER

Ingeniero de Minas

Miembro del Cuerpo de Ingenieros de Minas



Carlos Besa Fóster

I

### Caracteres físicos

Esta roca de origen sedimentario puede presentarse en forma de esquisto o de pizarra bituminosa lo que depende de su clivaje, es decir: cuando se quiebra en láminas más o menos del mismo espesor y regulares se la denomina pizarra y si de una manera más irregular, esquisto.

En el curso del presente estudio la llamaremos según esta última designación por ser la forma más generalmente encontrada.

Los esquistos bituminosos son, como he dicho, de origen sedimentario. Arcilla, barro, ciénago o limo depositado en mares seguramente no profundos con el cual se mezclaron restos de vidas orgánicas y a veces también vegetales. Originalmente estos depósitos se encontraban horizontalmente colocados en el fondo de las aguas. Los fenómenos ígneos que intervinieron posteriormente los levantaron conservando, a veces, aproximadamente la misma posición de los planos primitivos, otras veces doblándolos, retorciéndolos o dislocándolos, como ocurre también en algunas rocas de otro origen.

Los mantos pueden variar en espesor hasta por cientos de metros, comprendiendo esquistos estériles y bituminosos dispuestos en capas superpuestas y continuas, alternadas y a veces mezcladas.

(1) Capítulo de un estudio en preparación.

El grado de riqueza de un esquisto depende de la cantidad de restos orgánicos y vegetales (del llamado kerogen) diseminados en él.

Atendiendo a su estructura exterior, a su fractura, existen algunas variedades de esquisto bituminoso las que pueden ser fácilmente distinguidas o clasificadas por personas familiarizadas con la petrología. A saber: macizo, foliado, cespillo, arenisco, limoso.

El primero, quebrándolo, presenta la apariencia de una "piedra cualquiera". El foliado, se muestra en escamas, en hojas finas, superpuestas, que pueden ser separadas fácilmente con la hoja de un cuchillo. El cespillo tiene una estructura ondeada; parece que hubiera sido sometido a una presión considerable en las primeras épocas de su existencia. Esta clase es la más rica en materia volátil.

Atendiendo a su color, los esquistos van desde el negro oscuro, pasando por todos los tonos del café y del azul, hasta el "crema" y gris claro.

Densidad: 1,2 a 1,3 según pureza y calidad

### Caracteres químicos

Erróneamente, se cree que el esquisto bituminoso es una piedra especial que contiene petróleo bruto, propiamente tal, embebido en la masa, íntimamente retenido en ella, como ocurre en las arenas o sedimentos que constituyen el lecho del petróleo libre, nativo, de pozos.

El esquisto bituminoso no contiene nada o casi nada de petróleo nativo, sino que una substancia que se denomina "Kerogen", la cual, cuando se somete el esquisto a una desti-

lación (constructiva o destructiva, a baja o alta temperatura según los subproductos finales que se desean) produce: gas permanente, petróleo y agua amoniacal.

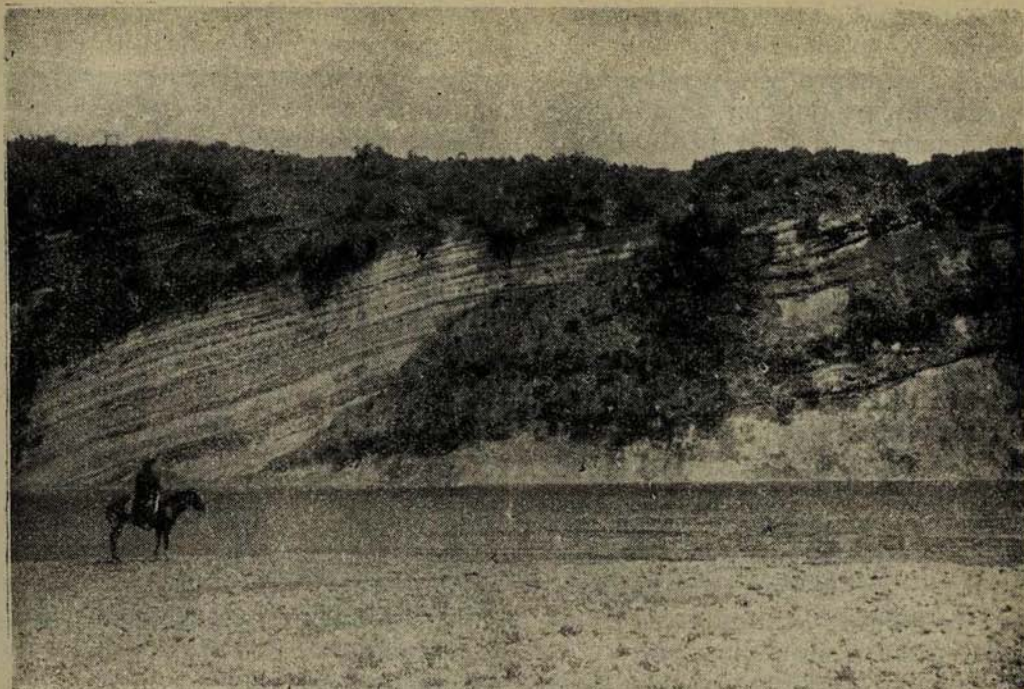
Así, por lo tanto, el esquisto bituminoso en cuanto a la manera cómo contiene el petróleo, es bien diferente a las capas, mantos o depósitos de arena aceitosa de la cual surge o se bombea el petróleo nativo.

Sin embargo, partiendo algunos pedazos de esquisto bituminoso puede encontrarse pequeñas gotas de petróleo libre. Otras veces aparecen exudaciones a la superficie, visibles en las quebradas donde afloran las estratas o mantos y aún puede, también, suceder que se encuentre algún depósito de mayor proporción en cavidades internas o externas de la formación. Estos accidentes en los yacimientos de esquistos bituminosos son debidos a destilaciones espontáneas provocadas por el calor de fuerzas dinámicas, desarrollado en algunos puntos de la masa o por la intrusión de roca ígnea.

La presencia de petróleo libre en pequeñas cantidades en los esquistos no es un signo seguro de que se encuentra una existencia próxima en cantidades comerciales.

Las emanaciones de gas natural en una zona de esquistos bituminosos puede provenir de mantos de carbón que se encuentran algunas veces bajo los esquistos o bien de gas permanente creado por la intrusión de roca ígnea, el cual busca muchas veces difícilmente su paso a la superficie.

Un yacimiento de esquisto bituminoso no es el mejor campo para encontrar el petróleo libre de pozos en cantidades comerciales sino que accidentalmente.



Lonquimay. Los esquistos a orillas del Bío-Bío.

En el esquisto bituminoso, como he dicho, no existe el petróleo libre, es necesario crearlo por medio de la destilación en las retortas. Sometiendo el esquisto a los más fuertes disolventes del petróleo, como la esencia de petróleo, el bisulfito de carbono, el éter, etc., sólo se consigue obtener pequeñas cantidades que provienen seguramente de petróleo libre formado, accidentalmente, por los agentes ya mencionados.

Que el "Kerogen" no es un compuesto de hidrógeno y carbón como el petróleo que se creará de él mediante destilación, lo prueba el hecho de que no se disuelve como las sustancias producidas por dicha combinación de cuerpos. Esta circunstancia nos prueba también que el "Kerogen" o sea la materia creadora del petróleo en el esquisto, tiene origen orgánico, y representa la primera forma del cual se deriva éste.

El material, origen del Kerogen, que intervino en la formación del esquisto debe haberse depositado, junto con el lodo, en el fondo de las lagunas y allí se ha encontrado expuesto a los efectos de una maceración y a la acción limitada de algunos microbios.

Como se ha dicho, el material origen fué constituido por restos de materia orgánica y vegetal, mezclados con el ciénago del fondo del mar o laguna. Partiendo de este principio respecto al origen del "Kerogen" se ha tratado de hacer esquisto bituminoso artificial, con el objeto de confirmar la teoría. Se mezclaron 25 partes de tierra de infusorios con 75 de polvo de corpúsculo de lycopodio; esta mezcla de materia orgánica, inorgánica y mineral fué humedecida y se hizo con ella un ladrillo, el que se sometió a un cocimiento a fuego lento. Después fué quebrado en tro-

bitos y sometido a destilación en una retorta.

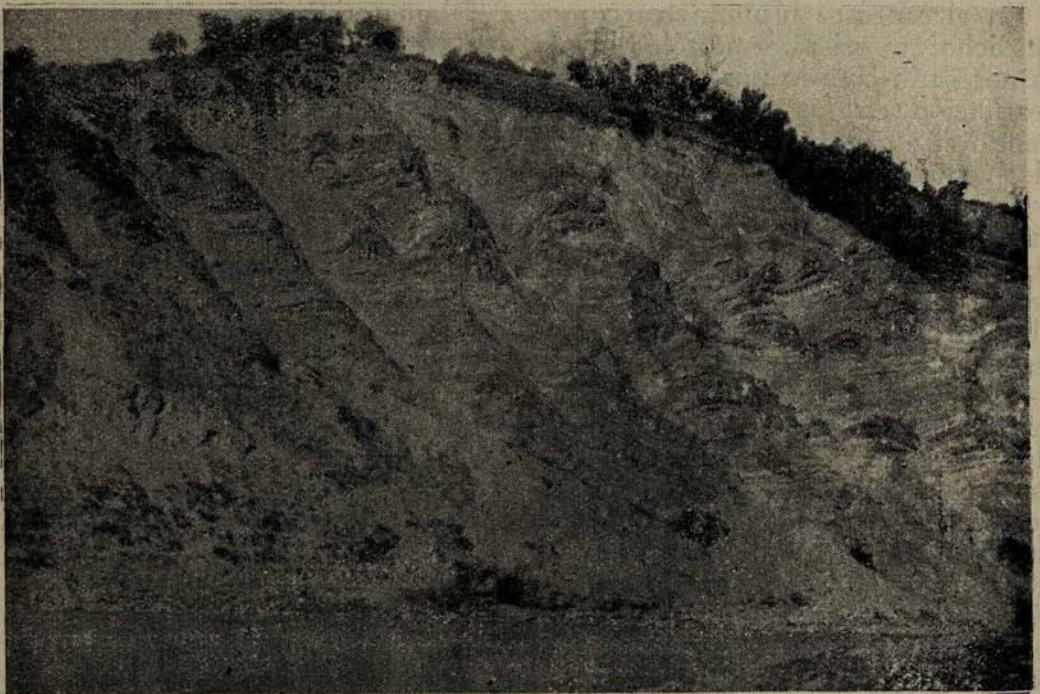
Del experimento se obtuvo petróleo crudo en proporción de 88 litros por tonelada y de un P. E. de 0.930, y 3,3 libras de sulfato de amonio.

En resumen, el esquisto bituminoso puede haber sido compuesto: (1) por materia vegetal transformada en pulpa, por maceración en presencia de agua, preservada por combinación con las sales de la solución y los óxidos metálicos de la arcilla, la cal y la alúmina; (2) por otras materias ricas, de diversas clases como los esporos a los cuales la naturaleza ha provisto de elementos de protección contra la descomposición; (3) por una proporción de materias animales.

Los esquistos bituminosos se clasifican, atendiendo a los caracteres químicos en: parafínicos, asfálticos

y parafínico-asfálticos, según sea la proporción en que cada uno de estos compuestos se encuentran contenidos en el petróleo crudo.

Estas diferencias entre las distintas clases de esquistos se pueden explicar si nos fijamos en que, durante la deposición del sedimento, el tiempo transcurrido ha sido muy grande, el clima distinto, lo que tiene que haber influido en una variación de la flora y fauna locales. Las diferencias de calidades entre los esquistos de unas y otras localidades pueden comprenderse por cambios en la naturaleza de los humus, esporos y de la materia animal. Son también agentes de diferenciación la historia misma de los fenómenos sufridos por la tierra como las influencias del calor, la profundidad o la proximidad a rocas ígneas intrusivas.



Lonquimay: Gran macizo de esquistos cortados por el Bío-Bío

## II

### Explicación Comparativa entre el Esquisto Bituminoso y el Petróleo Nativo Libre.

El petróleo nativo libre se obtiene directamente de las capas subterráneas. Una tubería introducida por el sondaje permite la auto-fluxión o bien el bombeo, ya sea que el petróleo surja naturalmente, o sea menester extraerlo.

En cambio, para obtener el petróleo de esquisto es necesario minearlo, escogerlo, chancarlo y después retortearlo.

El petróleo nativo, surgente o bombeado, producido por la naturaleza en largo espacio de tiempo, nos da un

aceite crudo mucho más fácil de refinar que el que es necesario crear sometiendo el esquisto a una destilación o proceso rápido, violento, como es el retorteo.

Mientras del petróleo nativo se obtiene la mayor parte de los aceites lampantes en la primera destilación, en la primera parte del tratamiento, en el petróleo de esquisto, viene a obtenerse después de la tercera y cuarta redestilación y es, todavía, un producto inferior.

Para obtener el petróleo, nativo, bruto, basta recogerlo de los tubos por donde fluye o bien bombearlo, en cambio la creación de petróleo de esquisto y sus subproductos demanda la siguiente preparación:

(1) Asiento minero completo, es



Lonquimay. Afloramientos de esquistos a orillas del Bfo-Bfo.

decir: casas de habitación para operarios y empleados de las minas o canteros.

(2) Herrería, maestranza, polvorín.

(3) Maquinaria de arranque en las labores o canteras.

(4) Elementos de transporte de la materia prima.

(5) Instalaciones de chancadoras.

(6) Correas conductoras del mineral y alimentadores de las retortas.

(7) Tren de retortas o retortas-gasógeno para destilar el mineral; condensadores; purificadores; autoclaves para re-destilación si se desea llegar a la producción de subproductos hasta la bencina o nafta; prensas, filtro refrigeradas para la extracción de la parafina sólida; estanques para el tratamiento químico de los aceites; planta de fabricación del sulfato de amonio; estanques de almacenamiento de los diferentes productos.

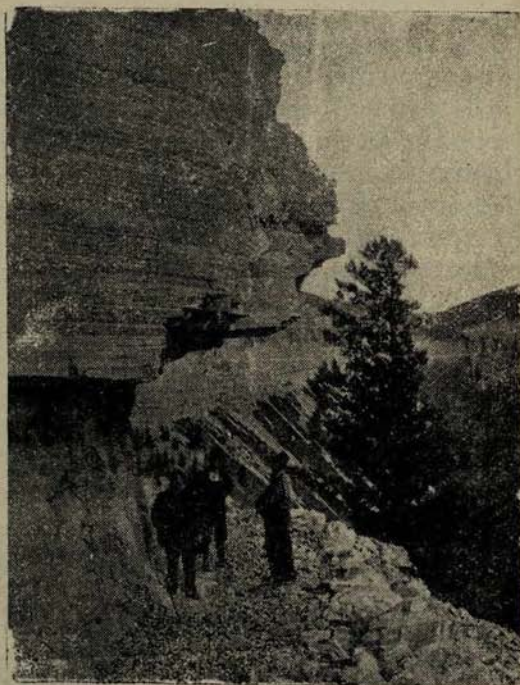
(8) Instalación para retirar los residuos que pueden representar más o menos el 70%-80% de la masa cargada a las retortas.

El sistema industrial practicado en Escocia durante años en el beneficio de esquistos, necesita una instalación de 60 retortas para tratar 250 toneladas de esquisto al día que no dan más de 150-180 barriles de petróleo bruto según las leyes del mineral empleado, las que están dentro de estos límites.

Mientras tanto hay pozos de petróleo que dan espontáneamente 20,000-10,000-5,000 barriles de petróleo al día.

Ahora bien, para producir tan solo 1.000 barriles diarios de petróleo de esquisto de 10% pongo por caso, ¿cuántas toneladas de mineral se ne-

cesitaría explotar, transportar, chancar y retortear? Más o menos 1,500 toneladas. Se necesitará también mo-



Esquistos Bituminosos en California, Estados Unidos.

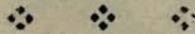
vilizar unas 1,000 toneladas de residuos a los desmontes, diariamente.

La posibilidad de explotar y beneficiar un yacimiento de esquisto bituminoso en un país como Chile donde se importa el petróleo de pozos, dependerá del precio de venta de éste en relación con el costo de elaboración del petróleo de esquisto existente en el mismo país, del derecho de internación con que se grave el producto importado para favorecer el establecimiento de la industria del esquisto nacional y de las necesidades y precios de venta que tolere el mercado dentro de este mismo país.



## BIBLIOGRAFIA

- |   |                 |                                       |                               |
|---|-----------------|---------------------------------------|-------------------------------|
| Memoirs of the Geological Survey.—Scotland, England |                 | Handbook on Petroleum                 | Thompson-Redwood y Cooper-Key |
| Mineral Oils and their by-products.                 | L. I. Redwood   | The Economic Importance of Oil Shales | J. Gavin                      |
| American Petroleum Industry.                        | Bacon and Hamor | A. Study of Petroleum Problems.       | Research Department           |
| El Petr6leo.  | Newbery         | The Winning of Oil from Rocks         | Arthur J. Hoskin              |
| Shales and Tars                                     | Scheithauer     | Oil Geology                           | Hager.                        |



## LA INDUSTRIA SALITRERA

POR

MANUEL ANTONIO PRIETO

Ingeniero de Minas.



Manuel Antonio Prieto

cación como abono nitrogenado en la agricultura. Poco a poco se fueron palpando las ventajas que con él podían obtenerse procurando un aumento considerable en los rendimientos de las cosechas, otorgándose a este abono una patente de indiscutible utilidad, que lo colocó en primera fila entre los demás usados hasta entonces, para reponer el nitr6geno absorbido por las plantas del suelo cultivado. Llegó así a hacerse necesario.

Las declaraciones intempestivas, basadas en estudios incompletos y ligeros, sobre la capacidad de los yacimientos de salitre chileno, que hicieron ciertos delegados técnicos del Gobierno, que pretendían conocer esos dep6sitos, atribuyéndoles una duración precaria y de corto tiempo, repercutió en Europa, su principal si no único consumidor en aquellos años, y Sir William Crooks, eminente químico inglés, lanzó la voz de alarma llamando a la ciencia para buscar un

La producción del salitre chileno principió a adquirir interés y desarrollo desde el momento en que se hicieron los primeros ensayos para su apli-



Despiadura

reemplazante a esta fuente de nitrógeno próxima a desaparecer y sin la cual el alimento vegetal encarecería para la humanidad.

Datan de esa fecha los primeros esfuerzos de la química para trabajar en busca de ese reemplazante, y ya sabemos que lo ha encontrado.

Se intensificaron estos trabajos con motivo de la última guerra europea para la provisión de explosivos, cuyos elementos principales los suministraba antes el salitre, llegándose a los sorprendentes resultados conocidos.

Terminada la guerra, las instalaciones acumuladas en grande escala con fines bélicos, se pusieron al servicio de la paz y hoy tenemos desparramadas por el mundo entero fábricas poderosas que producen y perfeccionan, —en muchas partes con ayuda del Estado,—los métodos para obtener a

precios cómodos los fertilizantes que la tierra necesita cada día en mayor cantidad y que se ofrecen en competencia con el abono chileno.

Ha quedado así trabada la lucha para su colocación en los mercados, entre el producto natural del suelo y el manufacturado artificialmente.

Las fuentes de esta producción tienen caracteres muy diversos. Desde luego, la del salitre natural, es forzosamente limitada. Los yacimientos de salitre chileno no son inagotables: sin embargo, los estudios y reconocimientos practicados posteriormente, siendo aún muy incompletos, acusan una existencia que podría dilatarse a más de dos siglos con la producción que hoy lanzan al consumo. Si se hiciera exploraciones más intensas no sería imposible asignarles una duración mucho mayor.

Las reservas de nitrógeno para la fabricación sintética de estos abonos, son, en cambio, ilimitadas. Las constituyen, fuera de otras fuentes, sin duda, restringidas, aunque muy extensas, como el carbón, la atmósfera cuyo contenido en nitrógeno es el 80%, o sea de 8 toneladas por cada metro cuadrado de la superficie terrestre y cuyo aprovechamiento es un triunfo indisputable de la ciencia moderna.

No tomando en cuenta el futuro lejano, sino las condiciones de los tiempos actuales, se ve que hay que afrontar la lucha por la conquista de los mercados, echando mano de todos los medios disponibles, sin contar a favor del salitre natural sus cualidades reconocidamente superiores a muchos, sino a todos sus rivales, como el sulfato de amonio, la cianámid y otros que intervienen en ella.

Es obvio repetir, que para que esta lucha sea eficaz, contando con la bondad del producto ofrecido, la primera condición que debe contemplarse es el *precio de venta*.

Conviene por esto, examinar cómo está formado para calcular su resistencia en la lucha establecida impulsando las mejoras y las economías.

Como se sabe, en el precio están comprendidos los factores siguientes:

*Costo neto* en cancha de los establecimientos de beneficio;

*Intereses y amortizaciones* de los capitales invertidos;

*Fletes terrestres, embarques y comisiones*;

*Derechos de exportación*;

*Fletes marítimos* del salitre a su destino;

*Utilidad* del productor.

Conviene considerar separadamente cada uno de estos elementos.

*El costo en cancha* se compone:

1.º De la obra de mano;

2.º Del precio de los materiales diversos consumidos;

3.º De los sistemas de beneficio; y

4.º De la ubicación de los depósitos de caliche.

El número 1.º es susceptible de variaciones importantes y de economías notables y posibles, reemplazándolo en parte más o menos considerable, por el trabajo mecánico y en otra, con organizaciones especiales del trabajo en que el interés personal del obrero se vea comprometido a dar de sí el *máximum de producción*.

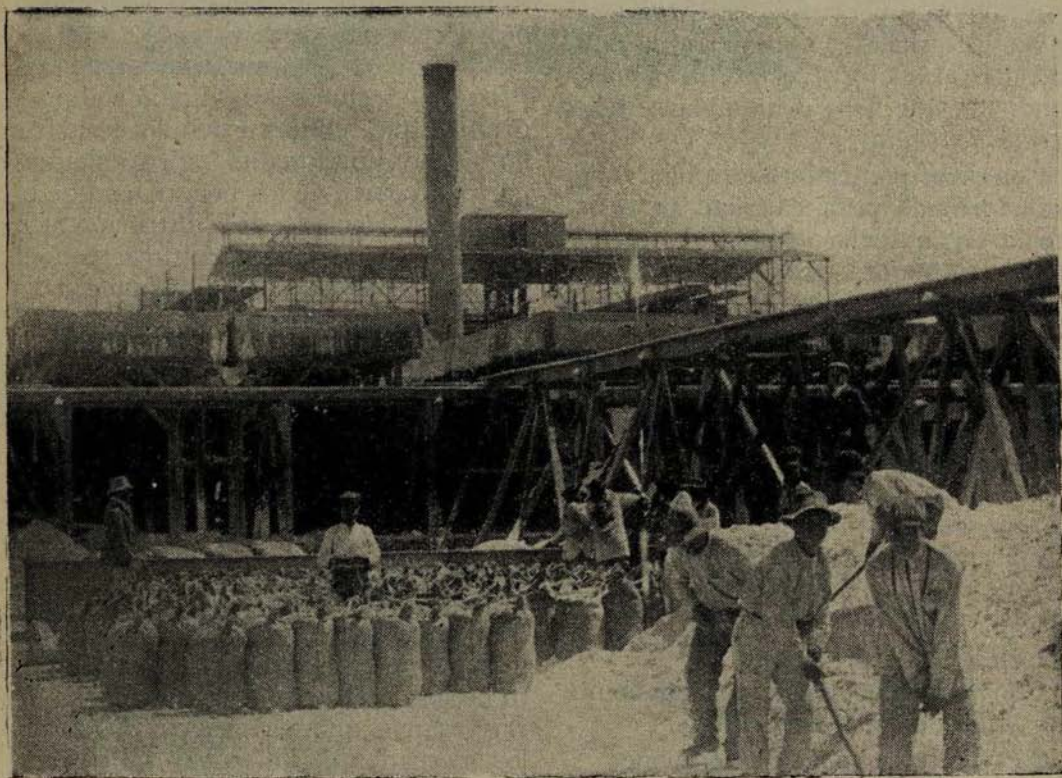
Estas condiciones no son nuevas, pues ya han sido introducidas con éxito en otras industrias, y en la del salitre también se han realizado ya innovaciones de importancia, quedando aún margen considerable para otras nuevas.

El número 2.º, o sea el abaratamiento de los consumos, abarca horizontes muy extensos y que tienen estrecha relación con el progreso industrial del país, todo íntimamente ligado con programas que hubieran debido desarrollarse conjuntamente, aprovechando para ello parte de los beneficios que el Fisco ha derivado del salitre mismo: el fomento de la agricultura, con el regadío y embalses de las aguas cordilleranas, especialmente en las provincias del norte; el de la exploración y explotación carbonífera y los medios más adecuados para aprovechar debidamente sus productos; el del dragado de los ríos para el transporte fluvial económico a la costa de los productos interiores, agrícolas, florestales y otros; el de la construcción de embarcaderos fáciles en los puertos de gran movimiento; el del desarrollo de la marina mercante para el abaratamiento de los fletes y el establecimiento de frigoríficos que permitirían abastecer los mercados de las zonas salitrera y minera con artículos de consumo in-

mediato y a precios reducidos, procurando fletes de retorno con el acarreo de minerales de aquella zona a precios cómodos para fundirlos en la región carbonífera, instalaciones cuyo fomento el Estado podría haber perseguido y no dejar morir las que un tiempo daban vida a la minería. Todos estos proyectos, tomados en conjunto y siguiendo un programa determinado, si no era posible realizarlos inmediatamente, no habría sido una utopía conseguirlo en una serie de años y no lo sería aún en el presente, contando con el propósito de darles solución de conjunto y no dejarlos a las eventualidades de una política incierta y sujetos a los caprichos y veleidades de los partidos políticos en el gobierno del país, que no siempre han mirado con altura los grandes intereses na-

cionales. Creemos, sin embargo, que nunca es tarde para reaccionar, cuando vemos en perspectiva, días difíciles para la República, pero tras de los cuales se vislumbra, sin duda, un sol brillante de prosperidad.

El número 3.º, o sea los sistemas de beneficio empleados para la extracción del salitre de la materia prima que lo contiene, es, sin duda, un punto importante para reducir el costo de producción. No es éste el momento de entrar en detalles sobre la materia lo que ha sido tratado extensamente en otras ocasiones. Basta sólo mencionar la pérdida de materia útil que en general puede estimarse en 35 a 40%, para calcular el margen de mayor rendimiento que podría obtenerse con la reducción consiguiente de costo por unidad producida.



Retirando y ensacando Salitre

Dentro de estos sistemas, hay que hacer notar el defectuoso aprovechamiento del combustible que podría modificarse con utilidad considerable y llegar hasta substituir con ventaja el producto nacional al importado, que representa una contribución enorme pagada al extranjero con menoscabo de la riqueza pública.

Se puede prever así que debe llegar un momento en que las condiciones económicas de la producción varíen favorablemente en un futuro próximo si con empeño se tratan de modificar las normas que han predominado en la técnica de la producción, como ahora ya se está tratando de conseguirlo por medios más científicos, los que, dados a conocer y aún insinuada su aplicación en otras circunstancias, no se les había dado su verdadero valor. Los esfuerzos aislados de los productores invirtiendo en mejoras, dudosas muchas veces, sumas considerables, por falta de una cooperación de conjunto y de un plan meditado de trabajo, no han podido dar los resultados a que todos deben haber aspirado.

La cooperación del Estado no debería tampoco haber sido indiferente en este propósito, ya que el salitre es un bien nacional cuya explotación se entrega a los particulares bajo ciertas condiciones y no puede serle indiferente, que por no prestarle atención debida, se pierdan enormes cantidades de materia útil de recuperación futura muy incierta o imposible.

Es un error grave, por otra parte, creer que sólo la química, como algunos pretenden, es la llamada a solucionar el problema salitrero. Como lo hemos insinuado, contribuyen a ello, todas las fuerzas vivas del país que deben ser su apoyo, siendo ellas a su vez retribuidas y compensadas con el éxito que aquel problema obtenga.

Se olvida, también, que el arte o

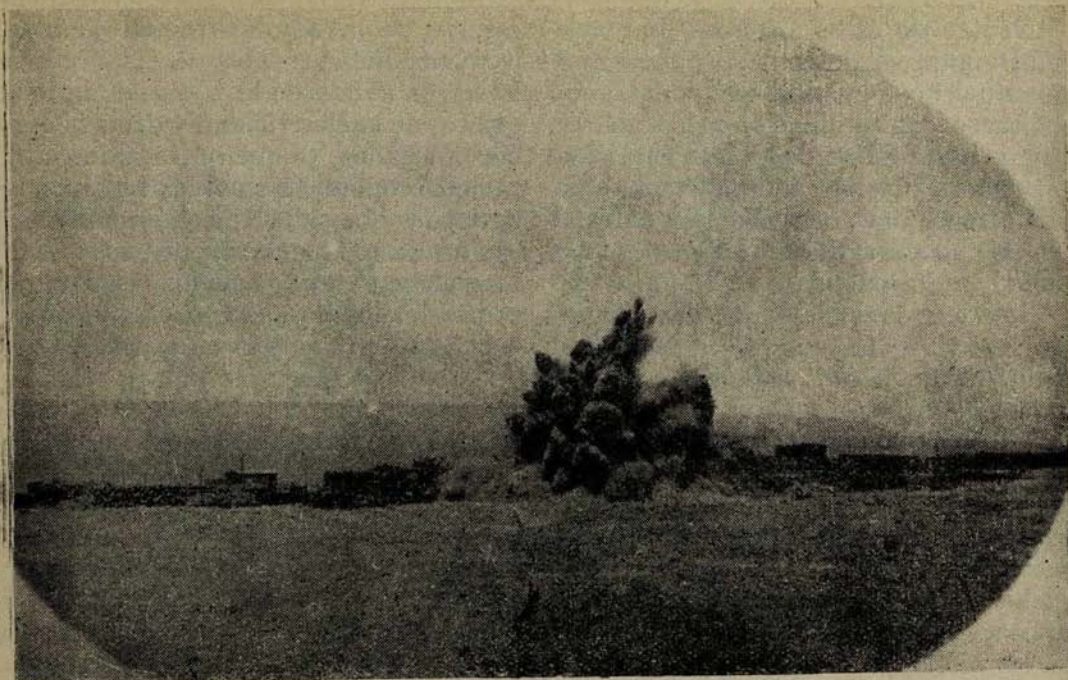
ciencia de la administración es otro elemento indispensable de éxito, como lo son la ayuda de la física, de la mecánica, de la electricidad y demás ciencias aplicadas, ya que se trata de aprovechar económicamente los fenómenos naturales que se producen en la elaboración de toda materia prima en que intervienen tan variados elementos como son los que se encuentran en el caliche y en condiciones tan variadas de yacimientos.

Creemos que convendría tener presente estas consideraciones cuando se trata de reunir personal adecuado para realizar estudios de esta naturaleza.

El ítem de costo de producción que se relaciona con los *intereses y amortizaciones* de los capitales invertidos, es común a todas las industrias y su monto depende de las condiciones económicas de las plazas comerciales que los suministran y de las seguridades que se presenten para su reembolso. Es una inversión obligada que se traduce en un aumento del costo de producción, ineludible, y que está íntimamente relacionada con la estabilidad de los cambios internacionales, por consiguiente sujeto a las variaciones que esos cambios impongan.

