

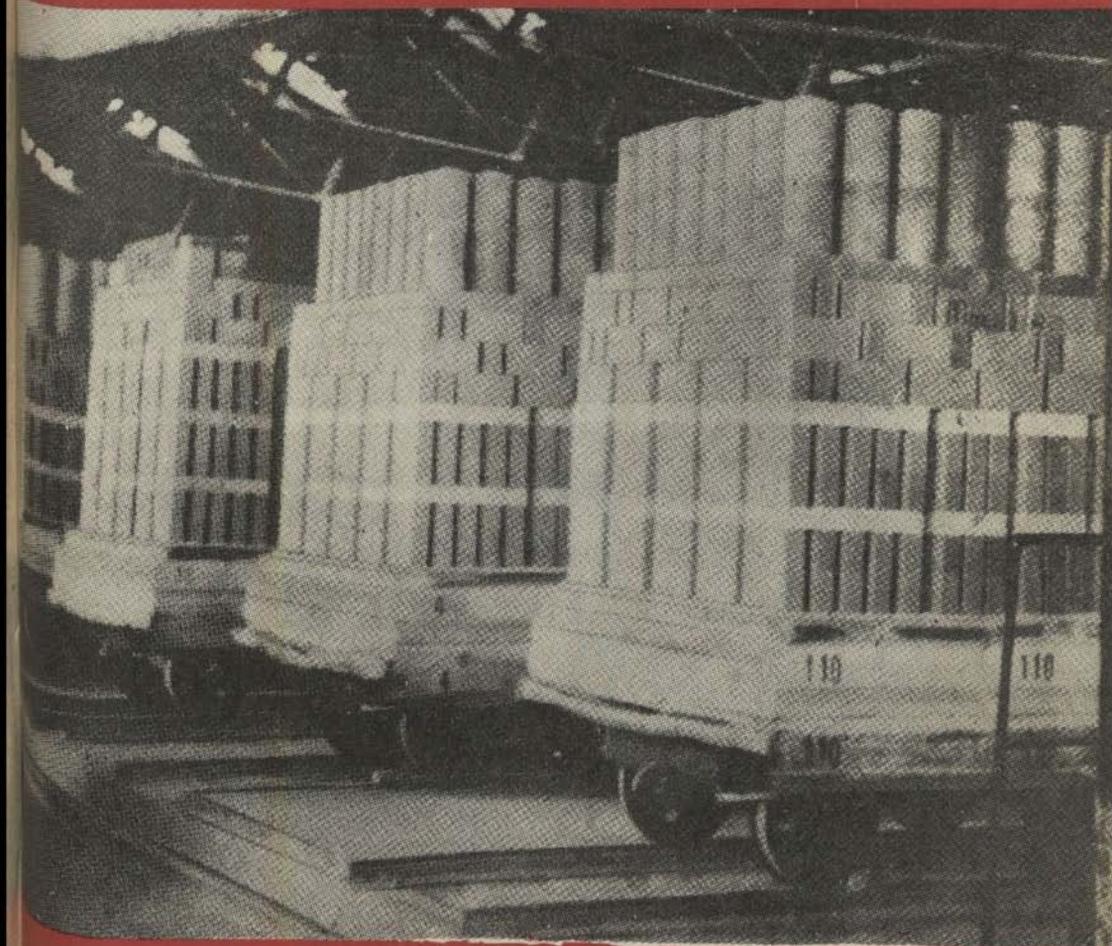
BOLETIN MINERO

N.º 638

NOV.

1953

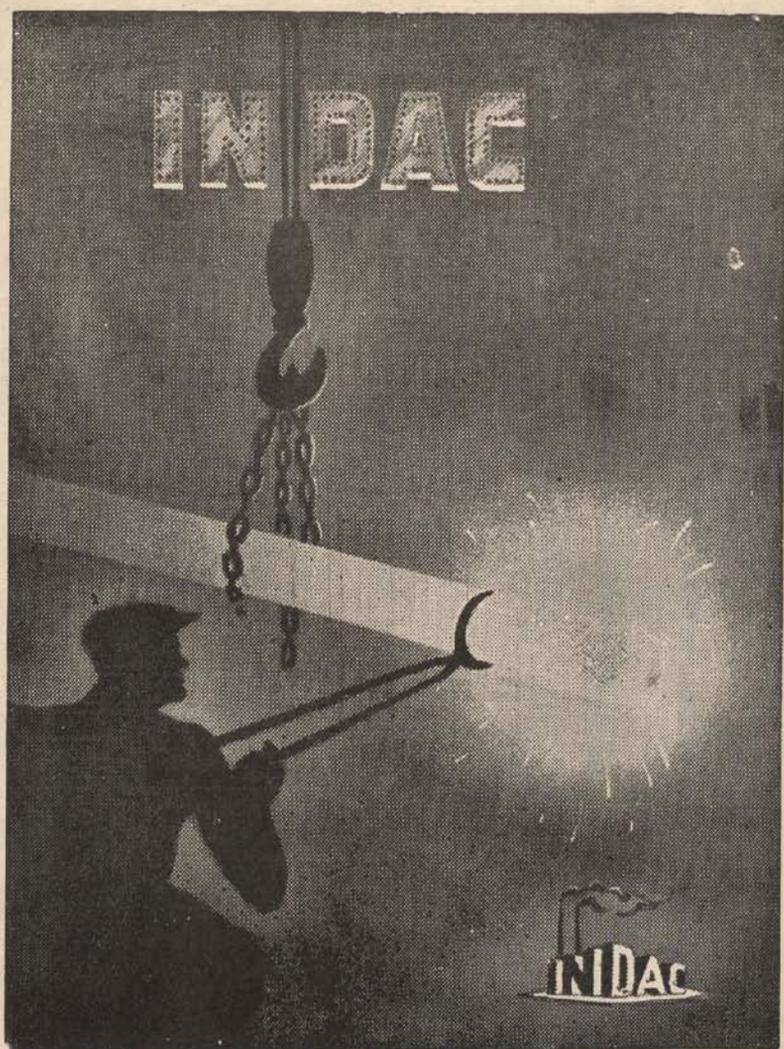
REFRACTARIOS LOTA — GREEN S. A.



Carros con material refractario, listos para ser despachados a los centros de consumo.

SOCIIDAD NACIONAL DE MINERIA
SANTIAGO DE CHILE

Acero para Construcciones



ACEROS DE ALTA CALIDAD FUNDIDOS EN EL HORNO
ELECTRICO DE MAYOR CAPACIDAD DE SUDAMERICA

Agentes Generales:

AGENCIAS METALURGICAS S. A.

Teatinos 248, 7.º Piso — Teléfono 85035

Santiago de Chile

BOLETIN MINERO

DE LA

SOCIEDAD NACIONAL

DE MINERIA

N.º 638
Año LXVIII
VOLUMEN LXIII

NOVIEMBRE
1953

Suscripción anual
En el país: \$ 1.200 m. cte.
Extranjero: 10 dólares

SUMARIO

	<u>Págs.</u>
Aprovechemos la experiencia (Edit.)	1741
La Fundición Autógena Mejora, por Fernando Benítez	1742
Representantes patronales en la Junta de Chañaral	1750
Agradecimientos a don Osvaldo Vergara	1751
Junta Permanente de Minería de Antofagasta	1752
Desarrollo y estado actual del procedimiento Stürzelberg	1753
Explotación de Kyanita para cerámica y refractarios	1761
La industria minera en Chile	1765
Magnesio	1769
Oro y Cobre en Capote	1770
Actas del Consejo de la Soc. Nac. de Minería	1771

REDACCION Y ADMINISTRACION: MONEDA 759 — CASILLA 1807 — FONO 63992

SANTIAGO DE CHILE

CONSEJO GENERAL

DE LA

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Miembros Honorarios

Señores: Carlos Lanas C., — Exequiel Ordóñez, — Máximo Astorga

Presidente

Don Hernán Videla Lira

Vicepresidente

Don Francisco Cuevas Mackenna

Segundo Vicepresidente

Don Arturo Herrera Acevedo

Secretario

Don Mario Muñoz Guzmán

CONSEJEROS:

a) Consejeros-Delegados de Asociaciones:

- Asociación Minera de Arica,
Don Eduardo Alessandri R.
- Asociación Minera de Iquique,
Don Pedro Opitz.
- Asociación Minera de Antofagasta,
Don Freddy Low.
Don Luis Adduard.
Don Ernesto Muñoz M.
- Asociación Minera de Taltal,
Don Ciro Gianoli.
- Asociación Minera de Chañaral,
Don Mario Muñoz G.
- Asociación Minera de Inca de Oro,
Don Eduardo Frel.
- Asociación Minera de Copiapó,
Don Roque Berger.
Don Ricardo Pritis.
- Asociación Minera de Vallenar,
Don Romelio Alday.
Don Manuel Magalhaes.
- Asociación Minera de Domeyko,
Don Hugo Torres.
- Asociación Minera de La Serena,
Don Víctor Peña A.
Don Jorge Salamanca.
Don Arturo Herrera A.
- Asociación Minera de Andacollo,
Don Manlio Fantini B.
Don César Fuenzalida C.
Don Jorge Garretón.
- Asociación Minera de Ovalle,
Don Edmundo Pizarro.
Don Arturo Griffin.
Don Elías Espoz.
- Asociación Minera de Punitaqui,
Don Carlos Nazar S.
Don Jaime Zegers A.
- Asociación Minera de Combarbalá,
Don Hugo Zepeda B.
- Asociación Minera de Illapel,
Don Juan Peñafiel.
- Asociación Minera de Valparaíso y Aconcagua,
Don Jorge Rodríguez M.
Don Alberto Callejas Z.
Don César Infante D.
- Asociación Minera de Salamanca,
Don Francisco Duchesne.
- Asociación Minera de Tocopilla,
Don Pedro Oyarzún.
- Asociación Minera de Petorca,
Don Francisco Cuevas.
- Asociación Minera de Freirina,
Don Alejandro Noemí.

- Asociación Minera de Pueblo Hundido,
Don Augusto Letelier.
- b) Consejeros-Delegados de Socios Activos:
Don Hernán Videla Lira.
Don Federico Villaseca.
Don José Maza.
Don Julio Ascul.
Don Oscar Ruiz B.
- c) Consejeros-Delegados en representación de Empresas Mineras:
Grandes Productores de Cobre,
Don Rodolfo Michels.
Don Saúl Arriola.
Medianas Productoras de Cobre,
Don Roberto Bourdel.
Pequeñas Productoras de Cobre,
Don Ladislao Yrarrázaval.
Grandes Productoras de Carbón,
Don Jorge Aldunate.
Don Guillermo Correa F.
Pequeñas Productoras de Carbón,
Don Héctor Núñez.
Explotadoras de Petróleo,
Don Manuel Zañartu.
Empresas Productoras de Salitre,
Don Augusto Fernández.
Don William Archibald.
Productoras de Oro de Minas,
Don Eulogio Sánchez.
Productoras de oro de lavaderos,
Don Juan A. Peñí.
Productoras de Azufre,
Don Hernán Elgueta.
Productoras de Substancias no Metálicas,
Don Adolfo Lesser.
Productoras de Metales que no sean Cobre y Oro,
Don Fernando Lira.
Don Héctor Flores.
Empresas Industria Siderúrgica,
Don Julio Ruiz B.
Don Vicente Echeverría.
Productoras de Minerales de Hierro,
Don Glyn D. Sims.
Empresas Compradoras de Minerales,
Don Carlos Schloss.
Vendedoras de Maquinarias Mineras,
Don Reinaldo Díaz.
Don Osvaldo Vergara.
Fundición Nacional de Paipote,
Don Fernando Benítez.
- d) Consejeros-Delegados del Instituto de Ingenieros de Minas:
Don Martín Rodríguez.
Don Benjamín Leiding.

APROVECHEMOS LA EXPERIENCIA

Cuando en el campo de las diversas industrias no se logra recoger la experiencia que ofrece la sucesión de acontecimientos que van jalando el proceso mismo de esas actividades, se comete el peor de los desaciertos, porque se desperdicia un elemento valioso en la conquista del perfeccionamiento a que se aspira siempre en toda obra humana.

Y decimos todo esto, porque no se divisa por el momento el propósito de aprovechar las enseñanzas que nos ha dejado el manejo no muy acertado de la industria del cobre, administrada desde hace tiempo en su distribución y venta por el Banco Central de Chile.

Ahora se abre paso la idea de constituir un organismo que se encargue de la tuición del negocio del cobre que una ley había entregado al Banco Central de Chile. Es indudable que no fue un organismo adecuado el que recibió el encargo de ser el guardián de nuestros intereses en la venta del principal rubro de exportaciones que tiene el país. Y muchos de los desaciertos que en el debate habido en el Senado con motivo de la consulta del Ejecutivo quedaron al desnudo, deben computarse a la inexperiencia con que funcionarios ajenos a la industria y extraños al estudio de sus problemas, manejaron el timón de la nave del cobre que durante un plazo demasiado largo no consiguió llegar a puerto. Porque hay una argumentación que hasta ahora parece indestructible: o el Banco Central estuvo de acuerdo en mantener el precio rígido de 35,5 centavos de dólar la libra, cuando en el mercado mundial había abundantes ofertas a cotizaciones ostensiblemente inferiores o careció de la personalidad e independencia necesarios y por eso no hizo, públicamente, un reparo formal a la política inspirada desde el Ministerio de Hacienda.

La institución que se cree para que se preocupe del cobre —llámese ella Corporación, Instituto o Asociación del Cobre— deberá asomarse a la vida sin los pecados originales que tanto perjuicio han acarreado en otras ocasiones. Su estructura debe ser inspirada en una premisa simple; si se trata de afianzar la estabilidad y la prosperidad de un negocio en que el Fisco tiene cuantiosos intereses, la nueva institución debe llevar en su sangre el instinto y la voluntad requeridos para cumplir la misión específica que se le encomiende y no para ser un frontón más en que jueguen los apetitos proselitistas, los compromisos políticos o el desenfado con que "los correligionarios" suelen desplazar a los técnicos o a los entendidos.

De otro modo, la nueva entidad no servirá para otra cosa que para producir tiraje en la chimenea en que esperan largas colas de candidatos a puestos que reúnen esas condiciones tan arradables: poco trabajo, poca responsabilidad y buena renta y mejor situación.

Las perspectivas que se dibujan en el horizonte de la industria cuprera no son muy halagüeñas. Nuestro metal tendrá que competir, a campo abierto, con otros productores que tienen costos más bajos que los nuestros y que gozan de tranquilidad en su trabajo, porque no se ven embestidos a cada rato por pliegos de peticiones y demandas exageradas. Si el organismo que se piensa crear carece de la contextura adecuada para desarrollar una labor que sea beneficiosa para la industria del cobre y consecuentemente para el país, habremos dado un nuevo y formidable paso en el vacío.

LA FUNDICION AUTOGENA MEJORA

FERNANDO BENITEZ

Este trabajo se debe al ingeniero don Fernando Benitez, gran impulsador de la construcción de la Fundición Nacional de Paipote, cuya gerencia general ocupó hasta hace poco. La sola circunstancia de que una revista de tanto prestigio como Engineering and Mining Journal, haya publicado en sitio destacado este artículo, habla por sí sola del prestigio que el ingeniero Benitez tiene en el extranjero para tratar temas relacionados con fundiciones.

La obtención de cobre blister en una operación es el objetivo de la fundición de Harjavalta (Finlandia) de Outokumpo Oy, y los metalurgistas de la compañía se están acercando a este objetivo con su adaptación de la fundición autógena. El principal refinamiento agregado por los metalurgistas Petri Bryk y John Ryselin, de Outokumpo Oy, a la anterior práctica, es el precalentamiento a 500 grados C. del aire inyectado con la alimentación, para que el proceso sea autógeno. Actualmente Harjavalta está produciendo ejes de leyes que varían entre 69 y 71% de cobre. Se ha obtenido un eje de 80%, de metal blanco sin fierro, pero el cobre metálico no puede evitarse, probablemente, porque la medición y el control del aire no son precisos.

Aunque la fundición autógena no haya logrado plenamente el objetivo, tiene muchos beneficios. No exige combustible extraño, la fusión es fácil de controlar, se obtiene un eje de alta ley y la inversión de capital es más baja que para las fundiciones de tipo convencional.

PRECURSORES DE LA FUNDICION AUTOGENA

En 1931 en Anaconda, Frederick Laist y J. P. Cooper, realizaron una serie de experimentos que pueden ser considerados como precursores de la fundición autógena, desarrollada en Harjavalta por los metalurgistas finlandeses señores Bryk y Ryselin. De acuerdo con los autores, "La idea general era tostar los concentrados de flotación, mezclados con los materiales fundentes adecuados, dejándolos caer por una torre calentada, desde la cual las calcinas entrarían en la zona de fusión del horno de reverbero a través de una abertura en el techo".

La torre de tuesta usada por Laist y Cooper sólo tenía 3 pies cuadrados en el interior y una altura efectiva de 20 pies, y estaba superpuesta sobre el piso del reverbero, que tenía 3 pies de ancho por 21 pies de largo. El reverbero podía ser alimentado directamente a través de la bóveda de la manera acostumbrada, con calcinas calientes, o por medio de concentrados fríos y fundentes adecuados que se suministraban continuamente por un cono en la parte de arriba de la torre. El aire para la combustión se inyectaba por una cañería, también ubicada en la parte de arriba de la torre.