El ítem de *fletes terrestres*, nos referimos a los ferrocarriles del norte, están en gran parte dependientes de la administración pública desde que se cobran con su autorización en conformidad a leyes especiales y es de interés nacional que dentro de su cumplimiento, se procure su mayor rebaja, lo que no siempre ha sucedido.

Por lo que respecta al monto de los *derechos de exportación*, basta consignar la cifra de 5,072 chelines pagados por 100 K., o sean £ 2.5 por tonelada, para apreciar su importancia y la influencia que puede tener en el precio de venta. Este impuesto rígido, debe



Un buen tiro en la Pampa

llegar a ser modificado y ponerse en concordancia con la necesidad de fomentar la explotación de yacimientos abundantes, aunque de leyes bajas, y en condiciones de aprovechamiento desfavorecidos.

El estudio de esta cuestión que fué abordada con criterio científico por hombres de estudio en años pasados y cuando la situación próspera de la industria admitía una demora temporal, toca hoy las puertas de una realidad que es preciso contemplar en la lucha francamente desarrollada por competidores poderosos.

Es de deplorar, que la voz de previsión de políticos clarovidentes de hace 20 años, no fuera escuchada cuando aconsejaban invertir, aunque fuera sólo una parte de las entradas fiscales producidas por el cobro de este impuesto, en obras reproductivas nacionales que hubieran ayudado al des-

arrollo mismo económico de la industria salitrera.

Se vió ésta entregada así a sus propios recursos e iniciativas sin ninguna cooperación del Estado, y hoy se palpan sus consecuencias. La única ayuda concedida, como se sabe, es la pequeña contribución a la propaganda del consumo, que con éxito cada día más eficaz, lleva adelante la Asociación de Productores.

Si la lucha se enardece y si mediante una política económica que abarque en conjunto todos los elementos de que consta el problema en cuestión, y un mejoramiento técnico industrial, no consiguieran una reducción importante del costo, la disminución del derecho de exportación llegaría a imponerse como necesario, o bien, una transformación de él en un impuesto a las utilidades que sería más equitativo, porque afectaría a todos los productores

en proporciones de igualdad, que hoy no existen.

La cooperación del Estado es necesaria, aun más, indispensable; pero, dentro de las normas indicadas, sin inmiscuirse jamás en la parte comercial de las industrias como algunos lo han pretendido equivocadamente. Y en estas condiciones se puede esperar con fundamento y en plazo relativamente reducido, llegar a un término en que se pueda colocar toda la producción que las pampas sean capaces de suministrar y a precios sin competencia en los mercados mundiales, cosechando mañana los esfuerzos del presente.

El ítem de las *utilidades del productor* agregado al precio de costo a bordo, para formar el de venta, es, como puede suponerse, muy variado. Para algunos será, sin duda, considerable, para otros, muy pequeño. Ocasiones ha habido en que esa utilidad ha sido nula y aun dejado pérdidas en otras.

Llegó así la necesidad de fijar un precio único para asegurar los consumos, y evitar los monopolios y la ruina consiguiente de los productores chicos con la desaparición de los capitales invertidos y para esto, la asocia-

ción de todos en un organismo dirigente, se impuso como una necesidad. La fijación de precios para la venta dentro de ese organismo, ha tenido que contemplarse teniendo presente la competencia con los productos rivales y hasta donde lo permitan las condiciones actuales de producción.

El día en que desaparezca esta asociación de productores, veremos absorbida esta industria nacional por el capital extranjero y producirse dificultades de todo orden, no difíciles de prever, pero sí, muy difícil de conjurar a tiempo.

Se nos excusará que en esta exposición a grandes rasgos, de la situación que ocupa hoy esta industria en competencia con otras, no demos cifras, ni hagamos mención de datos estadísticos que se han publicado profusamente en revistas de toda especie, nacionales y extranjeras, que corroborarían lo que hemos manifestado. Nuestro objeto es llamar únicamente la atención de los hombres dirigentes hacia los puntos capitales que no deben perderse de vista para ayudarla, tratándose de una industria tan importante para la nación.



## LAS ACTIVIDADES SALITRERAS DURANTE EL AÑO 1925

POR

I. B. HOBBSAWN



I. B. Hobsbawn

El año 1925 puede considerarse como un año memorable para la Industria Salitrera de Chile, no sólo porque durante él se inició una activa y abierta campaña de parte de la Asociación de Productores de Salitre con el fin de obtener la reducción de los derechos de exportación que gravan el salitre, sino porque también se inició una activa campaña en contra de la política de la Asociación y en pro de la iniciación de una política salitrera fiscal intensa, movimiento que no puede sino terminar en bien de la industria misma y del país.

Dicha campaña en contra de la política salitrera actual se está haciendo con la intención de hacer desaparecer la atmósfera de misterio que existe respecto a la Industria y para llamar la atención del público a la necesidad de su regeneración y de su enérgico desarrollo, y aunque esta campaña tiene forzosamente que herir algunas

susceptibilidades, debe provocar un movimiento que tienda a armonizar debidamente todos los intereses envueltos, o sea un movimiento de sana y enérgica reorganización encabezada por la iniciativa del Gobierno y ayudada eficazmente por los productores.

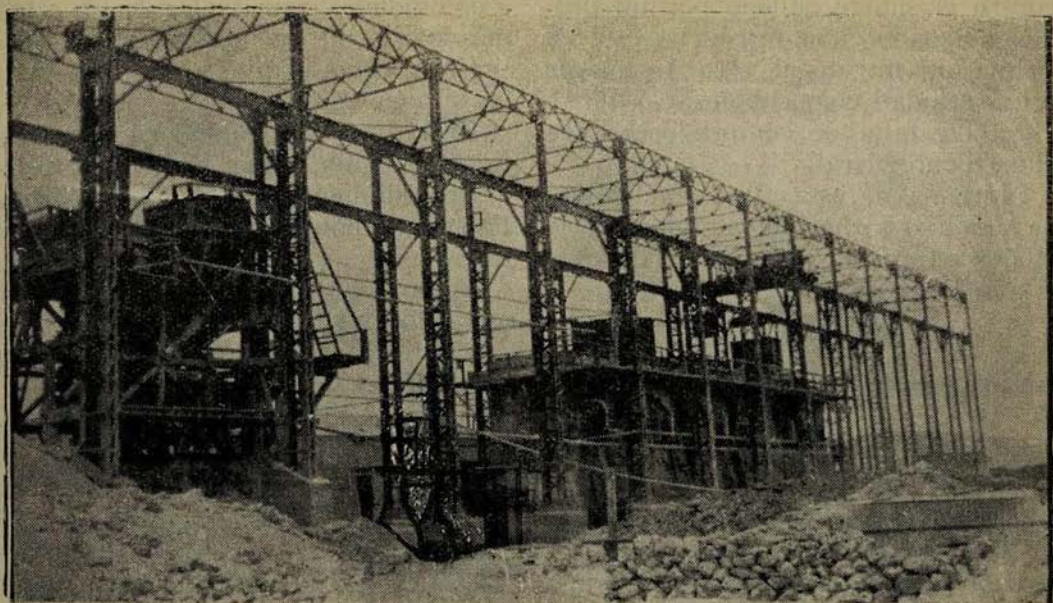
Hemos visto que la Asociación de Productores trata de exigir del Gobierno una rebaja de los derechos de exportación en vista de que, en su opinión, la competencia de sus rivales es tal que sólo puede ser combatida mediante una fuerte reducción en los precios de venta del salitre chileno.

Ahora principia a insinuarse la idea de cambiar la forma de cobrar la contribución, bien sea basándose en la tasación de las utilidades de las compañías, o bien sobre la base de un impuesto relacionado con el total de la exportación anual de salitre, es decir, fijando un derecho igual al actual sobre una exportación de 2 millones de toneladas anuales y un derecho que disminuirá a medida que avanza la exportación sobre esta cifra.

Ninguna solución debe estudiarse o considerarse por ahora, pues lo que más apremia es saber cuál es la verdadera situación de la Industria Salitrera respecto a las otras fuentes de productos azoados en el mundo.

Según la Asociación de Productores, tal situación es sumamente angustiosa y nada menos que una reducción en el precio de venta de 4 cheli-





Procedimiento Prudhomme. Vista general de la máquina

nes por quintal métrico puede traer el alivio necesario para la Industria.

Dicha reducción en el precio de venta se proponen alcanzarla los salitreros mediante un sacrificio de 2 chelines por quintal métrico por parte del Gobierno (100.000,000 de pesos anuales) y 2 chelines de sus propias ganancias, y en su solicitud de Marzo 5 insistieron que era necesario que la reducción empezara a regir desde Julio de 1925 para poder rebajar los precios de venta del año salitrero 1925-26.

Los vendedores de salitre suscribieron un "fall clause" para sus precios de venta para el año 1925-26, comprometiéndose a ajustar el precio de venta conforme a la reducción de los derechos de exportación por parte del Estado, manteniéndose en vigencia mientras tanto los precios de venta de 1924-25. El Gobierno no puede y no debe pronunciarse sobre la materia, pues carece de informaciones imparciales respecto a este asunto y

sólo puede guiarse en la actualidad por las informaciones que le presente la Asociación.

Se espera concluir el año 1925-26 con una venta total de cerca de 2 millones 600,000 toneladas, o sea más que la de 1924-25 y tal vez un record para un año normal. Se ha vendido hasta fines de 1925 cerca de 1.500,000 toneladas para el año 1925-26, año que concluye en Junio de 1926.

En realidad, la situación del mercado para el salitre chileno en 1925 no refleja los temores de la Asociación, cuya solicitud sobre la rebaja inmediata de los derechos parece carecer de bases sólidas respecto a las perspectivas para la venta del producto.

Un estancamiento del salitre chileno en el mercado de abonos azoados sólo puede venir de:

- a) Una sobreproducción de nitrógeno en el mundo, con el consiguiente desmoronamiento de los precios;
- b) Una fuerte competencia directa

contra el salitre chileno por un producto azoado cuyo nitrógeno esté en forma de nitrato u otra forma de igual utilidad como abono;

c) La falta de compradores para abonos en general.

Ninguna de estas tres condiciones ha ejercido influencia alguna, por lo menos en forma perceptible, durante el año 1925.

### La industria sintética del nitrógeno

Según las informaciones dadas oficialmente por los representantes del Chilean Nitrate Committee y de los más importantes corredores de salitre en Londres, la situación de la Industria Sintética en el mundo es tal que sólo se espera un aumento en la producción para 1925 en una cantidad que se calcula en 75,000 toneladas de nitrógeno y que puede colocarse en el mercado sin afectar seriamente la colocación de otros productos azoados (informe de Aikman Ltd., Londres, Junio 1925).

En dicho informe se estima que la producción de nitrógeno sintético y del subproducto ascendió a 683,000 toneladas en 1924, y que debe alcanzar a 758,000 en 1925.

Dicho aumento en la producción vendrá del acercamiento a su capacidad máxima productora de las plantas alemanas de Leuna y Oppau (capacidad productora 300,000 toneladas al año) acompañado por un ligero aumento en la producción de la Cianámina y del Sulfato de Amonio (subproducto) y, además, por la producción de las nuevas fábricas de Amoníaco Sintético, como son las plantas relativamente pequeñas que emplean los procedimientos Claude, Casale, Fauser, todas las que producen todavía en escala semi-industrial

o de unidades comerciales de 1 a 5 toneladas de nitrógeno diario.

Entre estas plantas se pueden citar las siguientes:

Procedimiento Claude en Francia, Japón, España, Italia, Bélgica y Suiza.

Procedimiento Casale en Francia, España, Japón, Estados Unidos, Suiza e Italia.

Si se mantiene la expansión del mercado mundial para el ázoe en sólo  $7\frac{1}{2}\%$ , esta cifra representaría sobre el consumo de 1924 un aumento de 80,475 toneladas de nitrógeno, mientras que un aumento de 10%, igual al de 1924-25, representaría 107,300 toneladas de nitrógeno, lo que permite la venta de las 75,000 toneladas calculadas para la producción extra de la industria sintética, etc., y de 32,300 toneladas más de nitrógeno que representa 193,000 toneladas extras de salitre chileno, haciendo llegar la venta total de este último producto a cerca de 2.600,000 toneladas en 1925-26.

### La industria salitrera

Durante el año 1925, la Industria Salitrera Chilena ha dado un paso hacia adelante que debe ser recibido con agrado por todos los interesados en la suerte de la primera industria del país.

Se ha empezado por la formación del Departamento de Investigación Científica y Técnica de la Industria, contratando dos químicos jefes en Europa, el Sr. Dr. Horsley y el Sr. Dr. Kupfer, quienes están a cargo de la formulación de un plan de trabajo que, una vez decidido, será seguido por la construcción de los laboratorios y la contratación del personal de ayudantes necesarios.

La nueva actividad de los productores hacia el desarrollo de la ciencia

de la Industria Salitrera es un buen augurio para el futuro. Sin embargo, no hay que hacerse ilusiones sobre los resultados inmediatos que esta medida pueda producir.

La falta de datos fidedignos acerca de la industria en general, y sobre las operaciones técnicas de las oficinas en particular, será una gran desventaja que gravitará pesadamente en contra del rápido desarrollo de las actividades de dicha sección.

Por ahora, el Dr. Horsley se especializará en el estudio de las actuales condiciones del beneficio en las diferentes oficinas en el norte, con el objeto de introducir medios de control sobre las operaciones y de estudiar la manera de modernizar los procedimientos, mientras que el Dr. Kupfer se establecerá en Valparaíso para instalar los laboratorios necesarios para las investigaciones científicas y para llevar a cabo las investigaciones acerca de procedimientos nuevos.

El éxito de estos trabajos y la rapidez con que se alcancen los resultados prácticos que se anhelan dependerán enteramente de las facilidades que los salitreros proporcionen a dichos técnicos, tanto con respecto a fondos como a la libertad con que se les permita investigar los sistemas actuales en las diferentes oficinas del norte, y a la cooperación de los administradores, etc., de las diferentes oficinas.

En efecto, el éxito dependerá de que los salitreros, tanto los productores como sus agentes y su personal superior, reconozcan de una vez por todas la necesidad de una activa intervención técnica en el control, en el manejo y en el desarrollo de la Industria Salitrera, cosa que hasta hoy día, y salvo muy raras excepciones, no han querido admitir ni introducir.

Respecto a la Industria Salitrera

chilena, conviene examinar el actual sistema de elaboración que se emplea, a fin de indicar posibles direcciones en la modernización de la maquinaria y del método en uso para conseguir reducciones en el costo de la producción.

### Estado actual del sistema Shanks y posibles mejoras que se podrían introducir en él, sin cambiar el sistema en sus líneas generales.

Los tres capítulos importantes en la producción del salitre chileno en las oficinas del norte pueden considerarse como sigue:

- (1) La extracción de la materia prima.
- (2) El acarreo.
- (3) La elaboración del salitre, que abarca:
  - (a) La trituración y el carguío.
  - (b) La generación de la fuerza motriz y del vapor.
  - (c) La lixiviación de la materia prima.
  - (d) La cristalización del salitre.
  - (e) La secadura, ensacadura, embarque, etc.

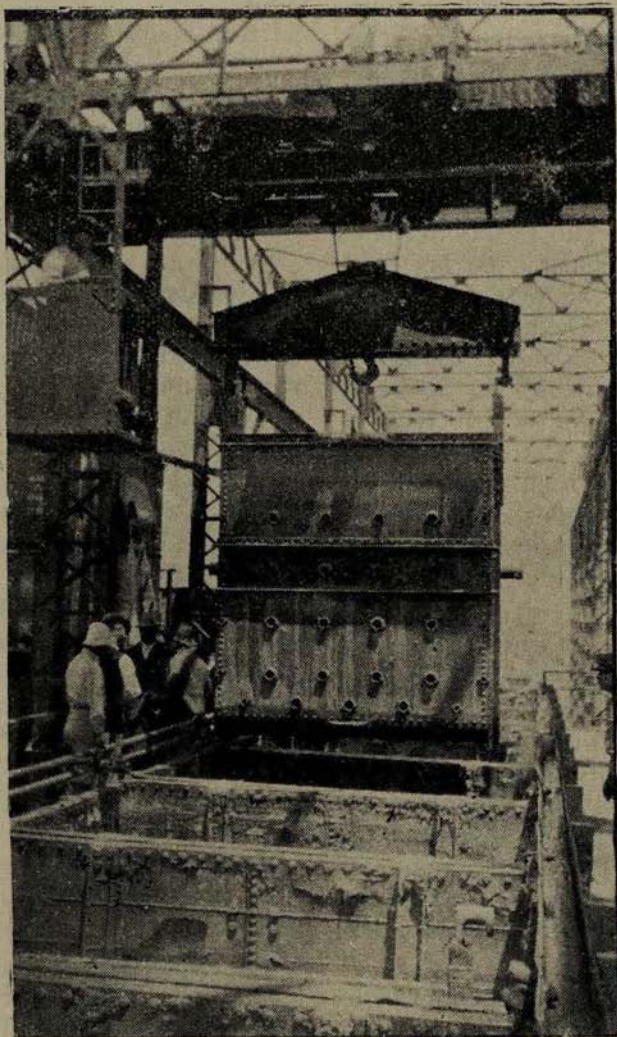
#### (1).—*La extracción de la materia prima*

La extracción de la materia prima ha avanzado muy poco desde que se inició la Industria Salitrera, pues se emplean todavía los mismos métodos y medios primitivos.

En otras industrias las operaciones de tanta importancia como son las de la extracción de la materia prima, que podría llamarse la minería de la industria salitrera, habrían formado la base de estudios serios, tanto teóricos como prácticos, hechos en estrecha

cooperación entre todos los explotadores de la industria. Nada de eso se ha hecho. Durante los últimos años, es cierto que se han llevado a cabo pruebas en el empleo de perforadoras me-

bio de los conocimientos y de la experiencia que se adquirieran, traería los resultados necesarios, o sea la reducción en el costo de este capítulo y el aumento de la capacidad productora



Traspaso del sólido

cánicas para reemplazar el barreno a mano, que es tan costoso como demoroso, y los resultados que se han alcanzado son tales que hacen creer que un esfuerzo enérgico y serio, hecho en conjunto por todos los salitreros y llevado a cabo con el debido intercam-

del obrero, que descansa en el mayor empleo posible de dichos medios mecánicos de perforación, etc.

Este capítulo de la industria salitrera debe ofrecer un campo magnífico para los esfuerzos de los Ingenieros de Minas, y eventualmente debe

presentar expectativas brillantes para su actuación.

La parte minera de la industria salitrera ha sido controlada siempre por prácticos, y no se ve en los métodos empleados ningún plan preconcebido que hubiese resultado de estudios racionales desarrollados por ingenieros de minas competentes.

Como el capítulo de la extracción representa un 40% del costo del salitre en cancha, su importancia no puede exagerarse.

(2).—*El acarreo y el transporte de la materia prima*

Por lo general, puede decirse que los métodos antiguos de transporte de la materia prima a la máquina beneficiadora ya están en vísperas de desaparecer.

El transporte con carreta y mulas es costoso y tiende a ser reemplazado por el transporte sobre líneas férreas con locomotoras a vapor o eléctricas. El transporte principal, salvo en las oficinas chicas, se hace en esta forma.

El transporte secundario, o sea desde las calicheras hasta las ramplas de la vía férrea, se hace todavía con carretas de mulas, pero se está ensayando el empleo de diferentes tipos de auto-camiones, y en algunos casos de transporte bien estudiado se emplean líneas decauville de atraque, cargando los carros directamente en la calichera.

Puede decirse que el día en que esté reconocido el gran valor de un control administrativo técnico en la industria salitrera y cuando los productores faciliten y secunden debidamente los esfuerzos de sus técnicos, las secciones de extracción y acarreo pueden llegar a reorganizarse con una considerable reducción en los costos que ellas originan.

Lo que dificulta el desarrollo y la modernización de los sistemas empleados en la pampa es la ausencia de un espíritu de cooperación entre los administradores mismos y el hecho que, por lo general, dichos administradores no son técnicos y, finalmente, porque hasta hoy día en la industria salitrera se ha despreciado en absoluto la influencia beneficiosa de un criterio técnico en su desarrollo.

(3).—*La elaboración del salitre*

(a).—*La trituración y el carguío*

La trituración de la materia prima se lleva a cabo en trituradores Blake-Marsden, haciéndose toda la reducción necesaria desde 16 ó 14 pulgadas hasta 2 ó 3 pulgadas en una sola etapa y obrando de esta manera se forma, según la naturaleza de la materia prima, un grande y variable porcentaje de lodos o finos.

En las oficinas no se ha dado nunca a la trituración la importancia que merece. Es bien sabido que una trituración más fina ayuda enormemente a obtener una rápida disolución del salitre contenido en los trozos gruesos de caliche, pues esta trituración fina aumenta en mucho la superficie del trozo que está expuesto al ataque disolvente de las soluciones lixiviadoras. Es evidente que el empleo de la trituración en una sola etapa no permite llegar a una reducción fina sin que se produzca mayores cantidades de finos lo que, a su vez, dificulta la lixiviación.

Por estas razones es necesario hacer estudios sobre el tamaño a que debe chancarse el caliche para obtener una rápida y completa lixiviación del salitre contenido, como también sobre el tipo de planta de trituración necesaria para obtener dicho tamaño y que

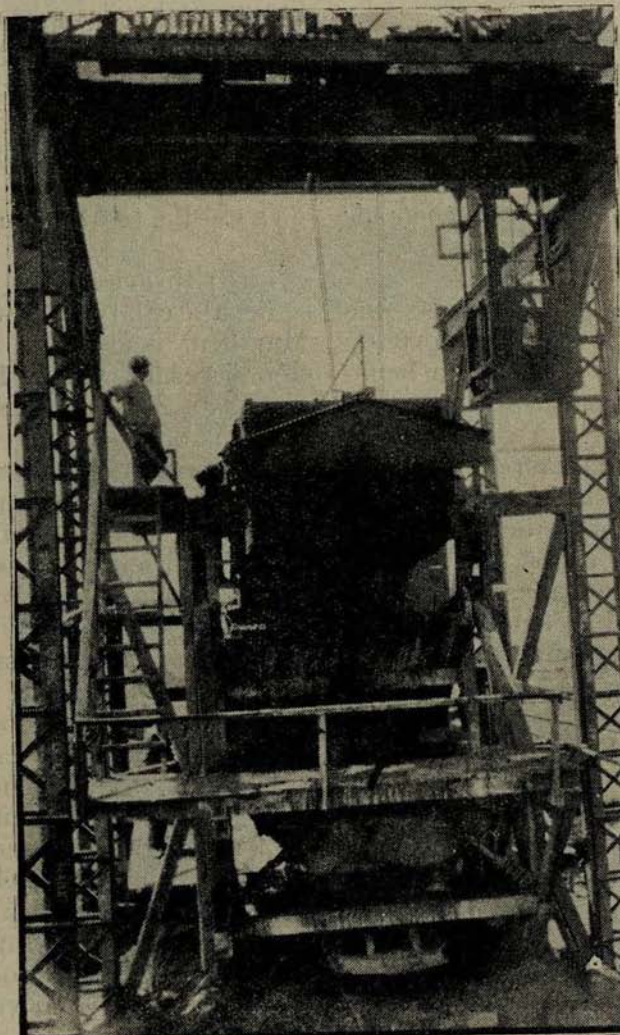
produzca al mismo tiempo un porcentaje mínimo de finos.

La industria salitrera carece de estos estudios, aún en las oficinas donde se han instalado trituradoras secundarias.

La modernización del sistema y de

45% en las máquinas viejas o en las que benefician materiales difíciles, hasta 65% como máximo en las más modernas y con materias primas más fáciles de tratamiento.

La trituración debe hacerse en plantas modernas de reducción, en



Desripiadura mecánica

la planta de trituración facilitaría en mucho la lixiviación de la materia prima y ayudaría a obtener una eficiencia más alta en la disolución que las corrientes hoy día, que acusan un

etapas, empezando por quebrantadoras giratorias (o Blake) para la primera etapa, seguida por discos Symons horizontales en la segunda etapa y por molinos de rodillos o discos

Symons verticales en la tercera, y en cada etapa de la trituración deben separarse los finos por medio de harneros.

Una instalación moderna de trituración no sólo produciría un producto más homogéneo y más apto para una lixiviación fácil y eficiente, sino que también reduciría el costo de la trituración misma, de la obra de mano, de la fuerza y del mantenimiento, items que hoy día son sumamente elevados.

### El carguío de los cachuchos

No sólo debe hacerse el carguío con correas transportadoras sin fin, sino que debe estudiarse la manera de cargar el cachucho de lixiviación de tal manera que se evite la segregación de los trozos más pesados de los menos pesados durante el carguío, a fin de obtener una masa sólida y homogénea para lixiviar.

La segregación en el material que se va a lixiviar permite la formación de conductos por los que circulan las soluciones o caldos disolventes, lo que impide una lixiviación pareja y contribuye a que los lavados que deben ser de desplazamiento sean simplemente mezclas de caldos más concentrados con otros más débiles.

### La generación de la fuerza motriz y el empleo del carbón

La modernización de las plantas de fuerza motriz y de generación de vapor presenta un problema de mucho interés para la industria salitrera y especialmente para el futuro desarrollo de la industria carbonera del país.

Hoy en día se emplea casi exclusivamente el petróleo en la generación del vapor para la calefacción necesaria en el procedimiento Shanks, y en

las instalaciones modernas se emplean los motores Diesel o semi-Diesel, para la producción de la fuerza motriz.

La fuerza motriz en la industria salitrera tiene un uso muy restringido, empleándose principalmente en la trituración, en el movimiento de los líquidos y en el alumbrado, pero los nuevos desarrollos de la industria exigirán un mayor consumo de energía, pues todo el movimiento del caliche y del ripio debe hacerse mecánicamente, tanto para el transporte desde la pampa, como para la botadura del ripio, como asimismo para todo el movimiento de los cristales, la secadura en máquinas centrífugas y la ensacadura mecánica.

A medida que se aumente el consumo de la energía tendrá que estudiarse la economía y la conveniencia de su producción y, en este caso, el empleo del vapor a alta presión producido en calderos tubulares y utilizado en ingenios con relativamente alta presión de escape pasará a ser un formidable rival del motor Diesel, tanto por la menor inversión de capital para la instalación como por el costo de mantenimiento y vigilancia.

También debe estudiarse con toda detención el empleo del carbón pulverizado, lo que permitirá la utilización del carbón nacional en condiciones muy ventajosas, comparado con el petróleo. Para ciertos casos también debe estudiarse el empleo del fogón mecánico para quemar carbones pobres y finos.

Desde luego deben adoptarse las recomendaciones del Ingeniero especialista, Sr. Edmundo Delcourt, referentes al control de la combustión en las diferentes plantas que se encuentran en la pampa, en vista de la muy baja eficiencia que rinden los calderos actuales.

Ciertos trabajos prácticos que se

están haciendo en la oficina Castilla con el empleo de fogones mecánicos demuestran una fuerte economía a favor del carbón a \$ 12.60 el qq. métrico contra el petróleo a 78 chelines la tonelada, o sea \$ 22.60 moneda corriente el qq. métrico en la oficina.

Calculando la pérdida del carbón en 10% (pérdidas en transporte, etc.), se llega a la conclusión, después de un mes de trabajo práctico, que hay una economía a favor del carbón de \$ 31.266 mensuales sobre una producción de 23.500 quintales métricos de salitre, o sea alrededor de \$ 1.30 moneda corriente por qq. métrico.

Estos resultados presentan perspectivas muy atractivas para el futuro empleo del carbón en la industria salitrera y es evidente que el debido control en la combustión, además de la modernización de las plantas de generación de vapor, merecen un serio y completo estudio por parte de los salitreros.

El informe del señor Delcourt debe ser estudiado por todas aquellas personas que se interesan por la reducción del costo del combustible en la industria salitrera.

### La lixiviación de la materia prima

Para disolver el salitre contenido en el caliche, se emplea un sistema de disolución en contra corriente que está ayudado por la aplicación de calor a los líquidos disolventes. La solubilidad del nitrato de soda aumenta con la temperatura y la solubilidad de la sal común y de las otras sales que acompañan al salitre en la materia prima, disminuye a medida que la solución se enriquece y aumenta en temperatura.

El sistema Shanks empleado en la lixiviación del caliche depende, para

su acción, en el metódico y progresivo enriquecimiento en nitrato de las soluciones disolventes a medida que dichas soluciones se ponen en contacto con la materia prima fresca y a medida que aumenta la temperatura.

La solución saturada, a los 105° C. hasta 115° C., que se obtiene eventualmente (caldo) contiene el máximo de salitre y el mínimo de otras sales y por su simple enfriamiento en bateas expuestas al aire se cristaliza el excedente de salitre contenido en la solución.

Los dos puntos de capital importancia de este sistema de lixiviación son:

(1) El gasto considerable de combustible en la calefacción (debe notarse que el sistema y la planta que se emplea actualmente no comprende ninguna recuperación de calor de los líquidos calientes; no se trata de evitar pérdidas de calor por irradiación, ni tampoco se evita la evaporación de los líquidos disolventes durante el tratamiento). El sistema, tal como se le practica en la pampa, es sumamente primitivo.

(2) La eficiencia muy reducida obtenida en la disolución del salitre contenido en la materia prima.

Refiriéndonos al primer punto, debe notarse que el calor se aplica a la masa sólida y al líquido contenido en el estanque lixivador, (cachuchos), mediante cañerías de vapor que pasan a través de la masa sólida por lixiviar. En estas condiciones no puede haber sino el mínimo de circulación natural.

Es obvio que es más lógico calentar separadamente los líquidos disolventes para hacerlos circular, una vez calentados, sistemáticamente a través del sólido por lixiviar.

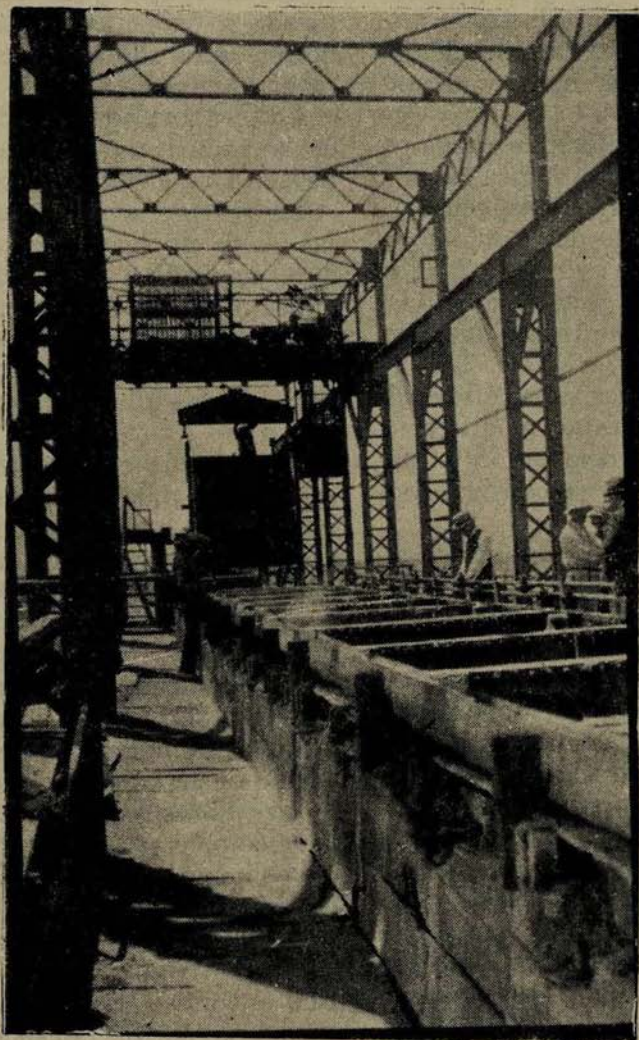
Semejante proceder reducirá considerablemente el gasto de combusti-



ble para la calefacción, pues es más eficiente calentar un líquido que calentar una mezcla de líquidos y sólidos con los medios actuales de que se dispone en la pampa. Debe evitarse al

agua en presencia de la materia por disolver, pues de esta manera se reduce la cantidad de líquido solvente y se disminuye su poder de disolución.

Debe evitarse en lo posible la gran



Drenaje final del Cachucho móvil

mismo tiempo la evaporación de la solución disolvente en presencia del sólido por disolver, puesto que no sólo es costosa la evaporación al aire libre, sino que es contraproducente aumentar la concentración del disolvente, mediante la separación de parte de su

pérdida de calor por irradiación, etc., en los cachuchos, cañerías, etc., y debe tratarse de la recuperación del calor contenido en los caldos y ripios que representa una pérdida directa de combustible.

Con respecto al segundo punto, la

eficiencia muy baja en la disolución del salitre contenido en la materia prima, debe decirse que un estudio racional de la cuestión de la trituración ayudaría mucho a resolver este punto.

La trituración, el carguío y la circulación del líquido disolvente a través del sólido por lixiviar, deben formar parte de un plan lógico y preconcibido de lixiviación.

El solo hecho de efectuar estas operaciones en una forma lógica no sólo conduciría a una mayor disolución del salitre contenido sino que también reduciría el tiempo necesario para su disolución, debido al hecho de lixiviar la materia prima en trozos más pequeños.

Es posible esperar una eficiencia de 75% mediante estas modificaciones contra la eficiencia de 55% que, como término medio, se consigue hoy día en la industria.

Es indudable que la industria salitrera carece del control técnico tan necesario para conseguir mejores resultados, aun empleando sistemas sencillos y primitivos.

Otro punto de gran importancia para la fácil y rápida lixiviación de la materia prima descansa en la disminución de la concentración en salitre de los líquidos en ciclo o, en otras palabras, en aumentar su poder de disolución. Este se puede obtener de la manera siguiente:

En la actualidad el agua vieja que resulta del enfriamiento de los caldos concentrados vuelve al sistema de lixiviación como una solución de nitrato saturada a la temperatura ambiente. Si fuera posible eliminar esta agua vieja del ciclo de operaciones se podría reemplazarla en el ciclo de operaciones por agua, debilitándose por consiguiente todos los líquidos en ciclo y aumentándose su poder de disolución. Esta eliminación podría hacerse con-

centrando el agua vieja en evaporadores adecuados, o su eliminación parcial podría obtenerse enfriándola más, digamos a una temperatura de 5° C. bajo cero, obteniendo así un depósito extra de salitre y un agua vieja saturada a temperatura baja, pero que no esté saturada al volver a la temperatura ambiente.

La evaporación ha sido empleada en la pampa con resultados muy satisfactorios en otros casos.

La refrigeración de las aguas viejas puede emplearse ventajosamente y debe conducir a los resultados que se anhelan, o sea el aumento de la eficiencia del ciclo lixivador.

#### *La cristalización del salitre*

La cristalización del salitre es susceptible de muchas mejoras, las cuales, aunque a primera vista no parecen de mayor importancia, pueden conducir a mayores mejoras en la elaboración y a la reducción de los costos de operación.

Ya he indicado el efecto de emplear la refrigeración de las aguas viejas y es digno de notar que sólo la cristalización de los caldos en bateas abiertas al aire libre, requiere hasta diez días para completarla, sino que todo el calor contenido en dichos caldos se pierde íntegramente.

La demora de diez días en la cristalización, significa en sí el hacer difícil el control de todas las otras operaciones, porque después de tanto tiempo es muy difícil, por no decir imposible, corregir los defectos de la elaboración que ha producido dicho caldo, pues sólo la cantidad de nitrato cristalizado podría tomarse como indicación de la eficiencia de las operaciones.

La cristalización del salitre de los caldos calientes debe hacerse en cris-

talizadores mecánicos con recuperación del calor (el calor perdido en la cristalización, llega a ser igual a 12% del combustible empleado en el procedimiento según el prof. Donnan), en cuya forma se la conseguiría en pocas horas. Cristalizando mecánicamente los caldos hasta cerca de la temperatura del ambiente podría seguirse con la refrigeración de las aguas viejas a fin de reducir la concentración de los líquidos en ciclo, dándoles mayor poder de disolución.

### *La secadura y ensacadura del salitre*

En el sistema ordinario tal como se le practica hoy día, el salitre, una vez cristalizado, se amontona en la cancha secadora donde mediante el drenaje del agua vieja que se adhiere a los cristales y la secadura de la parte del montón expuesto al aire se reduce la humedad que contiene el producto final. Dicha operación dura cerca de un mes y aunque no importa gastos directos, si trae gastos indirectos representados por intereses sobre el valor del capital en el salitre amontonado. Al mismo tiempo representa esta operación pérdidas directas, pues toda el agua vieja que se estruje de los montones de salitre filtra a través del piso permeable de la cancha misma y se pierde.

Se puede calcular esta pérdida como de  $1\frac{1}{2}$  hasta  $2\frac{1}{2}$ % del salitre total producido.

El empleo de sacadores centrífugos evita pérdidas y además permite secar o estrujar el agua vieja del salitre, reduciendo su contenido en humedad hasta la necesaria para la venta inmediata en vez de tener que esperar un mes. El agua vieja se recupera íntegramente.

Esta operación podría seguirse por la ensacadura mecánica, pues máqui-

nas para ensacar se emplean continuamente en otras industrias y podrían comprarse en plaza.

Dichas reformas y modernizaciones del sistema Shanks deben estudiarse y aplicarse desde luego y traerían sin duda, importantes reducciones en los costos de operación y aumentarían considerablemente la eficiencia del sistema.

Dentro de las actividades salitreras durante 1925, merecen especial mención las tentativas que se hacen para mejorar el sistema de beneficio de la materia prima.

Dos procedimientos importantes están en vías de prueba:

- 1.º El sistema Guggenheim; y
- 2.º El sistema Prudhomme.

### *El sistema Guggenheim*

Dicho sistema es el resultado de muchos años de experimentación e investigación llevadas a cabo por los ingenieros y técnicos de dicha importante firma y está basado en la aplicación de los principios básicos de la lixiviación en grande escala que ha dado resultados tan satisfactorios en Chuquicamata, etc. Se podría decir que los métodos y maquinarias que se emplean para la trituración de la materia prima y su carguío en los estanques lixivadores serán similares a los empleados en dicho mineral situado cerca de Calama, donde se elabora el cobre. Los estanques de lixiviación serán de una forma y tamaño similares.

Se trata de lixiviar el caliche triturado hasta más o menos  $\frac{1}{2}$  pulgada ó  $\frac{3}{8}$ " en grandes estanques para permitir el carguío y la descarga mecánica, a una temperatura de cerca de  $42^{\circ}$  C. y en una forma de operación casi continua.

Al operar a dicha temperatura, se

tropezará con dos dificultades, que son:

1.º Dificultades químicas; y

2.º La baja concentración en salitre de las soluciones producidas.

1.º Las dificultades químicas.—Según los investigadores científicos, al lixiviar caliches que contienen sulfato de sodio se forma una sal doble de sulfato y nitrato de sodio conocido con el nombre de Darapskita,  $\text{NaNO}_3 \cdot \text{Na}^2\text{SO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$ , sal que es insoluble, y dicho fenómeno limita la concentración a que se puede llegar a más o menos 270 gramos de nitrato por litro.

También se ha encontrado que ciertas sales como el sulfato de magnesio, las sales de potasio y calcio en cierta concentración impiden la formación de dicha sal doble insoluble y que en la presencia de estos "estabilizadores" la concentración a que se puede llegar es de 380-420 gramos de nitrato por litro, en vez de 270 gramos.

El procedimiento Guggenheim descansa en el control de la cantidad de "estabilizadores" en las soluciones empleadas en la lixiviación a fin de poder llegar a posibles concentraciones mayores y de evitar que quede salitre sin disolver en forma de Darapskita.

2.º La solución de mayor concentración que puede producirse a temperaturas de 40-45° C. no depositará salitre al enfriarse a la temperatura del ambiente y para cristalizar el producto es necesario ir a la concentración por evaporación o cristalización subsiguiente o disminuir la solubilidad por enfriamiento artificial.

El procedimiento Guggenheim emplea la refrigeración artificial bajando la temperatura de los caldillos producidos por la lixiviación a 40-45° C. hasta cerca de 0° C.

Devuelve así al ciclo de la lixiviación un agua vieja de 240-280 gramos por litro.

El sistema es cíclico y podría decirse que en vez de la electrólisis de las soluciones de cobre en el beneficio de minerales de cobre se emplea la cristalización por enfriamiento, tratándose de minerales de nitrato, pero que en otros aspectos los sistemas son similares.

Es natural el suponer que también dicho sistema debe ser cíclico respecto al calor que se emplea y así está arreglado.

El calor original para llegar a los 40-45° C., temperatura de lixiviación proviene de los motores Diesel generadores de la fuerza necesaria para el procedimiento.

Los gases de escape de los Diessel, el aceite en circulación y el agua de enfriamiento entregan su calor a los líquidos disolventes, asimismo como los compresores y los condensadores del amoníaco líquido, o sea la planta de refrigeración. Los líquidos tibios que provienen de la planta lixivadora pasan por intercambiadores de calor en contracorriente con las aguas viejas que salen de la planta refrigeradora.

En una palabra, se trata de recuperar calor y frío en todas las secciones de la planta.

Se esperan grandes reducciones en los costos de tratamiento, una eficiencia muy alta de lixiviación y recuperación y también poder beneficiar materiales de muy baja ley en salitre.

Los finos producidos durante la trituración son separados por harneros y tratados aparte en clasificadores y estanques de sedimentación seguido por filtración de los lodos.

La primera sección de la planta se está construyendo en los terrenos de Coya (Toco), adquiridos recientemente del Gobierno, en subasta pública, tiene una capacidad productora de 250,000 qq. métricos de salitre, men-

suales y se espera principiar a producir en el segundo semestre de 1926.

### *El procedimiento Prudhomme*

Dicho procedimiento ha sido sometido a rigurosas pruebas prácticas en escala semi-industrial, con resultados muy satisfactorios.

Está basado en la lixiviación del caliche finamente triturado ( $\frac{1}{2}$ "") y en el calentamiento aparte del líquido. La temperatura de disolución se mantiene alta, pero siempre menos que el punto de ebullición de las soluciones disolventes.

El cachucho lixivador que es calentado, consiste de dos secciones, la interior para recibir el sólido por lixiviar y la exterior para recibir el líquido disolventor.

El líquido disolventor pasa de la parte exterior a la interior mediante una serie de tubos perforados que atraviesan el cachucho para los sólidos de un costado al otro. Dichos tubos repartidores del líquido están colocados a treinta centímetros uno del otro para tener un radio de acción de 15 centímetros cada uno.

El fondo del cachucho para los sólidos también está perforado para permitir un fácil drenaje del líquido.

El cachucho de los sólidos, puede ser transportado mediante un puente con grúa rodante, de un cachucho con líquido al otro sucesivamente, sumergiéndose por el tiempo necesario en los líquidos de concentración descen-

diendo hasta concluir con una inmersión en agua del tiempo. O bien, los líquidos pueden ser movidos mediante bombas de circulación.

Permitiéndose un amplio drenaje del sólido después de cada lavado se evita la mezcla de los diferentes líquidos disolventes, asegurándose así el máximo de eficiencia del lavado y disolución.

La desripiadura puede hacerse mecánicamente empleando la grúa para transportar y volcar el cachucho de sólidos.

Por lo demás, la lixiviación se hace en forma metódica y en contracorriente aplicando el calor sólo en el cachucho disolventor principal. Se usan calentadores tubulares para la calefacción. El sistema es rápido y eficaz y se emplea sólo la mitad del combustible que se gasta de ordinario, alcanzando eficiencias de lixiviación muy altas, llegando a 85% en cancha en pruebas semi-industriales.

El sistema tiene la gran ventaja de poder aplicarse a las instalaciones actuales con poco gasto, relativamente.

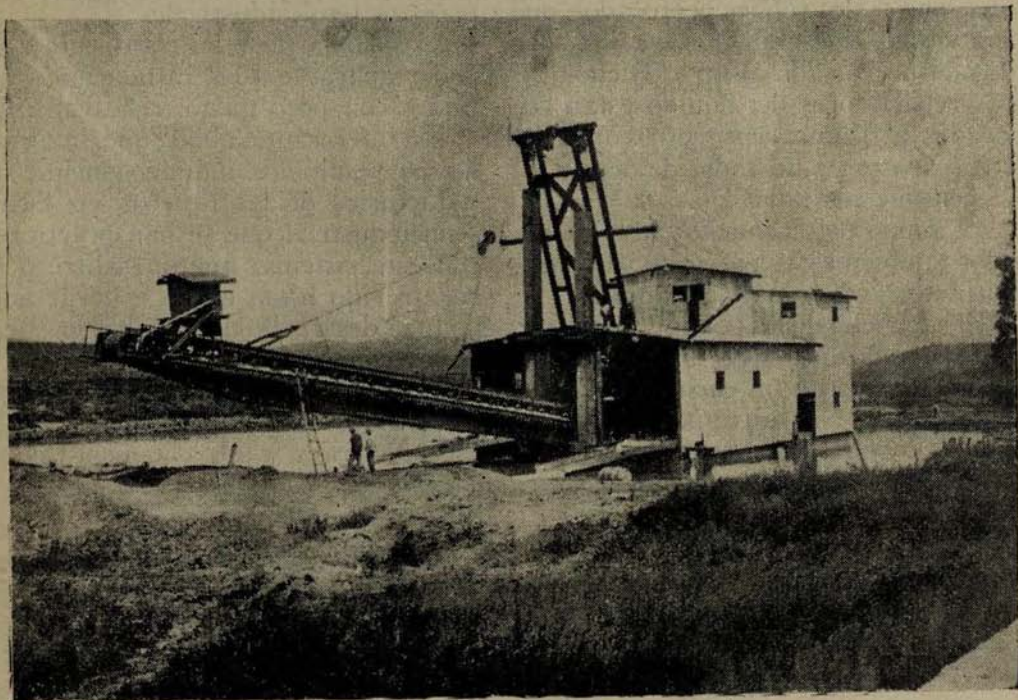
Es interesante notar que, a pesar de los resultados indudablemente satisfactorios de las pruebas en escala semi-industrial que se han practicado con este sistema, ningún salitrero se ha atrevido hasta ahora a llevar adelante el desarrollo del sistema en escala comercial.

La mentalidad de los explotadores de la Industria Chilena del Salitre es, sin duda, rara y aparentemente inexplicable.





Cía. Minera «Las Dichas». Vista General de la Draga.



Cía. Minera «Las Dichas». Otra vista de la Draga.

## EL PROCEDIMIENTO GUGGENHEIM BROS. DE ELABORACION DEL SALITRE CHILENO

POR

BELISARIO DIAZ OSSA

Profesor de la Tecnología del Salitre y Yodo.  
Secretario General del Instituto Científico e Industrial.



Belisario Diaz Ossa

**Patentes de invención.**—Las patentes chilenas, que protegen este procedimiento, son las siguientes, en orden numérico:

**Patente N.º 4594.**—El uso en los procedimientos del lixiviación fría o tibia del caliche, en la recuperación del nitrato por enfriamiento artificial y en los métodos cíclicos que combinen estas operaciones, de sustancias denominadas, ESTABILIZANTES, capaces de combinarse con el radical sulfúrico, o con el sulfato de sodio que contengan los caliches, en la forma descrita en el pliego de explicaciones.

**Patente N.º 4731.**—El uso en la industria salitrera de las sustancias estabilizantes a que se refiere la Patente N.º 4594, con el fin de impedir

la disgregación del caliche y la formación de borras químicas.

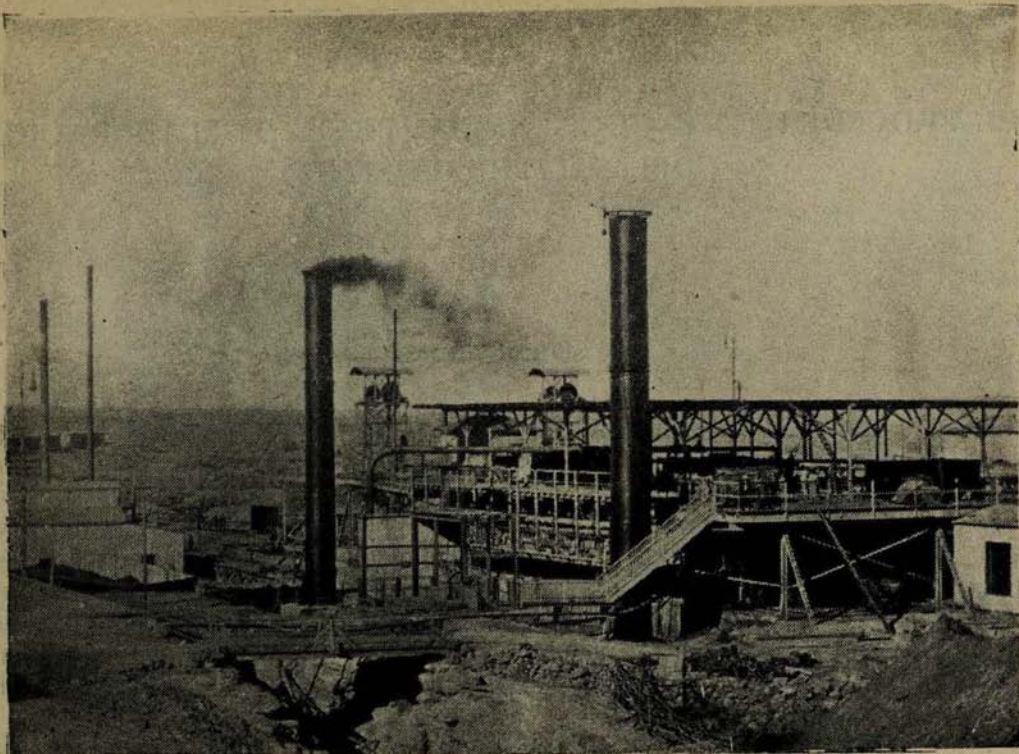
**Patente N.º 4732.**—Un dispositivo destinado a la extracción del aire o gases, dentro de los elementos huecos lenticulares rotativos y verticales, que forman los cambiadores de temperatura de ese sistema, aplicables especialmente a la cristalización del nitrato de sodio.

**Patente N.º 5216.**—Un procedimiento cíclico continuo, para el beneficio del caliche por percolación, a temperaturas atmosféricas y tibias, obteniéndose directamente un líquido saturado, del cual se recupera el salitre comercial, por enfriamiento artificial, sin ninguna operación intermediaria.

La redacción de los títulos de las patentes, no dan, por cierto, sino una vaga idea del procedimiento, el que presenta características sumamente originales, que lo hacen diferenciarse de todos los procedimientos propuestos y ensayados hasta hoy día en la Industria Salitrera.

### I. El combustible en el procedimiento Guggenheim

Es perfectamente conocido, que para obtener la disolución del nitrato de sodio, del caliche en el agua, es



Vista General de una máquina sistema Shanks

necesario emplear cierta cantidad de calor, a fin de compensar el calor latente negativo de disolución del nitrato (5030 Cal. por mol. de sodio, es decir, 85 grs., que se disuelven en 200 mol. de agua—3600 cm<sup>3</sup> de agua) y que para separar el nitrato de las demás sales, que contiene el caliche y que se han disuelto conjuntamente con él, se necesita otras cantidades de calor termométrico, a fin de aumentar la temperatura del líquido solvente y aprovechar la gran diferencia de solubilidad a altas temperaturas, entre el nitrato, con respecto al cloruro y al sulfato de sodio.

Una solución saturada preparada por lixiviación del caliche, en caliente hasta una temperatura cercana al punto de ebullición del agua—

100° a la presión normal—deja al enfriarse, hasta la temperatura ambiente, un depósito de nitrato suficientemente puro, mientras que el cloruro y el sulfato, presentes en el caliche y que se han disuelto simultáneamente con el nitrato, no precipitan y quedan en solución en el agua madre o vieja.

La obtención de un líquido saturado en nitrato a altas temperaturas, en presencia de cloruro y sulfato, permite por simple enfriamiento separar el nitrato de las demás sales que lo acompañan en el caliche.

De aquí la necesidad, en la industria salitrera, de emplear el combustible para la elaboración del caliche, pues sin energía calorífica, no se consigue disolver preferentemente el nitrato, ni separarlo de las demás sales.



Hasta hoy día, el sistema único que ha empleado la industria salitrera, ha sido el sistema Shanks de lixiviación, en el cual es necesario una cantidad crecida de vapor saturado a una temperatura relativamente elevada, digamos 150°, para efectuar el calentamiento de los cachuchos o estanques de lixiviación. La mayoría de las Oficinas salitreras emplean baterías de calderas, especiales en la generación del vapor de calefacción; solamente en los últimos años, se ha introducido el sistema mixto de fuerza y calefacción, que sin duda significa un perfeccionamiento considerable. Con las calderas empleadas para calefacción y vapor para fuerza motriz, en la Pampa, los rendimientos son muy deficientes, debido a una serie de factores: calderas de circulación lenta, aguas duras, incrustaciones, mano de obra inepta, instalaciones deficientes, mal concebidas y mal cuidadas. Por las calderas de alta presión y aprovechamiento del vapor de escape en la calefacción se ha mejorado el rendimiento. En todo caso, *los rendimientos termodinámicos del combustible son muy inferiores, no más de 45% en calderas de alta presión destinados a la calefacción, no más de 55% en la calderas de alta presión con utilización del vapor de escape.*

La idea básica del Procedimiento Guggenheim en lo que se refiere a combustible ha sido: mejor aprovechamiento de su calor de combustión y el reemplazo, en lo posible, por energía mecánica, de las operaciones efectuadas hoy día por mano de obra, a fin de utilizar por tonelada de salitre producido una mayor cantidad de energía mecánica que la empleada hoy día.

El mejor aprovechamiento del

combustible, la producción de energía mecánica barata y abundante, tiene su solución lógica, en el empleo de motores de combustión interna (Diesel-Semi Diesel y análogos). Un combustible apropiado, se quema, en el cilindro del motor, dando un rendimiento de 33%, de su poder calorífico, en energía mecánica, que es el rendimiento más alto que se conoce; de modo que 1 Kgr., de un combustible, con 10,000 Cal-Kgr., puede transformar en energía mecánica 3,300 Cal., el resto de las calorías del combustible se transforma en energía calorífica, quedando libres para ser aprovechadas en forma de calor 6700 Cal., o sea los dos tercios del poder calorífico del combustible.

Si comparamos estos rendimientos con los obtenidos por los sistemas actuales de calefacción directa: calderas-cachuchos, o la semi directa: calderas-motores-cachuchos, el rendimiento del sistema-motor de combustión interna-aparece con una gran superioridad; en efecto, el sistema directo, en las mejores condiciones de instalación y mantenimiento, no tiene un rendimiento superior al 45% del poder calorífico del combustible, el sistema semi-directo tiene un mejor rendimiento calorífico, si se toma en conjunto la producción de fuerza motriz y la calefacción, pero no pasa del 55% del poder calorífico del combustible; además la máquina de vapor, en las mejores condiciones, sin aprovechamiento posterior del vapor de escape, sólo tiene una eficiencia del 14%, respecto al poder calorífico del combustible empleado.

Existe, pues, una diferencia fundamental en el aprovechamiento del combustible, si éste se quema en el

hogar de una caldera o si se quema, en el cilindro de un motor de combustión interna. Hemos visto que el 67% del combustible quemado en este caso se transforma en energía calorífica, de la cual se puede aprovechar una cantidad apreciable.

El balance de un motor de combustión interna es el siguiente:

**Calorías por Kgr.**

Combustible. . . . . 10,000 Cal. Kgr.

**Calorías por Kgr.**

- 1) Transformadas en energía mecánica. . . . . 3,400
- 2) Calor termométrico en los gases de combustión. . . . . 4,000
- 3) Calor recogido por el agua de enfriamiento de las camisas de los cilindros y del enfriamiento del lubricante. . . . . 2,000
- 4) Calor perdido por radiación y convección. . . . . 600

Se puede recoger perfectamente el calor de los gases de combustión mediante una caldera de recuperación y del agua de enfriamiento de los cilindros y del lubricante con un rendimiento de 90%, o sea unas 5,500 Cal-Kgr. de combustible.

En el costo del K.W., generado, se toma en cuenta todo el combustible quemado, el lubricante usado, los repuestos, la mano de obra, el interés y la amortización; según estadísticas modernas estos dos últimos factores, son inferiores a los de las máquinas de vapor.

El consumo de aceite combustible, en las grandes unidades modernas—1,500 a 2,000 K.W.A. para un factor

de carga inferior a 50% es de 360 gramos por K.W. hora efectivo generado.

El factor de carga, en una central para un plantel salitrero es más elevado y es fácil de regular y de mantener relativamente alto, sobre 66%, pues se dispone de varias unidades que se puede rápidamente parar o poner en marcha según convenga.

El coste del K.W.—hora efectivo con ese factor de carga de 66% se puede calcular así:

K. W. H.  
cent. oro  
chileno 18 d.

<b>Combustible</b> —280 gramos de aceite para Diesel a \$ 55 oro chileno la tonelada. . . . .	1.5
<b>Lubricante</b> —Motores y dinamos—7 gramos a \$ 45 oro los 100 Kgrs. . . . .	0.3
<b>Sueldos y jornales. . . . .</b>	0.5
<b>Repuestos, composturas y materiales diversos. . . . .</b>	0.7
<b>Intereses y amortización de la planta. . . . .</b>	1
Total. . . . .	4.0

Estos datos son tomados de instalaciones de 2,000 K. W. A., y menos, de modo que este cálculo será muy aproximado para una gran instalación como la proyectada, en la realización del procedimiento Guggenheim.

Se tiene pues, energía eléctrica barata, sin duda más económica, que la generada con cualquier otro sistema y por cada K.W. hora generado quedan 1650 Cal. sin costo alguno.

En el procedimiento Guggenheim, se consume una cantidad superior de energía si se le compara con el con-

sumo del sistema actual: debido, EN PRIMER TÉRMINO, a la mecanización de todas las operaciones: trituración fina en tres etapas, harneo para la separación de los diferentes tamaños, movilización del sólido: carga y descarga de los estanques de lixiviación: movimiento y circulación de todos los líquidos, cristalización mecánica, filtración a vacío de los finos, centrifugación de los cristales, etc.; y EN SEGUNDO TÉRMINO, a la obtención mecánica del frío artificial para efectuar la precipitación del salitre disuelto en el líquido concentrado proveniente de la lixiviación. El consumo de energía eléctrica para la compresión del fluido frigorígeno—amoníaco—se puede calcular en un 10 a 12% de la energía total empleada en la planta. Como veremos más adelante, la energía gastada en la com-

presión no se pierde totalmente, pues parte de ella es recuperada en forma de calor.

El consumo de energía en la Planta, depende principalmente de las condiciones del material tratado, dureza física, dificultad de disolución etc., que originan un consumo mayor o menor de energía, los datos experimentales demuestran que en términos medios, el consumo es de 50 a 60 K.W.H. efectivos por tonelada de caliche, lo que equivale tratando caliches de 12% con un rendimiento de 90% en la elaboración a un consumo de 250 a 300 K.W.H. efectivos por tonelada de salitre producido.

Mediante la generación de la energía mecánica y eléctrica se dispone, sin coste, de 1,650 Cal. por K.W. hora generado, o sea cerca de MEDIO



Una calichera

MILLÓN DE CALORÍAS por tonelada de salitre producido, cantidad más que suficiente para el calor necesario en la lixiviación.

Parte de la energía mecánica destinada a la compresión del fluido frigorígeno, se convierte en calor, que es necesario retirar con una circulación de agua fría, a fin que el fluido frigorígeno pueda condensarse; el 25% de la energía gastada en la compresión, se puede recuperar de este modo, sumándose las calorías a las obtenidas en la generación de la energía, de modo que el medio millón de calorías disponibles por tonelada de salitre producido, es una cifra muy segura.

Por lo demás, hay que tener presente que habrá exceso de Cal. porque no sólo se generará en la central la energía necesaria para la planta de elaboración sino la necesaria para las necesidades del trabajo de la pampa: perforación mecánica, trabajo de palas eléctricas, transporte eléctrico, luz y fuerza para usos domésticos.

Ahora bien, la energía calorífica de que se dispone, necesita para ser utilizada en el momento mismo de su producción, de un sistema de absorción: se emplea para ello una circulación de agua de enfriamiento. Por razones técnicas y a fin de que los motores y el compresor trabajen bien, la temperatura máxima del agua de enfriamiento no debe pasar de 50°; esta agua pasa después por los calderos de recuperación, donde puede llegar fácilmente a 80°, esta agua caliente circula después en aparatos apropiados y mantiene el calor necesario, en los líquidos de lixiviación para disolver el nitrato y para aumentar la temperatura.

Es consecuencia lógica, del empleo

del combustible, tal como se ha descrito, que la lixiviación se haga a temperaturas tibias, a 50° más o menos para fijar una cifra, porque para obtener un buen intercambio de temperatura, se necesita una diferencia suficiente de temperatura, entre el líquido que calienta y el que va a ser calentado, y además para que el intercambio sea económico, es necesario una diferencia suficientemente alta, a fin de que las superficies metálicas de intercambio, no sean enormes.

El ciclo de aprovechamiento del calor es el siguiente: Agua a la temperatura ambiente 20° enfriamiento de las camisas de los cilindros de los motores, de los compresores, del enfriador del lubricante 50° caldera de recuperación de los gases de combustión 80° intercambiadores de temperatura (pérdida de temperatura) agua a la temperatura ambiente, que vuelve al ciclo.

En la oficina experimental de Cecilia, no se disponía de calderas de recuperación para elevar la temperatura del agua caliente; la que tenía una temperatura inferior a la anotada, pero se demostró que disponía de la cantidad suficiente de calor, y que el procedimiento trabajaba bien, aun con temperaturas relativamente bajas 40°, y que las pérdidas de calor eran muy pequeñas.

## II. Los fundamentos químicos del procedimiento Guggenheim

Hemos visto que la manera de utilizar el combustible necesario para la elaboración del caliche, determina la temperatura máxima a que debe efectuarse la lixiviación en el proce-

dimiento Guggenheim y que es cercana a 50°.

Sólo se podría subir esta temperatura con un aporte de calor exterior, lo que constituiría un desequilibrio en el balance termodinámico y al mismo tiempo un gasto innecesario.