De acuerdo con los autores, la torre operaba, tanto en combinación con el reverbero como sola. El uso de la torre aumentaba la capacidad del horno de fundición $2\frac{1}{2}$ veces y disminuía el consumo de combustible por tonelada en 60%. Los autores atribuyen el aumento considerable en la capacidad de fundición, a la elevada temperatura a que la calcina de la torre entra en la cámara de fundición, 1470 grados F (799 grados C), y no a los gases calientes de la torre de tuesta. Las cifras de esta prueba fueron: a) El horno fundió sin la torre, con calcina que tenía una temperatura de 492 grados F., 16.678 lbs. por 24 horas, con consumo de petróleo de 797 galones; b) cuando funcionó en combinación con la torre de tuesta, el horno fundió 40.552 lbs. de concentrados fríos y secos por 24 horas, con un consumo de petróleo de 762 galones.

Otra conclusión a que se llegó, fue que la torre tenía mucho mayor capacidad cuando trabajaba sola que cuando lo hacía en combinación con el horno de reverbero, porque la capacidad de la torre quedaba limitada por la escala de fusión en el

reverbero. Las pruebas lo demostraron porque los pesos alimentados fueron de 40.552 lb. cuando la torre estuvo unida al horno, siendo 0,38% el contenido de humedad y 31,5 y 22%, respectivamente, el azufre en la alimentación y en la calcina; mientras que cuando se usó la torre como horno de tuesta solamente, su capacidad aumentó a 80.911 lbs. de alimentación seca (0.37%), siendo 34.6 y 15.1% el azufre contenido en la alimentación y en la calcina. Con la alimentación húmeda (2.61%), su capacidad fue de 87.665 lbs. por 24 horas, siendo el contenido de azufre en la alimentación y en la calcina, respectivamente, 34.8 y 14.3%.

Los autores llegaron a la conclusión de que la capacidad de la torre de tuesta es una función del volumen de la cámara de tuesta, suponiendo que con los concentrados se introduzca una cantidad suficiente de aire para quemar el azufre y oxidar el hierro, y que una columna de 6 pies cuadrados con una altura efectiva de 30 pies tueste alrededor de 250 toneladas diarias, produciendo calcinas con 15% de azufre. El contenido de SO₂ de los gases fue alto, superior a 10%. Se consideró la construcción de un horno standard de reverbero, con 3 columnas de tuesta de 6 pies cuadrados por 30 pies de alto a cada lado del horno, contando con obtener de esta combinación una capacidad de 1.500 toneladas de concentrados por día. Desgraciadamente, este plan no se realizó.

El gran paso adelante introducido por los señores Bryk y Ryselin, fue precalentar el aire a 500 grados C. Esto hizo an-

tógeno el proceso, salvo una cantidad muy pequeña de combustible que se necesita para secar los concentrados, antes de introducirlos a la torre. Puede deducirse que el precalentamiento es absolutamente necesario por las cifras del balance técnico.

BALANCE TECNICO DEL PROCEDIMIENTO

Si tomamos un concentrado compuesto de 66% de calcopirita, 24% de pirita y 10% de ganga (sílice), y suponemos que de su fusión se obtiene un eje de cobre de 70% y una escoria que contiene 40% de hierro (51% FeO), y que el eje, escoria y gases abandonan el horno a 1.300 grados C. (2.370 grados F), 1.000 kg. de dicho producto contendrán 228.4 kg. de cobre; 312.6 kg. de hierro; 359 kg. de azufre, y 100 kg. de SiO₂. Al fundirlo dará 326 kg. de eje, cuya composición teórica será: Cu, 70% (228 kg.); Fe, 8% (26 kg.), y S, 22% (72 kg.).

La cantidad de hierro y azufre disponibles como combustibles serán: Fe, 312.26 = 286 kg., y S, 359.72 = 287 kg. La escoria pesará 286/0.4 = 715 kg. y su composición será: FeO, 368 kg.; SiO₂, 100 kg., y 247 kilogramos de fundentes adecuados que habrá que agregar. La cantidad teórica de oxígeno necesario para la oxidación será de 206 m. cúbicos para el azufre y de 58 m. cúbicos para el hierro, o un total de 264 m. cúbicos de oxígeno a la temperatura y presión atmosférica, lo que equivale a 1.230 m. cúbicos de aire.

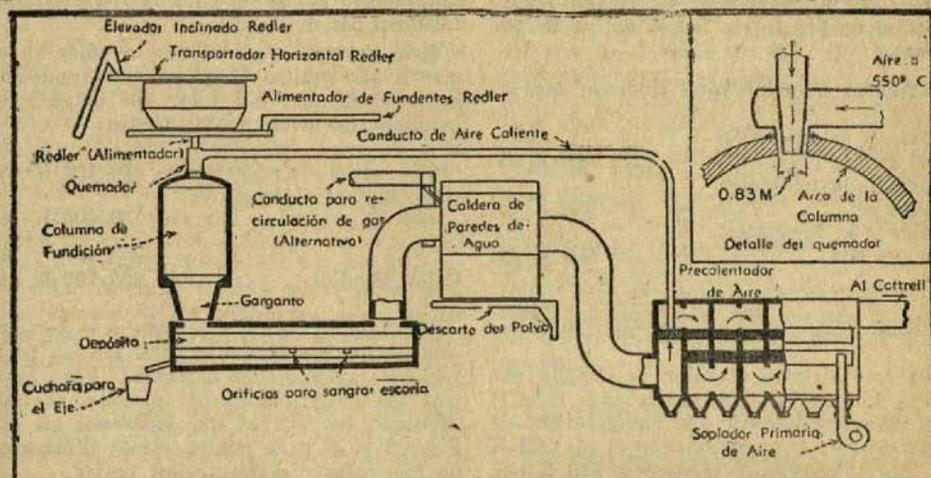
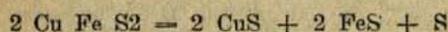


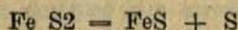
Fig 1.—Las dos claves de la fundición autógena son: (1) la disposición de quemador mostrada en el dibujo incluido, y (2) la disposición de la caldera con paredes de agua para enfriar los gases antes de que entren en el precalentador de aire.

Los gases que salen se compondrán de 200 m. cúbicos de SO₂ y 972 m. cúbicos de nitrógeno, o un total de 1.172 m. cúbicos con 58 m. cúbicos de oxígeno, que se combina con el hierro para formar FeO.

Una tonelada métrica de este concentrado producirá 122 kg. de azufre libre. De este, 58 kg. de S se obtendrá de 660 kg. de calcopirita, y 64 kg. de 240 kg. de FeS₂. Estas reacciones son endotérmicas y se realizan como sigue:



$$\Delta H = 18.630 \text{ K cal.}$$



$$\Delta H = 15.980 \text{ K cal.}$$

Al descomponerse, los 660 kg. de calcopirita absorberán 33.500 K cal. y los 240 kg. de FeS₂ tomarán 32.000 K cal. o un total de 65.500 K cal.

La pirita al oxidarse a SO₂, producirá 122 kg. x 2.210 K cal o 270.000 K cal.

Por consiguiente, el calor obtenible por la oxidación del azufre libre será 27.65.500 o 204.500 K cal.

El FeS al oxidarse produce 112.450 K cal. La cantidad de hierro y azufre disponibles como combustibles será 286 + 287 = 122 o 451 kg., y el calor liberado por este combustible es de 451/88 x 112.450 o 577.000 K cal.

Los 286 kg. de hierro se oxidan a 368 kg. de FeO que reacciona con SiO₂ para producir escoria. Esta reacción liberará 100 K cal. por kilogramo de hierro. Esto hace un total de 286 kg. x 100 K cal. o 28.600 K cal.

Entonces el calor total liberado será:

Debido a la oxidación del azufre	= 204.500 K cal
Debido a la oxidación del FeS	= 577.000 K cal
Debido a la formación de escoria	= 28.600 K cal

$$\text{Total calor neto} \dots = 810.100 \text{ K cal}$$

En este sistema el calor es tomado por el eje, la escoria y los gases, para todo lo cual hemos supuesto una temperatura de 1.300 grados C., conteniendo el eje 222 K cal. por kilogramo y la escoria 340 K cal. por kilogramo.

Calor contenido en el eje y en la escoria:

Eje:
326 K x 222 = 72.300 K cal

Escoria:
715 K x 340 = 243.100 K cal

Los gases llevarán consigo las siguientes cantidades de calor:

$$\text{SO}_2 : 200 \times 714 = 142.800 \text{ K cal}$$

$$\text{N}_2 : 972 \times 445 = 432.500 \text{ K cal}$$

$$575.300 \text{ K cal}$$

Las pérdidas de calor por radiación, convección, etc. han sido calculadas en un máximo de 100.000 K cal. por tonelada de concentrado. Agregado esto a las pérdidas en el eje, escoria y gases, el calor total retirado es 990.700 K cal.

El balance técnico muestra que el calor extraído del sistema es 180.600 K cal mayor que la cantidad que ha entrado. También se verá que alrededor de un 58% del calor total del sistema está contenido en los gases. Por consiguiente, la deficiencia de calor se puede remediar si se precalienta fuera del sistema el aire para la combustión. En este caso determinado, el calor contenido en los gases es más que suficiente para precalentar el aire de combustión a la temperatura deseada. Hemos visto que el déficit de calor asciende a 180.600 K cal. 180.600 K cal m. cúbicos = 146.8 K 1.230 cal por m. cúbico.

Esta entalpía corresponde a calentar el aire a 458 grados C. y entonces podemos hacer el balance del calor que entra y el que sale, de la siguiente manera:

Calor neto de la reacción	= 810.100 K cal
Calor neto en el aire a 458° C	= 180.600 K cal
Calor añadido	= 990.700 K cal

Del balance de calor se llega a la conclusión de que no hay dificultad teórica para realizar la fundición autógena. Para ilustrar las posibilidades del proceso, se han dibujado las curvas que aparecen en las Figs. 2 y 3, para cuatro clases diferentes de minerales y concentrados reales.

Clase I.— Mineral pirítico de baja ley: Cu, 5.0%; Fe, 39.6%; S, 45.4%; ganga, 10%;

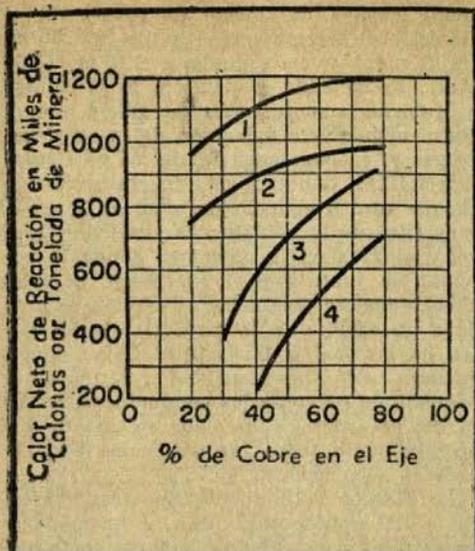


Fig. 2.—Calor neto de reacción en la fundición de 4 clases de minerales o concentrados.

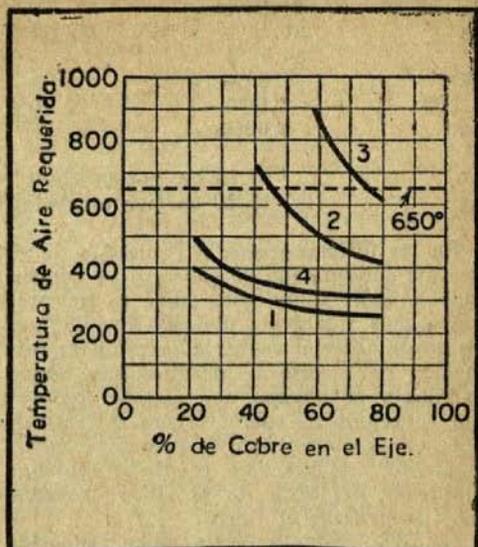


Fig. 3.—Pre calentamiento necesario para la fundición de 4 clases de alimentación.

Clase II.— Un tipo normal de concentrado cuya composición es semejante a la escogida para el balance técnico: Cu, 20.0%; Fe, 32.6%; S, 37.4%; ganga, 10%.

Clase III.— Un concentrado rico en cobre compuesto de 90% de calcopirita y 10% de ganga: Cu, 31.2%; Fe, 27.4%; S, 31.4%, y ganga, 10.0%.

Clase IV.— Un mineral pobre en cobre, que contiene 25% de ganga: Cu, 5.0%; Fe, 32.6%; S, 37.4%, y ganga, 25.0%.

La Fig. 2 muestra el "calor neto de reacción", de estas cuatro clases de mineral o concentrado en K cal. por tonelada de mineral y se expresa como una función de la ley del cobre en el eje. La clase I da, por supuesto, la mayor cantidad de calor y la Clase III la más baja. De esto se llega a la conclusión de que en la fundición autógena de un concentrado rico en cobre, debemos también obtener un eje relativamente rico. A pesar de que los calores netos de reacción de estas diversas clases de minerales y concentrados son completamente distintos, la Fig. 3, muestra que todos ellos pueden fundirse en forma autógena, cuando el eje tiene la ley necesaria de cobre y cuando el aire de combustión ha sido calentado a la temperatura requerida. Se considera posible que los gases alcancen una temperatura máxima de 650 grados C., pero por razones técnicas relacionadas con el intercambiador de calor, esta tempera-

tura no debe ser superada. La Fig. 3 muestra la ley de eje que puede obtenerse con las 4 clases de mineral. El mineral N.º 1, rico en piritita y pobre en cobre, puede producir un eje con 20% de Cu, por fundición autógena con precalentamiento del aire a una temperatura aproximada de 400 grados C. Si la ley del eje llega a 80% de Cu, el aire sólo necesita precalentarse a 265 grados Celsius.

El concentrado N.º 2, puede someterse a fundición autógena, siempre que la ley del eje sea aproximada de 45% Cu. Para que este concentrado produzca un eje de 60% de Cu es necesario que el aire se precaliente a unos 500 grados C.

La clase III, que es la más rica en cobre, tiene un calor de reacción relativamente bajo (Fig.2). Como consecuencia, hay que obtener un eje de 75% Cu por lo menos, y el aire tiene que precalentarse a unos 650 grados C. El mineral de la clase IV, que tiene 25% de ganga, puede someterse a fundición autógena con un eje de cobre de 20% y una temperatura del aire de 490 grados C.

LA FUNDICION DE HARJAVALTA

Los concentrados llegan a la fundición con un contenido de 7 a 9 % de humedad.

El promedio de composición de los concentrados de Autokumpu fundidos en Harjavalta, es como sigue:

Cu	21.35%	}	86.52%
Fe	61.04%		
S	34.13%		
SiO ₂	7.20%	}	9.70%
Al ₂ O ₃	1.50%		
CaO	1.00%		
Au	0.10 oz. por tonelada		
Ag	1.10 oz. por tonelada		

En los últimos meses el contenido de sílice del concentrado de cobre se ha aumentado a 13%. Como esta sílice es un producto más finamente dividido que la arena usada anteriormente, la reacción de formación de escoria se produce con mayor rapidez y se obtiene una escoria con menor contenido de cobre. Ahora se trata de obtener un concentrado de cobre casi "autofundente" en que este producto contenga alrededor del 90% de la sílice necesaria para escorificar el hierro.

El 10% restante de la sílice requerida se agrega como una arena fina.

Para que la fusión se haga en forma autógena es esencial que los concentrados se suministren a la columna completamente secos. Por consiguiente, los concentrados se secan en un horno rotatorio de 66 pies de largo por 6 pies de diámetro medidos dentro del forro refractario. La capacidad es de 350 toneladas por 24 horas. El consumo fuel-oil es de 16.5 lb. por tonelada de concentrado seco. Los gases antes de escapar el aire pasan por una unidad Cottrell para precipitar el polvo suspendido. Los concentrados salen del horno a 120-150 grados C.

Un elevador Redler de los 105 pies de alto, con inclinación de 70 grados los concentrados y fundentes a tolvas de concreto que hay en el piso más alto del edificio. Los fundentes compuesto de (a) una arena silícea y (b) cal calcinada (CaO), y también el polvo obtenido de los conductos de los gases de todo el proceso, son también elevados por el mismo elevador Redler a otra tolva ubicada cerca de la de concentrados, en el mismo nivel. En la tolva grande de concentrados donde se vacía los concentrados húmedos, se agrega alrededor de la mitad de la cantidad de fundentes que los concentrados necesitan (más o menos 7% de arena y cal).

EL HORNO

La torre de fundición del horno, de 26 pies de alto, tiene un diámetro interno de 3.54 m. (11.60 pies). Las paredes están enteramente contruidas de ladrillos de magnesita. En su parte inferior, inmediata-

mente encima del horno de reverbero, el diámetro de la columna se reduce a 2.55 m. (8.40 pies) y en seguida a 2.0 m. (6.60 pies). Reduciendo el diámetro de la columna inmediatamente antes de unirla con el horno aumenta la velocidad de la corriente de gas y, en consecuencia, de las partículas suspendidas, dándoles una fuerte acción de choque contra el baño de escoria. Como la superficie de la columna es alrededor de 3 veces el área en la garganta donde la columna se junta con el reverbero, la velocidad aumenta tres veces. También se produce un cambio en la dirección de los gases de vertical a horizontal. Como consecuencia, sólo una cantidad relativamente pequeña de polvo de los conductos sale fuera del reverbero, si se tiene en cuenta que originalmente todas las partículas han estado en suspensión.

La bóveda de la torre tiene tres aberturas a 120 grados para insertar quemadores de petróleo para calentar la torre hasta que la temperatura del aire para la combustión llega a 500 grados C. y la fusión es autógena.

De gran importancia en este procedimiento es el "quemador", colocado en el centro de la columna y que es de acero fundido y tiene en su centro dos tubos concéntricos. El concentrado seco y los fundentes son alimentados a través del tubo interior y caen libremente por la columna, mientras el aire caliente es forzado bajo una pequeña presión a través del espacio anular entre los dos tubos. Los diámetros de los dos tubos han sido dimensionados de manera que la suspensión es uniforme cuando la carga y el aire caliente salen del quemador.

El horno, cuya función es separar el eje de la escoria, tiene una longitud exterior de 18.50 m. (60.70 pies) y 17.0 m. (55.80 pies) de longitud interior; 4.50 m. (14.80 pies) de ancho y 2.38 m. (7.80 pies) de alto desde el fondo hasta la bóveda. El horno también es de ladrillos de magnesita y tiene la forma normal de un horno de reverbero con orificios para sangrar el eje y la escoria.

Cuando el aire precalentado a 500 grados C. y la carga o mezcla de concentrados y fundentes se encuentran en la parte superior de la columna, el "azufre libre", se destila instantáneamente y se enciende a consecuencia del calor reinante. Esto produce un alza apreciable de temperatura y la tuesta, la fundición y una parte de las reacciones de conversión, tienen lugar durante los escasos segundos en que las partículas se encuentran en suspensión. Las princi-

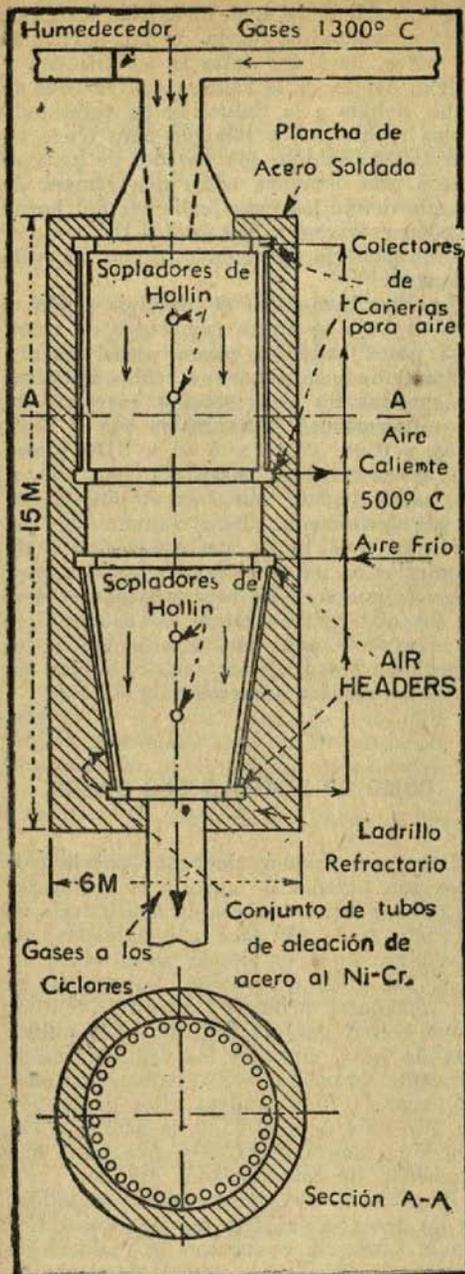


Fig. 4.—Este precalentador fue ensayado pero no funcionó bien. Se formaban concreciones en los tubos a pesar de los sopladores de hollín.

pales reacciones se completan cuando la carga llega en estado fundido a depositarse. El horno horizontal sirve sólo como recipiente o depósito, aunque ahí se completa una parte de las reacciones de la escoria.

La alimentación normal de la torre, varía entre 9 y 15 toneladas métricas de concentrado por hora (216 y 360 toneladas por día). El cañón de salida de los gases tiene 2.0 m. (6.80 pies) de diámetro.

Los gases dejan el horno con una temperatura de entre 1.300 y 1.350 grados C. (2.370-2.460 grados F). Debido a esta elevada temperatura, la mayor parte del polvo de los conductos se encuentra al estado de fusión y puede producir serios inconvenientes, formando concreciones. La cantidad de polvo que se recoge de los conductos varía entre 2 y 5% del tonelaje de concentrados cargados en el horno. Los gases son muy ricos en SO_2 , que constituye entre el 13 y 15% del gas.

PROBLEMAS DEL INTERCAMBIADOR DE CALOR

Como lo indica el balance técnico, el intercambiador de calor es esencial para efectuar la fundición autógena. Cuando se principió en Harjavalta la fundición autógena se instaló para precalentar el aire el intercambiador de tubos mostrado en la Fig. 4, pero se presentaron grandes dificultades a consecuencia del polvo fundido. El cambiador se componía de 2 secciones, una superpuesta en la otra, cuya forma es semejante a la del estator de una celda Fagergren. Cada una de estas dos secciones se componía de una serie de tubos de 3" de diámetro, distribuidos uniformemente alrededor del círculo interior del casco. Estos tubos estaban soldados a los colectores de tubos arriba y abajo. El espacio entre los tubos y el cilindro exterior, que era de plancha de acero soldada para que fuera hermético al aire, estaba rellena con ladrillos refractarios. Debido a que la mayor parte del polvo de los conductos se hallaba en estado fundido, se pegaba a los tubos y principiaba a acumularse enfriándose gradualmente y reduciendo el rendimiento del intercambiador. Aunque este aparato estaba dotado de sopladores de hollín colocados a lo largo del eje central del cilindro, éstos fueron totalmente incapaces de arrancar las concreciones duras y crecientes de polvo. Esta situación motivó frecuentes paralizaciones para limpiar el in-

tercambiador y el material de los tubos que eran de una aleación de acero al Ni-Cr, se tornaba quebradizo.

Al principio se pensó que el diámetro del cono, que alimentaba al intercambiador con los gases calientes, era demasiado grande y que, como consecuencia, las partículas de polvo fundido eran lanzadas contra los tubos. La forma de este cono se modificó y quedó en la forma que indican las líneas de punto (Fig. 4), para lanzar las partículas de polvo al centro del cambiador en vez de los contactos, pero no se observó un mejoramiento apreciable porque las partículas de polvo fundido se pegaban a los tubos más abajo. Fué necesario abandonar la mitad superior del cambiador y trabajar solamente con la mitad inferior y, finalmente fue necesario condenar todo el cambiador de tubos.

Para mantener la planta en trabajos se decidió instalar otro precalentador utilizando petróleo como combustible.

Este precalentador trabajó satisfactoriamente y la planta operó sin perturbaciones, pero ya no era autógena, porque se necesitaba un 3,5% de fuel-oil por tonelada de concentrado para precalentar el aire a un equivalente de 370.000 K cal. por tonelada de concentrado. De acuerdo con el balance de calor, se vio que se necesitaba 180.600 K cal. para calentar los 1.230 m. cúbicos de aire requeridos para el proceso, de manera que la eficiencia del nuevo precalentador era de 49%. Como el horno en esa época no estaba dotado de una caldera recuperadora de calor, los gases calientes se enfriaban con una lluvia de agua a la salida del horno.

Para llegar a la fundición autógena y evitar las perturbaciones experimentadas con el intercambiador de tubos, que trabajan de acuerdo con el principio de radiación, se resolvió instalar un cambiador que operara por convección. Sin embargo, un cambiador de calor de este tipo sólo funciona bien, si los gases se enfrían a una temperatura adecuada antes de entrar al intercambiador.

Para conseguir esto y al mismo tiempo no perder calor, se decidió hacer pasar los gases a través de una gran cámara refrigeradora, una caldera con paredes de agua, donde la temperatura del gas bajaría de 1.300 a 950 grados C. Se espera, además,

que la caldera de agua al enfriar los gases bajo el punto de fusión de las partículas de polvo, hará que éstas se solidifiquen y caigan dentro de la cámara con paredes de agua, debido a la reducción de velocidad. Como alternativa y también para tener seguridad, el caldero con paredes de agua se puede usar también, como una cámara de mezcla donde los gases calientes del horno pueden enfriarse a 950 grados C. por medio de gas frío recirculado, o con un rocío de agua.

La Fig. 1, muestra el principio según el cual trabaja el nuevo cambiador de calor. Los gases calientes pasan sucesivamente a través de once cámaras o celdas metálicas construidas de una aleación especial, cuyas dimensiones individuales son 2.15 x 1.68 x 0.94. (7.10 x 5.50 x 3.10 pies). Los gases calientes pasan por estas cámaras verticalmente, mientras el aire lo hace horizontalmente. Para mantener los pasajes de gas libres de concreciones de partículas de polvo, el cambiador está provisto de una serie de brazos oscilantes desde los que cuelgan trozos de cadena, que se mueven de aquí para allá dentro de los espacios a través de los cuales circulan los gases. La caldera desarrollará 1.500 kw.

COMO SE LIMPIAN LOS GASES

Los gases después de pasar por la caldera con paredes de agua y el cambiador de calor, siguen a través de una batería de 40 ciclones de 650 mm. (25 pulgadas) de diámetro. Aquí es donde se produce la principal caída de presión. La presión en los sopladores primarios de aire (ventiladores centrífugos) es 500 mm. (20 pulgadas, de agua, mientras los ventiladores de corriente inducida están calibrados para 120 mm. (4.75 pulgadas). Los gases, con un promedio de contenido de SO₂ de 13% van a la planta de H₂SO₄, que tiene una capacidad de 250 toneladas diarias.

El promedio de concentración de sólidos en los gases es de 14 g. por m. cúbico. Como la fundición opera con la "caldera de paredes de agua", y el precalentamiento de aire tipo "Nadel", el polvo de conductos se reúne en los siguientes puntos:

	% de polvo	% de alimentación
Caldera con paredes de agua	26.4	11.07
Entre la caldera y el precalentador	20.9	0.85
Precalentador	24.1	1.03
Ciclones	27.1	1.13
Pérdida	1.5	0.15
Total	100.0	4.23

Se deduce de los análisis (Tabla I), y especialmente del contenido de azufre del polvo, que los gases de la fundición tienen una acción sulfatizante considerable sobre el polvo.

Un precipitador eléctrico reemplazará a los ciclones, que serán desmantelados. La pérdida de corriente de aire se reducirá considerablemente y también se cree que se obtendrá un gas más limpio. Aparentemente el punto de fusión del polvo entre 1.000 y 1.100 grados C. (1.830 y 2.010 grados F), de acuerdo con la experiencia adquirida con el intercambiador de tubos.

Cuando se funde con el procedimiento autógeno se obtiene un eje con 65% de cobre, aproximadamente. El promedio de composición de la escoria es el siguiente:

Fe	40—42% (50.7—54% FeO)
SiO ₂	29—31%
Cu	2—4 %
CaO	0.81%
S	0.8—1.2%

Los consumos de combustible y fuerza son los siguientes:

16.5 lb. de fuel-oil por tonelada de concentrados para secarlos.

3.5% de fuel-oil por toneladas de concentrados para precalentar el aire cuando no se podía usar gases calientes.

Sopladores primarios: 125 hp.

Ventiladores de corriente de aire inducida: 100 hp.

TABLA I.—Análisis del Polvo de los conductos

	Caldera con paredes de agua	Precalentador	Ciclón
Cu	27.85%	14.43%	14.43%
Zn	3.48 "	2.52 "	18.19 "
Fe ₂ O ₃	52.49 "	61.11 "	41.10 "
SiO ₂	8.20 "	6.11 "	11.20 "
S	5.11 "	11.71 "	13.58 "

TABLA II. Datos de los Gases

Promedio de volumen de gas liberado	21.000 m. cu. por hora (740.000 pies cu.)
Volumen máximo	25.000 m. cu. por hora (890.000 pies cu.)
Temperatura a que los gases dejan el horno	1.300 grados C.
Composición de los gases secos:	
	SO ₂ = 12—15%
	O ₂ = 1—2 %
	N ₂ = 84—90%

REPRESENTANTES PATRONALES EN LA JUNTA DE CONCILIACION DE CHAÑARAL

Con el objeto de obviar algunas dificultades que se han presentado en la designación de representantes patronales en la Junta de Conciliación de Chañaral, con sede en Potrerillos, la Sociedad Nacional de Minería ha enviado al Ministerio del Trabajo la siguiente nota:

Santiago, 21 de Noviembre de 1953.

Señor Ministro:

Por Decreto Supremo de ese Ministerio N.º 291, de 5 de Abril de 1933 (publicado en el "Diario Oficial", de 12 del mismo mes), se creó la Junta Especial de Conciliación de la Industria Minera de Chañaral, con sede en Potrerillos.

El N.º 2 de dicho Decreto dispone que las listas de que habla el Art. 515 del Código del Trabajo (actual Art. 602), deberán ser presentadas para la constitución de la Junta únicamente por los sindicatos o asociaciones de obreros, empleados o patrones, que reúnan los requisitos legales de los respectivos gremios.

Las Asociaciones Patronales que reunirían esos requisitos serían las que tuvieran personalidad jurídica y domicilio en el Departamento de Chañaral, en conformidad al inciso 2.º del Art. 602 del Código del Trabajo.

En dicho Departamento no hay sindicatos patronales ni asociaciones de patrones con personalidad jurídica, ni parece probable que se constituyan en el futuro debido a que las actividades mineras de dicho departamento no se encuentran en poder de un grupo tan numeroso de personas que justifiquen la organización de entidades como las indicadas.

La circunstancia señalada hace inaplicable en la práctica el sistema contemplado por el Decreto para designar a los representantes patronales en dicha Junta Especial, los cuales son nombrados por el Gobernador y ordinariamente no revisten la calidad de auténticos representantes patronales.

Así, en la Junta actual figuran en calidad de tales dos personas que en los períodos anteriores han tenido la representación de los asalariados. No parece necesario hacer mayores consideraciones al respecto.

Los antecedentes expuestos dejan de manifiesto la necesidad de modificar el Decreto N.º 291, a fin de hacer posible que la Junta Especial de Conciliación de la Industria Minera cuente con verdaderos representantes patronales.

Para llevar a la práctica este propósito se podría habilitar a esta Sociedad, que es la Asociación Patronal que agrupa a la mayoría de los mineros y empresas mineras del país, para que pudiera presentar las listas a que se refiere el Art. 602 del Código del Trabajo, procedimiento que encuadra dentro de los preceptos del Art. 599 del mismo Código, que permite al Decreto que crea una Junta Especial de Conciliación fijar "las reglas a que se sujetará la elección de sus miembros".

Nos permitimos acompañar adjunto un proyecto de decreto supremo que cubre todas las modificaciones que requiere el Decreto N.º 291, para que pueda llenar las finalidades que hemos señalado.

Queremos valernos de esta oportunidad para reiterar al señor Ministro nuestra consideración distinguida.

Sociedad Nacional de Minería.— Hernán Videla Lira, Presidente.— Mario Muñoz Guzmán, Secretario".

PROYECTO

Vistos lo dispuesto en el Art. 599 (520) del Código del Trabajo,

DECRETO:

Modifícase el Decreto Supremo N.º 291, de 5 de Abril de 1933, de este Ministerio, en la siguiente forma:

1.º.— Sustitúyese en el N.º 1, la palabra "Potrerillos" por "puerto de Chañaral".

2.o.—Sustitúyese el N.o 2, por el siguiente:

“La elección de los miembros de la representación asalariada se efectuará en conformidad a las disposiciones reglamentarias vigentes, a base de las listas que podrán presentar los Sindicatos de Obros y Empleados de la industria del Departamento.

“La designación de los miembros de la representación patronal se efectuará por el Gobernador del Departamento, a propuesta de la Sociedad Nacional de Minería o, en su defecto, por elección en conformidad a las disposiciones reglamentarias vigentes a base de las listas de los Sindicatos o Asociaciones Patronales de la industria.

“En defecto de las listas presentadas por los Sindicatos asalariados, la designación se hará por el Gobernador del Departamento, con informe del Inspector Departamental del Trabajo. Igual procedimiento se seguirá si falta la propuesta de la Sociedad Nacional de Minería o si no se han presentado las listas de los Sindicatos o Asociaciones Patronales, en su caso”.

3.o.—Substitúyese el N.o 6.o, por el siguiente:

“En lo demás, la Junta Especial se sujetará a las disposiciones legales y reglamentarias vigentes sobre la materia”.

Tómese razón, comuníquese y publíquese.

Agradecimientos a don Osvaldo Vergara I.

Con motivo de la renuncia que don Osvaldo Vergara Imas formulara como representante de esta Sociedad en el Directorio de la Sociedad Abastecedora de la Minería, se le dirigió la siguiente comunicación:

Santiago, 9 de Noviembre de 1953.

Señor don Osvaldo Vergara Imas.—Presente.— Señor Consejero, el Consejo de la Sociedad Nacional de Minería, en sesión celebrada en 5 del presente, tomó conocimiento de la renuncia que Ud. formuló como representante de nuestra Institución ante el Directorio de la Sociedad Abastecedora

de Minería, de la cual es actualmente Ud. su digno Gerente.

Al acceder a sus deseos, tanto el Consejo como los suscritos, quieren expresar a Ud. sus mejores agradecimientos por la forma altamente satisfactoria para esta Sociedad en que Ud. nos representó por varios años en la Directiva de la Sociedad Abastecedora de la Minería. Y le rogamos quiera en esta ocasión aceptar las muestras de nuestros sinceros agradecimientos.

Saludan muy atentamente a Ud.— Sociedad Nacional de Minería.— Hernán Videla Lira, Presidente.— Mario Muñoz Guzmán, Secretario.

JUNTA ESPECIAL DE CONCILIACION EN ANTOFAGASTA

Esta Sociedad ha enviado al Ministro del Trabajo la siguiente comunicación, en que pide la creación de una Junta Permanente Especial de Conciliación para la Minería en la provincia de Antofagasta:

Santiago, 23 de Noviembre de 1953.