Cuando se emplea un procedimiento de lixiviación del caliche, a la temperatura ambiente o a temperaturas tibias, alrededor de 50°, la disolución de las sales que contiene el caliche se efectúa de un modo **PERFECTAMENTE DIFERENTE**, del que se produce cuando se emplea la lixiviación a temperaturas elevadas, es decir, cercanas a 100°, como se hace en el actual sistema Shanks.

Con el fin de precisar estas diferencias, conviene ante todo recordar lo que sucede en el sistema de lixiviación el máximo de temperatura—sistema Shanks—en el que al final del tratamiento se obtiene un caldo concentrado y saturado en nitrato, cristalizable por enfriamiento directo. En ese sistema, al principio de la lixiviación, cuando las temperaturas de trabajo son bajas y cuando existe un gran exceso de solvente, respecto a las sales solubles que contiene el caliche, se disuelven simultáneamente todas las sales y se produce la desagregación del conglomerado dejando en suspensión las partículas sólidas insolubles que forman las borras; si se prosigue el contacto del solvente, con nuevas cantidades de caliche aumentando al mismo tiempo la temperatura, el nitrato sigue disolviéndose en proporción considerable, mientras que las demás sales se disuelven en menor proporción y el conglomerado no se destruye; si se aumenta aún la temperatura hasta el máximo, el nitrato se disuelve en mayor

cantidad, mientras que el cloruro y el sulfato de sodio disminuyen en su solubilidad.

De modo que se puede tener a altas temperaturas, superior a del punto de ebullición de la solución saturada en nitrato, una solución que sólo contenga nitrato y de la que se han precipitado el cloruro y el sulfato que se habían disuelto simultáneamente con él. Este fenómeno se produce a la temperatura de 120° y a la presión de 1.15 Kgrs., por cm<sup>2</sup>. y se denomina **Punto crítico** de la precipitación del cloruro y sulfato.

En el procedimiento Shanks, que podemos llamar de saturación al máximo, a la presión atmosférica con los caliches corrientes, se prepara un líquido final o caldo saturado que a 100° en números redondos y en términos medios tiene: 600 grs. de nitrato, 150 grs. de cloruro, 60 grs. de sulfato por litro de solución, que cristaliza por enfriamiento depositando unos 250 grs. de nitrato, dejando un agua madre o vieja que tiene en términos medios unos 450 grs. de nitrato por litro de solución.

La razón de estos fenómenos que se producen durante la lixiviación del caliche, a alta temperatura, reside en la propiedad del nitrato de tener el mayor calor latente y negativo de disolución lo que le permite disolverse más, según la conocida ley química del *trabajo máximo* y aún expulsar de la solución las demás sales sódicas y el nitrato de potasio.

En la lixiviación, a alta temperatura, se puede afirmar: **QUE, EN GENERAL, LA COMPOSICIÓN DEL CALICHE CONSIDERADA EN SUS SALES SOLUBLES, NO EJERCE INFLUENCIA QUÍMICA RESPECTO A LA COMPOSICIÓN DE LA DISOLUCIÓN O CALDO FINAL; que si se da a las sales el tiempo suficien-**



Vaciando las Bateas

te, la temperatura suficiente, y existe, con respecto al volumen del solvente un exceso de sales para saturarlo, la disolución o caldo final es para todos los caliches de una composición análoga.

Por el contrario, en el sistema de lixiviación a temperaturas frías y tibias LA COMPOSICIÓN DE LAS SALES SOLUBLES DEL CALICHE TIENE UNA GRAN INFLUENCIA SOBRE EL LÍQUIDO O CALDO FINAL. Los fenómenos que se producen en esta clase de lixiviación han sido estudiados detenidamente, y puestos en evidencia gracias a las investigaciones del personal científico y técnico que trabaja en la firma Guggenheim.

Si disolvemos en agua pura una mezcla suficientemente grande de las sales solubles del caliche: cloruro, sul-

fato y nitrato de sodio, teniendo cuidado de mantener una temperatura fija, 20°, y tener un gran exceso de la mezcla salina sobre el volumen del líquido solvente, observaremos que las sales se van disolviendo lentamente y que la solución se va concentrando en cantidades crecientes de las tres sales; si el experimento se prolonga un tiempo suficiente, llega un momento en que el líquido solvente no absorbe o disuelve sal alguna, decimos entonces que la solución está saturada a 20° y según los datos experimentales contiene: 402 gramos de nitrato disuelto por litro, 184 gramos de cloruro y 29 grs. de sulfato.

Pero, si en vez de una mezcla de sales puras hacemos la misma experiencia a la misma temperatura con ciertas variedades de caliche, que están

formadas a su vez por las tres sales, en muchos casos no obtendremos la disolución suturada, sino otra que tiene una cantidad mucho menor de nitrato, solamente 216 gramos por litro.

De las investigaciones practicadas resulta que la sal común, el cloruro de sodio no tiene influencia alguna en ese fenómeno, que el cloruro se disuelve bien y es la primera sal que satura la disolución.

Por el contrario, el sulfato de sodio tiene una influencia perjudicial sobre la composición del líquido final: según sea la composición del caliche en sulfato y nitrato de sodio, se puede o no obtener un líquido saturado.

Cuando la composición del sulfato y del nitrato, está en la proporción de 142 moles sulfato, por 85 moles en peso de nitrato y en presencia de agua, se forma una sal doble insoluble en una solución de nitrato que tenga 216 o más gramos por litro. La sal doble formada, llamada nitro-sulfato de sodio o Darapskita, tiene la fórmula  $\text{NaNO}_3, \text{Na}_2\text{SO}_4, \text{H}_2\text{O}$ , es decir, está formada por una molécula de nitrato, otra de sulfato y una de agua, y las proporciones moleculares son 142 moles sulfato, 85 moles de nitrato y 18 moles de agua.

La Darapskita, existe formada en algunos caliches en especial en los denominados de Salar y se forma siempre en presencia de agua cuando existe sulfato y nitrato, a ciertas temperaturas. Por la acción del calor de Darapskita se descompone, a  $58^\circ$  su descomposición es total en nitrato, sulfato y agua.

Cuando en un caliche existe mayor cantidad de nitrato que la correspondiente al sulfato, por ejemplo, 142 partes de sulfato y 170 partes de nitrato, el nitrato presente en el cali-

che, se divide en dos partes, una de ellas se COMBINA con el sulfato (nitrato combinado) y la otra queda LIBRE para disolverse (nitrato libre) y aumentar la concentración de la disolución.

A fin de hacer notar prácticamente esta anomalía, vamos a dar un ejemplo de lo que sucedió con un caliche de la Oficina Araucana que analizado dió:

Humedad. . . . .	1.10 %
Nitrato de sodio. . . . .	10.58 %
Sulfato de sodio. . . . .	15.50 %
Cloruro de sodio. . . . .	40.00 %
Calcio. . . . .	1.07 %
Magnesio. . . . .	0.02 %

La cantidad de sulfato de sodio 15.50% se combina teóricamente con 9.30% de nitrato para formar Darapskita, y como la ley de nitrato es sólo 10.58%, la cantidad de nitrato libre, 1.28% no permite hacer una lixiviación a  $20^\circ$  con resultados económicos. Los experimentos con ese caliche confirmaron las previsiones y sólo se obtuvo como líquido final de la lixiviación a  $20^\circ$ , una solución con 216 gramos de nitrato por litro. Los químicos de la firma Guggenheim han logrado evitar estos inconvenientes y han conseguido que el sulfato de sodio se una con otros cuerpos, dejando completamente libre al nitrato con el que está combinado en la Darapskita.

La Patente N.º 4594, se refiere a los métodos empleados.

El sulfato de sodio, que forma la molécula doble de la Darapskita, tiene con el nitrato de sodio una unión poco enérgica y se le puede reemplazar por otros compuestos.

Se consigue la transformación de la Darapskita, en sulfatos dobles,

mediante el agregado al líquido de lixiviación de ciertos principios o sustancias químicas, que los inventores han denominado ESTABILIZANTES, los que tienen la propiedad de ser más ávidos de sulfato de sodio que el nitrato de sodio o que se pueden unir con el radical sulfúrico ( $\text{SO}_4$ ) del sulfato de sodio, formando otros compuestos.

Estos principios estabilizadores son: sales de potasio, de calcio y de magnesio, que agregadas en concentración conveniente, forman con el sulfato de sodio sales dobles como:

La singenita.  $\text{K}_2\text{SO}_4, \text{CaSO}_4, \text{H}_2\text{O}$ .

La Astrankanita.  $\text{Na}_2\text{SO}_4, \text{MgSO}_4, 4\text{H}_2\text{O}$ .

La Glauberita.  $\text{Na}_2\text{SO}_4, \text{CaSO}_4$ .

El empleo de los estabilizantes durante la lixiviación exige un control químico severo; los estabilizantes obran tanto mejor mientras mayor es su concentración en el líquido solvente, mientras más alta es la temperatura de la lixiviación y mientras más fina es la materia sólida en tratamiento. Las concentraciones de las sustancias estabilizantes, son de orden de 15 a 25 gramos por litro, según la cantidad de sulfato de sodio presente en el caliche.

En la lixiviación a temperaturas ambiente y tibia (procedimiento Guggenheim), se obtiene un líquido, muy poco concentrado en nitrato, inferior a lo menos en 60% en su concentración al obtenido en la lixiviación al máximo de concentración y temperatura (Procedimiento Shanks). Este líquido débil, por enfriamiento al aire ambiente deposita nitrato, en cantidad tan pequeña, que su cristalización en esa forma no es económica.

A fin de obtener una recuperación suficiente, que haga económico el procedimiento, es necesario descender la temperatura del líquido en cristalización, de la temperatura del ambiente hasta una temperatura cercana a cero grado, lo que se consigue refrigerando el líquido, mediante frío artificial obtenido por un procedimiento mecánico.

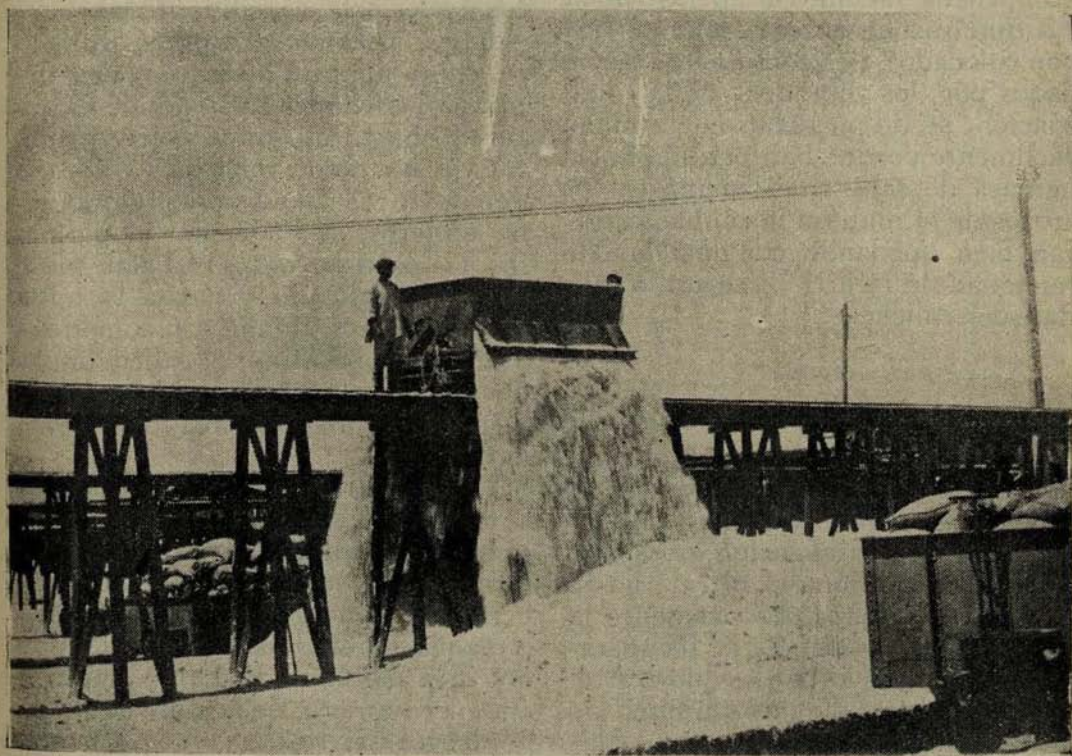
Si se enfría una solución saturada en cloruro, sulfato y nitrato, obtenida del tratamiento a la temperatura ambiente o tibia de caliche, sin tomar ninguna de las precauciones que ya he citado, es decir, sin agregar materias estabilizantes, el nitrato comienza por precipitarse en estado puro, hasta  $34^\circ$ , bajo esa temperatura se precipita cristalizado el exceso de sulfato de sodio, en su forma decahidratada ( $\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ ) y a temperaturas inferiores se precipita conjuntamente el sulfato y nitrato, formando nitro-sulfato o Darapskita, a la temperatura de  $7^\circ$  se precipitan conjuntamente Darapskita, nitrato de sodio y sulfato de sodio decahidratado y bajo  $7^\circ$  nitrato de sodio y sulfato de sodio. Experimentalmente he enfriado hasta  $0^\circ$  una disolución saturada, en las tres sales, cloruro, sulfato y nitrato a la temperatura de  $20^\circ$ , produciéndose un precipitado que contenía 10% de sulfato de sodio; si la saturación se hubiera hecho a  $34^\circ$ , el nitrato de sodio precipitado habría contenido más de 25% de sulfato.

Las materias estabilizantes, a que se ha hecho referencia, en la parte anterior, permiten también conseguir mediante el enfriamiento artificial una cantidad suficientemente grande de nitrato precipitado, con ley superior a la comercial. Las materias estabilizantes agregadas durante la lixiviación, en dosis convenientes,



permiten descender la temperatura del líquido por cristalizar hasta cerca de cero grado, obteniendo con líquidos concentrados en nitrato a una temperatura tibia una cantidad casi equivalente al nitrato precipitado en el procedimiento corriente, y de mayor pureza. Es evidente que hay que regular la concentración de las materias estabilizantes durante la precipitación y no descender más bajo de la temperatura en que pudieran ellas precipitarse, a fin de dejarlas completamente en el agua madre que va a entrar en el ciclo de lixiviación. El empleo de las materias estabilizantes tiene, pues, en la recuperación del nitrato del líquido proveniente de la lixiviación una importancia tan grande, como en el tratamiento del caliche.

Igual importancia tienen los principios estabilizadores, respecto a la desagregación del caliche y la formación de borras físicas y a la floculación de las borras químicas formadas por materias coloidales. El líquido concentrado que se corre directamente de los estanques de lixiviación sin operación alguna de chulla o decantación, se presenta como un líquido transparente, límpido, sin materias sólidas en suspensión, de un color ligeramente amarillento. Se debe este aspecto del líquido a la acción de los principios estabilizantes sobre las materias sólidas del caliche y a su acción floculante sobre las borras coloidales. He hecho experimentos comparativos, agitando en frascos caliches finamente molidos y cernidos a 250 mallas por  $\text{cm}^2$ , con líquidos



Chancadura del Salitre

solventes, formados por soluciones de cloruro y nitrato, con y sin agregación de principios estabilizantes, y he podido notar la diferencia de la borra formada en cada caso.

Sin estabilizantes, pasa el hecho conocido hoy día: se forma un barro imposible de decantar, porque la arcilla retiene una cantidad considerable de agua; con estabilizantes se forma una borra granulosa, permeable que estruja por filtración rápidamente, quedando con una humedad relativamente pequeña de agua, inferior de 18 a 20%. La floculación de las materias coloidales, que forman las borras químicas, verdaderos hidrogeles, que con frecuencia se producen en la lixiviación Shanks, se produce durante la lixiviación y queda en los ripios.

La acción de los estabilizantes se comprueba fácilmente en los ripios, los que quedan enteros tal cual fueron colocados, perfectamente traspasados por los líquidos de la lixiviación, se desmenuzan en la mano fácilmente porque han perdido la argamasa de sales que cimentaba los trozos de la materia insoluble, estrujan bien quedando con una ley de humedad de 16 a 18%, según la calidad del caliche.

La concentración en materias estabilizantes, permite al técnico dirigir a voluntad el procedimiento de lixiviación y de cristalización, pudiendo llevar la extracción del nitrato hasta un límite máximo, prácticamente la totalidad, y regulando la recuperación, sin perjuicio de desvalorizar el producto hasta el punto mínimo de enfriamiento posible. En una palabra, los estabilizantes permiten obte-

ner resultados, que se pueden calcular de antemano; y no como sucede hoy día, que el procedimiento de lixiviación y de cristalización, no se producen según la previsión teórica y la voluntad del que dirige el trabajo, sino que obedecen a fenómenos poco conocidos, que suelen producir desastrosos y antieconómicos resultados.

### III. La preparación mecánica del Caliche

Antes de someter el caliche a la lixiviación, se le somete a una preparación mecánica: trituración, molienda y cernido, separando los trozos de diversos tamaños.

El caliche, que viene de la pampa, es acumulado en tolvas o buzones de los cuales sale a medida de las necesidades, pesándose automáticamente, en un aparato inscriptor; después pasa a las chancadoras donde es triturado hasta un grado conveniente, cae en un plano inclinado colocado debajo de las chancadoras, y que tiene agujeros, de 3.5 m m. de diámetro, las partes gruesas resbalan sobre el plano inclinado y van a la tolva de los molinos, donde son sometidas a una molienda fina; el caliche molido y que ha pasado por el selector de plano inclinado va a la tolva de los harneros.

Los harneros cilíndricos rotativos o tromels poseen dos tamices concéntricos, el primero o interior, está formado por una plancha metálica perforada con agujeros de 1,50 cm., el tamiz exterior está formado por una tela metálica de 250 mallas por cm<sup>2</sup>; el harnero tiene una cubierta hermética exterior.

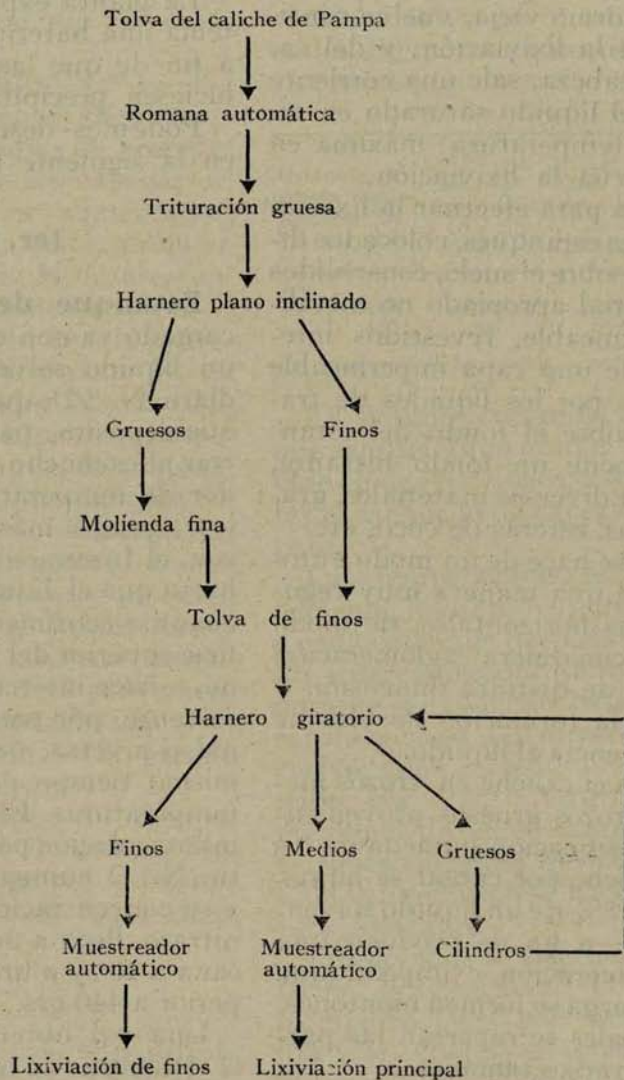
En los harneros se clasifica el cali-

che, en tres tamaños: los finos, que pasan por el tamiz de tela metálica y son extraídos por un transportador especial que los lleva a un depósito para su tratamiento posterior; los medios van a la planta principal de lixiviación y los gruesos pasan por un cilindro y vuelven a la tolva de los harneros.

El diagrama de la trituración es el siguiente:

Es evidente que este diagrama de preparación mecánica puede sufrir modificaciones.

La cantidad de finos que se separa en la preparación mecánica, es variable según la consistencia física del caliche, según los experimentos hechos, la proporción varía de 5% como mínimo a 10% como máximo; en términos medios es 7%.



#### IV. Lixiviación principal

En la lixiviación principal, se tratan los trozos medios que corresponden entre el 90 al 93% del caliche que entra en la preparación mecánica.

El procedimiento de lixiviación empleado es un procedimiento de circulación continua de los líquidos solventes a fin de poder efectuar el intercambio de temperatura entre los líquidos calientes y los líquidos fríos. El agua madre o vieja, vuelve continuamente a la lixiviación, y del cachucho de cabeza, sale una corriente continua del líquido saturado en nitrato a la temperatura máxima en que se efectúa la lixiviación.

Se emplea para efectuar la lixiviación, grandes estanques, colocados directamente sobre el suelo, contruídos de un material apropiado no metálico e impermeable, revestidos interiormente de una capa impermeable e inatacable por los líquidos de tratamiento; sobre el fondo del estanque se dispone un fondo filtrante, formado por diversos materiales, gravas, maderos, esteras de coco, etc.

La carga se hace de un modo automático y de una manera muy regular, en capas horizontales, de modo de evitar cualquiera aglomeración de material de distinta dimensión y de impedir la formación de vías de menor resistencia al líquido.

Se emplea el caliche en trozos medios y los trozos gruesos provenientes de la clasificación húmeda de los finos; el caliche por cargar se humedece con 3 a 8% de un líquido solvente—lavados—a fin de producir una mayor aglomeración e impedir que durante la carga se formen montones, sobre los cuales se repartan las partículas de diversos tamaños.

La lixiviación se efectúa haciendo

pasar el solvente por percolación gravitacional (de arriba a abajo) o en sentido contrario (abajo a arriba), sobre el material sólido inmóvil.

La batería de lixiviación está formada por los siguientes estanques: un estanque de prepare, un estanque de cabeza que corre caldos, un estanque lixivador N.º 1, un estanque lixivador N.º 2, un estanque de cola o de lavado y un estanque en estruje, desripio y carga.

La planta experimental de Cecilia tenía una batería de siete estanques, a fin de que las operaciones no se hiciesen precipitadamente.

Podemos describir la lixiviación, en la siguiente forma:

##### 1er. tiempo

**Estanque de prepare.**—Se ha cargado ya con caliche, se llena con un líquido solvente tibio (Intermediario N.º 2), que viene de un estanque-depósito, pasando antes de entrar al cachucho por un intercambiador de temperaturas, calentado por los líquidos más calientes; se llena con el Intermediario 2 el estanque hasta que el líquido sobresalga unos cuantos centímetros sobre la superficie superior del caliche; una vez lleno, se hace intercircular lentamente el solvente, por percolación gravitacional o inversa, pasando el líquido al mismo tiempo por el cambiador de temperaturas. El calentamiento y la intercirculación permite al Intermediario N.º 2 aumentar su temperatura y su concentración, especialmente en nitrato, llega a una temperatura cercana a 40° y a una concentración superior a 440 grs., de nitrato por litro.

Una vez obtenido ese resultado, el estanque de prepare, pasa a ser estanque de cabeza corre el caldo que

contiene siendo alimentado por líquido proveniente del estanque de cabeza anterior, que pasa a ser I. alimentador, y que tiene un líquido de la concentración del Intermediario 2.º

**Estanque de cabeza.**—Es el estanque que corre caldos.

En el tiempo anterior, ha sido estanque de prepare hasta que su líquido se ha convertido en caldo en la forma ya vista. Es alimentado por el líquido llamado Intermediario N.º 2 que proviene del estanque lixivador N.º 1.

**Estanque lixivador N.º 1.**—Ha pasado por los siguientes tiempos:

1.º tiempo, estanque de prepare; 2.º tiempo estanque de cabeza; 3.º tiempo, estanque 1.er alimentador, que corresponde a la serie, envía su líquido, Intermediario N.º 2, al estanque de cabeza y es alimentado por el líquido Intermediario N.º 1, proveniente del estanque lixivador N.º 2.

**Estanque lixivador N.º 2.**—Ha pasado por los siguientes tiempos:

1.º tiempo, estanque de prepare; 2.º tiempo, estanque de cabeza; 3.º tiempo, estanque 1.er alimentador; 4.º tiempo, que corresponde a esta serie, es segundo alimentador, envía al lixivador N.º 1, el líquido Intermediario N.º 1, y es a su vez alimentado con agua vieja tibia proveniente de la planta de cristalización.

**Estanque de cola.**—Ha pasado por los siguientes tiempos:

1.º Tiempo, prepare; 2.º tiempo, estanque de cabeza; 3.º tiempo, lixivador N.º 1; 4.º tiempo, lixivador N.º 2; 5.º tiempo, está fuera de la serie, en la vados.

turas tibias; entre estanque y estanque existe un intercambiador de temperaturas, que los líquidos atraviesan al salir de un estanque y al entrar al otro, el agua vieja de la última alimentación entra también tibia, pues ha recuperado el calor después de ser enfriada en contracorriente con el líquido que va a cristalizar, y pasa antes de entrar al estanque lixivador N.º 2, por un intercambiador de temperatura.

Las concentraciones de los diferentes líquidos en un mismo momento, en los diferentes estanques fueron las siguientes:

Estanque de cabeza Caldos saturados Nit. por Lit.	1.º Alimentador Intermediario		2.º Alimentador Intermediario		Alimentador exterior Agua Vieja Gr. Nit. por Lit.
	Gr. Nit. por Lit.	Gr. Nit. por Lit.	Gr. Nit. por Lit.	Gr. Nit. por Lit.	
1.º	448	398	343	331	
2.º	440	396	347	335	

El líquido Intermediario N.º 2, que sale del alimentador N.º 1 se divide en dos porciones, a fin de alimentar el cachucho de cabeza y el de prepare.

Las temperaturas se regulan fácilmente, los líquidos entran calientes a cada estanque después de pasar por un intercambiador de temperatura, durante la lixiviación bajan de temperatura a causa del nitrato que se disuelve, salen del estanque y vuelven a pasar por otro intercambiador, aumentando de nuevo su temperatura, y así sucesivamente. Se puede decir que toda la lixiviación se hace a temperatura constante.

Los lavados se efectúan por percolación gravitacional, el líquido de reemplazo llega por la parte superior y se extiende en una napa homogénea sobre el líquido que contiene

Todos los líquidos del circuito de lixiviación, se mantienen a tempera-

el estanque, al mismo tiempo se extrae la misma cantidad del líquido que contiene el estanque por la parte superior; de modo que se hace un desplazamiento lento de un líquido más concentrado por uno más diluido, manteniéndose siempre el estanque lleno con líquido, y el caliche inmergido en él.

Los líquidos de lavado son cinco: el primero desplaza al agua vieja; el segundo desplaza al primero, que ha alcanzado la concentración del agua vieja; el agua vieja y el primer lavado van al sistema de lixiviación como alimentadores exteriores; el tercero desplaza al segundo y forma el 1.º lavador de la operación siguiente y así, sucesivamente, el agua del tiempo es el quinto líquido lavador.

Durante la lixiviación se toman muestras de los líquidos cada cierto tiempo en todo el circuito, se determina rápidamente la cantidad de nitrato que entra y sale con el líquido de cada estanque y en caso de diferencia negativa, se corrige la concentración de los estabilizantes, pues esa diferencia negativa corresponde a una formación de Darapskita.

Concluidos los lavados, el estanque se vacía, se deja estrujar y se desripia mecánicamente.

#### Tiempos de las operaciones.—

Las diversas operaciones que se suceden en un mismo estanque hasta que descarga, se efectúan en los tiempos siguientes:

	Horas
Prepare. ....	3
Corrida de caldo. ....	10
Primera alimentación. ....	10
Segunda alimentación. ....	3

Lavados 1, 2, 3, 4, .....	6
Lavado con agua del tiempo...	1
Estruje y desripio .....	10
TOTAL .....	43

La cantidad de caldo o líquido asaturado que se extrae por estanque es de 4 a 5 veces su volumen; cada 100 toneladas de caliche corriente emplean 25 m<sup>3</sup>. de líquido, que producen un promedio de 120 m<sup>3</sup>. de caldo.

Cabe aquí llamar la atención, que la cantidad de caliche tratado es función solamente del volumen de cada estanque y que es posible lixiviar en estanques de gran capacidad, de 2,000 y más m<sup>3</sup>. de capacidad, que pueden recibir cada uno entre materia sólida y líquida de 3,000 a 4,000 toneladas.

#### V. Tratamiento de los finos.

Conjuntamente con la lixiviación principal, se efectúa el tratamiento de los finos que representan en término medio el 7% que entra en el plantel de elaboración.

Previamente pesados, se mezclan con cantidad determinada de agua vieja tibia en un aparato mezclador continuo, que descarga la pulpa formada en el canal de un clasificador de arrastre; en el clasificador la pulpa se separa en dos porciones: líquido borroso que se lleva a los estanques de decantación y las partes gruesas del material que vuelven a la lixiviación principal.

El líquido borroso se envía a decantar a un estanque de sedimentación, especial, extrayendo continuamente el líquido claro y una borra espesada; el líquido claro y el recogido de la filtración, se distribuye

en los estanques-depósitos de líquido según su concentración en nitrato.

La borra espesada, se lleva a un estanque de filtración, se agita con aire comprimido, a fin de impedir la depositación de las materias sólidas y mediante un filtro el vacío—de elementos verticales tipo Moore—se filtra. Cuando la torta ha adquirido cierta consistencia se lava con una salmuera concentrada, el líquido de lavado ingresa a la lixiviación principal.

La acción de los estabilizantes sobre la permeabilidad de la torta es manifiesta, pues se puede filtrar, formándose cerca de dos centímetros de espesor de la torta sobre la hoja filtrante.

## VI. Recuperación del nitrato de los líquidos de la lixiviación.

La recuperación del nitrato de los líquidos o caldos saturados obtenidos de la lixiviación se hace por cristalización mecánica, enfriando los caldos, en varias etapas sucesivas, primero con líquidos tibios y, por último, con líquidos fríos, enfriados a su vez por enfriamiento artificial.

Los líquidos formados en la lixiviación están concentrados en nitrato y se presentan límpidos, claros, sin materia alguna en suspensión, de un color amarillo. No necesitan ser chullados, ni decantados, salen de un modo continuo de la planta de lixiviación y pasan de un modo continuo a la planta de cristalización.

La cristalización se efectúa en una serie de intercambiadores de temperatura cristalizadores mecánicos, que esencialmente constan de cubas horizontales, de sección superior cuadrangular, terminando con un fondo

de sección trapezoidal; las cubas están tabicadas interiormente formando compartimentos verticales, mediante tabiques dispuestos en chicanas, a fin de hacer recorrer al líquido el mayor camino posible en zig-zag. Dentro de la cuba, hay un eje hueco rotativo, que está dotado de una serie de elementos lenticulares huecos y solidarios del eje, los que interiormente están también tabicados a fin de prolongar la marcha de los líquidos.