Señor Ministro:

La importancia de las faenas extractivas en la provincia de Antofagasta aconseja la creación de una Junta Permanente Especial de Conciliación para la Industria Minera en la provincia indicada, de conformidad a la facultad que concede al Presidente de la República el artículo 599 del Código del Trabajo, que expresa:

"Sin perjuicio de lo establecido en el artículo anterior, podrán crearse juntas permanentes especiales para determinadas industrias, creación que se hará en virtud de un decreto que determinará el domicilio de la Junta, su jurisdicción y las reglas a que se sujetará la elección de sus miembros. En lo demás, estas juntas estarán sometidas a las disposiciones generales de este Título".

La Sociedad Nacional de Minería tiene especial interés en la creación de este organismo con el objeto de que los conflictos de las empresas mineras de esa provincia sean conocidos por personas que entiendan de las condiciones y modalidades de las faenas y puedan, por lo tanto, actuar con eficiencia en la misión de conciliación que les corresponde. Actualmente ocurre que dichos conflictos son conocidos por personas extrañas a la industria, en atención a que el inciso tercero del Art. 38 del Decreto Reglamentario N.º 839, sobre Conflictos Colectivos prohíbe a los miembros de las Juntas de Conciliación actuar en conflictos que afecten a la empresa de que son dueños o en que trabajan, prohibición que no existe para los miembros de las Juntas Especiales.

Por otra parte, hay empresas importantes en esa provincia que tienen faenas en diversos departamentos, cuyos conflictos deben ser conocidos por distintas Juntas, con lo cual se producen a veces criterios antagónicos para apreciar un mismo problema.

Además, es aconsejable que un funciona-

rio de la jerarquía del Inspector Provincial del Trabajo sea quien presida las reuniones del organismo de conciliación que conoce de los conflictos de una industria tan importante para el país, como es la minería de la provincia de Antofagasta. Creemos interesante hacer presente que en muchas ocasiones, fracasado el arreglo entre las partes, ellas concurren ante el Intendente de Antofagasta a buscar la solución del conflicto, que no han podido encontrar en la Junta Departamental de Conciliación.

Inoficioso resulta abundar en otras consideraciones para justificar la presente solicitud. Baste decir que si existe una disposición legal que permite la creación de Juntas Especiales de Conciliación, no hay caso más fundado para aplicarla que respecto de la importante industria minera de Antofagasta.

En la provincia existe ya la Junta Especial de Conciliación para la industria del salitre, con domicilio en la Inspección Provincial del Trabajo de Antofagasta, creada por el Decreto N.º 319, de 12 de Junio de 1940, publicado en el "Diario Oficial", del 28 de Julio de 1940. Con mayor razón debe existir para el resto de la minería en esa provincia.

Como el Art. 599 del Código del Trabajo, permite fijar en el decreto de creación de una Junta Especial de Conciliación, las reglas a que se sujetará la elección de sus miembros, es perfectamente legal que disponga que las listas para la designación de los representantes patronales sean presentadas por la Sociedad Nacional de Minería, Organismo que representa debidamente a los mineros y empresas mineras de la región, conjuntamente con los sindicatos y asociaciones patronales de la provincia.

Para concretar las ideas expuestas, nos permitimos someter a la consideración de U.S. el adjunto proyecto de Decreto Supremo que cubre todos los objetivos expuestos en esta solicitud.

Aprovechamos esta oportunidad para reiterar al señor Ministro la seguridad de nuestra distinguida consideración.

Sociedad Nacional de Minería.— Hernán Videla Lira, Presidente.— Mario Muñoz Guzmán, Secretario.

Desarrollo y estado actual del procedimiento Stürzelberg para la producción de hierro bruto

Director Hans Hofmeister y Dr. Ing. Curt Herrmann, Duisburg.

En Stürzelberg (Renania) fue desarrollado en los años 1930 a 1936, un procedimiento para la fusión de minerales de hierro, el cual por de pronto sólo tenía un carácter local, pero luego demostró que reviste importancia económica mucho más allá del marco originalmente previsto. Es de suponer que los informes siguientes sobre el modo de trabajo y las posibilidades de aplicación de este procedimiento, hallen interés sobre todo allí donde no se disponga de coque apropiado para altos hornos.

Los procedimientos para el tratamiento metalúrgico de minerales de hierro en todos los países técnicamente desarrollados, han conducido de la forja catalana al alto horno, cuyo servicio supone la existencia de coque en pedazos gruesos, resistente a la compresión y poroso. Por lo tanto, en los países donde no se disponga de un coque adecuado, hay el deseo de adoptar procedimientos que permitan el empleo de vehículos de carbono de calidad inferior, tales como coque menudo o carbones pobres en gas.

Se han desarrollado ya varios procedimientos que tienen en cuenta dicho deseo, pero que en parte se hallan todavía en estado experimental, como por ejemplo el horno de cuba baja a base de oxígeno, en parte no suministran más que un producto intermediario (procesos Krupp y Hogönös) o requieren grandes cantidades de energía eléctrica (horno eléctrico de cuba baja), lo que no permite un trabajo económico, sino en casos especiales.

El proceso Stürzelberg para la producción de hierro bruto se emplea desde el año 1936 con buen éxito y ha sido experimentado en muchos sentidos. Sin duda es interesante el hecho de que el desarrollo de este proceso, no partió de la industria metalúrgica tradicional, sino del sector químico

de la Sachtleben AG de Colonia en colaboración con DEMAG.

En la fabricación de ácidos sulfúricos partiendo de piritas, sobran grandes cantidades de residuos con aprox. 42% Fe, que según el método hasta ahora practicado no pueden tratarse en el alto horno a causa del elevado porcentaje de cine y de azufre que contienen. Era pues preciso echar por otros caminos para conseguir, según el problema planteado, un hierro pobre en azufre y por otra parte el óxido de cine, lo cual suponía el empleo de combustibles de calidad inferior y baratos. Los conocidos sistemas de rotación con largos tambores de reducción, no daban satisfacción, ni técnica ni económicamente. Sólo la adopción de cortos hornos rotatorios de reverbero, cebados por cargas, llevó los resultados apetecidos 1), y a base de estos éxitos en 1936, se puso en servicios en Stürzelberg el primer horno y en 1939, el segundo.

En las instalaciones que desde aquel tiempo están funcionando sin interrupción (preseindiendo de una breve parada después de la guerra) sólo se han aportado mejoras insignificantes. La producción y la rentabilidad se mantienen bastante elevadas corrientemente y sin dificultad, aunque las instalaciones hayan sido construídas, a decir verdad, para ensayos en gran escala y no para producción corriente.

DESCRIPCION DEL PROCEDIMIENTO CON ARREGLO AL RECIENTE DESARROLLO

Da a conocer el proyecto de una instalación moderna equipada con cuatro hornos. el horno de reducción, en donde se hace el recalentamiento y la fusión de la carga (mineral, cal quemada y carbón de reducción), es calentado por el quemador de

carbón pulverizado, a que se conduce el combustible desde la instalación de secado y mollienda de carbón. Todo el aire de combustión (aire primario y secundario) se calienta a unos 400° en el recuperador.

La corriente de gas de escape pasa por el horno de calentamiento, el tubo vertical, el recuperador, el secador de coque, y sale al aire libre por la chimenea, equipada con tiro artificial por succión.

Los minerales acarreados, así como la piedra caliza, se sacan de las tolvas, servidas por la grúa de cuchara, y se echan en las cubetas de transporte, siendo su peso registrado automáticamente. Estas cubetas se levantan por la grúa, encima del horno de calentamiento, y vierten su contenido en éste. El horno gira alrededor de su eje longitudinal y, como queda dicho, es calentado por los gases de escape que lo atraviesan. La mezcla de mineral y piedra caliza se queda en el horno hasta su aglutinación (fritaje), de suerte que se obtiene una desecación perfecta del mineral y desacidificación de la piedra caliza. Después se desenhorna dicha mezcla, echándola en la cubeta colocada sobre el carro debajo del horno y que la lleva bajo la abertura de la plataforma. Una vez registrado su peso, la cubeta es levantada por la grúa del horno y depositada en el caballete puesto encima de la máquina cargadora.

El coque o carbón se lleva por la grúa de cuchara directamente en el secador, y después de la desecación es vertido en cubetas que se trasladan bajo la abertura de la plataforma, donde una vez registrado su peso, se depositan en el caballete encima de la máquina cargadora.

El horno de reducción, en posición horizontal, es cebado con el mineral altamente precaldeado en el horno ad hoc, y con la piedra caliza desacidificada, contenidos en las cubetas de transporte, colocadas encima de la cargadora. El coque o carbón de reducción, desecado, se introduce en el horno por la cargadora, mediante las cubetas. Durante todo el tiempo de carga, el horno de reducción gira alrededor de su eje longitudinal. Para obtener una calefacción uniforme del horno, éste se halla montado sobre una placa giratoria, de suerte que a ciertos intervalos de tiempo el uno u otro extremo del mismo pueda ser acercado al hogar de carbón pulverizado. Para la sangría del hierro bruto y de la escoria se vuelca el horno sobre cunas. El ángulo máximo de vuelco es de 90°, de modo que el revestimiento interior del horno puede ser apilonado en la posición vertical de éste.

El hierro bruto contenido en la cuchara caldero es colado por la máquina ad hoc, equipada con un caballete volcador eléctrico. Los lingotes de fundición, una vez clasificados, se transportan sobre la vía férrea de ancho normal.

Después de la sangría del hierro bruto se continúa volcando el horno; se le hace girar de nuevo en cuya operación se vierte la escoria en cubetas que pueden transportarse sobre carros especiales. La cuestión de hasta qué punto conviene un tratamiento ulterior de la escoria, o sea la separación de las granallas y la preparación para su empleo como abono y cal de construcción, depende de las condiciones locales y debe examinarse en cada caso aislado.

El polvo que se va acumulando en los recuperadores y secadores de coque se vierte en cubetas ad hoc después de abiertos los boquetes correspondientes, las cuales se trasladan sobre carros, quedando el polvo así evacuado.

Cuando se trata de minerales complejos cuyo contenido de cinc y de plomo ya permite su utilización, los gases de escape después del secador de coque se conducen a un depurador eléctrico, y los óxidos metálicos quedan precipitados electro-estáticamente.

La instalación de la fábrica de Stürzelberg^{6), 8)}, difiere de la disposición de principio aquí descrita, únicamente en cuanto que en vez del horno de calentamiento común para cascos de piedra caliza y mineral, se emplea un tambor calero para desacidificar los cascos de caliza, así como un tambor de calentar el mineral, separado y de funcionamiento continuo. Además el horno de reducción en Stürzelberg carece de mecanismo volcador propio; más bien, un carro de grúa de 170 tds. levanta el horno por dos muñones aplicados a su cabezal, mientras que el cuerpo del horno con los muñones en su cabezal opuesto viene a ponerse en sillas volcadoras fijas.

DETALLES CONSTRUCTIVOS DE UNA INSTALACION MODERNA

El horno de reducción de 4.2 m. de diámetro y 13 m. de largo, gira alrededor de su eje longitudinal durante todo el período de carga. Para la impulsión de este movimiento sirve el motor eléctrico, de unos 30 kW de potencia continua, dispuesto sobre la placa giratoria, y que mediante un en-

granaje de cambio y un reductor de velocidad transmite su movimiento a la corona de acero fundido, aplicada al cuerpo del horno. El engranaje de cambio permite obtener dos velocidades, a saber $n_1 = 0.055$ r. p. m. y $n_2 = 0.55$ r. p. m. Después de la carga se rueda el horno por de pronto lentamente, para evitar pérdidas por pulverización, y sólo después de cierta aglutinación del material se pasa a la velocidad mayor.

Cada uno de los dos pesados anillos de rodadura, sujetos en el cuerpo del horno, descansa en dos pares de rodillos afianzados en una robusta cuna. Mediante la varilla roscada, así como las varillas de tracción y de presión, se hace rodar la cuna del horno sobre la vía horizontal, por lo cual el cuerpo del horno es llevado en posición vertical. Unos rodillos laterales de guía permiten llevar el horno también en posición inclinada y vertical, de suerte que la escoria muy básica y desmigajada en estado seco salga sin dificultad. Además el horno con la cuna descansa sobre una placa giratoria, a fin de que tanto el uno como el otro cabezal pueda ser aproximado al quemador fijo, obteniéndose así un reparto uniforme de la temperatura en el horno.

Tratándose de trabajo básico normal, el horno de reducción en su posición vertical va provisto de un revestimiento de dolomía y alquitrán, aponado, de unos 350 mm. de espesor. Para ello se emplea dolomía especial para hornos rotatorios, mezclada con alquitrán de acerería en la proporción de 1 : 10. La duración del revestimiento varía, por término medio, entre 300 y 400 cargas. Se ha logrado, verdad es, prolongar la duración del revestimiento, llevándola a 600, 700 y más cargas aún, pero entonces no es de evitar que disminuya la producción y con ello la rentabilidad. La experiencia que se ha hecho con revestimientos de dolomía-alquitrán en convertidores básicos, sobre todo en estos últimos tiempos, sólo tiene validez relativa para hornos rotatorios, pero es valiosa por ser normativa.

El horno de calentamiento, en donde la castina y el mineral se cargan por una de los dos aberturas mediante la cubeta sobrepuesta, no gira más que alrededor de su eje longitudinal. El accionamiento y la posición son idénticos a los del horno de reducción.

El horno de calentamiento con diámetro máximo de 4,2 m en la envuelta de chapa y 11 m de longitud tiene un revestimiento de ladrillos de chamota de 250 mm de espesor. Su volumen de carga es de 27 m³. Su

vaciado se hace por las aberturas de carga en una cubeta trasladable sobre carro de transporte debajo del mismo horno. La duración del revestimiento corresponde a 1.200 cargas, poco más o menos.

Los gases de escape después de salir del horno de calentamiento y del tubo vertical posterior (separación primaria del polvo y refrigeración eventual por agua), en donde la temperatura de dichos gases desciende de 1.400 a 900°, atraviesan al recuperador, suministrado por la Industrie-Compagnie de Crefeld, para calentar todo el aire de combustión. Este recuperador se construye del tipo liso o del tipo de agujas, según convenga. Un dispositivo de giro con cadenas para separar el polvo ha dado muy buenos resultados prácticos en servicio continuo.

El secador de coque se compone de una serie de tubos de hierro fundido para recibir el material que debe secarse, los cuales van rodeados por los gases de escape. La substancia reductora —coque menudo o antracita— se levanta por la grúa de cuchara en la tolva dispuesta encima de los tubos de fundición, para pasar luego desecada y calentada en carros de cubeta debajo del secador.

La calefacción del horno de reducción puede efectuarse sea con hulla molida (también carbón con elevado porcentaje de azufre), o bien con masut, aceite de alquitrán o gas natural. La elección del combustible es únicamente cuestión de la rentabilidad.

LA FUSION DE RESIDUOS DE PIRITAS CALCINADAS EN LA FABRICA DE STÜRZELBERG

Unos 1,3 millones toneladas de residuos de piritas yacen cerca de Stürzelberg a la orilla izquierda del Rin. La busca de un procedimiento económico de fusión condujo al desarrollo arriba apuntado.

También hoy en día se funden en Stürzelberg exclusivamente residuos de piritas calcinadas de Meggen. Así pues, antes de entrar en detalles sobre las diversas posibilidades de aplicación del proceso sumamente adaptable, vamos a describir el tratamiento metalúrgico de dichos residuos.

Los residuos de piritas de Meggen con el siguiente análisis medio:

		P	0,02 %
Fe (total)	42,2%	S	7,20 %
Fe ₂ O ₃	50,12%	Cu	0,038%
FeO	9,12%	Pb	0,54 %
SiO ₂	10,8 %	Zn	9,52 %
Al ₂ O ₃	1,2 %	Mn	0,22 %
CaO	175%	Ti	0,162%
MgO	0,58%	As	0,032%
Residuos	13,1 %	H ₂ O	6-8 %

se calcinan sobre una cinta Lurgi hasta de 0,3 a 0,6% de azufre y sólo después llegan a la instalación de reducción de hierro. Los residuos de piritas calcinadas tienen aproximadamente la composición siguiente:

Fe (total)	44,20 %		
SiO ₂	14,90 %	Cu	0,052%
Al ₂ O ₃	2,54 %	Pb	0,45 %
CaO	1,82 %	Zn	10,20 %
MgO	0,68 %	Mn	0,28 %
P	0,027%	Ti	0,21 %
S	0,59 %	H ₂ O	4,50 %

No es absolutamente necesario calcinar los residuos de piritas, sino que pueden tratarse también directamente, y a pesar del elevado porcentaje de azufre se logra obtener un hierro bruto prácticamente exento de azufre. Sin embargo, la fábrica de Stürzelberg calcina los residuos con objeto de mantener lo más pequeño posible el porcentaje de azufre contenido en el óxido de cinc precipitado.

Los dos hornos de reducción en Stürzelberg van provistos de un revestimiento de dolomía —alquitran apisonado; se trabaja con una basicidad de

$$p = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + 1/2 \text{Al}_2\text{O}_3} = 2,1 \text{ a } 2,2$$

Con tan elevada basicidad la escoria permanece seca y sólo después de la sangría del hierro bruto se vierte la escoria en cubetas. Naturalmente es también posible trabajar con menor basicidad, por ejemplo con $p = 1,3$ a $1,4$, lo cual puede ser ventajoso especialmente tratándose de elevado porcentaje de SiO₂ de los minerales, con objeto de ahórrar castina y con ello aumentar la potencialidad de la instalación. La escoria ya no se obtiene entonces en estado seco, sino líquido, y se saca antes del hierro bruto. Para desulfurar el hierro que

se queda en el horno, se añade cal, y adicionando coque se verifica al mismo tiempo una recarburación. La citada adición de cal se queda entonces en el horno como castina para la carga subsiguiente. Verdad es que con este modo de trabajo ($p = 1,3$ a $1,4$) hay que aguantar una menor duración del revestimiento interior del horno.