Estos aparatos son del dominio público y se encuentran descritos en la Patente chilena N.º 883 (1895) y en los artículos publicados en la revista "**Caliche**"—Volumen III (1921) página 280, Volumen IV (1922) página 467. Son intercambiadores—cristalizadores directos, en que actúan sólo dos líquidos, el líquido por cristalizar en la cuba y el líquido que enfría, en el sistema lenticular interior.

De modo que una corriente lenta de caldo, a la temperatura máxima de la lixiviación, entra en la cuba por un extremo y encuentra superficies metálicas frías, debidas al líquido frío que entra por el extremo opuesto y dentro del sistema lenticular interior y rotativo.

El enfriamiento se efectúa en varias etapas, teniendo cuidado que la caída de temperatura en cada aparato no pase de 10°, a fin de que la cristalización sea lenta, que los cristales no se adhieran a las paredes y que no se formen cristales pequeños, sino suficientemente grandes para que puedan estrujarse fácilmente por centrifugación.

El caldo o líquido saturado entra por la extremidad de la cuba, a la temperatura que proviene de la lixiviación, cercana a 45°, y se enfría en contracorriente, con agua vieja fría,

proveniente de la cristalización, bajando su temperatura a 20°; es enfriado hasta 2°, mediante una salmuera fría a—0° que proviene de la planta de frío artificial, salmuera que vuelve a enfriarse, a la temperatura de 3°.

Los cristales se forman en el seno de la capa líquida, que está siempre en movimiento y agitada aún por la rotación de los elementos lenticulares, de modo que el intercambio de temperatura es muy eficiente, y cae al fondo en una capa líquida más tranquila donde un transportador los arrastra fuera del cristizador.

Los cristales son estrujados mecánicamente en centrífugas apropiadas y ligeramente lavadas en la centrífuga para retirar el residuo de agua vieja.

Posiblemente después se sequen, aprovechando para secarlos, los gases calientes de las calderas de recuperación de los Diesel, que se escapan a temperaturas de 150°.

## VII. Balance del nitrato de elaboración

Como ejemplo de trabajo, podemos dar el siguiente caso:

La elaboración 47 066 Kgrs. de caliche, con 13.76% de nitrato, en el producto seco, o sea 6,400 Kgrs. de nitrato de sodio puro, más 3,360 Kgrs., de finos con ley de 20.20% de nitrato, en el producto seco, o sea 670 Kgrs. de nitrato puro.

El nitrato de sodio puro entrado al sistema fué:

6,400 Kgrs., de nitrato del caliche medio.

670 Kgrs., de nitrato de finos.

---

7,170 Kgrs., en total.

Efectuado el ciclo de elaboración, se analizaron y pesaron los residuos y el producto fabricado, encontrándose las siguientes cifras:

Pérdidas	Nitrato puro
	Kgrs.
Ripios con 1.45% en el producto seco.....	530
Borras con 6.45% en el producto seco.....	185
	<hr/>
Pérdida total....	715

Cantidad extraída en la lixiviación:

7 170—715 = 6 455 Kgrs.  
o sea un rendimiento de 90%.

Los caldos obtenidos depositaron por cristalización 6 377 de salitre con ley de 99.6% en el producto seco, o sea 6 200 Kgrs. de nitrato puro, el rendimiento de la lixiviación y recuperación fué de 89.5%. Estas cifras no son calculadas, sino determinadas experimentalmente pesando y midiendo todos los elementos que entran en el balance.

Sucede a veces que se encuentra más salitre cristalizado colocado y a veces un poco menos; se deben estas anomalías, a la temperatura ambiente que sube o baja algunos grados.

En general, los rendimientos son superiores a las cifras citadas en el balance y llegan fácilmente a 95 y más por ciento.

Como se ha dicho en otra parte, el rendimiento puede llevarse al límite que se quiera, pues la lixiviación y la recuperación del nitrato se regulan a voluntad variando la concentración de las materias estabilizantes y variando la temperatura.



El nitrato de sodio, seco, tiene las siguientes leyes:

	1.º	2.º	3.º
Nitrato de sodio	99.5	97.5	97.8
Cloruro de sodio.....	0.25	1.3	0.33
Sulfato de sodio.....	1.19	0.49	1.9
Materias insolubles.....	no contienen		

La humedad tal como sale de la centrifugación es de 2.1% a 2.6%, pero es evidente que si se deja secar al aire seco o se seca artificialmente con gases calientes perdidos, esa humedad baja a 1.2% que es la humedad mínima del salitre, expuesto al aire.

### Balance de agua

Las pérdidas de agua son reducidas si se las compara con el procedimiento actual; no hay pérdidas por ebullición, las pérdidas por evaporación están reducidas al mínimo, pues los líquidos tibios no se encuentran expuestos al aire, en estanques como las bateas, sino en estanques cerrados y calorifugados; las pérdidas por goteos son las corrientes.

La principal cantidad de agua que se extrae del sistema es llevada por los rípios, el porcentaje de humedad de los rípios depende de la calidad física del caliche y en especial del porcentaje de arcilla; debido a las influencias de las materias estabilizantes, los rípios se presentan porosos, granulados, sin coágulos; los rípios salen con un máximo de 20% de agua y un mínimo de 17%, en términos medios de 18.5%.

Las borras estrujadas al filtro, tienen respecto al rípio, un porcentaje un poco mayor, en término medio 1%. Las medidas directas hechas sobre el consumo de agua han sido de 1.3 m<sup>3</sup>, por tonelada de salitre producido.

### Balance del calor

Hemos visto que por tonelada de salitre fabricado, se dispone de 500,000 calorías kilogramos para la lixiviación y la compensación de las pérdidas por evaporación, radiación y convección.

Para disolver un kilogramo de nitrato en agua es necesario gastar cierta cantidad de calor, que varía según la concentración del líquido en que el nitrato se disuelve. Según Thonsen, el calor de disolución en disoluciones diluídas es de 59.2 Cal. Kgr., Moissan 55, 2 Cal. Kgr., Thompson citado por le Prof. Donnan 35,7 Cal. Kgr. para disoluciones muy concentradas; sin exageración se puede suponer que 50 Cal. Kgr. es un número suficiente para las disoluciones de la concentración que se emplean en el procedimiento Guggenheim; de modo que el calor de disolución por tonelada de salitre será de 50,000 Cal.-Kgr. a los cuales agregaremos otras 50,000 Cal.-Kgr. para subir el calor termométrico de los líquidos a la temperatura de trabajo y para compensar las pérdidas de calor, quedando pues una cantidad de calor sobrante no despreciable. Debemos además recordar, que el sistema Guggenheim es un sistema cíclico o cerrado respecto a los líquidos, los que circulan en contracorriente entre intercambiadores de tempera-

turas, recuperando el calor latente de disolución, en forma de calor latente de cristalización y todos los calores termométricos, sean positivos o negativos. Es evidente, que en este ciclo se producen pérdidas y que las temperaturas positivas y negativas tienden a equilibrarse, pero dada la cantidad de calorías exteriores disponibles, se puede no solamente compensar las pérdidas, sino aún aumentar lentamente las temperaturas de los líquidos de lixiviación, has-

ta llegar a un máximo que será superior a 50°, es decir, hasta que se produzca el equilibrio con las pérdidas por radiación y convección, que como es sabido aumentan progresivamente más que el aumento de la temperatura.

A fin de ser pesimista, se puede suponer que las pérdidas de calor, en el ciclo puedan ser totales,—en la realidad no pasan del 20%—y aun habría calor suficiente exterior para compensarlas.



## LA INDUSTRIA SALITRERA

### Memorándum presentado por el señor I. B. Hobsbawn a la Misión Kemmerer.

Según la Asociación de Productores de Salitre la situación económica de la Industria es tal que se hace absolutamente necesaria una pronta reducción en el precio del salitre para asegurar el porvenir de la Industria Chilena en vista de la seria competencia que el nitrato está experimentando, competencia que se espera sea más severa todavía en el futuro inmediato. Los productores estiman que la reducción en el precio no debiera ser menor de 4/—por quintal métrico con el objeto de obtener los resultados benéficos necesarios, y como los productores no pueden soportar esta reducción sin la ayuda del Fisco, piden una reducción en el derecho de exportación de 2/— por quintal métrico.

El objeto del presente memorándum es el siguiente:

1.º—Demostrar que esta reducción no es necesaria, ni ahora ni en el futuro inmediato.

2.º—Que cuando se hagan necesarias reducciones en la escala de precios, éstas se pueden obtener por medio de la debida reorganización Técnica y Comercial de la Industria, que es la manera que estas reducciones se efectúan en todas las industrias del mundo.

Refiriéndome al primer punto puede asegurarse definitivamente que el consumo de salitre chileno no está disminuyendo a pesar del aumento en la fabricación de productos nitrogenados sintéticos; que no hay signos de que la producción de nitrógenos

en el mundo sea mayor que la demanda, y que la Industria Chilena está vendiendo casi toda su producción posible a precios unitarios de 15 a 20% más altos que todos los otros productos nitrogenados.

Las siguientes cifras muestran la posición relativa de la industria chilena y la producción de nitrógeno en el mundo.

Producción total de nitrógeno en el mundo (inorgánico)		Salitre Chileno	
1909:	517 000 ton. nitgno.	300 000 ton. nitgno.	
1913:	818 000 » »	390 000 » »	
1917:	I 006 000 consumo bélico	392 000 » »	
1920:	I 075 000 ton. nitgno.	500 000 (1) » »	
1923:	975 000 » »	365 000 » »	
1924:	I 073 000 » »	390 000 » »	

### Informe Aikman. Londres, del 1er. semestre de Julio de 1925

Las cifras desde 1909 hasta 1920 han sido tomadas de las declaraciones hechas por el Teniente Coronel A. H. White, profesor en Ann. Arbor, Michigan, ante el Comité de Agricultura y Bosques del Senado de los Estados Unidos, en 1920. La razón del por qué el consumo de salitre chileno no ha seguido el enorme aumento de los otros compuestos inorgánicos nitrogenados, se debe a que la Asociación de Productores ha restringido consistentemente la producción en Chile. La capacidad productora de las plantas construídas se estima en alrededor de 3.000,000 de toneladas de salitre, o 500,000 toneladas de nitrógeno, pero para llegar a obtener esta producción se necesita un aumento de 30% en la mano de obra. (Véase el informe de Mr. Vaughan Scott, Attaché Comercial a la Legación Británica). La restricción en la producción y el mantenimiento de una escala artificial de precios ha sido la

política consistente de la Asociación de Productores.

Tomando del informe semestral de los señores Aikman Ltd., de Junio de 1925, vemos lo siguiente: «El consumo total mundial de nitrógeno sintético y de subproductos alcanzó a 1.073,000 toneladas, contra 975,000 en 1923, o un aumento de 10%. Durante el próximo año la mayor producción de abonos sintéticos no es probable que exceda de 75,000 toneladas de nitrógeno, que puede encontrar mercado sin afectar seriamente la demanda de otros productos».

Un incremento anual de 7½% a 10% en el consumo de fertilizantes inorgánicos nitrogenados, sirvió como base en el testimonio de los expertos del Gobierno de los Estados Unidos en la audiencia ante el Comité de Agricultura y Bosques del Senado de dicho país, en Marzo de 1920. Testimonio del Mayor D. P. Gaillard.

Un incremento de 7½% en las cifras de 1924, permitirá la absorción de unas extra 80,000 toneladas de nitrógeno sintético y al mismo tiempo de 175,000 toneladas de salitre chileno (29,000 toneladas de nitrógeno), o en otras palabras, el salitre chileno podría fácilmente mantener su producción standard de 2.340,000 toneladas del año 1924, a pesar de un aumento en la producción de 110,000 toneladas de nitrógeno sintético, cifra que no es probable que alcancen los productos sintéticos en 1925. La producción británica, que es la que está en el presente en situación de alcanzar la más rápida expansión, tiene una capacidad de 10,000 toneladas por año y la nueva fábrica proyectada en Billingham on Tees, permitirá una producción de 60,000 toneladas anuales dentro de 2 a 3 años, para cuya fecha las necesidades mun-

(1) Estas cifras representan la capacidad productora máxima calculada por el profesor A. H. White.

diales habrán aumentado de 220,000 a 340,000 toneladas de nitrógeno ( $7\frac{1}{2}\%$  por año).

No existe posibilidad de que el salitre chileno pierda su mercado, exceptuando quizás en ciertas localidades donde se produce y se emplea el nitrógeno sintético.

Por consiguiente, se ha perdido el mercado alemán y parece como si también se fuera a perder el británico; el francés y el italiano pueden disminuir un poco, pero como compensación se abren y aumentan otros mercados.

Las necesidades mundiales de nitrógeno no pueden satisfacerse con la producción actual de todas las fuentes, y la expansión de la industria sintética está limitada a los dividendos que las fábricas pueden pagar sobre el capital invertido en ellas. Aparentemente, estos dividendos no son lo bastante satisfactorios en la actualidad, pues a pesar de la garantía del Gobierno Británico de £ 2.000,000 para aumentar la planta de amoníaco y nitrato sintético en Billingham que trabaja con el procedimiento de Brunna Mond, del que se ha dicho que es mucho mejor que el procedimiento alemán, sólo se consiguió colocar un  $63\frac{1}{2}\%$  del capital y el resto,  $36\frac{1}{2}\%$  ha permanecido con los corredores. (Véase la prensa del 26 de Junio de 1925).

Las fábricas alemanas de Leuna y Oppau han sido sumamente privilegiadas, pues su capital ha sido reducido a una cifra insignificante y los costos de producción no están recargados con los intereses de la amortización, etc., los que, bajo otras condiciones, aumentan el costo en más de un  $30\%$ .

Refiriéndose al consumo mundial de salitre en 1924, el informe de Aikman dice: "Estas cifras hay que con-

siderarlas como satisfactorias en vista del aumento en la producción de los artículos que le hacen la competencia en Europa y al hecho que estos artículos se han estado vendiendo a precios que varían entre  $15\%$  y  $20\%$  más baratos que el precio del nitrato.

Es difícil comprender, basándose en estos hechos, cómo puede justificarse una reducción rápida en los precios excepto para evitar la pérdida parcial del mercado europeo. Esta reducción no puede afectar la situación mundial del nitrato, puesto que la producción chilena no podría llegar a los 3.000,000 de toneladas en vista de la escasez de mano de obra y también en vista del cierre obligatorio de muchas oficinas que no podrían hacer frente a una reducción de 2 chelines por quintal métrico en el precio de venta.

Al mismo tiempo, las cifras indican que aun con una diferencia de 15 a  $20\%$  en el precio, el consumo de salitre chileno se mantiene constante, con una tendencia a aumentar. El mundo puede absorber todo el nitrógeno que se produzca.

En los Estados Unidos, el consumo aumenta rápidamente y es en la actualidad mayor de 1.000,000 de toneladas al año, y siempre que se mantenga un precio moderado y estable no hay razón para que el consumo no continúe aumentando hasta el punto de absorber toda la producción chilena. El precio actual en los Estados Unidos se considera moderado por todas las autoridades. El Mayor D. P. Gaillard, calcula un consumo de 138,000 toneladas de nitrógeno en la forma de salitre chileno en 1930 si la planta del Gobierno en Muscle Shoals no funciona. Esto equivale a 1.428,000 toneladas de nitrato y esta cifra está basada en que todas las fuentes

posibles de nitrógeno en los Estados Unidos se desarrollen debidamente y sólo con el aumento normal en el consumo de  $7\frac{1}{2}\%$  al año.

Con una buena propaganda y precios moderados no hay razón para suponer que no se pueda obtener un consumo mayor aún.

El profesor Jacob Lipman, autoridad eminente en los Estados Unidos en Agricultura, calcula el uso posible de nitrógeno en los Estados Unidos entre 3 y 4 millones de toneladas al año, que equivalen a unas 18 a 24 millones de toneladas de salitre. Dicha autoridad dice: "Si el precio del fertilizante fuera lo bastante bajo, no hay casi límite en la práctica a la cantidad que podría usarse con ventaja".

De las importaciones de nitrato a los Estados Unidos, alrededor del 60% se emplea en la agricultura y un 40% en las industrias.

Estos hechos y cifras demuestran conclusivamente que la reducción en precio que contemplan los Productores) no está justificada por el estado actual de la producción y de la demanda mundial de nitrógeno, y que es sólo una medida que los corredores ingleses e intermediarios (que están generalmente afiliados a los productores) consideran necesaria con el objeto de tratar de evitar la próxima disminución en las ventas de salitre en los mercados europeos y para asegurar sus intereses privados y particulares.

Con tal medida la industria chilena no obtendría ningún beneficio, puesto que no podría satisfacer la mayor demanda que se espera la rebaja ocasionaria; y el Gobierno chileno habría sido obligado a hacer un sacrificio completamente innecesario e inútil de £ 2.500,000 por año. (\$ 100.000,000 m/c). Cuando se hace necesario reducir el precio de ven-

ta, esta reducción puede y debe obtenerse por medio de una reorganización técnica y comercial de la industria. Lo primitivo de los métodos que se emplean en la industria chilena son demasiado bien conocidos para que sea necesario describirlos aquí.

No sólo son los métodos que se emplean sumamente ineficientes sino la maquinaria es en su mayor parte anticuada y está en mal estado de reparación; y existe una ausencia completa de control técnico, tanto en lo que se refiere a obtener datos de las operaciones, sino también con respecto a las operaciones mismas.

Para el término medio de las Oficinas sólo se puede considerar como correcta una eficiencia de 50 a 55%, y un caliche con una ley media de 17% es todo lo que se puede explotar económicamente en la generalidad de las Oficinas.

No existe actualmente en la industria del salitre maquinaria en trabajo o maquinaria que se podría emplear en sus operaciones, que no haya sido empleada ya y perfeccionada en casi la totalidad de las industrias del mundo. Sin embargo, la mayoría de los productores no han querido reemplazar la maquinaria vieja y anticuada por maquinaria moderna cuyo empleo reduciría el costo de la mano de obra y del combustible y aumentaría considerablemente la eficiencia del método actual de refinó. Yo calculo que sólo modernizando el sistema actual de explotación, transporte, chancado, carguío, cristalización y de secar el salitre, junto con la producción, uso y control de la fuerza y del vapor, ayudadas por operaciones lógicas en gran escala y con una supervigilancia técnica común SE PODRÍA OBTENER UNA REDUCCIÓN ENTRE 40 Y 50% SOBRE LOS COSTOS

ACTUALES, aun cuando se empleara el sistema actual de refino. (Shanks)

Una reorganización total para que diera estos resultados se podría llevar a cabo dentro de un período de tiempo muy corto y se podría financiar con facilidad por los mismos productores, dedicando una suma igual a aquélla en que proponen reducir el precio de venta, o sea £ 1. — por tonelada con este objeto.

Mientras tanto el nuevo Departamento de Investigaciones Científicas podría continuar sus investigaciones acerca de los problemas generales de la Industria con el objeto de desarrollar nuevos métodos y de mejorar los que ya existen. Ningún resultado podría esperarse de este Departamento en menos de 4 a 6 años.

La Asociación podría efectuar una reducción inmediata en el precio de venta si retirara la protección que extiende a los productores pequeños e ineficientes.

El precio de venta del salitre se fija de tal manera que permita un margen de ganancia a todos los productores, incluyendo los más pequeños e ineficientes.

Estos productores, que tienen plantas pequeñas y mal equipadas o que han explotado la parte más rica de sus terrenos, todavía tienen derecho a una cuota en la producción total y pueden vender y venden su cuota a otros productores. Se han efectuado ventas de cuotas en 1924 y 1925 a precios que varían entre 2 chelines 3 peniques y 2 chelines 8 peniques por quintal métrico de salitre. La cifra de 2 chelines 3 peniques debe considerarse como el MÍNIMO EN QUE ESTÁ INFLADO EL PRECIO DE VENTA DEL SALITRE.

El siguiente cuadro da la distri-

bución de cuotas en 1923 y 1924 y demuestra claramente la artificialidad del precio de venta del salitre en las 146 oficinas que tienen derecho a cuotas:

Número de Oficinas	Porcentaje del número total	Porcentaje de la producción total	Producción total en qq mt
10	6.8	16.3	7.124,600
25	24	36	15.787,200
63	43	40	17.510,192
38	26	7.6	3.210,400

De manera que para proteger el 7.6% de la capacidad productora de la Industria EL PRECIO ESTÁ INFLADO EN UNA CIFRA QUE ES POR LO MENOS IGUAL A 2 CHELINES 3 PENIQUES POR QUINTAL MÉTRICO

Las 10 oficinas producen cada una 50,000 quintales métricos y más mensualmente.

Las 25 oficinas producen cada una 30,000 a 50,000 quintales métricos y más mensualmente.

Las 63 oficinas producen cada una 15,000 a 30,000 quintales métricos y más mensualmente.

Las 38 oficinas producen cada una 1,833 a 15,000 quintales métricos y más mensualmente.

De las 38 oficinas más de los 2/3 no producen nada sino venden sus cuotas. Por consiguiente, los otros productores se benefician con el mayor precio.

Una disminución de £ 1 por tonelada, no significa ningún sacrificio real a los productores excepto la pérdida de las ganancias injustificadas y excesivas que podrían restaurarse de una manera perfectamente justificada por medio de la necesaria reorganización de la parte técnica de la manufactura.

## LA PRODUCCION DE SALITRE Y COBRE EN CHILE

CUADRO COMPARATIVO DE LA PRODUCCION DE COBRE Y SALITRE DE CHILE

AÑO	Valor de la producción del cobre en \$ de 18 d.	Tons.	Cotización del cobre en Londres a 3 meses £ por ton.	Valor de la producción del salitre en \$ de 18 d.	Tons.	Precio del salitre en chelines por qq. español en la costa.
1909	26.520,245	42.726,145	.....	209.407,291	2.110,961	6- 9 1/2
1910	23.944,373	38.231,574	57-19- 1	245.308,812	2.465,415	6-11 5/8
1911	21.773,443	36.419,729	56-10- 5	269.149,504	2.521,023	7- 0 5/12
1912	34.258,614	41.647,148	73-12- 4 3/4	297.372,750	2.585,850	8- 0
1913	31.704,849	42.263,291	68- 1- 3	318.809,210	2.772,254	7-10
1914	31.441,393	44.665,287	59-14- 7	283.285,940	2.463,356	6-11 5/8
1915	44.287,340	52.340,959	73- 5- 5	201.858,465	1.755,291	7- 4/14
1916	89.737,844	71.288,540	112-19- 7	330.875,515	2.912,893	7- 6 1/2
1917	143.512,182	102.526,655	123-10- 0	510.367,506	3.001,032	11- 1 3/4
1918	132.760,586	106.813,684	113-10- 0	500.378,025	2.859,303	11- 9
1919	106.121,567	79.579,873	89- 5 10	247.957,679	1.703,240	9- 8
1920	107.546,811	98.951,942	98-10- 6	473.022,202	2.523,458	13- 8
1921	50.203,657	59.239,341	69-13- 8	363.092,210	1.309,685	17- 0
1922	92.148,668	129.575,144	62-14- 2	146.657,644	1.071,041	21- 0 (1)
1923	137.161,903	182.384,491	66-17-10	262.933,770	1.903,524	20- 3
1924	138.476,370	.....	.....	326.980,972	.....	.....

(1) La cotización de 1922 y 1923 corresponde a quintal métrico.

## PRODUCCION MINERA DE CHILE EN 1925 EN TONELADAS

MESES	Salitre	Carbón	Barras de Cobre
Enero.....	215 986	137 966	15 587
Febrero.....	185 170	118 196	14 672
Marzo.....	205 094	128 187	15 479
Abril.....	180 609	129 854	13 305
Mayo.....	191 442	108 474	13 521
Junio.....	192 924	117 940	13 316
Julio.....	215 414	115 709	13 854
Agosto.....	224 587	109 135	13 825
Septiembre.....	206 745	117 158	14 316
Octubre.....	227 230	115 489	16 653
Noviembre.....	.....	.....	.....
Diciembre.....	.....	.....	.....

SOCIEDAD DE MINAS DE PLATA DE CAY-  
LLOMA

Producción en el año de 1925.

Mes	Minerales Tons.	Plata Onzas	Oro Onzas
Enero.....	61,631	18.091,24	84
Febrero.....	46,828	14.561,64	87
Marzo.....	53,861	16.704,47	70
Abril.....	54,877	16.020,45	69
Mayo.....	65,460	18.437,70	67
Junio.....	54,675	18.616,14	67
Julio.....	50,382	16.896,19	69
Agosto.....	54,683	19.129,68	79
Septiembre.....	66,310	19.171,42	89
Octubre.....	70,850	21.500	116
Noviembre.....	..	..	..
Diciembre.....	..	..	..

## COMPAÑIA MINERA DEL PACIFICO

Producción en el año de 1925

MES	Minera- les Tons.	Ley de cobre %	Costo medio en la mina	Ley Oro Gra nos por Ton.
Enero.....	284	9.3	\$ 33 m/c.	8.5
Febrero.....	342	7.4		5.1
Marzo.....	506	7.3		5.4
Abril.....	265	8.2		6.2
Mayo.....	153)	9.7)		7.8)
».....	87)	4.9		3.5)
Junio.....	85)	10.1)		8.4)
».....	53)	5.9)		4.1)
Julio.....	47)	9.3)		7.2)
».....	20)	5.5		3.5)
Agosto.....	131	10.5		9.-
».....	18	7.1		4.3
Septiembre	131	11.7		9.7
Octubre.....	212	10.5		6.5
Noviembre..	150	8.5		5.3

SOCIEDAD FUNDICION NACIONAL DE  
PLOMO

Producción de 1925 de las minas de Río Torca.

MES	Minerales Tons.	Ley %	Costo por Ton.
Enero.....	200		
Febrero.....	180		
Marzo.....	180		
Abril.....	180		
Mayo.....	80		
Junio.....	50	51%	
Julio.....	50		
Agosto.....	100		
Septiembre.....	150		
Octubre.....	200		
Noviembre.....	200		
Diciembre.....	200		
	1 770		

\$ 88 puesto en la cancha  
de las minas

COMPAÑIA MINERA SAN VICENTE DE BO-  
LIVIA

Producción en el año de 1925.

MES	Mins. Tons.	Ley Ag. D. M.	Concentra- dos Cemen- tos. oz. Ag.	Kilos de cobre
Agosto.....	229	9.81	7.250,9	845,46
».....	583	11.55	14.797,52	1,369,67
Septiembre..	376	12.35	13.019,84	918,53
».....	560	11.88	17.113,59	1.353,98
Octubre.....	426	15.17	18.005,36	1.602,41
».....	527	17.25	22.745,20	1.513,73
Noviembre..	564	17.43	17.542,16	1.222,28
».....	413	16.04	19.929—	1.351,25



## SOCIEDAD CARBONIFERA DE MAFIL

Producción en el año de 1925.

	Toneladas.
Enero.....	5.212,400
Febrero.....	4.906,400
Marzo.....	7.486,400
Abril.....	3.593,600
Mayo.....	4.019,600
Junio.....	3.112,800
Julio.....	4.725,600
Agosto.....	5.598,000
Septiembre.....	5.130,300
Octubre.....	5.552,400
Noviembre.....	5.214,800
Diciembre.....	5.500,000
<b>TOTAL.....</b>	<b>60.052,300</b>

Haciendo un total de poco más de sesenta mil toneladas.

## COMPAÑIA MINERA DE OROURO

Producción de las Minas

1925	Piritas			Pacos	
	Tons.	Estaño %	Plata D. M.	Tons.	Estaño %
Enero.....	1.689	3.4	8.2	976	5.3
Febrero.....	1.095	3.5	7.7	624	5.0
Marzo.....	1.256	3.6	8.5	804	5.5
Abril.....	1.377	4.2	7.8	820	6.1
Mayo.....	1.340	3.9	8.2	844	4.6
Junio.....	1.167	4.7	9.1	460	7.1
Julio.....	1.582	4.0	9.3	543	5.5
Agosto.....	1.036	2.9	9.5	769	5.8
Septiembre.....	1.487	4.4	9.0	903	5.8
Octubre.....	1.526	4.7	9.3	783	5.0

## COMPAÑIA MINERA PORVENIR DE HUANUNI

PRODUCCION DE PLATA, COBRE &amp; ESTAÑO

Desde Enero a Noviembre de 1925

Fecha Mes 1925	Plata Kilos Finos	Cobre Kilos Finos	Estaño Ley 60% Quintales
Enero.....	2.869	9.088	942,67
Febrero.....	1.582	4.170	735,81
Marzo.....	2.493	5.947	913,44
Abril.....	2.278	5.845	885,96
Mayo.....	1.861	7.741	1.003,58
Junio.....	2.100	7.228	981,25
Julio.....	2.181	8.294	1.172,34
Agosto.....	750	4.608	1.017,—
Septiembre.....	1.850	9.384	1.605,—
Octubre.....	2.300	9.087	1.846,—
Noviembre.....	2.060	8.438	1.953,—
<b>SUMA.....</b>	<b>22.324</b>	<b>79.830</b>	<b>13.056,05</b>

## COMPAÑIA MINERA DE OROURO

Producción del Ingenio

1925	Barrilla de Estaño		Sulfuros de Plata		Cementos de cobre y plata		Plata D. M.
	Toneladas	Estaño %	Kgs.	Plata %	Kgs.	Cobre %	
Enero..	112.2	60.2	2.380	42.5	3.220	40.3	58
Febrero..	71.8	59.8	1.582	44.4	3.430	42.0	59
Marzo..	110.0	59.5	2.007	43.8	2.440	38.5	61
Abril....	112.7	60.3	2.276	47.9	4.164	44.0	73
Mayo....	100.1	60.5	2.335	48.6	2.811	47.1	75
Junio....	115.1	60.1	2.299	44.9	2.670	42.0	70
Julio....	99.5	58.7	2.317	46.7	2.710	42.0	97
Agosto..	65.0	57.7	1.411	42.7	2.150	42.0	99
Septiem..	107.4	59.0	2.472	43.0	3.659	50.9	83
Octubre..	120.0	59.5	2.125	52.0	3.810	59.0	93



## LA HIDROMETALURGIA DEL COBRE (1)

POR

WILLIAM E. GREENAWALT

La lixiviación y la precipitación electrolítica del cobre de sus menas se presenta como uno de los procedimientos que más prometen en la metalurgia moderna. Esto se debe a las nuevas condiciones que han hecho prominentes los métodos húmedos de extracción y al hecho que los altos fletes y el costo cada vez mayor del coke tenderán a limitar la fundición a aquellos lugares más favorablemente ubicados. Las grandes distancias a que se puede hoy día transmitir la energía eléctrica y la instalación de centrales hidro-eléctricas, será también una gran ayuda. Tales instalaciones se adoptan muy bien para los sistemas electrolíticos, desde que la carga es constante, y el costo inicial y los gastos de operación de una planta son tan sólo un poco mayores para las 24 horas de trabajo, que para las 10 horas, mientras que, por el contrario, en una planta de vapor el costo aumenta con el tiempo de funcionamiento. Los sistemas de fundición se han perfeccionado, pero sin embargo, la fundición y la conversión por sí solos no entregan un producto terminado para el consumidor, como el que se puede obtener por un método electrolítico. Los procedimientos húmedos están haciendo rápidos progresos.

En los últimos diez años se han perfeccionado y puesto en trabajo gran-

des plantas de lixiviar. Por ejemplo, la planta de Chuquicamata, de la Chile Copper Co., trata 22,000 toneladas de mineral oxidado por día, y su capacidad se ha aumentado hasta tener una producción anual de 225.000,000 de libras de cobre electrolítico (100,000 toneladas métricas) produciendo el metal a un costo menor de 6 centavos por libra. La planta de la New Cornelia Copper Co., de 5,000 toneladas diarias de capacidad, está produciendo más de 30.000,000 de libras (13 mil 600 toneladas métricas) de cobre electrolítico anualmente, a un costo menor que el cobre que se produce en cualquier otro lugar de los Estados Unidos. La planta de lixiviación de Magma, de la Utah Copper Co., de 4,000 toneladas diarias de capacidad, emplea ácido sulfúrico en la lixiviación y precipita el cobre sobre hierro viejo. La Unión Minière du Haut Katanga, en el Congo Belga, ha instalado la primera unidad de una planta de lixiviar y de precipitación electrolítica para el tratamiento de sus minerales oxidados, cuya capacidad se piensa aumentar mucho hasta suplantarlo la planta de hornos de soplete. Las plantas de lixiviar que hay ahora en trabajo tratan únicamente minerales oxidados, pero los métodos que aquí se emplean habrá que modificarlos cuando se traten minerales de baja ley ricos en hierro, o para los minerales de alta ley o los concentrados.

*Métodos de precipitación del cobre*

(1) Traducido y extractado de "Mineral Industry", por F. Benítez.



Chuquicamata. Vista General del Campamento y de la Mina

de las soluciones lixiviantes.—Estos pueden clasificarse como sigue: (1) Los precipitantes químicos, como el hierro, hidrógeno sulfurado o anhídrido sulfuroso; (2) Electrolisis con anodos insolubles.

La precipitación del cobre por medio del hierro es un método favorito para tratar las soluciones que se bontan en las refinерías del cobre y las aguas de las minas, especialmente donde el hierro viejo es abundante.

La desventaja de este método es que el solvente se pierde, y que sólo se obtiene un cobre impuro, de 60 a 80% de ley, que puede contener arsénico, antimonio y bismuto como impurezas. Donde el hierro viejo es escaso, se ha probado el hierro esponjoso, pero aun en este caso los costos de extracción serán altos, debido a la pérdida del solvente ácido. Se puede hacer hierro esponjoso de 85% de ley, pero el 15% que queda tiende a rebajar la ley del cobre precipitado. El hierro esponjoso, por estar finamente dividido, es un precipitante rápido. Por el contrario, no todo el hierro viejo se puede utilizar, y donde es posible, es preferible el hierro estañado. En la solución lixiviadora, cualquier ácido libre o sales férricas hay que neutralizarlas con el consiguiente consumo de hierro metálico. Esto es, en una solución neutra, se necesita como 1 libra de hierro viejo para precipitar 1 libra de cobre; la cantidad teórica es 0,875 libras de hierro por libra de cobre. En las soluciones ácidas de las plantas en que se efectúa la extracción electrolítica, se necesitan alrededor de 2 libras de hierro para precipitar 1 libra de cobre.

*Precipitación con hidrógeno sulfurado.*—Por cada libra de cobre que se precipita de soluciones con sulfa-

tos, se regeneran 1,45 libras de ácido sulfúrico en la solución, que se usa de nuevo. Una precipitación tal es igualmente efectiva bien sea en soluciones ácidas o neutras, pero el hierro férrico hay que reducirlo primero al estado ferroso. El precipitado es voluminoso, y necesita un nuevo tratamiento por resolución y precipitación por electrolisis.

*Precipitación por anhídrido sulfuroso.*—Este método tiene la ventaja que se regenera una gran cantidad de ácido, además del que queda liberado por el cobre y también tiene la ventaja que el cobre precipitado es compacto y puro. Sin embargo, la precipitación del cobre es sólo parcial, y se necesita calor y presión hidrostática para obtener el cobre en forma metálica.

Cuando se emplean precipitantes químicos, en la manera ya descrita, el producto se contamina por algún metal o substancia que se precipita con el cobre, o que está presente en el precipitante, de manera que se necesita refinarlo para obtener cobre comercial. Tampoco se pueden emplear estos precipitantes con soluciones de minerales de alta ley o concentrados. En el tratamiento de un material con alta ley de cobre el producto final tiene que ser cobre electrolítico.



Chuquicamata. Vista General de la Mina

*La electrolisis con anodos insolubles.*—Este es el método ideal de extraer el cobre de las soluciones ácidas, puesto que produce un metal de alta ley, aun con un electrolito impuro. Este cobre es compacto y libre de óxidos u otros materiales ocluidos y, por consiguiente, está en buen estado para fundirlo y moldearlo. El sistema electrolítico puede soportar un alto costo de fuerza motriz. Esto es, con un costo de 1,0 centavos (am.) por kw.-hora, el costo de la deposición sería de 0,8 centavos por libra, y se dispone además de la producción de 2.75 libras de ácido sulfúrico que se podrían emplear en la lixiviación. Las interferencias químicas pueden deberse a sustancias que causen la corrosión rápida de las ánodos, o puede haber presentes sustancias que causen la resolución del cobre o que impidan su deposición en los catodos. Los catodos fabricados de plomo antimonial han dado resultados satisfactorios bajo condiciones ordinarias y se emplean generalmente. Los ánodos de carbono dan resultados satisfactorios con soluciones de cloro. Los ánodos de magnetita son frágiles, y tienen una resistencia alta. Los ánodos de ferrosilicio pueden usarse donde no se puede obtener ánodos de plomo o carbono. En Chuquicamata, Chile, las soluciones contienen nitratos y cloruros, lo que no hace deseable el empleo de los ánodos mencionados, por lo que se construyó un ánodo de cobre, silicio y plomo, casi insoluble y que tiene, además, un sobrevoltaje pequeño. La resolución del cobre depositado en el catodo se debe generalmente a la presencia de sales férricas, nitratos o cloruros, y esta acción es más intensa a temperaturas de 45° C. o más altas. Para mantener la temperatura baja, en Chuquicamata se hace circular el electrolito

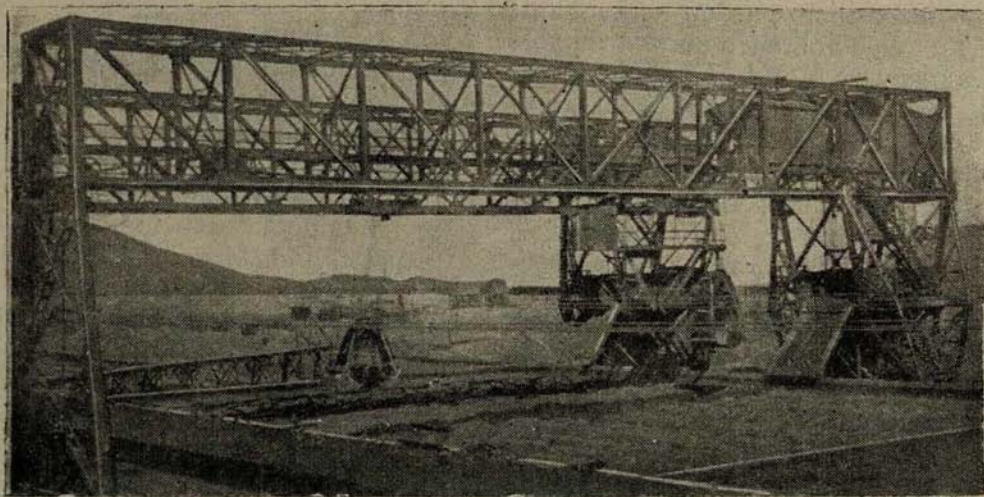
sobre torres refrigeradoras. Debiera tenerse en cuenta que el hierro, cuando está presente en el estado férrico, hay que reducirlo al estado ferroso.

La cal, la alúmina y el zinc en las menas, y el hierro férrico en las soluciones, consumen ácido. La alúmina y el zinc, sin embargo, reducen la acción solvente del hierro férrico en la redisolución del cobre precipitado. De esto se deduce que la aplicación de un procedimiento electrolítico para el tratamiento de menas de cobre depende del costo del ácido por libra de cobre recuperado, de la fuerza motriz para la deposición del cobre y para la regeneración del ácido.

Como procedimiento standard para la lixiviación de las menas de cobre, podemos, por consiguiente, adoptar el sistema de lixiviar con soluciones de sulfatos, seguido por la deposición electrolítica con electrodos insolubles. No hay ningún solvente más barato que el ácido sulfúrico, y la electrolisis produce el cobre en forma ideal, regenerando el ácido y haciendo el procedimiento cíclico o automático. La mayoría de las menas contienen pequeñas cantidades de tierras alcalinas, lo mismo que hierro en forma soluble, y todos estos compuestos consumen ácido. Cuando las tierras alcalinas están combinadas con la sílice, como ganga de una roca ígnea ácida, la pérdida de ácido puede reducirse por medio de una molienda granular, para impedir la producción de muchos finos; teniendo la solución ácida debidamente diluída y acortando la duración del período de lixiviación. También durante la lixiviación, el hierro ferroso se oxida al estado férrico por la oxidación de los ánodos. Este hierro férrico redisuelve el cobre que se ha depositado en el catodo, y el hierro se reduce al mismo tiempo al estado ferroso. Es decir, cuando el ciclo ferro-

férrico, es lo suficientemente energético, y la oxidación del anodo completa, no se deposita cobre, y toda la energía eléctrica que se envía al estanque precipitador se convierte en calor. El calor que se genera de esta manera, calienta el electrolito, que a su vez acelera el ciclo ferro-férrico. Es necesario, por consiguiente, mantener la cantidad de hierro férrico en el electrolito bajo una cierta cantidad crítica, de lo contrario habría resolución. Si no se hacen esfuerzos para enfriar el electrolito, una cantidad tan pequeña como 5 gramos de hierro férrico por litro, tiene un efecto muy marcado, 10 gramos hacen el procedimiento dificultoso y 13 gramos por litro lo hacen improductivo. Si, por el contrario, el hierro férrico se ha reducido primero al estado ferroso, se puede obtener tan buena eficiencia del amperaje como con una solución pura, y aun mejor cuando el porcentaje de hierro ferroso es alto. De todas maneras, el hierro férrico debiera mantenerse en una cantidad no superior a 1 ó 2.5 gramos por litro. Para obtener esta condición se han empleado varios métodos como sigue:

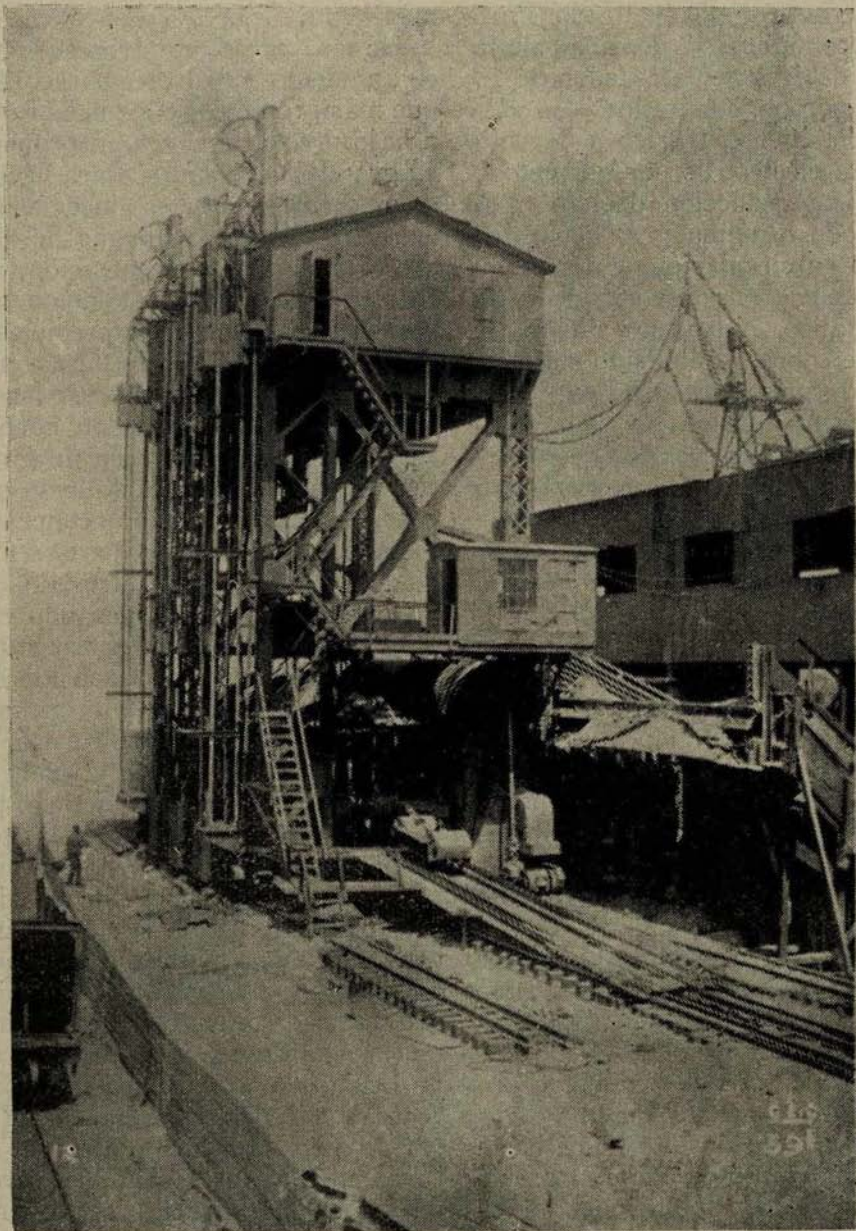
- 1) El uso de un diafragma poroso para impedir que las sales férricas que se forman en el anodo lleguen al cátodo. Pero, la desventaja, es que estos diafragmas aumentan el voltaje en el estanque, obstruyen el manipuleo, la menor rotura los hace ineficientes y son caros;
- 2) Precipitando químicamente el hierro de la solución antes de que ésta vaya al departamento electrolítico. Sin embargo, hasta el presente no se ha encontrado práctico el oxidar y deshidratar el hierro férrico precipitado para hacerlo insoluble en las etapas siguientes del tratamiento;
- 3) Botar periódicamente una parte de la solución, para precipitar el cobre por medio de hierro viejo. Esta es una manera bien común de hacerlo, desde el momento que no solamente se elimina el hierro férrico, sino que también otros ingredientes no deseables. Sin embargo, una completa eliminación por este método no es posible;
- 4) Manteniendo fresco el electrolito, lo que hace más lenta la acción del hierro férrico sobre el cobre precipitado. En Chuquicamata, donde se han empleado anodos de hierro y silíceo hay mucho hierro férrico y ácido nítrico en el elec-



Descargando los rípios de un estanque de lixiviar, Chuquicamata

trolito. Para impedir las altas temperaturas, por consiguiente, se mantuvo la circulación de las soluciones en el departamento electrolítico a una velocidad varias veces superior a la cantidad que circulaba entre los departa-

mentos de lixiviar y de precipitación. Sin embargo, se encontró que era difícil mantener el efluente del estanque a una temperatura inferior a  $35^{\circ}\text{C}$ , la que es necesaria cuando el hierro férrico se acerca a 10 gramos por li-



Chuquicamata, Volcador automático de los carros de mineral

tro. También se emplea una corriente de baja densidad para impedir que la temperatura suba, pero a 30 grados centígrados, y con 10 gramos por litro de hierro férrico, todavía hay redisolución del cobre, de manera que no se gana nada con descender más bajo de 7 amperios por pie cuadrado. Para que sea económico, la densidad de la corriente debiera ser alrededor de 12 amperios por pie cuadrado; y 5) Reduciendo el hierro férrico a ferroso antes de la electrolisis por un método barato. Esta reducción debiera aplicarse a todo o a una gran parte del electrolito en circulación. Una reducción tal puede efectuarse por medio de cobre metálico, hidrógeno sulfurado, sulfuro de cobre o anhídrido sulfuroso. La reducción por medio del cobre metálico está indicada para las soluciones que se botan cuando el cobre es impuro. Sin embargo, no es práctico usar cobre metálico con todo el electrolito. El hidrógeno sulfurado, si se aplica debidamente, puede emplearse directamente. Debido a la acidez del electrolito, el hierro férrico se puede reducir fácilmente al estado ferroso. Se encontró que aplicando el hidrógeno sulfurado en abundancia se reducía un 0.35% de hierro férrico a 0.12% en medio minuto y que también se reducía un poco del cobre a sulfuro de cobre. Hay que botar un poco de electrolito de vez en cuando, debido a las impurezas que se acumulan, y el hidrógeno sulfurado no sólo reduce el hierro férrico sino que precipita las impurezas. También puede aplicarse el hidrógeno sulfurado a las soluciones de lavado, precipitando el cobre como sulfuro y generando una solución de lavado ácida que es deseable para el tratamiento del mineral que se está lixiviando. Las soluciones de lavado obtenidas de esta manera se vuelven más concentradas hasta que se

unen a las soluciones fuertes. La desventaja principal del empleo del hidrógeno sulfurado es su alto costo. Por el contrario, debido a la rapidez de su acción, es un reactivo excelente para completar la reducción empezada con anhídrido sulfuroso, cuya acción es más lenta.

De los varios reactivos reductores, el anhídrido sulfuroso parece ser el que más promete. Se le puede fabricar a bajo precio, bien sea en pequeñas o en grandes cantidades. Para hacer pequeñas cantidades, se puede emplear azufre, obteniendo un gas de mucho efecto y de alta concentración, mientras que para las instalaciones mayores es más conveniente emplear los gases de los tostadores. Las menas concentradas con sulfuros cuando se tuestan con cuidado en un horno del tipo McDougall producen un gas que tiene más de 6% de anhídrido sulfuroso, y una mena o un concentrado tostado que está listo para ser lixiviado. El anhídrido sulfuroso puede aplicarse con ventaja pasando el gas y la solución en contracorriente por torres de absorción, o haciendo llover o atomizando el electrolito en una atmósfera de anhídrido sulfuroso.

La planta de Ajo, de la New Cornelia Copper C.<sup>o</sup>, es un ejemplo típico del empleo en gran escala de las torres de absorción. Debe tenerse en cuenta que donde se emplean las torres de absorción, aun cuando sea en series, la solución ácida pasa rápidamente a través del sistema y, por consiguiente, sólo está en contacto con el anhídrido sulfuroso durante un espacio de tiempo demasiado corto para poderse obtener una reducción perfecta. El pasar otra vez la solución a través de la torre, mejora los resultados, pero todavía el gas disuelto se desprende cuando la solución está caliente, aunque a las temperaturas más altas el

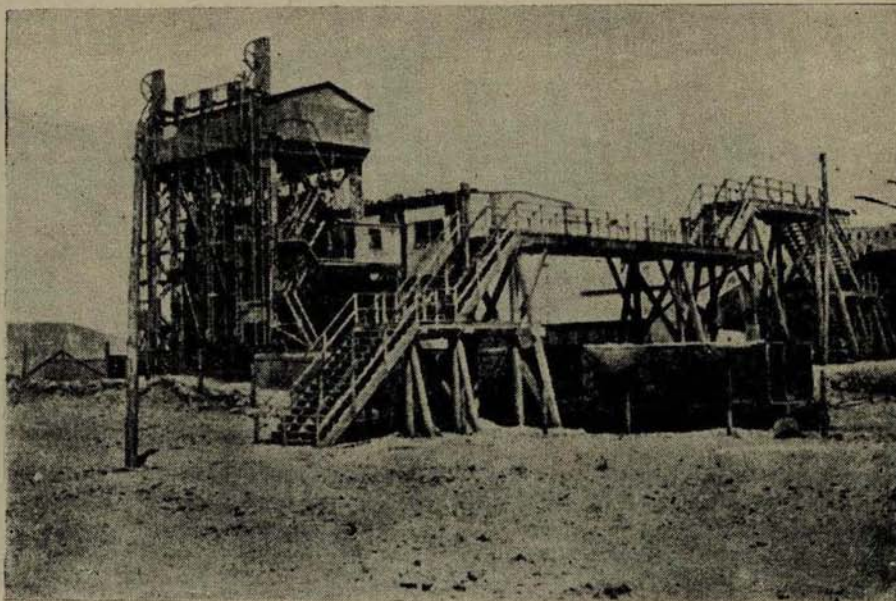


efecto reductor es más activo. El sistema de regado o de lluvia consiste en formar una neblina fina que envuelve la atmósfera de anhídrido sulfuroso y que se mueve a través de un estanque cubierto, como en el sistema de Greenawalt.

Addicks, después de una experimentación cuidadosa llegó a la conclusión que los anodos de carbono duran mucho tiempo si han sido debidamente depolarizados para impedir su desintegración, al electrolizar soluciones de sulfato de cobre que contengan sulfato ferroso, y que bajo las condiciones de trabajo en gran escala se pueden obtener 2.25 libras de cobre por kw. hora. Es posible, también, que los anodos de cobre y silicio sean superiores a los de plomo.

Para la disolución del cobre de las menas, la agitación es preferible a la percolación y se puede obtener una extracción satisfactoria después de unas pocas horas de agitación. Sin embargo, en el caso de emplear la agitación,

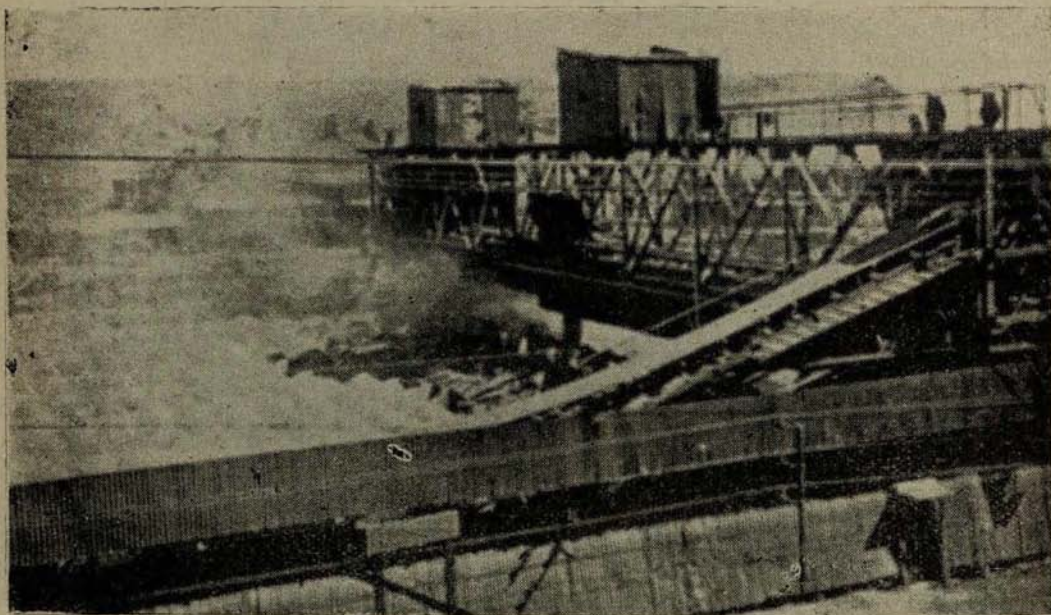
puede ser necesario una molienda más fina. La alúmina, que puede tener un efecto perjudicial cuando se lixivia por agitación, tiene un efecto beneficioso en la electrolisis. Mientras el cobre puede precipitarse con facilidad de soluciones ácidas por medio de hierro viejo, es cuestionable si esta precipitación es completa hasta que el ácido y el hierro férrico hayan sido totalmente neutralizados. Esto se hace en New Cornelia con el objeto de reducir el cobre en el efluente a 0.02%. El cobre puede precipitarse de una solución con 4% de cobre hasta reducirla a 1% obteniendo anodos de gran pureza. La solución que se bota, cuya cantidad es relativamente pequeña, al depositar desde 1 a 0.5%, produce catodos que son relativamente firmes y puros. Cuando la solución contiene sólo 0.5% de cobre los anodos empiezan a perder color y cuando tiene 0.1% el depósito se hace granuloso, impuro y puede caerse del catodo. Este último cobre sólo contiene de 84.5 a 98.5% de



Chuquicamata. Otra vista del volcador automático

cobre. Según aumenta la acidez de la solución, también se hace más difícil reducir el hierro férrico por medio de  $\text{SO}_2$  y, para llevar a cabo una reducción efectiva, la solución debiera ser neutra. Si se desea tener hierro férrico en la solución lixiviante para ayudar a la disolución del cobre, éste puede obtenerse haciendo circular la solución alrededor del reductor o haciéndola pasar a través del último grupo de estanques separando una parte del efluente y transfiriéndolo a los estanques de lixiviación y llevando otra parte al reductor. Se puede obtener cobre de cementación muy puro empleando recortes de hierro estañado, al que se le ha quitado el estaño, como se hace en la mina de la Ohio Copper C.<sup>o</sup> El hierro viejo ordinario no es muy apropiado como precipitante. El hidrógeno sulfurado se puede hacer y emplear sin peligro de envenenamiento cuando el generador ha sido debidamente fabricado y cuando se le manipula debidamente.

Oliver C. Ralston, ha descubierto que el anhídrido sulfuroso, lo mismo que el sulfato ferroso, se oxidan rápidamente en presencia del aire. A estas reacciones se les denomina "reacciones inducidas", en la que uno de los agentes actúa como "promotor" y el otro como "ceptor". El hecho de que es posible que se verifique la oxidación rápida y simultánea de los dos reductores, explica la dificultad que se experimentó en Ajo al reducir las soluciones. Sin embargo, en una torre, la reducción se efectúa más rápidamente que la oxidación, pero en ningún caso es la reducción completa. Si los gases se pasan a través de soluciones con sulfato de hierro, en una máquina de flotación, predomina la reacción oxidante. El aumentar la acidez disminuye la velocidad de la oxidación, pero también se reduce la velocidad de la reducción. Si hay que reducir el hierro férrico, es necesario que el oxígeno atmosférico no esté presente. Empleando anhídrido sulfuroso puro y exclu-



Chuquicamata. Llenando un estanque de 10,000 toneladas de capacidad.

yendo por completo el oxígeno, es posible efectuar una reducción completa.

*Los trabajos de experimentación y las observaciones hechas sobre la práctica, en la planta de Ajo, de la New Cornelia Copper C.º*—Henry A. Toblemann, que dirigió los trabajos en Ajo ha dado los siguientes detalles sobre métodos hidrometalúrgicos:

El procedimiento que se adoptó en Ajo en el Otoño de 1915, consistía de:

1.º) Una lixiviación con ácido sulfúrico y percolación ascendente;

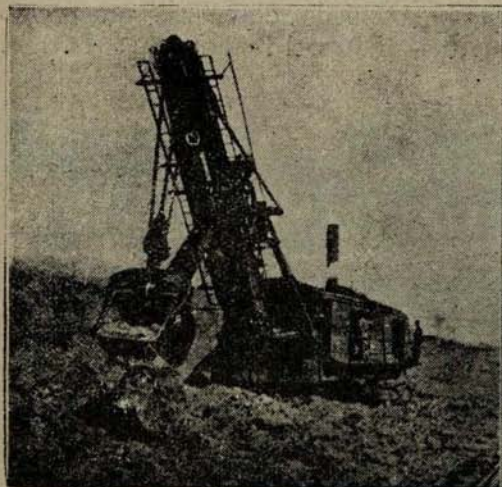
2.º) Reducción del sulfato férrico con anhídrido sulfuroso;

3.º) El empleo de un diafragma de madera (patentado) con una circulación separada del anolito y del catolito; y

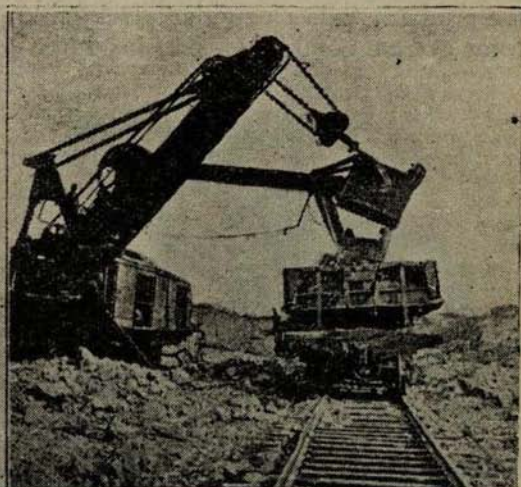
4.º) La devolución del anolito al mineral. Lo macizo del anodo patentado y la dificultad de mantener la circulación del anolito y del catolito, hicieron impracticable el procedimiento. Fueron evidentes, sin embargo, las ventajas de la percolación ascendente y la reducción por anhídrido sulfuroso. Para la reducción, las torres se llenaron primero con coke, y después éste

se reemplazó con pedazos de cuarzo. En la actualidad, las torres se llenan con tablas de 1"×12" colocadas de canto y la corrida inferior a ángulos rectos con la superior. También se emplearon limpiadores (scrubbers), tanto del tipo horizontal como del vertical, pero se encontró que las torres eran más baratas, más fáciles de manipular y de mantener limpias. En Ajo, la solución sólo se reduce una vez por ciclo, desde el momento que la dificultad de reducir el sulfato férrico aumenta con la acidez de la solución, mientras que en las soluciones neutras la reducción es fácil. En Ajo las soluciones que se botan se reducen con hierro viejo, pues se cree que este sistema es más barato que reducir con hidrógeno sulfurado como en el sistema Greenawalt.

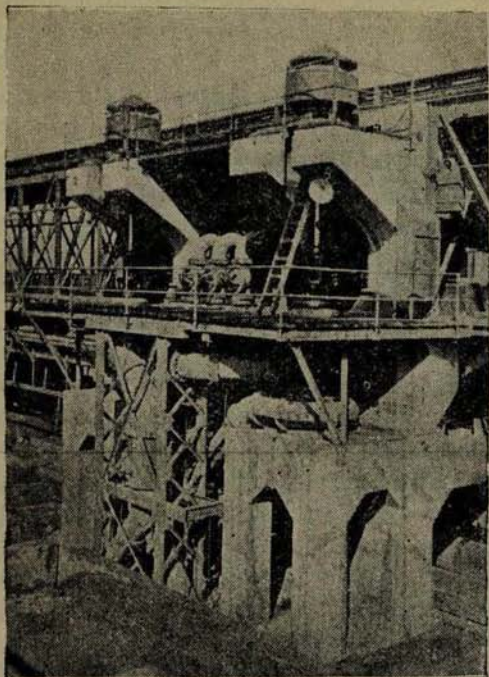
Cuanto más bajo sea el ácido sulfúrico en la solución lixivante, más lenta es la disolución del cobre, como también mayor la cantidad de impurezas que se disuelven. Así, cuando en 1921, se operó la planta de Ajo a la mitad de su capacidad, la lixiviación se hacía con una solución de 1.2% de ácido sul-



Mina "Ajo" New Cornelia Copper C.º. Llenando el capacho de una pala «Osgood»



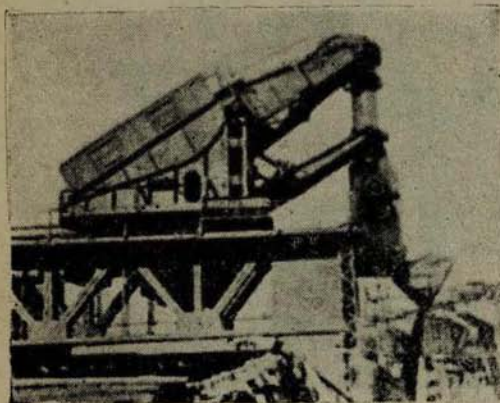
Mina "Ajo" New Cornelia Copper C.º. Vaciano el capacho de una pala «Osgood» a un carro.