El tratamiento de una carga de residuos de piritas calcinadas puede subdividirse en tres fases:

- 1.a — Operación de cargar y recalentar el horno duración aprox. 1 1/2 horas
 - 2.a — Separación del cinc y reducción parcial del hierro duración aprox. 4 horas
 - 3.a — Reducción completa del hierro y descarga del horno duración aprox. 1 1/2 a 2 horas
-
- Duración total 7 a 7 1/2 horas

El mineral altamente calentado, los cascotes de caliza desacidificados y el agente reductor precalentado (en este caso coque menudo) se cargan en el horno de reducción al comienzo del ciclo de operaciones. Por de pronto se hace girar el horno muy despacio con el fin de fritar el material y reducir las pérdidas por pulverización.

En el período de separación del cinc, cuyo comienzo es claramente conocible por la aparición de vapores de cinc en los cabezales del horno, se hace girar el horno ya a razón de 0,52 rpm. Aproximadamente una hora antes de terminarse el tratamiento, se añade coque menudo para conseguir una recarburación del hierro. Después de sacar el hierro líquido y la escoria, el horno está listo para recibir otra carga.

El horno II (21,5 m³ de cabida) de la fábrica de Stürzelberg necesita, con el citado tratamiento de la carga, las siguientes cantidades de aire soplado:

- a) período de recalentamiento 8.500 Nm³/h $\lambda = 1,19$
- b) separación del cinc 5.530 Nm³/h $\lambda = 1,67$
- c) período de reducción 8.500 Nm³/h $\lambda = 1,19$

($\lambda =$ exceso de O₂)

Los gases de escape contienen cantidades considerables de aire falso que se aspiran también a través del intersticio entre el horno de reducción y el de calentamiento así como el tubo vertical. La cantidad total de los gases de escape puede por término medio cifrarse en 25.000 a 30.000 Nm³/h.

La composición del hierro bruto especial producido en Stürzelberg se distingue por pureza extraordinaria:

C	4	— 4,8 %	Zn	0
Si	0,015	— 0,020%	Ti	Indicios
S	máx.	0,010%	Cr	menos de 0,10
P	0,030	y menos	Ni	0
Mn	0,30	— 0,40 %	Pb	0
Cu	menos de 0,10 %			

El porcentaje de manganeso y el de silicio pueden regularse mediante adiciones correspondientes en el caldero o cuchara. La calidad del hierro bruto obtenido corresponde a la mejor fundición sueca al carbón vegetal. Especialmente estimadas son sus cualidades de temple que motivan su empleo preferido para fundición dura y fundición de cilindros. El desarrollo de la esferofundición que se va intensificando cada vez más en estos últimos tiempos, ha proporcionado nuevas posibilidades de salida para el hierro Stürzelberg.

En el convertidor se puede transformar el hierro Stürzelberg en acero de gran valor para herramientas, soplando oxígeno puro, por lo que el contenido de carbono queda reducido.

Según G. Naeser²⁾ son únicamente la fundición Stürzelberg y la fundición sueca al carbón vegetal que se apropian sin otro tratamiento previo para la pulverometalurgia. Ensayos en gran escala llevados a cabo en una fábrica de la Alemania del Oeste con diversas clases de fundición para producir la pólvora RZ (proceso de fundición — escamas de óxido) han confirmado estas aseveraciones. El desarrollo verdaderamente impetuoso de la pulverometalurgia en estos últimos años, sobre todo en los Estados Unidos de América, da perspectivas de venta que no pueden aún apreciarse hoy en día.

Como afirma H. Reinfeld³⁾, desde la aparición del hierro Stürzelberg en los mercados alemanes y europeos, la demanda de este material ha ido aumentando continuamente.

El óxido de cinc obtenido va suministrando a las fábricas de cinc y de litopone, y a pesar del rendimiento todavía poco satisfactorio por causa de las instalaciones anticuadas en Stürzelberg, representa un abono en cuenta que justifica la marcha continua de la instalación experimental primitiva.

Por tonelada de fundición se obtiene cerca de 1,6 a 1,8 tds. de escoria. Esta escoria debido a su elevado porcentaje de CaO (55%) es un abono muy demandado y halla buena salida como cal metalúrgica. La misma escoria se descompone al aire ya después de un breve almacenado, de suerte que quedan suprimidos los elevados gastos de molienda, siendo solamente preciso separar las granallas arrastradas y cribar la escoria. Las granallas se cargan de nuevo en el horno, mientras que la escoria representa otro abono en cuenta más.

Es notable el buen aprovechamiento del calor de los gases de escape, muestra el flujo de calor del horno II de la fábrica de Stürzelberg. Los gases de escape dejan la instalación reductora de hierro propiamente dicha, después del secador de coque, quedan enfriados a unos 150° en una torre refrigerante y luego llegan a la instalación depuradora eléctrica, donde el óxido de cinc con 65 a 70% Zn es separado por vía electro-estática.

Merece especial mención el hecho de que la fundición especial Stürzelberg actualmente en comercio representa un hierro totalmente virginal, es decir que se funde sin adición de chatarra.

Por otra parte es naturalmente posible, sin inconveniente, añadir cualquiera cantidad de chatarra o utilizar el horno de reducción generalmente para refundir la chatarra. Hay que atender a que la chatarra no contenga cobre, cromo, níquel, etc., o que no presente porcentajes de fósforo demasiado elevados.

En muchos países los vaciaderos de residuos de piritas calcinadas, los cuales van creciendo de día en día, quedan sin utilizar, puesto que el alto horno no puede fundir minerales complejos plomizos y cincíferos. El cinc ataca al mineral refractario del alto horno y viene a tapar los conductos de gas. El plomo a su vez ejerce un influjo perjudicial al erisol.

El procedimiento Stürzelberg en cambio ofrece la posibilidad de fundir estos minerales complejos sin dificultad y de obtener, tanto una fundición de gran valor como los valiosos óxidos metálicos.

OTRAS POSIBILIDADES DE APLICACION MAS

La fábrica de Stürzelberg ha llevado a cabo en los pasados años numerosas series de ensayos con los minerales más diversos para fijar el alcance de las aplicaciones del proceso y adquirir nuevos entendimientos. De estos trabajos que fueron ejecutados bajo la dirección de A. Krus, director de la misma fábrica, vamos a extractar algunas notas características:

a) Varias series de ensayos demostraron que los óxidos metálicos más difíciles de reducir que los de hierro pasan a la escoria sin ser reducidos. Los concomitantes indeseables para la fundición quedan pues, separados de la misma, se enriquecen en la escoria y pueden en seguida ser sometidos a un tratamiento ulterior.

Así, por ejemplo, en la producción de alúmina a base de bauxita se obtiene un fango rojo con la siguiente composición:

Fe	42,3%	Pérdida por recocido
SiO ₂	7,5%	5,2% (4—5% Na ₂ O)
CaO	1,3%	indicios
TiO ₂	8,1%	S indicios
Al ₂ O ₃	12,0%	

El contenido de humedad del fango rojo, a saber 50%, requiere una larga desecación en un horno de calentamiento, para lo cual empero es suficiente el calor de los gases de escape. La fundición producida con la composición usual presenta un porcentaje de titanio de 0,01%.

b) Una ilmenita egipcia con

Fe	40 %	MgO	1,2 %
TiO ₂	55,8%	P	0,064%
SiO ₂	2,3%		

fué igualmente reducida sin dificultad. La misma fundición presentó sólo indicios de titanio; todo el titanio quedó enriquecido en la escoria y puede recuperarse de ésta.

c) Semejante ensayo interesante trató de la reducción de arenas marinas italianas. Estas contienen aprox. 59% Fe y 5,8% TiO₂. En este caso también se logró com-

binar el ácido titánico con la escoria de ferrita calcárea, obteniéndose un hierro relativamente puro.

d) En conjunto se llevaron a cabo en Stürzelberg cuatro series de ensayos con objeto de estudiar la reducción de minerales de manganeso y el enriquecimiento del contenido de manganeso en la escoria. Particularmente interesante es el tratamiento metalúrgico de minerales pobres en manganeso para obtener un ferro-manganeso de gran valor en dos etapas, a saber:

1.a etapa.— Separar el hierro del ferro-manganeso en un horno Stürzelberg.

2.a etapa.— Cargar en un horno eléctrico de cuba baja la escoria enriquecida de manganeso y tratarla para obtener un ferro-manganeso al 80%.

El resultado de los ensayos ha conducido a perspectivas favorables. Se logró sin dificultad separar el hierro del ferro-manganeso. La fundición producida, la cual en este caso es de considerar como subproducto, presenta un contenido de manganeso de 2,5, a 3% como máximo. En la escoria pudo mantenerse relación de Fe a Mn deseada, a saber 1:6. La basicidad se mantiene ventajosamente entre 1,4 y 1,8, puesto que con este régimen se consigue un enriquecimiento sensiblemente mayor de manganeso en la escoria.

e) Para aclarar el influjo que ejerce el contenido de azufre del carbón de calefacción en el tratamiento metalúrgico corriente de los residuos de piritas calcinadas de Meggen, se empleó un carbón de calefacción con 10% de azufre. El ensayo confirmó las esperanzas de que el contenido de azufre de los carbones de calefacción no tiene ninguna influencia sobre el porcentaje de azufre de la fundición producida. Con la basicidad normal $p = 2,1$ a $2,2$, se obtuvo un hierro bruto conteniendo 0,01% de azufre.

f) La muy buena eliminación del azufre, realizada en el horno Stürzelberg, quedó confirmada por el siguiente ensayo llevado a cabo en 1938 2). De una fábrica metalúrgica distante a 50 km se transportaron a Stürzelberg, en cuchara recubierta, 55 tds. de fundición Thomas líquida conteniendo 0,186% de azufre, que fue cargada en un horno de reducción. Por tratamiento con piedra caliza en cascós, previamente quemada, y adicionando coque menudo, el contenido de azufre de la fundición se redujo a 0,035%. El contenido de Si dismi-

nuyó de 0,77 a 0, 21%, mientras el contenido de P y el Mn quedaron casi sin variar.

Los ejemplos anteriores, entresacados de los resultados experimentales conseguidos en Stürzelberg, tienen por objeto esbozar solamente algunas posibilidades de aplicación del proceso Stürzelberg y no deben de ningún modo considerarse como representación completa. Resumiendo puede decirse que para el procedimiento Stürzelberg se apropian en particular minerales con un contenido de Fe superior a 40% y de SiO₂ inferior a 14%, para lo cual naturalmente es decisivo también el contenido de CaO. La temperatura de reducción es más baja que en el alto horno. Mn, Ti, Mo, V sólo quedan reducidos en pequeñas proporciones. Zn, Pb, Cd se vaporizan por completo y pueden precipitarse por vía electro-estática. Cr y Ni quedan reducidos parcialmente, mientras que Cu pasa al hierro integralmente.

MATERIAS PRIMAS, ENERGIA Y MANO DE OBRA NECESARIAS

Los precios de las materias primas y los jornales oscilan en los distintos países en porcentajes tan altos que la cuestión de la rentabilidad del proceso tiene que ser examinada en cada caso aislado.

A continuación, a título de ejemplo, se indican las cantidades necesarias de materiales, energía y mano de obra. El citado mineral sudamericano no contiene óxidos metálicos utilizables; para la reducción y calefacción se dispone de hulla mediocre.

Análisis del mineral de hierro:

Fe ₂ O ₃	87,0%	MgO	Indicios
FeO	5,0%	MnO	0,30%
(Fe	65,0%)	S	aprox. 0,30%
SiO ₂	4,0%	P	aprox. 0,10%
Al ₂ O ₃	—%	Densidad:	2,5 t/m ³
CaO	1,0%	Grano medio:	5 mm

Análisis del carbón de calefacción y de reducción:

C fijo	65%	S	1 %
Elementos volátiles	20%	Cenizas	14 %
		Densidad	0,8 t/m ³

Análisis de las cenizas:

SiO ₂	48,7%	Fe ₂ O ₃	14,0 %
Al ₂ O ₃	25,8%	TiO ₂	1,36 %
CaO	6,0%	Mn ₃ O ₄	0,63%
MgO	indicios	P ₂ O ₅	0,18%

Análisis de la piedra caliza en cascós:

CaCO ₃ +MgCO ₃	98 %	Al ₂ O ₃	—%
SiO ₂	1,3%	Fe ₂ O ₃	0,5%

Al calcular la carga se partió de la basicidad p = 2,1 y se tuvo en cuenta que aproximadamente la mitad de la cenizas del carbón de calefacción pasa al baño, mientras que el resto sale del horno de reducción con la corriente de gases de escape.

En el horno de reducción se cargan por 1000 kg de mineral 300 kg de piedra caliza en cascós. El aglomerado sacado en parte ya fritado, con densidad de 2, t/m³, contendrá en media 54,2% Fe.

En el horno de reducción se cargan ahora 44,5 tds. de aglomerado y 14,8 tds. de carbón reductor. En la fase final del proceso se necesitan aún aprox. 2,8 tds. de coque menudo para la recarburación. El consumo de carbón para la calefacción del del horno durante la fusión de una carga es de 10 tds. en cifra redonda.

Con un rendimiento medio de 0,8 se obtiene por carga 44,5 × 0,542 × 0,8 = 19,25 tds. de fundición. Por día de trabajo se funden en media de la campaña aprox. 3 cargas, de suerte que la producción diaria de un horno es de 19,25 × 3 = 57,75 tds. de fundición. Con 280 días de trabajo resulta entonces una producción anual por horno de 16.000 toneladas de fundición.

El análisis de la fundición será el siguiente:

C aprox.	4,5 %	S	0,010%
Si	0,015%	P	0,07—0,08 %
Mn aprox.	0,15 %		

Por tonelada de fundición producida se necesitan:

- 1,92 tds. de mineral (seco);
- 0,70 tda. de piedra caliza en cascós;
- 0,92 tda. de coque reductor (seco);
- 0,16 tda. de coque reductor (seco);
- 0,52 tda. de carbón de calefacción (seco);

80 kWh de corriente;

5 m³ de agua refrigerante,

30 kg. de dolomía;

3 kg. de alquitrán de acerería;

5 horas de jornal y de sueldo; aprox.

14% de los gastos originados por los renglones anteriores para entretenimiento, material menudo, servicio de grúas y manobras ferroviarias, laboratorio, etc.

Abono en cuenta:

1.6 tda. de escoria con más de 58% CaO utilizable como abono y cal de construcción.

La lista anterior no comprende la amortización e intereses del capital invertido ni los gastos de administración y de venta.

El costo de una instalación completa en orden de marcha para una producción anual de 60.000 tds. de fundición, suponiendo condiciones alemanas, importa 15 a 17 millones DM. Este coste se ha calculado sobre la base de los precios valederos el 1.12.1952.

RESUMEN

Los puntos más importantes sobre el sistema de construcción, funcionamiento y aplicación del procedimiento Stürzelberg para la producción de hierro bruto pueden resumirse como sigue:

1) Los minerales se reducen en un horno rotatorio de reverbero—horno de reducción, cebado por cargas. En el horno de precaldeo que análogamente al de reducción gira alrededor de su eje longitudinal, se calienta el mineral a alta temperatura, se desacidifica la piedra caliza, y luego se cargan con el agente reductor—coque menudo o antracita— en el horno de reducción.

2) La calefacción del horno de reducción puede hacerse sea con carbón pulverizado, aceite o sea con gas natural. Todo el aire de combustión—aire primario y secundario— se calienta en un recuperador hasta de 300 a 400°.

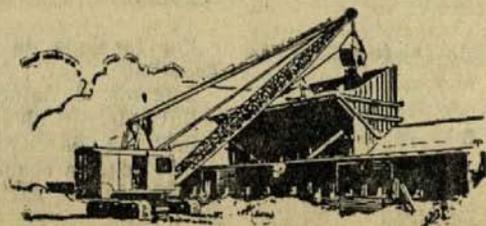
3) El gas de escape prácticamente inerte e incombustible cede su calor en el horno de calentamiento, recuperador y secador de coque, dejando la instalación con una temperatura de unos 300°.

4) El procedimiento no está ligado al caro coque en pedazos. Coque menudo, antracita y, bajo ciertas suposiciones, también adiciones de lignito pueden usarse para la reducción.

5) No se necesita cierto tamaño de pedazos de los minerales, del carbón y de la piedra caliza. Al contrario, es posible sin inconveniente cargar directamente menudos de minerales de carbones. Así, por ejemplo, con sólo pocas pérdidas por pulverización fueron tratados residuos de piritas calcinadas, de los que más de 50% presentaron una granulación de menos de 0.6 mm y también 39% de carbón de reducción tenía un tamaño de grano inferior a 0.6 mm.

6) El procedimiento es independiente del contenido de azufre de los minerales y carbones. También con elevado contenido de azufre se obtiene un hierro con porcentaje de azufre máximo de 0.01%. Esta fundición especial equivale a la mejor fundición sueca al carbón vegetal, y en particular debido a su elevado grado de pureza, a su buenas cualidades de temple y por su capacidad de formar grafito esférico ha conquistado en tiempo relativamente corto su puesto en el mercado de fundición especial. Se emplea para cilindros, fundición dura de toda clase, fundición fina y esferofundición. Además se apropia excelentemente para la obtención de pulverofundición según el proceso Mannesmann.

7) Especial importancia ha merecido el proceso para la fusión de minerales complejos que a causa de sus porcentajes de cinc y de plomo no son apropiados para el tratamiento normal en altos hornos corrientes. Estos ácidos se precipitan en una instalación depuradora de gas y representan un abono en cuenta particularmente valioso, sobre todo en la actualidad.



EXPLOTACION DE KYANITA PARA CERAMICA Y REFRACTARIOS

INTRODUCCION

COMMERCIALORES, Inc., ubicada cerca de Clover, Carolina del Sur, produce aproximadamente 75 toneladas de Kyanita por día de 250 toneladas de alimentación de la planta. En ésta se emplea flotación y calcinación para beneficiar la Kyanita.