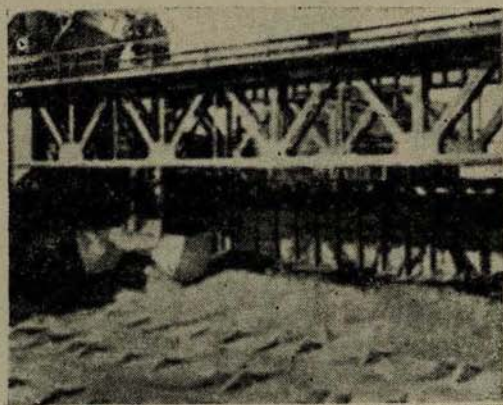
Planta de la New Cornelia Copper Co. Bombas para elevar las soluciones.

fúrico contra 2.4% que se empleaba normalmente. Cuando se trabajó con mayor lentitud de un 40 a un 50% del ácido se neutralizaba con las impurezas contra 10 a 15% cuando se trabajaba a toda capacidad. Del ácido total que se combinaba con las impu-

rezas, el 52% se combinaba con la alúmina, el 32% con el hierro y el 15% con la magnesia, y sólo el 1% con la cal. Además, cuanto mayor fuera la concentración del ácido, mayor era también el consumo de ácido por libra de cobre lixiviado. En la práctica de las refinerías se puede precipitar cobre por medio de hierro viejo en soluciones que contengan 15% de ácido sulfúrico libre. El costo de la fuerza motriz puede calcularse en la mitad del costo total de la precipitación electrolítica. En Ajo se encontró que cuando el cobre en la solución se reducía a 1%, el cobre que se depositaba era quebradizo, mientras que cuando se reducía a 0.5%, el depósito era como musgo y se caía del catodo en masas parecidas al cobre de cementación. Cuanto más concentrado era el anhídrido sulfuroso, mayor era también su poder reductor. Sin embargo, se podía obtener una reducción excelente cuando se empleaba gas que contuviera una cantidad tan reducida como 3% de anhídrido sulfuroso, y si bien es verdad que para obtener un gas concentrado puede ser necesario quemar azufre elemental, este gas también puede obtenerse quemando piratas, que es el reactivo más barato.



Ajo. Excavador automático descargando un estanque



Excavador W.S.M. completando la descarga de un estanque de lixiviar.

Las torres de absorción que se emplean en Ajo y en series han dado buenos resultados. Además, en esta planta durante los últimos tres años de trabajo, las soluciones con hierro férrico que han entrado a la casa de los estanques no han tenido un término medio mayor de 0.05%, y no más de 0.3% cuando salían de la casa de los estanques. En Ajo se emplea cobre de cementación para reducir el hierro férrico, y este cobre se redisuelve en el electrolito. Como un 40% del sulfuro de cobre en el mineral oxidado de Ajo se está recuperando debido a su solución por medio de hierro férrico en la

solución proveniente de los estanques electrolíticos. En las soluciones completamente libres de hierro, es difícil obtener catodos firmes y pulidos y aparentemente se necesita una pequeña cantidad de hierro férrico. La planta de New Cornelia no produce cobre terminado, puesto que los catodos contienen cloro, por lo que es necesario fundir el cobre. Con hierro viejo puro obtenido de extraer el estaño al hierro estañado, se puede obtener cobre de cementación con más de 90% en su pureza, como se ha demostrado en el trabajo reciente de la Ohio Copper C.º



## SECCION CONSULTAS

**Pregunta:** ¿Qué títulos otorgan las Escuelas de Minería de La Serena y Copiapó y la Escuela Industrial del Salitre de Antofagasta?

**Respuesta:** Escuela de La Serena. Por Decreto N.º 491 del Ministerio de Industria y Obras Públicas, de 5 de Marzo de 1916; otorga el título de "Conductores de trabajos mineros y beneficiadores de minerales".

Escuela de Copiapó. Decreto N.º 663, del Ministerio de Industria y Obras Públicas, de 26 de Mayo de 1916, denomina a las Escuelas con el nombre de Escuelas Secundarias de Minería y les hace extensivos a la Escuela de Copiapó los mismos títulos que a La Serena, o sea "Conductores de trabajos mineros y beneficiadores de minerales".

Escuela de Iquique. Decreto N.º 818, del Ministerio de Industria y Obras Públicas, de 18 de Junio de 1918. El curso consta de 5 años de estudios y al final se otorga el título de "Técnicos salitreros", pero los que salgan al 4.º año reciben el título de "Conductores de salitreras". Esta Escuela fué suprimida por Decreto N.º 1,144, de 17 de Noviembre de 1925, del Ministerio de Agricultura, Industria y Comercio.

Escuela de Antofagasta. Por Decreto N.º 1,445, del Ministerio de Industria y Obras Públicas, de 4 de Septiembre de 1918, esta Escuela otorga los mismos títulos y en las mismas condiciones que la de Iquique.

**Pregunta:** Cotizaciones para minerales de Bismuto con sus respectivas escalas.

**Respuesta:** Engineering and Mining Journal Press, no da cotizaciones para minerales de Bismuto, sino para el metal, en cantidades, f. o. b. en Nueva York. Para el mes de Diciembre pasado la cotización era de 3.25 a 3.30 dólares la libra. En Londres el precio es de 12 s. 6 d. la libra. El único comprador en Chile que se interesó por el mineral que usted desea vender fué la firma Sali Hochschild, Casilla 2865, Santiago, quienes se sirvieron contestar a nuestra carta como sigue:

"Tengo que manifestarles que no puedo dar cotización sin conocer un ensaye completo de ambos minerales. Además, necesito saber la producción mensual aproximada y en qué puerto y bajo qué condiciones se entregaría.

"Como se trata de minerales relativamente raros, recomendaría que la persona interesada me mandara unos 10 kilos de cada clase para ver dónde se puede vender mejor. También aceptaría mayor cantidad, pero solamente a título de "consignación".

Los minerales de bismuto no pagan derechos de exportación.

Las últimas cotizaciones del cobalto son como sigue:

96 a 98% 2.50 dólares por libra.  
Oxido negro, 70% 2.20 dólares.  
Oxido gris, 75% 2.35 dólares. La revista ya citada tampoco cotiza minerales de las leyes que usted menciona.

**Pregunta:** ¿Produce Chile Kryolita o Beauxita?

**Respuesta:** Chile no lo produce, no exportando, por consiguiente, kryolita ni beauxita.



## ESTADISTICA DE METALES

**Precio medio mensual de los metales:**

### PLATA

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	63.447	68.447	33.549	32.197
Febrero.....	64.359	68.472	33.565	32.245
Marzo.....	63.957	67.808	33.483	31.935
Abril.....	64.139	66.899	33.065	31.372
Mayo.....	65.524	67.580	33.870	31.276
Junio.....	66.690	69.106	34.758	31.863
Julio.....	67.159	69.442	34.509	31.954
Agosto.....	68.519	70.240	34.213	32.268
Septiembre.....	69.350	71.570	34.832	32.983
Octubre.....	70.827	71.106	35.387	32.927
Noviembre.....	69.299	69.223	33.775	32.115
Diciembre.....	68.096	..	32.620	..
Año término medio.....	66.781	..	33.969	..

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera.  
Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

## COBRE:

	Nueva York Electrolítico		Standard		Londres Electrolítico	
	1924	1925	1924	1925	1924	1925
Enero.....	12.401	14.709	61.273	66.065	67.193	70.607
Febrero.....	12.708	14.463	63.113	64.713	68.167	69.525
Marzo.....	13.515	14.004	66.137	62.892	72.087	67.739
Abril.....	13.206	13.252	64.338	60.575	70.150	64.194
Mayo.....	12.772	13.347	62.006	60.131	67.648	63.560
Junio.....	12.327	13.399	61.375	59.899	66.313	63.369
Julio.....	12.390	13.946	61.652	61.467	65.815	65.750
Agosto.....	13.221	14.490	63.481	62.393	67.800	68.169
Septiembre...	12.917	14.376	62.750	61.886	67.125	67.693
Octubre.....	12.933	14.300	62.641	61.677	66.620	67.523
Noviembre...	13.635	14.353	63.731	61.280	68.063	67.893
Diciembre...	14.260	..	65.295	..	69.762	..
Año.....	13.024	..	63.149	..	68.062	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## PLOMO:

	Nueva York		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	5.972	10.169	31.528	41.443
Febrero.....	8.554	9.428	34.589	37.944
Marzo.....	9.013	8.914	37.161	36.804
Abril.....	8.263	8.005	32.819	32.791
Mayo.....	7.269	7.985	29.426	32.283
Junio.....	7.020	8.321	32.138	33.479
Julio.....	7.117	8.151	32.916	34.698
Agosto.....	7.827	9.192	32.728	38.188
Septiembre...	8.000	9.508	33.023	38.884
Octubre.....	8.235	9.513	35.715	39.017
Noviembre...	8.689	9.739	39.425	36.872
Diciembre...	9.207	..	41.583	..
Año.....	8.097	..	34.421	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ESTAÑO:

	Nueva York		Straits		Londres	
	99%	1924	1925	1924	1925	1924
Enero.....	48.250	57.692	48.750	58.250	246.790	265.560
Febrero.....	52.772	56.517	53.272	57.068	272.399	262.181
Marzo.....	54.370	53.038	54.870	53.733	277.429	245.682
Abril.....	49.457	51.380	49.957	52.135	250.863	237.006
Mayo.....	43.611	53.675	44.111	54.620	218.511	245.476
Junio.....	42.265	54.885	42.765	55.957	219.219	252.476
Julio.....	45.750	56.683	46.250	58.014	233.332	258.435
Agosto.....	51.409	56.649	51.909	58.190	254.638	258.538
Septiembre...	48.595	56.405	49.095	58.247	243.511	259.182
Octubre.....	50.038	60.462	50.538	62.274	248.543	277.772
Noviembre...	53.848	62.136	54.348	63.304	257.738	284.506
Diciembre...	55.721	..	56.245	..	261.875	..
Año.....	49.674	..	50.176	..	248.737	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ZINC:

	St. Louis		Londres	
	1924	1925	1924	1925
Enero.....	6.426	7.738	34.761	37.917
Febrero.....	6.756	7.480	36.518	36.528
Marzo.....	6.488	7.319	35.298	35.741
Abril.....	6.121	6.985	32.588	34.644
Mayo.....	5.793	6.951	30.648	34.223
Junio.....	5.792	6.990	31.788	..
Julio.....	5.898	7.206	32.193	34.511
Agosto.....	6.175	7.576	32.544	36.219
Septiembre.....	6.181	7.753	32.926	36.719
Octubre.....	6.324	8.282	33.514	38.656
Noviembre.....	6.796	8.614	35.022	38.304
Diciembre.....	7.374	..	36.932	..
Año.....	6.344	..	33.728	..

Cotización de San Louis, centavos. por lb.—Londres, £ por ton. de 2,240 lbs.



## COTIZACIONES

### PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

LAS COTIZACIONES DE LOS PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS LAS DEBEMOS A LA AMABILIDAD DE LAS PRINCIPALES CASAS IMPORTADORAS DE ESTOS ARTÍCULOS EN CHILE. EL «Boletín Minero» TENDRÁ SUMO AGRADO EN PONER EN COMUNICACIÓN AL SUBSCRIPTOR QUE ASÍ LO SOLICITE CON AQUELLA CASA QUE COTICE PRECIOS DE ARTÍCULOS POR ÉL NECESITADOS.

#### Explosivos

##### ARGLONITA:

El cajón, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos. . . . . \$ 110.— m/cte

##### GELIGNITA DE 51%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante"..... £ 2-19-0

##### GELIGNITA DE 34%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante". . . . . £ 2-12-)

##### CHEDITE, EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD DE 80%

El cajón de 25 kilos netos, en Batuco..... \$ 40.— oro.

##### DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$ 130.— m/cte.

El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso..... £ 3-0-7

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... £ 3-0-7

##### DINAMITA DE 60%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.. \$ 153.— m/cte.



El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-8-3
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	>	3-8-3
FULMINANTES N.º 3:		
El mil, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.....	£	2-10-9
FULMINANTES N.º 6:		
Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	\$	135.— m/cte.
Los mil fulminantes, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	3-2-2
Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.....	>	3-2-2
Los mil fulminantes, en Valparaíso.....	£	3-9-0
El ciento en Nos.....	\$	17.— m/cte.
FULMINANTES N.º 8:		
El mil, puesto en Batuco.....	\$	40.— oro
FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:		
El mil en Valparaíso, marca "Tronador".....	\$	688.— m/cte.
El mil en Valparaíso, marca "Novel".....	£	15-19-11
El mil en Valparaíso, marca "Tronador".....	>	15-19-11
El mil en Valparaíso.....	>	16-15-0
FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 8:		
El mil, en Batuco, guía de 1 metro.....	\$	150.— oro
El mil, en Batuco, guía de 1.50 metro.....	\$	165.— oro
FULMINANTES ELÉCTRICOS; (ALAMBRES PARA)		
El rollo de 500', marca "Tronador", en Valparaíso.....	\$	97.— m/cte.
El rollo de 500' Duplex N.º 14.....	£	2-5-0
GELIGNITA DE 42%:		
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	\$	140.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	>	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso..	>	2-16-0
GELIGNITA DE 62%:		
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	\$	165.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso.....	£	3-15-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso..	>	3-15-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso....	>	3- 2 -0
GUÍAS ORDINARIAS:		
Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso.....	\$	40.— m/cte.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso.....	£	0-18-0
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso.....	>	0-18-0
Los 15 pies, rollo en Valparaíso.....	\$	0.19 oro
Los 50 pies, rollo en Nos.....	\$	4.— m/cte.
GUÍAS PARA AGUA:		
Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso.....	\$	60.— m/cte.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso.....	£	1-5-3
Los 10 metros, rollo gutta-percha, impermeable, en Batuco.....	\$	0.70 oro
Los 10 metros, rollo, alquitranada, triple tejido en Batuco.....	\$	0.50 oro.
Los 50 pies rollo, en Valparaíso.....	\$	0.90 oro
Máquinas explotadoras eléctricas para 3-5 tiros, cada una, Batuco..	\$	45.— oro
Máquinas explotadoras eléctricas, para 15-20 minas, en Batuco.....	\$	70.— oro
PÓLVORA NEGRA:		
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.....	\$	56.— m/cte.
El quintal en Nos (según cantidad).....	\$	54 a \$ 56 m/cte.

## Lubricantes

## ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El cajón, en Santiago.....	\$	69.— m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	\$	1.90 oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	>	2.50 oro.

## ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos y cilindro):

El cajón de 2/5 galones c/u en Santiago marca «Intermaco».....	\$	13.00 oro Amer.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	1.70 oro. Chil.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	>	2.75 oro.

## ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	25.— oro.
El cajón de 2/5 galones, c/u en Santiago, marca «Intermaco».....	\$	12.00 oro Amer.

## ACEITE PARA COMPRESORAS DE AIRE:

En tambores de 50 galones, el galón en Santiago, marca «Intermaco»	>	\$ 0.70 oro Amer.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil".....	>	1.90 oro. Chil.
El cajón, en Santiago.....	\$	72.— m/cte.

## GRASA LÍQUIDA PARA PERFORADORAS «LEYNER», ETC.:

En tambores de 55 galones el galón en Santiago.....	\$	1.20 oro Amer.
---	----	----------------

## ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.....	\$	1.30 oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	1.30 oro.

## ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.....	\$	78.— m/cte.
El litro, en Santiago.....	>	1.75 m/cte.
Aceite mineral "Colza", Standard Oil, el cajón.....	\$	17.— oro

## GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos	\$	0.84 oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	0.85 oro.
El kilogramo, en Santiago.....	\$	3.40 oro

## GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.....	\$	12.75 oro.
El barril, marca "Standard Oil", en Valparaíso.....	>	16.00 oro.
El barril, de 40 kilos, en Santiago.....	\$	56.— m/cte.

## Pinturas

## ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cónдор", en Santiago.....	\$	93.— m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago.....	>	27.75 oro
Tambor de 22 kilos en Santiago, nacional, garantido.....	\$	90.— m/cte,
El tarro de 6 galones, marca "Rayo", en Valparaíso.....	\$	30.— oro

## AGUARRÁS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.....	\$	45.— oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago.....	>	43.— oro.
El cajón, en Santiago, marca "Arbolito".....	\$	170.— m/cte.
Substituto de aguarrás, el cajón en Santiago.....	\$	110.— m/cte.

## AZARCÓN:

El kilo, en Santiago, puro alemán.....	\$	2.50 m/cte.
El quintal en Valparaíso, importado marca "Sohoen", de primera clase.....	\$	40.— oro

## PINTURA BLANCA DE PLOMO

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.— oro.
---	----	-----------

## PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.— oro.
El quintal, marca "Aconcagua", AAAA en Santiago.....	>	37.— oro.
Tarro de 10½ kilogramos, en Santiago, importado y garantido.....	\$	35 y \$ 42.50 m/cte.

## Maderas

## ÁLAMO EN BRUTO:

Tablas ½×5×4 varas.....	\$	1.10 cada una
Tablas ¾×6×4 varas.....	>	1.60 cada una
Tablas 1×7×4 varas.....	>	2.20 cada una
Tablas 1½×9×4 varas.....	>	4.— cada una
Tablas 2×10×4 varas.....	>	5.— cada una
Cuartones 3×4×4 varas.....	>	2.40 cada uno
Cuartones 4×4×4 varas.....	>	3.— cada uno
Viguetas de 6 varas.....	>	4.50 cada una
Vigas de 8 varas.....	>	5.50 cada una

## LUMA:

10/12'×6 varas.....	\$	4.— cada una
12/14'×6 varas.....	>	6.— cada una
14/16'×6 varas.....	>	8.— cada una
16/18'×6 varas.....	>	11.50 cada una
18/20'×6 varas.....	>	14.— cada una
Pértigos de 9 varas.....	>	36.— cada uno
Pértigos de 8 varas.....	>	29.— cada uno

## PINO OREGÓN:

Cualquier dimensión hasta 6×6" y 32' de largo.....	\$	0.95 pie cuadr.
Dimensiones superiores.....	>	1.— pie cuadr.

## PINO ARAUCARIA:

Cualquier dimensión.....	\$	0.65 pie cuadr.
--------------------------	----	-----------------

## ROBLE:

Cualquier dimensión, por 4½ y 5 varas.....	\$	0.34 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 6 varas.....	>	0.36 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 6 y 7 metros.....	>	0.43 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 8-9 y 10 metros.....	>	0.46 pie cuadr.

## Productos Químicos

## ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.....	\$	5.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	4.— m/cte. kilo

## ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.....	\$	6.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	5.— m/cte. kilo

## ÁCIDO SULFÚRICO PURO, ESPECIAL PARA ANÁLISIS, DE 66° Bé:

Hasta 30 kilos, en Santiago.....	\$	6.— m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	5.— m/cte. kilo

## ALQUITRÁN MINERAL:

El litro, en Valparaíso, tambor de 200 litros..... \$ 0.40 m/cte.

## AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, hasta 100 litros..... \$ 1.80 m/cte. litr.  
 De 20°, hasta 100 litros..... > 2.05 m/cte. litr.  
 De 22°, hasta 100 litros..... > 2.30 m/cte. litr.  
 De 25°, hasta 100 litros..... > 2.70 m/cte. litr.

## AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, en partidas mayores de 100 litros..... \$ 1.70 m/cte. litr.  
 De 20°, en partidas mayores de 100 litros..... > 1.90 m/cte. litr.  
 De 22°, en partidas mayores de 100 litros..... > 2.10 m/cte. litr.  
 De 25°, en partidas mayores de 100 litros..... > 2.40 m/cte. litr.

## CREOSOTA:

El litro, en Valparaíso, en tambor de 200 litros..... \$ 1.10 m/cte.

## CARBURO DE CALCIO:

El tambor, en Valparaíso..... \$ 29.— oro  
 El tambor, en Santiago, de 100 kilos suizo y alemán..... \$ 97.— m/cte.

## SODA CÁUSTICA:

El kilo, en Santiago..... \$ 9.36 oro

## Varios

## ACERO PARA MINAS:

Ochavado de 7/8", el kilo en Santiago..... \$ 0.50 oro Chil.  
 Redondo de 7/8", el kilo en Santiago..... > 0.50 oro Chil.  
 Hexagonal hueco de 7/8", el kilo en Santiago..... > 1.00 oro Chil.  
 Redondo de 1 3/8", el kilo en Santiago..... > 0.50 oro Chil.  
 Redondo hueco de 1 1/4", el kilo en Santiago..... > 0.30 oro Amer.  
 Cruciforme de 1 1/4", el kilo en Santiago..... > 0.24 oro Amer.

## ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE 7/8":

El quintal, en Valparaíso, de 46 kilos..... \$ 36.— oro.  
 Acero para barreno, de 7/8 y 1" el kilo, en Santiago..... \$ 2.20 m/cte.  
 Acero hexagonal para brocas, de 7/8" sólido y hueco en Santiago.. \$ 2.20 m/cte.  
 Cable de acero de 1/4", el metro, en Santiago..... \$ 2.00 m/cte.  
 Cable de acero de 3/8"..... \$ 3.20 m/cte.  
 Cable de acero de 1/2"..... \$ 4.50 m/cte.  
 Cable de acero de 5/8"..... \$ 5.80 m/cte.  
 Cable de acero de 3/4"..... \$ 7.80 m/cte.  
 Cable de acero de 1"..... \$ 9.60 m/cte.

Cable de manila de  $\left\{ \begin{array}{l} -1/4"- \\ -3/8"- \\ -1/2"- \\ -5/8"- \\ -3/4"- \\ -1"- \end{array} \right.$  El quintal de 46 kilos, en Valparaíso } \$ 77.— oro

## CABLE DE ACERO:

De 5/16" 8×19 alambres, el metro en Santiago..... \$ 1.00 oro Chile  
 De 1/2" 6×7 alambres, el metro en Santiago..... > 0.80 oro Chile  
 De 1/2" 6×19 alambres, el metro en Santiago..... > 1.10 oro Chile  
 De 5/8" 6×7 alambres, el metro en Santiago..... > 1.20 oro Chile

## CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Valparaíso, de 1/2"..... \$ 0.56 oro  
 El metro, en Valparaíso, de 3/4"..... \$ 0.85 oro  
 El metro, en Valparaíso, de 1"..... \$ 1.14 oro

El metro, en Valparaíso, de 1½"	\$	2.10 oro
El metro, en Valparaíso, de 2"	\$	2.90 oro
El metro, en Valparaíso, de 2½"	\$	4.40 oro
El metro, en Valparaíso, de 3"	\$	5.30 oro

## CAÑERÍA PARA AGUA, DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago, de 1/2"	\$	2.— m/cte.
El metro, en Santiago, de 3/4"	\$	2.60 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1"	\$	3.50 m/cte.
El metro, en Santiago, de 1½"	\$	6.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2"	\$	8.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 2½"	\$	13.30 m/cte.
El metro, en Santiago, de 3"	\$	15.20 m/cte.
Carros mineros, cada uno	\$	250.— oro

## CEMENTO NACIONAL:

El saco, marca "El Melón", en Santiago	\$	12.— m/cte.
--	----	-------------

## CEMENTO EXTRANJERO:

El barril, en Valparaíso	\$	11.25
--------------------------	----	-------

## CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, en Valparaíso	\$	49.— m/cte.
-------------------------	----	-------------

## CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS:

El ciento, en Valparaíso, a bordo		62.— oro
-----------------------------------	--	----------

CORREA BALATA de 2"×3 pliegues, el metro, en Santiago	\$	5.40 m/cte.
» » » 3"×3 » el metro, en Santiago	\$	8.— m/cte.
» » » 4"×4 » el metro, en Santiago	\$	14.60 m/cte.
» » » 6"×5 » el metro, en Santiago	\$	28.90 m/cte.

## CORREA BALATA:

2"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	\$	0.80 oro Amer.
2 1/2"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	1.00 oro Amer.
3"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	1.20 oro Amer.
3 1/2"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	1.40 oro Amer.
4"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	1.60 oro Amer.
5"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	2.20 oro Amer.
6"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	3.20 oro Amer.
8"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	5.00 oro Amer.
10"	marca «Rublata»	el metro en Santiago	>	6.30 oro Amer.

CORREA DE CUERO DE 2"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	6.— m/cte.
" " " 3"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	9.— m/cte.
" " " 4"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	13.20 m/cte.
" " " 6"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	21.60 m/cte.
" " " 8"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	28.80 m/cte.
" " " 10"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	36.— m/cte.
" " " 12"	el metro, en Santiago, marca "Sun"	\$	43.20 m/cte.

2"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	1.50 oro Amer.
2 1/2"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	1.875 oro Amer.
3"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	2.25 oro Amer.
4"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	3.00 oro Amer.
5"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	3.75 oro Amer.
6"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	4.50 oro Amer.
8"	marca «Duxbak»	el metro en Santiago	\$	9.00 oro Amer.

2"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	1.00 oro Amer.
2 1/2"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	1.25 oro Amer.
3"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	1.50 oro Amer.
4"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	2.00 oro Amer.
5"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	2.50 oro Amer.
6"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	3.00 oro Amer.
8"	marca «Schieren»	el metro en Santiago	\$	4.00 oro Amer.

2"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 0.90	oro Amer.
2 1/2"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 1.125	oro Amer.
3"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 1.35	oro Amer.
4"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 1.80	oro Amer.
5"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 2.25	oro Amer.
6"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 2.70	oro Amer.
8"	marca «Intermaco»	el metro en Santiago. ....	\$ 3.60	oro Amer.
CÓRREAS SUELA "CÓNDOR", DE 2", el metro en Valparaíso o Santia-				
		go. ....	\$ 3.20	oro
Correa de suela "Cóndor", de 3", el metro, en Valparaíso o Santia-				
		go. ....	\$ 4.80	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 4", el metro en Valparaíso o Santia-				
		go. ....	\$ 6.40	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 6", el metro, en Valparaíso o Santia-				
		go. ....	\$ 9.60	oro
Correa de suela, "Cóndor", de 8", el metro, en Valparaíso o Santia-				
		go. ....	\$ 12.80	oro
Hierro galvanizado para techos, nacional, el quintal de 46 kilos, en Val-				
		paraíso. ....	\$ 21.—	oro
Hierro galvanizado para techo, extranjero, el quintal de 46 kilos, en Val-				
		paraíso. ....	\$ 22.—	oro
Hierro en planchas, el kilo, en Santiago. ....				
			\$ 0.70 a \$ 0.90	m/cte.
Hierro redondo, el kilo, en Valparaíso. ....				
			\$ 0.17	oro.
Hierro redondo, el kilo, en Santiago, según dimensiones y cantidad. \$ 0.55 a \$ 0.75 m/cte.				

## HILACHAS DE ALGODÓN:

El kilo, en Santiago, según calidad. ....	\$ 4 a \$ 6.—	m/cte.
El quintal, importadas, blancas, en Valparaíso. ....	\$ 70.—	oro
El paquete, nacionales, de color, en Santiago. ....	\$ 2.90	m/cte.
Lámparas patentadas de seguridad para minas, cada una, en Batuco. . .	\$ 6.50	oro
Mangueras reforzadas para aire de 3/4, el metro, en Santiago. ....	\$ 5.—	oro
Mangueras reforzadas para aire, de 1", el metro en Santiago. ....	\$ 6.60	oro
Palas con mango, marca "Excelsior", punta huevo, docena, en Valparaíso. ....	\$ 65.—	oro
Palas sin mango, marca "Mono", legítimas, por docenas, en Valparaíso. ....	\$ 45.—	oro
Pernos para eclisas, según dimensiones y cantidades. El ciento, puesto a		
bordo, en Valparaíso. ....		
	\$ 9.—	oro
Rieles de 4½ kilos, el metro, en Valparaíso. ....		
	\$ 0.90	oro
Rieles de 5 y 5½. ....		
	\$ 1.—	oro
Rieles de 7. ....		
	\$ 1.50	oro

## MÁQUINAS «CLIPPER» PARA UNIR CORREAS:

N.º 3, cada una en Santiago. ....	\$ 85.00	oro Chil.
N.º 1, cada una en Santiago. ....	\$ 35.00	oro Chil.
N.º 0, cada una en Santiago. ....	\$ 20.00	oro Chil.

## GANCHOS "CLIPPER" PARA UNIR CORREAS:

## MINERALES Y METALES VARIOS EN NUEVA YORK (1)

(El signo \$ significa dollars U. S. Cy.)

- Aluminio.**—99%, \$ 0.29 la libra; 98%, 0.28.—Londres, 98% £ 118 tonelada de 2,240 libras.
- Antimonio.**—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.19½ a 0.20 la libra.
- Blenda.**—Precio medio \$ 57.79 por tonelada de 2,000 libras.
- Bismuto.**—\$ 3.25 a 3.30 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 12 s. 6 d. la libra.
- Cobalto.**—\$ 2.50 la libra 96 a 98%.
- Mineral de plomo.**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 125.00 por ton. de 2,000 lbs.
- Magnesio.**—99.9%, \$ 0.90 por libra.
- Molibdeno.**—99%, \$ 25 por kilo.
- Mercurio.**—\$ 90 a 91, por frasco de 75 libras.—Londres £ 15.
- Níquel.**—Electrolítico \$ 0.38. con 99.75% de ley.—Londres £ 170 a 175 por tonelada de 2,240 libras.
- Platino.**—Refinado, \$ 120 por onza; crudo \$ 115.—Londres £ 23 15 s. por onza.
- Radio.**—\$ 70 por mg. de radio contenido.
- Selenio.**—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.00 por libra.
- Tungsteno.**—En polvo, 97% a 98%, \$ 1.18 a 1.20 por libra de tungsteno contenido.

## MINERALES METALICOS

- Cristales de galena para radio.**—De la mejor calidad \$ 0.50 por libra, en lotes de 500 libras f. o. b. en Philadelphia.
- Mineral de cromo.**—Por tonelada, c. i. f. en puertos del Atlántico, de Rhodesia \$ 20.50 a \$ 23.50; de Nueva Caledonia \$ 24.
- Mineral de manganeso.**—\$ 0.45 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de  $MnO^2$ , Brasilerero o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.
- Molibdeno.**—\$ 0.65 a \$ 0.70 por libra de  $MoS^2$ , de 85% concentrado de alta ley \$ 11.50 a \$ 11.75. Shelita, \$ 11.50, de alta ley.
- Mineral de tungsteno.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, de alta ley \$ 12.25 a 12.50. Shelita, \$ 12.75, de alta ley.
- Vanadio.**—Mínimo 18%  $B^2O^5$ , \$ 1 a \$ 1.25 por libra.

## MINERALES NO METALICOS

Los precios de los minerales no metálicos varían mucho y dependen de las propiedades físicas y químicas del artículo. Por lo

(1) Tomado del "Engineering and Mining Journal-Press" de Nueva York.

- tanto, los precios que siguen sólo pueden considerarse como una base para el vendedor, en diferentes partes de los Estados Unidos.
- El precio final de estos artículos sólo puede arreglarse por medio de un convenio directo entre el vendedor y el comprador.
- Asbesto.**—Crudo N.º 1, \$ 475. Crudo N.º 2, \$ 275 a \$ 300, en fibras \$ 175 a \$ 200. Planchas de fibras de megnesia comprimidas \$ 125. Stock para techos \$ 70. Stock para papel \$ 40 a \$ 45. Stock para cemento \$ 25. Desperdicios \$ 12 a \$ 15. Arena, \$ 6 a \$ 8.—Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec, el impuesto y los sacos están incluidos.
- Azufre.**—\$ 15 a \$ 16 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 20 para exportación f. a. s. Nueva York.
- Barita.**—Cruda, \$ 7 a \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada. Blanca, descolorada, \$ 22.
- Bauxita.**—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 5.50 a \$ 8.50. Pulverizada y seca, \$ 14. Calcinada y chancada \$ 19 a \$ 20.
- Bórax.**—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04¾ por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.
- Cal para flujo.**—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos \$ 1.10 a \$ 1.70; chancada a tres pulgadas y más \$ 0.90 a \$ 1.50. Para usos agrícolas, \$ 0.60 a \$ 5.
- Cuarzo en cristales.**—Sin color y claro en pedazos de ¼ a ½ libra, \$ 0.40 por libra en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones: \$ 0.80 por libra.
- Feldespató.**—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b., en carro de Nueva York, N.º 1 crudo \$ 8; N.º 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 16. Para enámel, 80 a 100 mallas, \$ 13.50 a \$ 15. Para vidrio 30 a 100 mallas, \$ 19. (Virginia).
- Fosfatos.**—Por tonelada larga de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75% \$ 6.50, 70% \$ 3.50.
- Flouspató.**—En colpa, con no menos de 85% de CaF<sup>2</sup> y no más de 5% de SiO<sup>2</sup> \$ 16 a \$ 18.
- Grafito.**—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.08½ a 0.09. En polvo \$ 0.03½ a \$ 0.05. Amorfo crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N.º 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.
- Kaolina.**—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N.º 1, \$ 7. Cruda N.º 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. Inglesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.
- Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85% MgO \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.
- Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos, \$ 30 por tonelada neta en plancha, por libra calidad N.º 1, clara 1¼" \$ 0.07.—1½"×2", \$ 0.18.—2"×2", \$ 0.25.—2"×3", \$ 0.60.—3"×3", \$ 1.00.—3"×4", \$ 1.60.—3"×5", \$ 2.00.—4"×6", \$ 2.40.—Molida a 60 mallas, \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo, \$ 30. En seco para techos, a 160 mallas, \$ 70.



- Monacita.**—Mínimo de 6% de  $\text{ThO}_2$ , \$ 120 por tonelada.
- Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.
- Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.13. En colpa, \$ 0.12.
- Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 25; a 250 mallas, \$ 19; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.
- Cuarcita.**—En el Canadá de 99%  $\text{SiO}_2$ , \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.
- Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 50 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 11 a \$ 12, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 10.50 a \$ 11.50, más el saco.
- Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04¼ a \$ 0.04½. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5½.
- Yeso.**—Por tonelada, según su origen, chancado \$ 2.75 a \$ 3; molido a \$ 6; para abono de \$ 6 a \$ 7, calcinado, \$ 8 a \$ 16.
- Zirconio.**—99%, \$ 0.03 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

#### OTROS PRODUCTOS

- Nitrato de soda.**—\$ 2.59 a 2.62 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.
- Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.03¼ a 0.03½ por libra, entregado.
- Oxido de zinc.**—Por libra, en sacos y libre de plomo: \$ 0.07¾. Francés, sello blanco, \$ 0.12.
- Sulfato de cobre.**—0.0465 por libra.
- Sulfato de sodio.**—\$ 19 a \$ 22 por tonelada en Nueva York.

#### LADRILLOS REFRACTARIOS

- Ladrillo de bauxita.**—\$ 140 a 145 por M. en Pittsburg Pa.
- Ladrillos de cromo.**—\$ 48 a \$ 50 por tonelada neta f. o. b.
- Ladrillos refractarios.**—Calidad superior \$ 43 a \$ 46 por M. en Ohio, Kentucky FF. CC. Pennsylvania Central. Ladrillos de 2.ª clase, \$ 36 a \$ 40.
- Ladrillos de magnesita.**—De 9" derechos \$ 65 a \$ 68 por tonelada neta, f. o. b. en las fábricas. Quemados por completo, \$ 40 a \$ 42 por tonelada neta, en Chester Pa.; \$ 29 a \$ 31 en Washington.
- Ladrillos de sílice.**—\$ 40 a \$ 42 por M. en Pennsylvania; \$ 45 a \$ 48, a \$ 52 Alabama; \$ 49 a \$ 51 en Indiana.

## PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
<b>1925</b>		
Noviembre 26.....	32	171.52
Diciembre 10.....	32	170.60
"    24.....	31 <sup>12</sup> / <sub>16</sub>	172.35
<b>1926</b>		
Enero 7.....	31 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	173.04

## COBRE

## QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
<b>1925</b>			
Noviembre 26.....	211.49	92.04 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 211 cents.	11.11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 121 cents.
Diciembre 10.....	206.17	89.45 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 206 cents.	10.83 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 118 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> cents.
"    24.....	212.23	92.27 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 212 cents.	11.15 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 122 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> cents.
<b>1926</b>			
Enero 7.....	211.52	91.78 Escala 211 cents.	11.11 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Escala 121 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> cents.

## SEMANAL EN NUEVA YORK

Días	Centavos por libra	Días	Centavos por libra
Noviembre 19.....	14 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> —14 <sup>5</sup> / <sub>8</sub>	Diciembre 3.....	14
"    26.....	14 <sup>3</sup> / <sub>8</sub>	"    10.....	14—14 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>

## DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Noviembre 13.....	61. 15.0	62. 12.6	Diciembre 11.....	59. 5.0	60. 5.0
> 16.....	61. 2.6	62. 2.6	> 14.....	59. 2.6	60. 5.0
> 17.....	61. 0.0	62. 0.0	> 15.....	59. 0.0	60. 0.0
> 18.....	61. 0.0	62. 0.0	> 16.....	59. 5.0	60. 5.0
> 19.....	60.17.6	61.15.0	> 17.....	59.12.6	60.15.0
> 20.....	60.15.0	61.15.0	> 18.....	60. 0.0	61. 0.0
> 23.....	60. 7.6	61. 7.6	> 21.....	60. 5.0	61. 5.0
> 24.....	60. 0.0	61. 0.0	> 22.....	60. 0.0	61. 2.0
> 25.....	60. 2.6	61. 2.6	> 23.....	60. 0.0	61. 2.6
> 26.....	60. 7.6	61. 7.6	> 24.....	59.17.6	61. 0.0
> 27.....	60. 7.6	61. 7.6	> 28.....	59.15.0	60.17.6
> 30.....	60. 7.6	61. 7.6	> 29.....	59.15.0	60. 7.6
Diciembre 1.º.....	59.15.0	60.15.0	> 30.....	59. 7.6	60. 7.6
> 3.....	59. 5.0	60. 5.0	> 31.....	59.12.6	60.12.6
> 4.....	59.15.0	60.15.0	Enero 4.....	59.15.0	60.15.0
> 7.....	59. 5.0	60. 7.6	> 5.....	59.15.0	60.15.0
> 9.....	59. 5.0	60. 5.0	> 6.....	59.10.0	60.10.0
> 10.....	59. 5.0	60. 5.0	> 7.....	59. 5.0	60. 5.0

## CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

días	\$ m/c. por £	\$ oro de 18 d. por £	Recargo del oro%	días	\$ m/c. por £	\$ oro de 18 d. por £	Recargo del oro%
Nov. 13....	38.60	13.30	189.60	Díc. 10....	38.80	13.10	194.80
14....	38.60	13.30	190.30	11....	38.00	13.10	196.80
16....	38.60	13.30	190.50	12....	39.00	13.10	197.70
17....	38.60	13.30	189.40	14....	38.80	13.10	196.80
18....	38.80	13.30	191.—	15....	39.00	13.10	198.—
19....	39.00	13.30	191.80	16....	39.00	13.10	198.50
20....	39.00	13.30	192.50	17....	39.00	13.10	198.80
21....	39.00	13.30	192.20	18....	39.20	13.—	199.50
23....	39.00	13.30	192.20	19....	39.20	13.10	199.50
24....	39.20	13.30	193.—	21....	39.20	13.10	198.40
25....	39.20	13.30	192.80	22....	39.00	13.—	198.80
26....	39.00	13.30	191.40	23....	39.00	13.—	198.80
27....	38.80	13.30	191.60	24....	39.40	13.10	198.80
28....	38.60	13.30	190.80	26....	39.40	13.10	199.30
30....	38.60	13.30	188.50	28....	..	13.10	200.50
Dic. 1.º....	38.40	13.20	197.—	29....	39.80	13.10	202.—
2....	39.00	13.10	196.80	30....	39.80	13.20	201.—
3....	39.00	13.10	196.80	31....	39.60	13.20	199.20
4....	38.80	13.10	196.—	Enero 4....	39.60	13.20	198.80
5....	38.80	13.10	194.30	5....	39.60	13.20	199.80
7....	38.80	13.10	194.80	6....	39.80	13.20	199.60
9....	38.80	13.10	193.70	7....	39.80	13.30	199.—

## SALITRE

26 Noviembre.

El mercado ha continuado tranquilo durante la quincena, con casi ninguna venta que registrar, algunas transacciones pequeñas de reventas se han efectuado a 20/6-3/4 para entrega en Noviembre, precios neto a los vendedores.

La Asociación de Productores ha vendido, más o menos, 29,000 toneladas durante la quincena, y 430 toneladas para el consumo en la costa, haciendo un total de ventas para el año salitrero de 1925/6 de 1.397,400 toneladas, comparado con 1.839,000 toneladas en la misma fecha en 1924, hay todavía 30,000 toneladas disponibles para la segunda quincena de Diciembre a 20/8 por quintal métrico; las ventas para el 1.º de Enero adelante solamente suben a 2,000 toneladas.

No asociados han embarcado más o menos 25,000 toneladas hasta la fecha, la cantidad de salitre vendido por la Asociación para entregas hasta el 1.º de Noviembre y no embarcado en esa fecha se puede calcular en 225,000 toneladas.

El mercado europeo está extremadamente tranquilo y las ventas efectuadas, han sido pequeñas reventas. El mercado de Sulfato de Amonio, también está paralizado; se considera que los negocios no demuestran actividad alguna hasta el principio de la estación.

El mercado de fletes ha sufrido una considerable baja en los precios, debido a la poca demanda por espacio. Para Reino Unido o Continente embarque pronto puede cotizarse nominalmente a 22/6. Por Compañías de la carrera se han hecho contratos para puertos determinados entre Havre y Hamburgo a 21/6. Para embarque

Dic-/Enero las cotizaciones nominales son actualmente de 22/6 a 23/- para Havre/Hamburgo, y de 24/- a 25/- para Burdeos/Antwerp. No hemos oído decir de más negocios efectuados para puertos del Atlántico Norte de España, el cual se cotiza ahora a 26/- para Dic./Enero/Feb. por Compañías de la carrera.

Para el Mediterráneo Málaga/Génova, el interés que había por tomar fletes ha decaído y espacio para Diciembre se podría obtener a 26/- según destino y condiciones. Para Estados Unidos Galveston/Boston, cargamento completo por vapores para Dic./Enero con dos puertos de descarga entendemos se pueden conseguir a 4.75 dollars amer., y a \$ 5.- dollars para tres puertos. Espacio por vapores de carrera para este año no son muchos, pero aun podrían cerrarse negocios a 4.25 dollars, y para el próximo año hasta Junio, y, posiblemente, todo el año para Nueva York a 5.- dollars.

Para la costa Occidental no ha habido demanda y algunos vapores podrían aceptar menos de \$ 4.- dollars para cualquier posición para San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound.

10 Diciembre.

El mercado ha continuado muy tranquilo durante la quincena, y las ventas efectuadas por la Asociación de Productores solamente suben a 8,500 toneladas, quedando aún disponibles más o menos 20,000 toneladas para la segunda quincena de Diciembre a 20/8 por quintal métrico. Las reventas para entrega Noviembre se registran a 20/6-1/2 por quintal métrico.

El mercado europeo ha mejorado algo y los consumidores están demos-

trando más interés aunque las transacciones son limitadas, habiéndose efectuado ventas en Bélgica puesto playa a £ 11.7.6 para entrega inmediata y a £ 11.11.6 para entrega próxima primavera, en Francia a £ 11.18.0 para inmediato y a £ 12.5.0 para entrega en la primavera.

La producción durante Noviembre fué de 2,343,192 qtls. méts., con 91 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 227,202 comparado con el mismo mes durante 1924 con 90 oficinas trabajando.

El total exportado durante Noviembre, fué de 2,602,524 qtls. méts. comparado con 1,990,640 qtls. méts. durante Noviembre del año pasado.

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

1922	Producción	9.415,557	qtls. méts.
1923	„	17.061,138	„
1924	„	21.860,789	„
1925	„	22.828,263	„
1922	Exportación	10.807,085	qtls. méts.
1923	„	19.356,705	„
1924	„	20.621,018	„
1925	„	22.498,356	„

En vista del estado tranquilo en el mercado de fletes y de la completa ausencia de pedidos, es imposible dar cotizaciones fidedignas; las que damos más abajo son solamente nominales. Para Reino Unido o Continente embarque Dic./Enero se puede cotizar de 21/6 a 23/- según destino. Para Liverpool por vapores rápidos se han contratado pequeños lotes a 22/6 para embarque pronto. Los armadores no tienen gran interés en contratar negocios a los actuales precios y creen que pronto se verá una mejoría. No se han registrado negocios para puertos españoles Norte del Atlántico para cuyo

destino se podría aceptar 24/6 para Diciembre o principios de Enero. Para el Mediterráneo Málaga/Génova para Dic./Enero no hay interés de parte de los exportadores y se puede conseguir espacio a 24/-. Para embarque más adelante cotizamos a 25/-.

Para Estados Unidos Galveston/Boston no se han efectuado fletamentos y se puede considerar \$ 5.- como cotización nominal. Para Nueva York directamente se han hecho negocios en Londres a 4.75 dollars amer. menos 5% para Enero. Para Enero/Abril, se han estado tratando negocios a estas últimas cifras, pero no se confirman de haberse cerrado. Para la costa Occidental la situación queda sin cambio a \$ 4.- amer. para cualquier posición hasta Junio para San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound.

24 Diciembre.

El mercado ha continuado flojo durante la pasada quincena, no habiendo demostrado los compradores interés alguno. La Asociación de Productores solamente ha vendido 11,000 toneladas para Diciembre; 1,000 toneladas para Febrero y 500 toneladas cada una para Marzo/Mayo, quedando aún 8,500 toneladas sin vender para entrega Diciembre a 20/8. Se han registrado reventas a 20/- neto compradores para entrega Diciembre.

El mercado europeo también está paralizado y solamente se han efectuado algunas pequeñas ventas para entrega durante la próxima primavera; se ha notado algo de interés y se espera pronto una mejoría.

Lo exportado durante la primera quincena de Dic. fué de 1,315,913 qtls. méts., contra 1,469,418 qtls. méts. durante el mismo período en 1924.

Debido a la completa ausencia de in-

terés de parte de los exportadores para contratar fletes es completamente imposible dar cotizaciones. El espacio está nuevamente en abundancia y los precios han bajado pero no lo suficiente para poder tentar a los embarcadores los cuales no tienen fletes de vuelta, debido al estado paralizado en que se encuentra el mercado en Europa. Para Reino Unido o Continente el precio para pronto se cotiza nominalmente a 20/- y 21/- según destino. Para posiciones más adelante los armadores no aceptan menos de 22/6 a 23/6 también según el destino. Para Norte de España, Bilbao y/o Santander espacio pronto se puede obtener a 21/- pero no menos de 23/- para embarques más adelante. Para el Mediterráneo, Málaga/Génova, excluyendo Cette y Port Vendre, se ofrece para pronto a 20/- para más tarde el precio es de 23/-. Se dice que \$ 5.- a \$ 5,25 ha sido ofrecido por exportadores para Estados Unidos Galveston/Boston Enero/Febrero y Marzo por cargamentos completos según el número de puertos de descarga, pero no se ha confirmado negocio alguno. Para Nueva York Compañías de la carrera han efectuado fletes por pequeños lotes a \$ 4.25 amer., para pronto y principios de Enero, \$ 4.50 dollars para fines de Enero, y \$ 4.75 dollars, de Febrero a Abril mensual. Para la costa Occidental no ha habido cambio y el mercado queda sin cambio con espacio que se ofrece a \$ 4.- amer. para cualquier posición hasta Junio para San Pedro, San Francisco y puertos en Puget Sound.

### 7 Enero.

El mercado ha estado tranquilo a través de la quincena, demostrando los compradores muy poco interés por comprar. La Asociación de Productores

solamente ha vendido 8,500 toneladas para entrega Diciembre y 100 toneladas para Marzo, con estas ventas, el único disponible es a 20/9 por qtls. méts.

El total vendido para entregas Enero/Mayo es solamente de 3,600 tons.

Reventas para entregas en Diciembre se efectuó a 20/7- $\frac{1}{4}$  y una reventa de 2,000 toneladas para entrega 15 de Enero se vendió a 20/7- $\frac{1}{2}$  neto vendedores.

El mercado europeo continúa paralizado, con vendedores para llegadas pronto a £ 11.11.0 c.i.f., la demanda está mejorando pero los negocios difíciles, especialmente en Francia.

La producción durante Diciembre subió a 2.403,448 qtls. méts. con 91 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 229,972 qtls. méts. comparado con el mismo mes en 1924, con 90 oficinas que trabajaron.

El total exportado durante Diciembre fué de 2.671,748 qtls. méts., comparado con 3.024,364 qtls. méts. exportado durante Diciembre del último año.

La producción y exportación de los últimos 12 meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

1922	Producción	16.717,973	qtls. méts.
1923	"	19.057,022	"
1924	"	24.034,265	"
1925	"	25.241,711	"
1922	Exportación	13.125,650	qtls. méts.
1923	"	22.662,422	"
1924	"	23.645,382	"
1925	"	25.170,104	"

El mercado de flete está completamente paralizado y los exportadores no demuestran interés, por consiguiente es imposible poder dar cotizaciones fidedignas para R. U. o Cont. y solamente es posible poder cotizar nomi-

nalmente como sigue: Enero/Feb. 20/-, Marzo/Abril 22/6 y 23/6 para posiciones más adelante. Para puertos del Atlántico Norte de España, espacio pronto se ha ofrecido a 21/6 habiendo sido rehusado, y para Feb./Marzo 23/- podría tomarse.

Para el Mediterráneo, Málaga/Génova se cerró un fletamento a 17/- para embarque pronto, pero debido a que éste fué forzado, no podría tomarse para indicar el mercado. Para Feb./Marzo, los armadores no aceptarían menos de 24/- por el momento.

Para Estados Unidos Galveston/Boston, no se han registrado negocios y la cotización de \$ 5.- a \$ 5.25 amer. según el número de puertos de descarga por vapores Enero/Feb./Marzo, queda sin cambio. Por Compañías de la carrera espacio para Nueva York se ofrece a 4.25 dollars y a \$ 4.75 para más adelante.

Para la costa Occidental, San Pedro/Puget Sound, la cotización nominal de \$ 4.- amer., queda sin cambio.

## CARBON

26 Noviembre.

No ha habido interés por comprar carbón a través de la pasada quincena y el mercado cierra tranquilo, pero los precios se han mantenido.

Clases inglesas no han variado. Cardiff Admiralty por vapores de carga de Compañías de la carrera, se puede importar para salidas prontas o adelante a 40/-.

West Hartley las mejores marcas en camino y para embarques Nov./Dic., se ofrece a 34/- y para salidas más adelante a 33/6 para puertos salitreros.

Australiano, buenas marcas, aun se cotizan a 38/- para vapor o buque, sa-

lida Nov./Dic., pero menos podría conseguirse debido a que los fletes están más baratos.

Americano New River y/o Pocahontas quedan sin cambio de 33/- a 34/- según tipo de descarga y condiciones.

10 Diciembre.

El mercado de carbón ha estado activo debido a que los importadores han estado ofertando para las propuestas de la Compañía Sudamericana de Vapores para el consumo de todo el próximo año. Las propuestas han sido ya entregadas pero las ofertas aun están en estudio.

Las marcas inglesas han sido ofrecidas como sigue: Cardiff Admiralty List a 37/-, y Nixon Ferndale y/o Ocan Merthyr a 41/- por parte de cargamento por vapor y por cargamentos no menores de 5/6,000 toneladas 1/6 d. menos.

Yorkshire fué ofrecido a 27/-. West Hartley varían entre 33/2 y 35/6 para harneado y de 26/11 a 29/- sin harnear según las marcas. Una oferta por cargamento completo por velero se ofreció a 31/6 para grande y 25/6 para chico, de Bothal West Hartley.

Australiano las mejores marcas no pueden competir debido a los altos fletes. La cotización es de 38/- a 40/- para salida Enero/Febrero. Alemán West Phalian se ofreció a 35/- y 31/1 por grande y chico, respectivamente.

La única oferta Americana fué de Kanawha a 38/-. Para puertos salitreros Pocahontas y/o New River para salidas Enero/Febrero y Marzo/Abril por vapor la cotización es de 32/- a 34/- según el tipo de descarga y condiciones, queda sin cambio.

Nacional (minas de Lota), se ofreció para abastecer a la Compañía de

Vapores a \$ 73.- y \$ 63.- m|cte. para harneado y sin harnear respectivamente puesto al costado del pontón de la Compañía, en Iquique.

24 Diciembre.

El mercado ha estado tranquilo a través de la quincena pasada, y parece que los negocios en carbón extranjero, serán extremadamente difíciles en lo futuro debido a que el Gobierno ha firmado un decreto estableciendo un derecho de internación sobre el carbón de \$ 15.- m/cte. por tonelada y que entra en vigencia inmediatamente excepto para los contratos pendientes hechos antes del 20 de Diciembre de 1925, en los cuales este derecho es pagadero cuatro meses después de la fecha de la ley. También se ha decretado un derecho de importación sobre el combustible de \$ 3 m|cte. por tonelada, y que entrará en vigencia 6 meses después de decretado. El coke para fundición queda exento de cualquier derecho. Todas nuestras cotizaciones son ex-derecho.

Cardiff Admiralty List se cotiza de 40/- a 42/- según clase y salida. West Hartley las mejores marcas en camino a 34/- y 33/6 para salida Enero y adelante. Una parte de cargamento de West Hartley se vendió para un puer-

to cobrero a 34/9 salida Enero por vapor.

Australiano debido a las dificultades de los fletes no puede cotizarse a menos de 40/- para cualquier posición.

Americano Pocahontas o New River cargamentos completos Enero/Febrero y Febrero/Marzo con descarga gruesa se ofrece a 33/- para puertos salitreros.

Nacional de Coronel o Lota, sin cambio.

7 Enero.

El mercado continúa paralizado, pero los precios no han variado.

Cardiff Admiralty List queda de 40/- a 42/- para salida Enero/Febr. por vapores para puertos salitreros. West Hartley las mejores marcas para salida Marzo/Abril por vapor, hay vendedores a 34/-.

Australiano marcas de primera clase no pueden conseguirse a menos de 40/- a 42/-, debido a las razones que ya hemos dado.

Americano Pocahontas o New River Enero/Febr. o Febr./Marzo cargamentos completos con no menos de 500 toneladas de descarga diarias se ofrece a 33/- para puertos salitreros.

Nacional, Coronel a Lota, sin cambio.



COTIZACION DE LAS ACCIONES MINERAS EN LAS BOLSAS DE SANTIAGO  
Y VALPARAISO EN 1925

PRECIO DE COMPRADORES.

COMPAÑIA	Valor de la accion	Día 31 de cada mes												
		Pagado	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
ORO														
Dichas	\$	40	..	..	..	31	35	20 $\frac{3}{4}$	15	33 $\frac{3}{4}$	36 $\frac{3}{4}$	45	39 $\frac{1}{2}$	26 $\frac{1}{2}$
Minerva	\$	10	..	..	..	..	..	..	..	..	..	6	..	..
Vacas	\$	7	..	..	..	..	..	..	..	..	5 $\frac{1}{2}$	..	..	..
PLATA														
Condoriaco	\$	10	..	3 $\frac{3}{4}$	..	..	7 $\frac{1}{2}$	..	..	7	..	..	..	..
Caylloma	\$	5	..	..	..	..	..	..	3 $\frac{3}{4}$	4 $\frac{1}{4}$	3 $\frac{3}{8}$	3 $\frac{3}{4}$	..	..
Florida	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	5	..	..	..
García Mendoza	..	..	..	..	..	..	..	..	20	..	..	..	..	..
Huanuni	..	..	88	80	..	91 $\frac{1}{2}$	..	..	76 $\frac{1}{2}$	..	..	..	..	..
Nueva Elqui	\$	10	4 $\frac{1}{2}$	..	4	..	4 $\frac{1}{4}$	3	4 $\frac{1}{2}$	..	3 $\frac{3}{4}$	..	..	1 $\frac{1}{8}$
Presidenta	\$	5	..	4 $\frac{1}{4}$	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..
Tres Puntas	\$	5	..	..	..	..	..	..	3 $\frac{1}{2}$	2 $\frac{1}{2}$	..	..	..	..
COBRE														
Aconcagua	\$	10	..	..	23	..	..	..	13 $\frac{1}{2}$	..	10 $\frac{1}{2}$	8 $\frac{3}{4}$	..	..
Bronces	\$	10	..	..	..	..	..	..	6	..	..	4 $\frac{1}{2}$	..	..
Chañaral	\$	10	9 $\frac{3}{4}$	..	..	..	..	..	4 $\frac{1}{2}$	..	..	..	..	..
Covadonga	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	2 $\frac{1}{2}$	..	..	..
Disputada	\$	25	..	..	35	..	..	..	..	31 $\frac{3}{4}$	34	33	..	..
Fortuna	..	..	..	..	..	19 $\frac{1}{2}$	..	..	..	..	..	..	..	..
Gatico	..	..	..	..	6 $\frac{1}{8}$	..	..	..	5 $\frac{1}{8}$	..	..	..	..	..
Higuera	\$	10	..	..	..	..	..	..	3	..	..	..	..	..
Huanillos	..	..	23 $\frac{1}{4}$	..	..	..	..	..	..	..	..	..	13 $\frac{1}{4}$	..
Las Chiles	\$	20	5	..	..	..	3 $\frac{1}{4}$	..	2 $\frac{3}{4}$	..	..	..	..	..
San Bartolo	\$	10	..	..	..	..	..	..	1 $\frac{3}{8}$	..	..	..	..	..
Tocopilla	£	1	10 $\frac{1}{4}$	..	96 $\frac{1}{2}$	..	..	..	..	91 $\frac{1}{2}$	99 $\frac{1}{2}$	95	89	95
ESTAÑO														
Carolina	£	1	..	19 $\frac{1}{2}$	..	14 $\frac{1}{4}$	..	..	13	..	12 $\frac{1}{4}$	..	..	..
Cerro Grande	£	1	..	..	..	92	..	..	..	36	49 $\frac{1}{4}$	..	64	..
Chacaltaya	£	1	30	21	..	22 $\frac{3}{4}$	..	..	2 $\frac{1}{4}$	..	34 $\frac{3}{4}$	31	29 $\frac{1}{4}$	..
Colquirí	\$	5	10	..	..	9	..	..	9	8 $\frac{1}{2}$	12 $\frac{3}{8}$	..	8 $\frac{3}{4}$	..
Fortuna de Colquirí	..	..	20	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..
Kala-Uyu	£	1	..	..	42 $\frac{1}{4}$	36 $\frac{1}{4}$	..	37	39 $\frac{3}{4}$	43 $\frac{1}{4}$	43 $\frac{1}{4}$	43 $\frac{1}{4}$	36	..
Kumurana	£	1	26	27 $\frac{1}{4}$	..	37	32 $\frac{1}{2}$	25 $\frac{1}{2}$	38	30	36 $\frac{3}{4}$	33	26 $\frac{1}{2}$	..
Kelluani	\$	10	..	13 $\frac{1}{4}$	18 $\frac{1}{2}$	..	..	18 $\frac{1}{4}$	..	16 $\frac{1}{4}$	16	16 $\frac{1}{4}$	16	..
Marta	\$	5	..	..	..	..	..	..	..	..	..	1	..	..
Morococala	£	1	..	52	..	54 $\frac{1}{4}$	50 $\frac{1}{4}$	..	49	52 $\frac{1}{4}$	62	61	58	..
Oruro	Bs	20	..	29	29	..	27	..	..	26 $\frac{1}{2}$	27 $\frac{1}{2}$	..	25	..
Oploca	£	1	..	214 $\frac{1}{2}$	211 $\frac{1}{2}$	210	..	..	155	..	177	..	..	..
Patiño	\$	20	359	300	300	290	289	284	261	..	343	309	290	325
Salvador	sh	30	20 $\frac{1}{2}$	10 $\frac{1}{4}$	6 $\frac{1}{4}$	..	5 $\frac{3}{8}$	..	3 $\frac{1}{4}$	..	..	..	..	..
Santo Cristo	\$	10	..	..	..	8	7	4 $\frac{1}{2}$	5 $\frac{1}{8}$	4 $\frac{1}{8}$	3 $\frac{3}{4}$	3 $\frac{3}{4}$	..	..
CARBÓN														
Arauco	..	..	..	..	..	..	0.40	..	0.30	..	..	..	..	..

COMPANIA	Valor de la accion	Día 31 de cada mes											
	Pagado	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Lebu.....	\$ 50	..	..	..	..	..	..	..	7½	7½	..	..	..
Minera e Industrial.....	\$ 80	31¼	..	29¼	28	..	..	28¾	29	27½	26¾	..	23
Máfil.....	\$ 50	..	..	..	..	..	27	..	..	..	..	..	..
Pargas.....	..	..	..	..	..	..	..	..	..	3½	..	..	..
Schwager.....	£ 1	31	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..
PETRÓLEO													
Cacheuta.....	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	0.10	..	..
Rafaelitas.....	..	..	..	..	..	..	..	..	..	2¼	1¾	..	..
SALES POTÁSICAS													
Potasa.....	..	..	..	12	9½	..	..	..	5	..	4¼	..	..
SALITRE													
Antofagasta.....	..	76	82½	76	..	78½	76½	..	..	..	..	..	..
Asturias.....	..	..	31	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..
Castilla.....	..	..	20	26½	..	..	..	..	..	..	..	..	..
Galicia.....	£ 1	..	..	28¾	..	..	..	..	..	31	..	..	..
Loa.....	£ 1	..	..	..	..	..	56½	53	53¾	..	..	..	..
Peñón.....	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	39	..	..
Perfetti.....	£ 1	..	15½	..	12	11	..	..	..	10	7¼	9½	..