La Kyanita —un silicato de aluminio— es un material bruto para las industrias de cerámica y refractarios y tiene empleo en ladrillos cocidos a fuego, cementos, formas refractarias especiales, todos de alta temperatura, y en la manufactura de vajilla de porcelana. La Kyanita deriva sus propiedades refractarias de su alto contenido de alúmina.

La disponibilidad de Kyanita de fuentes extranjeras retardó tiempo atrás la producción doméstica de ella. Sin embargo, Commercialores, Inc. se organizó en 1947 para comenzar con una producción en grande escala y tratamiento de los depósitos de gran tamaño y alta ley de Kyanita, ubicados cerca de Clover, Carolina del Sur. La construcción de la planta se inició en 1947 y la producción principió en junio de 1948. La planta llegó a su capacidad completa a fines de 1948.

UBICACION

La planta y la mina de Commercialores Corporation están ubicadas aproximadamente 30 millas al oeste de Charlotte, Carolina del Norte. La instalación se encuentra en Carolina del Sur y la ciudad de Clover, de este Estado, está aproximadamente a 5 millas de la planta. La cantera se halla al lado de la planta y sólo se necesita un corto transporte en camiones para llevar el mineral de Kyanita desde la cantera hasta la tolva del mineral grueso en la planta.

GEOLOGIA

La formación de Kyanita se observa topográficamente a lo largo de muchas millas debido a la formación del cerro conocido como Henrys Knob, que sobresale varios cientos de pies del terreno relativamente plano que lo circunda. Henrys Knob contiene el cuerpo mineralizado que es un esquisto de cuarzo y kyanita con rumbo norte y sur, que manteea aproximadamente 80° al Este.

Además del cuarzo, hay algo de pirita y rutilo en calidad de impurezas. Debido al color de la Kyanita y a su presentación en agujas cortas como manojos, el aspecto no es sorprendente. Sin embargo, ciertas porciones del cuerpo mineralizado contienen mineral alterado en que la pirita se ha convertido parcialmente en óxido de hierro. La Kyanita se distingue inmediatamente en la porción alterada, porque el óxido de hierro mancha preferentemente a la Kyanita. El resultado es una Kyanita parda, mucho más oscura que los minerales que la rodean. La Kyanita tiene la extraordinaria propiedad física de que su dureza varía, según sea la dirección de la raya.

EXPLOTACION

La tolva receptora de la planta está ubicada en el lado sur del cuerpo mineralizado, y al principio se comenzó la explotación en el lado norte. El camino de transporte sigue el contorno del cerro. La distancia entre la cantera y la planta permite que haya un desnivel razonable para los camiones de volteo.

La cantera se explota con una serie de bancos de 20'. Se usa perforadoras de carro y puntas de barreno de carburo al tungsteno. Una compresora estacionaria suministra aire a las perforadoras por una cañería de 3½" a 100 pulg. cuadr.

Se perfora aproximadamente 14 hoyos al mismo tiempo a lo largo del frente y se

cargan con dinamita Gelex. El estallido primario produce algunos bolones demasiado grandes que necesitan estallido secundario. El mineral quebrado se carga por medio de una pala Bucyrus-Eries de tres cuartos de yarda cúbica, en camiones de volteo para transportarlo a la tolva receptora de la planta.

SUMINISTRO DE FUERZA

La Duke Power Company entrega su fuerza a la planta por una línea de 12,000 volts. Tres transformadores Westinghouse de 100 KVA, reducen el voltaje a 440 volts, que es la norma para la maquinaria de la planta de concentración. Para el equipo más grande, tal como las chancadoras y molinos de bolas, se especifica equipo eléctrico del tipo corriente baja de partida.

TRANSPORTE

La cabecera de ferrocarril más próxima se encuentra en Clover, Carolina del Sur, y está atendida por el Southern Railway System. Por consiguiente, todos los concentrados tienen que llevarse en camión desde la planta, por lo menos, hasta Clover para su embarque definitivo a los consumidores de Kyanita.

SUMINISTRO DE AGUA PARA LA PLANTA

Una bomba centrífuga Frederick de 4" y 3 pasos, ubicada en un arroyo que dista aproximadamente 6000' de la planta hacia el norte, entrega agua fresca a la planta. La presión en la descarga de la bomba es de 175 pulg. cuadr., y entrega 500 galones por minuto.

PLANTA

Chancado:

El mineral quebrado de la cantera, cuyo tamaño varía entre 24" x 36" y finos, es vaciado de los camiones de transporte a una tolva, desde donde el mineral va a las chancadoras primarias por un alimentador de delantal de 42" de ancho por 8' de largo. Un motor de 3 HP, con accionamiento de correa en V y un reductor American de velocidad, impulsan al alimentador. La escala adecuada de alimentación para una chancadora de mandíbula de 24" x 36", es

regulada por el alimentador. La chancadora primaria es accionada por un motor de 125 HP.

La chancadora primaria se ajusta para que descargue un producto chancado de 8" que es llevado por un transportador de correa de 24", a la etapa secundaria de chancado. Una chancadora de cono N.º 6 triturará el mineral de 8" a 2". Se usa un motor de caja de ardilla de 40-HP, como unidad impulsadora para esta chancadora de cono No 6.

La chancadora secundaria descarga en harnero vibratorio de 4' x 6', con aberturas de 1". Los tamaños mayores pasan a una chancadora de reducción, Tipo R, N.º 622. Los tamaños menores del harnero vibratorio se combinan con la descarga de la chancadora Tipo R N.º 622 y el producto va a una tolva de 200 toneladas para mineral fino.

Molienda:

La tolva de mineral fino descarga en un alimentador de correa de 18" de ancho con accionamiento Reeves de velocidad variable. Con este alimentador se mantiene una alimentación adecuada para el circuito de molienda. El alimentador de correa descarga en un alimentador de tambor de un molino de barras Denver Steel de 4' x 10'.

El molino Denver de barras es operado a 27 RPM, que es 75% de la velocidad crítica. Los mejores forros en cuanto a desgaste, son los que proporcionan una buena acción de levantamiento con un mínimo de resbalamiento. El molino de barras es operado en circuito abierto con solo tres harneros vibratorios de 4' x 6'. Los tamaños mayores de los harneros vibratorios pasan a un molino de rodillos de 4' x 8', operado en circuito cerrado con los mismos tres harneros. Los molinos de barras de 4' x 10' y de 4' x 8' descargan en una bomba de arena de 3" que entrega la pulpa a tres harneros vibratorios montados 30' sobre el piso de la bomba. Los tamaños menores del harnero o alimentación de la flotación tienen alrededor de un 5% mayor de 35 mallas.

FLOTACION

Los tamaños menores del harnero vibratorio fluyen por gravedad a una máquina de flotación Denver "Sub-A" N.º 15 (24 x 24) de 6 celdas. La etapa primaria de flotación elimina un producto estéril que es principalmente pirita. Se flota con etil xantato como colector y aceite de pino

como espumante. Los reactivos son agregados a las celdas sin acondicionamiento previo.

El relave de la primera tapa de flotación, fluye a un clasificador de rastrillo de 4' x 2'. El clasificador descarta un producto estéril, menor de 160 mallas y asimismo los reactivos de la primera etapa de flotación. Las arenas del clasificador se acondicionan aproximadamente a 65-70% de sólidos en un agitador que consiste en 2 estanques de madera, en los que hay montados mecanismos verticales agitadores. El eje de cada mecanismo está dotado de una hélice Cruciforme de 18" que gira a 250 rpm. Se usa un colector de petróleo sulfonado para activar la Kyanita.

Después de acondicionada, la pulpa fluye a una máquina de flotación Denver "Sub-A" (28 x 28), N.º 18, a prueba de ácidos. La alimentación de pulpa entra en la primera celda y se retira un producto de espuma de las dos primeras celdas, que es enviado directamente a la segunda etapa de limpia (saltándose la primera etapa de limpia). El resto del producto de espuma de las últimas 4 celdas, pasa a una primera etapa de limpia. La máquina de flotación Denver "Sub-A", N.º 18 (28 x 28), a prueba de ácidos actúa como un "rougher" y produce un relave definitivo. Los relaves son comprimidos y su naturaleza gruesa permite amontuarse. Se está prestando atención a esta característica, que puede ser utilizada ventajosamente en el futuro. El concentrado de flotación "rougher" de Kyanita de las últimas 4 celdas de la máquina "rougher" de flotación se limpia inmediatamente en 3 celdas de una máquina de flotación Denver "Sub-A", N.º 18 (28 x 28), a prueba de ácidos. El primer concentrado "cleaner", se combina con una porción de alta ley de concentrado "rougher" de las etapas de limpia segunda y final, lo que se realiza en otra sección de 3 celdas de la máquina de flotación Denver "Sub-A", N.º 18 (28 x 28), a prueba de ácidos.

Los productos intermedios "cleaner" se bombean de retorno a las celdas "rougher" por medio de una bomba de arena Denver SRL de 3". El concentrado final de flotación de kyanita fluye a un clasificador de rastrillo de 4' por 22' por desaguar. Se coloca un espaciador longitudinal entre los brazos del rastrillo y sus centros. El resultado de esta idea novedosa es una descarga de arena más seca, porque el agua puede drenarse mejor de las arenas de Kyanita con el golpe de retorno del rastrillo. El concentrado de Kyanita, después

del desagüe, se almacena en un área de concreto para drenaje. Desde este punto, la Kyanita se carga en una tolva de madera que está sobre un transportador de 18". Se usa un cargador de arena Internacional movido con motor a gasolina para cargar y llevar los concentrados.

Separación Magnética

El transportador descarga la Kyanita en secador rotatorio de 4' x 27', que se calienta con un quemador a petróleo de tipo rotatorio. El secador reduce el contenido de humedad en la kyanita casi a cero. El equipo colector de polvo incluye un filtro de aire American Roto Clone y un prelimpiador espumador. El colector de polvo es descargado intermitentemente y la Kyanita fina se junta con las descargas del secador. La Kyanita seca se descarga del secador a 250°.

Un elevador de baldes eleva la Kyanita de la descarga del secador a una tolva de acero de fondo cónico de 50 toneladas. El concentrado seco de flotación es suministrado por la tolva a dos separadores magnéticos Dings Tipo IR de 3 rodillos y a un separador magnético Tipo IR de 5 rodillos, que elimina el material de óxido de hierro. Los óxidos de hierro tienen tendencia a acompañar al concentrado de Kyanita con el régimen actual de reactivos. El material portador de hierro (parte magnética), es un producto estéril, y el concentrado no-magnético de Kyanita se almacena en una tolva de acero de fondo cónico de 200 toneladas. Este material es un producto vendible y está marcado como Kyanita de 35 mallas. El concentrado contiene 57% a 61% de alúmina con menos de 1% de Fe_2O_3 .

La planta produce 1 tonelada de concentrado final seco de Kyanita por cada 4 y media toneladas de alimentación de la planta. En la flotación se recupera aproximadamente 90% de la Kyanita presente en la roca de la cantera. La concentración magnética, que sigue a la flotación, recupera más del 95% de la Kyanita presente en el concentrado de flotación.

Calcinación

La alimentación de la flotación es menor de 35 mallas y sin ulterior molienda o clasificación por tamaños, la Kyanita se puede vender. Aproximadamente un 15% de producción total puede venderse, sin mayor tratamiento.

Sin embargo, el resto de la producción tiene que molerse más finamente para satisfacer ciertas especificaciones. Asimismo, el concentrado restante puede calcinarse para convertirlo en mullita. La molienda posterior se hace a base seca y se usa un molino de guijarros de 4' x 16'. Este molino está forrado con bloques de granito de Carolina del Norte. Como medio de molienda se usa cubos de granitos. Un separador de aire Gayco de 8' cierra el circuito de molienda, volviendo los tamaños mayores al molino de guijarros. Los finos separados son reunidos en un cono de acero de 6', que se usa como tolva de ensacado.

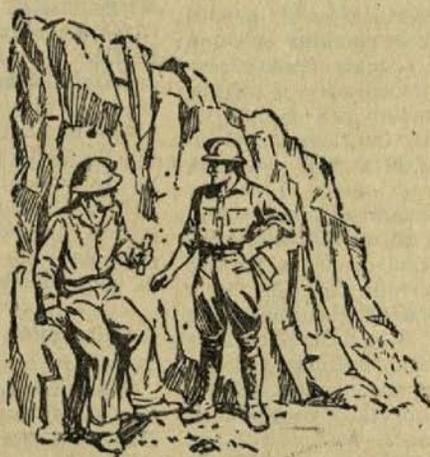
Los concentrados de Kyanita pueden calcinarse para convertirlos en mullita cuando así lo piden los clientes. Se usa un horno vertical rotatorio de 4' de diámetro x 60' de largo, forrado con ladrillos para calcinar la Kyanita a 2.800. F. de temperatura de descarga. El horno gira aproxi-

madamente a 2rpm y el casco tiene una inclinación de $\frac{1}{2}$ " por pie. El horno es operado con una cámara de polvo y una chimenea de 30" por 60". Un transportador de tornillo retira el polvo depositado de la cámara de polvo y lo descarga en una tolva de 200 toneladas para mezclarlo.

La alta temperatura de descarga del horno exige un enfriador para la Kyanita caliente. La temperatura de la Kyanita baja a lo normal en un enfriador rotatorio de 3' x 40'. El buzón de alimentación del enfriador tiene forro de agua y se rocía el casco con agua refrigerante en los primeros 20 pies del enfriador.

Después del enfriamiento, el material está listo para ensacarlo y venderlo, o sino el producto más frío puede retornarse convenientemente al circuito de molienda seca para producir tamaños más finos.

Denver Equipment Company. Boletín N.o M4-B68).



LA INDUSTRIA MINERA EN CHILE (1)

SALITRE Y YODO

En el mes de Julio, la producción de salitre experimentó un aumento de 5.647 toneladas, que elevó su total a 128.559 toneladas. Este volumen es superior en 9.592 toneladas al de Julio de 1952. En los primeros siete meses del presente año, la producción de salitre ha alcanzado un total de 913.299 toneladas, que en comparación con 744.731 toneladas en igual período de 1952, arroja un aumento de 168.568 toneladas, equivalente a 22,6%.

La producción de yodo continuó paralizada en el mes de Julio, por lo que su total en los primeros siete meses del año en curso se ha mantenido en 19.578 kilogramos netos. Por otra parte, en el período de Enero a Julio de 1952, la producción alcanzó a 515.585 kilogramos netos.

PRODUCCION DE SALITRE Y YODO

(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	Salitre Tons. brutas	Yodo Kgs. netos
1941.....	1.416.345	1.531.738
1942.....	1.332.723	831.263
1943.....	1.171.151	824.434
1944.....	990.709	1.328.572
1945.....	1.383.505	741.754
1946.....	1.648.958	628.000
1947.....	1.720.227	1.298.907
1948.....	1.834.981	1.951.071
1949.....	1.787.948	86.921
*1950.....	1.614.146	542.895
*1951.....	1.684.407	1.298.482
*1952.....	1.427.817	818.336
*1952 Julio.....	118.967	97.662
Agosto.....	141.206	82.943
Septiembre.....	128.259	78.025
Octubre.....	126.503	77.251
Noviembre.....	140.403	39.787
Diciembre.....	146.703	26.145
1953 Enero.....	144.913	2.350
Febrero.....	131.501	527
Marzo.....	127.148	7.013
Abril.....	127.660	6.588
Mayo.....	130.701	—
Junio.....	127.912	—
Julio.....	128.559	—

* Cifras provisionales.

*Tomaño del Boletín del Banco Central de Chile correspondiente al mes de Septiembre 1953.

CARBON

La producción bruta de carbón subió en Julio a 218.871 toneladas, esto es, en 18.465 toneladas con respecto al mes de Junio. Sin embargo, es inferior, en 1.963 toneladas, a la producción que se registró en Julio de 1952. En el período de Enero a Julio la producción bruta de carbón ascendió a 1.312.940 toneladas, cifra que es inferior en 77.472 toneladas (5,6% a la del mismo período del año pasado, que fué de 1.390.412 toneladas.

PRODUCCION DE CARBON

(En toneladas)

(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	Prod. bruta	Prod. neta
1941.....	2.000.271	1.846.302
1942.....	2.150.799	1.921.451
1943.....	2.265.128	2.031.548
1944.....	2.279.438	2.047.392
1945.....	2.078.530	1.850.514
1946.....	1.965.865	1.742.513
1947.....	2.065.764	1.071.561
1948.....	2.270.862	2.011.690
1949.....	2.141.451	1.927.593
*1950.....	2.180.923	1.964.092
*1951.....	2.211.295	1.988.938
*1952.....	2.416.894	2.193.199
1952 Julio.....	220.834	200.973
Agosto.....	199.156	179.855
Septiembre.....	192.299	175.369
Octubre.....	226.922	209.141
Noviembre.....	196.990	179.594
Diciembre.....	211.115	185.265
1953 Enero.....	216.868	198.723
Febrero.....	191.132	175.165
Marzo.....	109.772	94.933
Abril.....	195.933	178.726
Mayo.....	182.988	168.357
Junio.....	200.406	180.292
Julio.....	218.871	199.830

* Cifras provisionales.

COBRE

En el mes de Julio, la producción de cobre en barras registró la cifra más baja del año, al descender a 27.353 toneladas de fino, inferior en 5.074 toneladas (15,6%) a la registrada en el mes anterior. Sin embargo, en los primeros siete meses del año en curso

se han producido 224.867 toneladas de cobre en barras, en comparación con 215.459 toneladas en igual período del año pasado, lo que significa una mayor producción de 9.408 toneladas (4,4%).

Igualmente, las exportaciones de minerales de cobre de la pequeña minería se mantienen, en lo que va transcurrido de los primeros siete meses de este año, a un nivel superior al de igual período del año anterior. En efecto, en el lapso de Enero a Julio se han exportado 12.923 toneladas de minerales, en comparación con 10.472 toneladas en igual lapso de 1952; esto significa un aumento de 2.451 toneladas, esto es, 23,4%.

PRODUCCION DE COBRE

(Toneladas de fino)
(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	Barras (1)	Precip. concent. cemento (2)	Minerales (2)	Total (3)
1941.....	459.959	7.681	5.048	468.688
1942.....	476.941	5.427	1.985	484.353
1943.....	488.518	3.892	4.731	497.141
1944.....	489.906	3.671	4.942	498.519
1945.....	462.070	2.666	5.437	470.181
1946.....	358.602	1.870	636	361.038
1947.....	408.400	10.782	7.488	426.670
1948.....	424.910	13.538	6.519	444.967
1949.....	350.736	17.039	3.319	371.094
1950.....	345.460	15.151	2.146	362.757
*1951.....	360.100	15.052	4.575	379.726
*1952.....	383.283	14.731	6.721	404.744
*1952 Julio.....	32.853	1.534	848	35.235
Agosto.....	31.193	952	385	32.530
Septiembre.....	32.383	1.436	875	34.694
Octubre.....	33.862	2.745	85	36.692
Noviembre.....	39.079	1.148	766	40.994
Diciembre.....	31.307	1.953	635	33.895
1953 Enero.....	**32.819	1.525	804	**35.148
Febrero.....	**31.439	1.382	556	**33.377
Marzo.....	**27.405	1.452	701	**29.558
Abril.....	35.741	824	216	36.781
Mayo.....	37.683	511	343	38.537
Junio.....	32.427	1.180	1.305	34.912
Julio.....	27.353	1.785	339	29.476

* Cifras provisionales. (1) A partir de Enero de 1952, incluye la producción de cobre en barras de la Fundación Nacional de Paipote. (2) Estas cifras corresponden a los minerales exportados de la pequeña minería. (3) Por las razones indicadas en la nota 1, las cifras correspondientes al período de Enero a Septiembre de 1952, han debido ser rectificadas.

**Cifras rectificadas.

HIERRO

A 119.859 toneladas de fino bajó la producción de hierro en el mes de Julio, acusando un descenso de 25.759 toneladas en relación con la producción registrada en el mes de Junio. No obstante, la producción del período de Enero a Julio del presente año, ascendente a 947.372 toneladas de fino, es superior en 125.759 toneladas (15,3%) a la de igual período de 1952.

PRODUCCION DE HIERRO

(En toneladas)
(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	Minerales	Fino contenido
1941.....	1.696.626	1.011.189
1942.....	409.231	245.095
1943.....	4.037	2.818
1944.....	18.413	11.075
1945.....	276.904	173.037
1946.....	1.177.052	737.690
1947.....	1.737.533	1.083.635
1948.....	2.710.941	1.631.480
1949.....	2.493.890	1.512.959
*1950.....	2.963.233	1.771.049
*1951.....	3.174.338	1.961.264
*1952.....	2.310.474	1.392.528
*1952 Julio.....	52.900	32.221
Agosto.....	106.054	64.163
Septiembre.....	209.444	126.211
Octubre.....	187.102	113.384
Noviembre.....	219.437	130.982
Diciembre.....	227.566	136.175
1953 Enero.....	228.745	137.018
Febrero.....	237.059	141.026
Marzo.....	223.422	133.810
Abril.....	242.179	142.619
Mayo.....	213.223	127.422
Junio.....	244.778	145.618
Julio.....	201.647	119.859

*Cifras provisionales.

ORO Y PLATA

PRODUCCION DE ORO

(Kilogramos de fino)
(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	Barras (de minas y lavaderos)	En minerales concentrados, precip. combinados y contenidos en minerales de cobre (1)	En barras de cobre (2)	Total (3)
1943.....	1.392	330	3.682	5.404
1944.....	2.441	595	3.301	6.337
1945.....	3.031	1.055	1.484	5.510
1946.....	3.854	2.621	676	7.181
1947.....	2.683	1.076	593	5.253
1948.....	3.862	1.049	723	5.134
*1949.....	4.199	735	638	5.572
*1950.....	4.174	1.029	652	5.915
*1951.....	4.222	571	608	5.401
*1952.....	3.576	753	1.146	5.475
*1952 Julio.....	326	158	111	594
Agosto.....	319	66	107	492
Septbre.....	330	83	116	529
Octubre.....	342	13	115	470
Novbre.....	257	30	119	416
Dic.....	212	36	123	373
1953 Enero.....	303	68	**125	**496
Febrero.....	92	31	**109	**232
Marzo.....	163	23	**124	**316
Abril.....	225	14	**104	**323
Mayo.....	154	21	**121	**296
Junio.....	173	33	**112	**318
Julio.....	158	12	87	257

*Cifras provisionales. (1) Estas cifras corresponden a los minerales de la pequeña minería. (2) Representan el oro contenido en las barras de cobre bilsiter producidas en Potrerillos y Chuquicamata. A partir de Enero de 1952, incluye también oro producido en la Fundación Nacional de Paipote. (3) Por las razones indicadas en la nota anterior, las cifras correspondientes al período de Enero a Septiembre de 1952, han debido ser rectificadas.

**Cifras rectificadas.

La producción de oro bajó en el mes de Junio a 257 kilogramos de fino, con lo cual acusa un descenso de 62 kilogramos (19,4%) con respecto a la producción de Junio. Durante los primeros siete meses del año en curso se produjeron 2.237 kilogramos de fino, en comparación con 3.195 kilogramos en igual lapso de 1952. Esta diferencia significa una disminución de 30,0%.

Por otra parte, la producción de plata experimentó un pequeño aumento en el mes de Julio, llegando a 3.832 kilogramos de fino, cantidad superior en 9 kilogramos (0,2%) a la del mes precedente. Dicha producción alcanzó a 27.338 kilogramos de fino en el período de Enero a Julio del año en curso, en comparación con 22.905 kilogramos en igual período del año pasado. Estas cantidades indican un aumento de 4.433 kilogramos (19,4%).

PRODUCCION DE PLATA

(Kilogramos de fino)
(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

FECHAS	En barras de cobre (1)	En miner. concent. precip. comb. y cont. en miner. de cobre (2)	Plata en barras (3)	Total (4)
1941.....	24.116	14.724	—	38.840
1942.....	24.888	3.304	—	28.192
1943.....	25.584	5.727	—	31.311
1944.....	23.445	7.551	—	30.996
1945.....	18.032	7.642	—	25.674
1946.....	14.837	2.408	—	17.335
1947.....	14.648	8.588	—	23.236
1948.....	16.198	10.612	—	26.810
*1949.....	13.473	11.400	—	24.873
*1950.....	15.171	8.053	—	23.227
*1951.....	15.161	15.429	—	30.590
*1952.....	21.207	15.395	2.164	38.763
*1952 Julio.....	1.925	1.529	257	3.721
Agosto.....	1.389	1.160	277	3.316
Septiembre.....	1.980	1.059	247	3.285
Octubre.....	1.383	1.190	292	3.365
Noviembre.....	1.925	935	289	3.149
Diciembre.....	1.647	828	271	2.746
1953 Enero.....	**2.747	1.247	244	**4.238
Febrero.....	**2.494	795	268	**3.557
Marzo.....	**2.224	1.360	232	**3.833
Abril.....	**2.900	726	305	**4.073
Mayo.....	**3.201	611	216	**4.032
Junio.....	**2.805	791	227	**3.823
Julio.....	2.457	1.051	323	3.832

* Cifras provisionales. (1) Representan la plata contenida en las barras de cobre blister producidas en Potrerillos y Chuquicamata, a partir de Enero de 1952, incluye también plata producida en la Fundación Nacional de Petróleo. (2) Estas cifras corresponden a los minerales de la pequeña minería. A partir de Enero de 1952, incluye, además, plata producida en la Compañía Minera "Arsen". (3) Corresponden a la producción de plata en barras del Instituto de Fomento Minero e Industrial de Antofagasta y de la Compañía Sali Hoehschild. (4) Por las razones indicadas en la nota anterior, las cifras correspondientes al período de Enero a Septiembre de 1952, han debido ser rectificadas.
**Cifras rectificadas.

Desde el mes de Enero del presente año, las cifras de producción de oro y de plata incluían el oro y la plata contenida en el cobre blister EXPORTADO por la planta de Chuquicamata. Desde el presente Boletín, se incluirá el oro y plata contenido, no ya en el cobre exportado, sino en el cobre blister producido por dicha planta, para lo cual las cifras del cuadro respectivo, correspondientes a los meses transcurridos del presente año, han sido rectificadas.

INDICE DE PRODUCCION DE LA GRAN MINERIA

El índice general de la producción de la gran minería registró en el mes de Julio un considerable descenso, de 10,2%, respecto al guarismo registrado en el mes anterior. En efecto, de 112,5 puntos en Junio bajó a 101,0 puntos en el mes que se comenta. La mencionada baja obedece, principalmente, a la disminución en la producción de cobre, hierro y oro.

El promedio de dicho índice para los primeros siete meses de este año, sin embargo, subió a 111,3 puntos que, comparado con el de 106,6 puntos para el mismo lapso del año anterior, revela un aumento de 4,4%.

INDICE DE LA PRODUCCION DE LA GRAN MINERIA

(Las payres, base 1935-37-38 = 100)

(Calculado por el Servicio Nacional de Estadística)

Me- ses	1947	1948*	1949*	1950*	1951*	1952*	1953
Ene.	120,1	118,1	122,6	103,8	118,1	114,5	**119,3
Feb.	118,0	114,6	108,2	96,7	103,0	107,4	**109,5
Mar.	129,1	129,8	124,4	93,5	118,1	95,4	98,8
Abr.	123,0	126,7	119,9	62,2	116,3	89,1	**117,0
May.	123,8	126,0	114,2	115,6	102,1	101,4	**120,5
Jun.	116,7	123,8	107,7	84,7	90,1	122,6	**112,5
Jul.	115,9	118,9	105,0	110,9	114,9	116,1	101,0
Ago.	97,9	125,0	98,1	118,8	124,6	113,0	
Sep.	115,4	118,7	91,5	100,4	113,3	116,3	
Oct.	115,9	135,8	101,5	124,3	126,2	121,3	
Nov.	116,0	120,2	98,1	124,2	118,2	130,7	
Dic.	121,0	124,8	103,6	116,7	114,9	116,4	
Prom.	117,8	124,0	108,2	106,8	113,4	112,1	

NOTA: La ponderación o importancia relativa de los diferentes productos mineros incluidos en este índice es la siguiente: Cobre, 0,614; Salitre, 0,214; Oro, 0,070; Carbón, 0,049; Yodo, 0,028; Hierro, 0,020 y Plata, 0,005.
*Cifras provisionales. **Cifras rectificadas.

PETROLEO

A partir del presente Boletín, se incluirá un cuadro con las cifras de la producción de petróleo crudo obtenido de los yacimientos que la Empresa Nacional de Petróleo (ENAP) explota en la provincia de Maga-

llanes. Estos datos nos han sido proporcionados por el Servicio Nacional de Estadística.

Dichas cifras se publican desde Octubre de 1949, fecha en que el primer yacimiento, de Cerro Manantiales empezó a producir. Posteriormente, se han explotado nuevos yacimientos, con lo cual se han logrado aumentar substancialmente las cifras anuales de producción. En efecto, de 8.506 m³ producidos en 1949, subió a 100.124 m³ en 1950, a 120.781 m³ en 1951, y finalmente, a 144.643 m³ en 1952.

En los primeros nueve meses del presente año, la producción de petróleo crudo ha alcanzado la cifra de 135.952 m³, en comparación con 101.451 m³ en igual período de 1952, lo que revela una mayor producción de 34,0%.

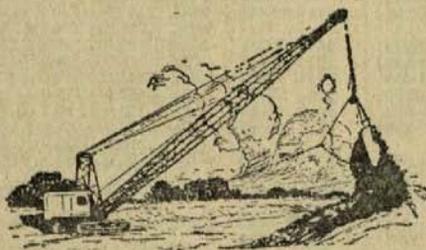
PRODUCCION DE PETROLEO CRUDO

(En metros cúbicos)

(Cifras del Servicio Nacional de Estadística)

Meses	1949	1950	1951	1952	1953
Enero.....	—	9.309	8.879	10.945	14.357
Febrero.....	—	8.534	8.321	10.694	13.210
Marzo.....	—	7.483	9.403	11.112	15.199
Abril.....	—	8.141	10.142	10.611	15.129
Mayo.....	—	8.649	12.443	16.639	15.019
Junio.....	—	8.746	9.891	10.635	14.439
Julio.....	—	9.513	8.955	11.832	15.153
Agosto.....	—	7.089	9.627	12.585	15.370
Septiembre...	—	8.547	9.340	12.408	18.063
Octubre.....	1.278	7.299	10.213	14.077	
Noviembre...	2.471	7.525	12.470	13.508	
Diciembre....	5.957	9.272	10.539	15.808	
Total.....	8.506	100.124	120.781	144.643	

NOTA.—Las suma de los parciales pueden no coincidir con el total debido a aproximaciones.



MAGNESIO

Por **JAMES S. KIRKPATRICK**

Presidente, The Magnesium Association, New York N. Y.

Hoy día se acepta el magnesio como uno de los metales estructurales comunes, y figura en lista con el hierro, el acero y el aluminio. Es el más liviano de los metales estructurales; el aluminio es un 50 por ciento más pesado y el titanio, 2.1/2 veces más pesado. Este peso liviano, combinado con buena resistencia y estabilidad, explica el uso de grandes cantidades de magnesio en una amplia variedad de aplicaciones.

Hay seis plantas de magnesio, de propiedad del Gobierno, en producción, y la de Dow Chemical, de propiedad privada, en Freeport, Texas, que en conjunto produjeron unas 100.000 toneladas de magnesio primario en 1952. Entre el 45 y el 50 por ciento de esto fué al consumo, y el resto al stock militar. Del magnesio usado, sin tomar en cuenta el de stock, alrededor de un cuarto fué la industria civil y tres cuartos a necesidades militares.

En la primavera de 1952, principió a producir una planta de propiedad del Gobierno, operada por Dow Chemical Company, en Madison. Las láminas que produce esta planta son exclusivamente para la Fuerza Aérea de Estados Unidos y para otros usos militares.

En Agosto de 1952, Brooks & Perkins, Inc. principió a producir hojas y placas de magnesio laminado, en su nueva planta de Livonia, al lado de Detroit, Michigan. La mayor parte de las hojas laminadas en ella se usan en la planta elaboradora de la compañía. Como esta firma es una de las mayores consumidoras de magnesio en hojas en EE. UU., se alivia con esto la anterior situación de escasez. Además de las hojas, la planta de Brooks and Perkins está produciendo placas comerciales laminadas en caliente (de 3/16 de pulgada y más gruesas), para venderlas a usuarios comerciales.

No habría una reseña completa del mag-

nesio sin mencionar otro factor sumamente básico; esto es, la disponibilidad virtualmente ilimitada de una fuente de abastecimiento. Cada milla cúbica de agua de mar contiene 12.000.000.000 de libras de magnesio. Esta fácil disponibilidad es quizás una razón importante de que el informe de la President's Materials Policy Commission estime un crecimiento en el uso del magnesio de 1.845 por ciento en 1975, comparado con 1950. Esta expansión prevista es mucho mayor que la de cualquier otro material, siguiéndola la del cobalto, con un aumento predicho de 344 por ciento en el mismo período de tiempo. Este aumento sería aproximadamente de 1.100.000.000 libras de magnesio en 1975, y el total de 1.000.000.000 de libras usaría menos de 1/10 de una milla cúbica de agua de mar de las 320.000.000 de millas de que se dispone.

CONSUMO NACIONAL DE MAGNESIO ESTIMADO EN 1951, POR CAMPOS DE APLICACION O USO

Uso	Porcentaje
Aviones: motores, ruedas, armazones etc.	29.3
Industria del aluminio	20.4
Usos electroquímicos: ánodos subterráneos, ánodos de agua fresca, de mar, etc.	8.5
Transporte terrestre: camiones y trailers, automotores, etc.	7.6

Uso	Porcentaje
Maquinaria y herramientas; herramientas portátiles máquinas comerciales, etc.	6.2
Usos químicos y metalúrgicos	6.0
Manipulación de materiales: planchas de muelle, patines, equipo de maestranza, industria del concreto, etc.	4.7
Equipo eléctrico: radar, radio, televisión, etc.	3.5
Polvo de magnesio	2.4
Productos de consumidores: escaleras y herramientas de mano, muebles, artículos de deporte, etc. . .	1.6
Industria Textil	0.8
Imprenta y grabados	0.4
No Clasificado o misceláneo	8.6
Total	100.0

NOTAS.—

- 1.—Lo anterior incluye metal en las formas usadas por las determinadas industrias. Por ejemplo, como piezas fundidas, láminas, etc., usadas en la industria aeronáutica; no el magnesio primario y secundario usado para producir estas formas.
- 2.—No se incluye metal que vaya al stock.
- 3.—Los usos detallados que siguen a los encabezamientos, están ordenados según su posición estimada.
- 4.—El consumo total de magnesio en 1951, fué aproximadamente de 100 millones de libras (aparte de lo que fué el stock). Así, pues, por coincidencia, las cifras de porcentajes se aproximan a las cantidades en millones de libras.

Recopilado por la Magnesium Association.

ORO Y COBRE EN CAPOTE

LA EXPORTACION ERA IMPOSIBLE POR EL VALOR DEL FLETE

Don Juan Egaña escribía en 1803, sobre la producción minera del cerro de Capote (diputación de Minas del Huasco). Su trabajo fué prolijamente corregido por don Ignacio Domeyko. Aseguraba que aunque de allí se había extraído el más rico mineral de oro de América, el más abundante era el cobre. Pero la industria del metal rojo de aquel yacimiento fué decayendo, por que todo se lo llevaba el flete.

El recorrido que tenía que hacer este cobre para desembarcar en España no era corto.

Para llegar a Aconcagua, era menester un trayecto de 200 leguas; después tenía que atravesar la Cordillera de los Andes a lomo de mula y entrar, en seguida, a los inmensos desiertos de las pampas de Buenos Aires, donde a la falta de recursos para sostener la vida de los hombres y de los animales, había que agregar el peligro de los indios que atacaban a las caravanas. En Buenos Aires el cobre era nuevamente embarcado para Montevideo, donde después de un nuevo trasbordo, seguía con destino a España. Y, en proporción a tantas dificultades, era el precio del flete.

ACTAS DEL CONSEJO GENERAL DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

PRESIDENCIA DE DON HERNAN VIDELA LIRA

El 5 de noviembre 1953, a las 19 horas, se reunió el Consejo Directivo de la Sociedad Nacional de Minería, presidido por don Hernán Videla Lira, y con la asistencia de los Consejeros señores Julio Aseú, Luis Adduard, Fernando Benítez, Roque Berger, Alberto Callejas, Reinaldo Díaz, Francisco Duchesne, Hernán Elgueta, Elías Espoz, Manlio Fantini, Héctor Flores, Eduardo Frei, Ricardo Fritis, Arturo Griffin, Arturo Herrera, Ladislao Yrarrázaval, Adolfo Lesser, Carlos Nazar, Alejandro Noemí, Pedro Oyarzún, Marín Rodríguez, Raúl Rodríguez, Jorge Salamanca, Eulogio Sánchez, Hugo Torres, y el Secretario Consejero, don Mario Muñoz G.

I ACTA

Fue aprobada el acta N.º 1.185, correspondiente a la sesión de 8 de octubre de 1953, dejándose constancia que, por un error de copia, no aparecen entre los asistentes a la sesión referida los consejeros señores Elías Espoz, Eduardo Frei y Raúl Rodríguez.

II CUENTA

Se dio cuenta:

a) De una comunicación de la Asociación Minera de La Serena, en que da a conocer la nómina del Directorio elegido para el período julio 1953-julio 1954. Se acusó recibo por Secretaría.

b) De otra nota de la misma Asociación, en que informa que desde hace algún tiempo hay paralización de faenas mineras en esa zona, debido a que no se cuenta con la cuota de neumáticos necesaria. Agrega que según sus informaciones la Sademi tiene en Santiago bastante stock de neumáticos para camiones y pide se solicite de esta sociedad el envío de la cantidad de neumáticos suficientes. Se contestó diciendo que la Sademi no tiene stock de neumáticos en Santiago, que seguramente recibirá este artículo en la primera quincena de noviem-

bre y que entonces hará una remesa a La Serena.

c) De una comunicación enviada al Ministerio de Tierras, dando a conocer los antecedentes históricos y la base legal que han permitido a la sociedad tener uso y goce del inmueble de Moneda 759, de Santiago.

d) De un telegrama de la Asociación Minera de Copiapó, en que informa sobre la preocupación de los mineros de esa zona ante la noticia de que la Cámara conocerá el proyecto del Ejecutivo que deroga la Ley del Oro. Se les contestó que el presidente de la sociedad había estado preocupado de este asunto y que los informaría en breve.

e) De copias de telegramas enviados por las distintas Asociaciones Mineras al señor Ministro de Minería, don Francisco Cuevas, haciéndole saber la complacencia con que los mineros han conocido su designación, pues ven que se ha puesto al frente de la Cartera de Minería a un hombre que conoce los problemas de la minería y del cual mucho espera la industria.

f) De una comunicación de la Cámara Central de Comercio de Chile, en que informa que diversas comisiones tuvieron a su cargo el estudio de las distintas causas que motivaron pérdidas de mercaderías en los transportes terrestres y marítimos. Da a conocer las conclusiones a que llegaron estas comisiones y pide la adopción de las medidas que se proponen, a fin de evitar las pérdidas de productos. Se enviarán las conclusiones de estas comisiones a los gerentes de empresas y a los presidentes de asociaciones mineras.

g) De comunicaciones telegráficas de las Asociaciones Mineras de Andacollo, Valdivia y Copiapó, en que piden que la Sociedad interponga su acción a fin de que la Ley del Oro no sea derogada, ya que tal circunstancia llevaría la ruina a muchos modestos hogares de aquellas regiones. Se les contestó asegurándole que el Presidente de la Sociedad está especialmente preocupado de este asunto.

h) De una circular remitida a las empresas y asociaciones mineras con copia del Mensaje que el Ejecutivo ha enviado al

Congreso y mediante el cual se establece que las divisas provenientes de las exportaciones de la pequeña y mediana minería podrán destinarse a la internación de determinadas mercaderías o productos, sujetándose a las modalidades que se consiguran.

i) De una carta del Presidente del Comité de Seguridad Minera, en que acompaña proyecto de ley sobre "Seguridad Contra Accidentes en las Minas", que ha redactado el Comité Nacional de Seguridad. Se envió copia a las empresas afiliadas, con el objeto de que den a conocer su opinión al respecto.

j) De una nota de la Confederación de la Producción y del Comercio, en que da nuevas informaciones para la fijación de sueldos vitales. Se envió copia a las Asociaciones Mineras y a las empresas afiliadas.

k) De otra comunicación de la misma institución que hace saber que durante los días 25 y 27 del presente, se reunirá en Montevideo la Comisión Ejecutiva del Consejo Interamericano de Comercio y Producción y pide la nómina de los consejeros de esta sociedad que podrían integrar la delegación chilena.

Se le contestó que por ahora la Sociedad no se haría representar en esas reuniones.

l) De una nota dirigida al señor Ministro de Minería, haciéndole presente que cuando ese Ministerio ha pedido informe a la Corporación de Fomento de la Producción sobre la posibilidad de poner en trabajo la mina "La Africana", seguramente ha habido un error, pues esta Sociedad sólo ha hecho consultas a los Ministerios de Minería, Economía y Comercio y Consejo Nacional de Comercio Exterior.

m) De una nota dirigida al señor Ministro de Hacienda, pidiéndole interponga su influencia ante el Banco Central de Chile, a fin de que rectifique su acuerdo en el sentido de oponerse a la solución propuesta por el Ministerio de Minería, para contar con 25.000 toneladas del cobre chileno que aún está sin venderse en Estados Unidos, con el objeto de que la mediana y pequeña minería, que devolverían con su producción esta cuota, tengan precio fijo para 1954 y no queden expuestas a las fluctuaciones desfavorables que puede haber en las cotizaciones de este metal en el mercado mundial.

n) De una carta de don Osvaldo Vergara Imas, en la cual presenta la renuncia de su cargo de Director de la Sociedad Abastecedora de la Minería, en representación de la Sociedad Nacional de Minería.

III ELECCION DE REPRESENTANTE DE LA SOCIEDAD ABASTEEDORA DE LA MINERIA

El señor PRESIDENTE expresa que el Consejo acaba de esenchar la renuncia formulada por el señor Osvaldo Vergara Imas, actual Gerente de la Sociedad Abastecedora de la Minería, como representante de la Sociedad Nacional de Minería en el Directorio de la primera sociedad nombrada. Como el Consejo aceptara la renuncia del señor Vergara Imas, se procede a recoger la votación para designarle reemplazante. El resultado de la votación en que intervinieron 27 señores Consejeros fue el siguiente:

Por don Julio Aseú Latorre, 24 votos, y por los señores Alberto Callejas, Héctor Flores y Jorge Aldunate, 1 voto cada uno. En consecuencia, quedó nombrado don Julio Aseú Latorre, como representante de la Sociedad Nacional de Minería en el Directorio de la Sociedad Abastecedora de la Minería.

El señor ASCUI expresa que, a su juicio, ninguno de estos cargos representativos deben acordarse sin establecer el plazo de duración que tendrán, porque después no sería grato para el Consejo tener que revocar los mandatos. En consecuencia, propone que se acuerde que el nombramiento que acaba de otorgarle el Consejo —y por el cual queda especialmente agradecido— será por tres años.

El señor RODRIGUEZ, don Raúl, manifiesta que no hay inconveniente alguno, siempre que se haga la salvedad correspondiente en la escritura de constitución de la nueva sociedad. El Consejo acuerda que sentando precedente el nombramiento del señor Aseú, será por un plazo de tres años, y se autoriza al Abogado y Consejero, don Raúl Rodríguez Merino, para que deje constancia de esto en la escritura pública correspondiente.

IV.—MENSAJE DEL EJECUTIVO SOBRE EMPLEO DE DIVISAS DE LA MEDIANA Y PEQUEÑA MINERIA

Se da lectura al Mensaje del Ejecutivo en que establece que las divisas provenientes de las exportaciones de la pequeña y mediana minería podrán destinarse a la importación de determinadas mercaderías o productos. El referido documento es del siguiente tenor:

"Conciudadanos del Senado y de la Cámara de Diputados:

"El mercado internacional de los productos de la minería, por razones conocidas de todos, es eminentemente variable, re-

“gistrándose alzas y bajas que repercuten seriamente en la economía de los pueblos. En Chile este fenómeno se siente con mayor agudeza debido a que los principales rubros de producción, están expuestos, más que otros, a estas variaciones. Ahora bien, si esta situación constituye un serio problema para la gran minería chilena, ella presenta caracteres de mucho mayor consideración en las actividades de la mediana y pequeña minería, debido a que en estas empresas los costos de producción son más elevados. En los actuales momentos, tenemos que los precios del mercado internacional acusan una baja evidente, y por otro lado, los costos de producción tienden a subir.

“Por otra parte, la pequeña y mediana minería en Chile constituyen una industria que depende exclusivamente de la exportación, sin tener, por este hecho, defensa alguna en el mercado interno. Si no se consideran los efectos de la inflación en el poder adquisitivo de la moneda, en relación con monedas extranjeras, se puede concluir que fácilmente, por este hecho, esta parte de la producción nacional quedaría fuera del mercado y en consecuencia se perderían riquezas que sería imposible explotar, con profundo daño para la economía.

“Este estado de cosas se hace imperioso modificarlo. La permanencia de la situación actual obligaría, según los últimos cálculos hechos, a paralizar a corto plazo el 70% de las actividades de la pequeña y mediana minería, lo que provoca, por una parte, un problema social de emvergadura y por la otra, una disminución considerable de ingresos en nuestro ya exiguo y limitado presupuesto de divisas.

“Es deber primordial del Gobierno evitar que se produzcan estos trastornos, propendiendo a mantener y fomentar las actividades productivas, obteniendo con ello conservar y aumentar las fuentes de divisas, ostensiblemente disminuídas por la baja que han experimentado en el mercado mundial los productos de la minería nacional.

“Otros países, más industrializados que el nuestro, toman medidas proteccionistas a la industria extractiva cuando se produce la baja de los precios en el mercado internacional de los metales, regulando por medio de impuestos un precio interno remunerativo. De este modo, salvan de perecer por causas transitorias a sus industrias extractivas.

“Como una solución de emergencia a este difícil estado en que se encuentra la pequeña y mediana minería, el Gobierno os propone un sistema de otorgamiento y remate de certificados de divisas que habilitarían para importar determinadas mercaderías que no influyan directamente en el costo de la vida de la población. Un porcentaje del valor del remate de tales certificados beneficiaría directamente al productor, con lo que éste vería aliviada en algunos casos por completo y en otros casos en gran parte su problema de costos de producción. Un porcentaje mínimo se destinaría a bonificar determinados productos, previo decreto supremo e informe de los organismos competentes y, por último, un porcentaje que representaría una ínfima cantidad, se invertiría en prestar ayudas extraordinarias o en la ejecución de obras de beneficio común, para esta rama de la actividad nacional.

“En virtud de lo anterior, somete a vuestra consideración el siguiente

PROYECTO DE LEY

“Artículo 1.º— Las divisas provenientes de las exportaciones de productos de la mediana y pequeña minería podrán destinarse a la importación de las mercaderías o productos que señalará periódicamente el Ministerio de Economía, conjuntamente con el Ministerio de Minería.

“Artículo 2.º— Los bancos comerciales deberán informar a la Caja de Crédito y Fomento Minero el movimiento de las divisas provenientes de las exportaciones de la mediana y pequeña minería.

“En conformidad a estas informaciones, la Caja de Crédito y Fomento Minero expedirá certificados correspondientes a las divisas provenientes de esas exportaciones y los venderá en pública subasta en las Bolsas de Comercio.

“El Consejo Nacional de Comercio Exterior autorizará la importación de los artículos incluídos en la lista a que se refiere el artículo anterior que deseen efectuar los adquirentes de los certificados referidos.

“Artículo 3.º— El producto de la subasta, una vez pagadas las comisiones e impuestos correspondientes, será entregado en un 65% al productor-exportador, y el 35% restante la Caja de Crédito y Fomento Minero, lo destinará a los fines que se señalan en el artículo siguiente.

“Artículo 4.º— El 35% retenido por la Caja de Crédito y Fomento Minero será de-

“positado en una cuenta especial bancaria, de la que se podrá girar hasta el 25% para bonificar aquellos rubros de la producción de la pequeña y mediana minería, cuyos precios en el mercado internacional no fueren suficientemente remunerativos. La determinación de estos rubros y la distribución entre éstos de la bonificación, será resuelta por el Ministerio de Minería, previo informe de la Caja de Crédito y Fomento Minero. Esta determinación y distribución podrá ser modificada o suprimida, cuando el Ministerio de Minería así lo resuelva, previo informe de la misma Caja.

“El 10% restante, con el voto de los dos tercios de los miembros de su Consejo, la Caja podrá girarlo con el objeto de invertirlo en ayudas extraordinarias, en la forma y proporción que estime conveniente, a establecimientos mineros que, por circunstancias transitorias y extraordinarias las requieran. De este último porcentaje, la Caja podrá destinar una parte a obras de beneficio común para la pequeña y mediana minería. — Carlos Ibáñez del Campo.—Guillermo del Pedregal”.

El señor ELGUETA hace presente que la minería siempre ha bregado por obtener un cambio libre para la liquidación del valor de sus exportaciones, sin que se haya conseguido una solución en este sentido; mientras tanto, ahora tenemos que afrontar una situación difícil y artificiosa. A su juicio este proyecto adolece de algunos inconvenientes, porque como lo ha dicho, no da amplia satisfacción a lo que siempre hemos aspirado; sin embargo, es preciso reconocer que él significa un paso decidido hacia adelante.

Va a ser necesario adoptar medidas precisas, ya que si el mecanismo de esta ley no se maneja con gran tino, más de algún peligro se advertirá en el camino.

El señor NOEMI pregunta si ese 35% que va a retener la Caja de Crédito y Fomento Minero se va a descontar del valor de los certificados.

El señor PRESIDENTE explica que del valor de venta de los certificados, se entregará el 65% al productor, mientras que el 35% restante servirá entre otras cosas para que la Caja de Crédito y Fomento Minero bonifique a los productores de otras pastas, cuyas cotizaciones en los mercados mundiales así lo aconsejen. Es necesario dejar en claro que estas bonificaciones no serán acordadas a determinados productores, sino que a algunos rubros de la indus-

tria minera. Y refiriéndose a algunas observaciones formuladas por los señores Elgueta y Sánchez, declara que concuerda con ellas, y de paso recuerda que el Ministro de Minería, señor Cuevas, ha tenido que librar una verdadera batalla para que se desplace al trueque.

En seguida, expresa que este proyecto es similar a la ley N.º 9.270, sin los riesgos de aquélla. En esta oportunidad, no habrá intercambio de monedas, pero habrá listas. Por último, estima que sería necesario designar una comisión que se encargue de puntualizar cuáles serían las modificaciones que habría que hacerle a este proyecto de acuerdo con las opiniones que en esta sesión se han dado y se darán a conocer. Propone al efecto para que integran esta comisión los señores Eulogio Sánchez y Hernán Elgueta.

El señor NAZAR pregunta en cuánto se estima el valor de las exportaciones de la mediana y pequeña minería y el señor PRESIDENTE le contesta que en más o menos 40 millones de dólares. Agrega que a su juicio este proyecto avanzará más que el que deroga la Ley del Oro.

El señor FREI estima que la redacción del proyecto es deficiente ya que la determinación y empleo de las proporciones de los valores que se obtengan por la subasta de los certificados no está clara. Así cree que en la forma en que va el proyecto al Congreso, es posible que se presenten dificultades en su aplicación, ya que siempre hay discriminaciones injustas.

El señor SANCHEZ dice que él no es partidario de las bonificaciones, pero lo cierto es que el Gobierno simpatiza mucho con esta idea. Explica en seguida, cómo juega el sistema de bonificaciones en los Estados Unidos, donde se ayuda a los productores con 2 centavos de dólar a fin de que la minería que necesita de esta franquicia no de aparezca.

El señor PRESIDENTE estima que tal vez sería más equitativo que se entregara al productor el 70% y el 30% quedara para las inversiones que fija el proyecto. Cree que, como toda obra humana, el proyecto no puede ser perfecto, ni piensa que el Gobierno pretenda que no sufra modificaciones. Anuncia que en la Comisión de Minería del Senado formulará indicación para variar los porcentajes.

Se acordó, por último, que la Comisión designada entregue su informe el próximo lunes a fin de que pueda ser considerado por la Comisión de Minería del Senado.

Se levantó la sesión a las 20.40 horas.