

BOLETIN MINERO



SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLIII

Santiago de Chile,
Febrero de 1927

Vol. XXXIX
Núm. 334



La primera producción de barras de cobre fino obtenida en Potrerillos por la Andes Copper Mining Co. en Enero de 1927.

Atlas

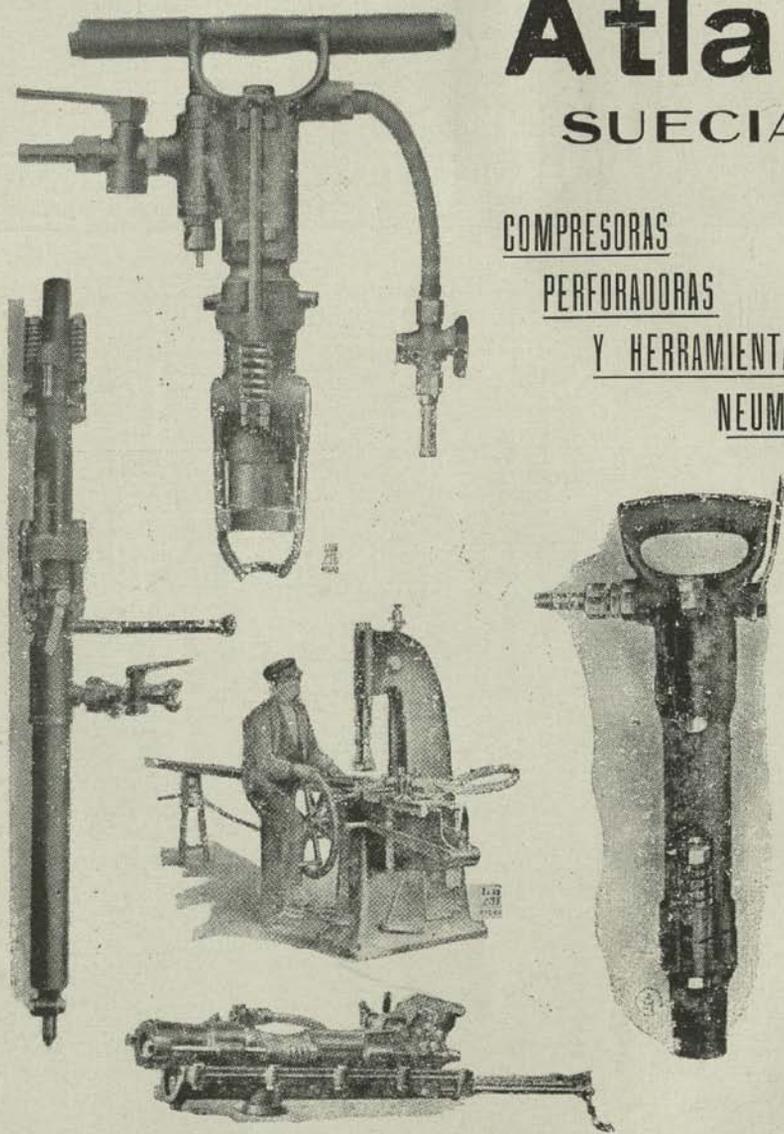
SUECIA

COMPRESORAS

PERFORADORAS

Y HERRAMIENTAS

NEUMATICAS



Compañía Sudamericana **SKF**

ESTADO 50 — SANTIAGO — CASILLA 207.

Al dirigirse a nuestros anunciadores sírvase citar al "BOLETIN MINERO"

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

SUMARIO

	Página
Crédito y Fomento Minero.	68
Caja de Crédito Minero.—Ley N.º 4,112.	71
El Problema del Fierro en Noruega, su solución y su importancia futura, por Gunnar Herlin, Consultor de Siderurgia del Cuerpo de Ingenieros de Minas.	77
Monografía de la Andes Copper Mining C.º, Mineral de Potrerillos, por Edmundo Delcourt, Ingeniero Consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.	89
La Flotación Selectiva, por A. J. Wernig, Superintendente de la Planta Experimental de la Escuela de Minas de Colorado	104
Cifras de Producción de varias Compañías Mineras durante 1926.	107
SECCIÓN SALITRERA.—La producción de Compuestos del Nitrógeno en 1925.	113
El predominio del Nitrógeno sintético en 1926.	115
El problema del Nitrógeno, por Francisco Giordani, Memorias oficiales de la Sexta Conferencia Internacional de Química celebrada el 25 de Junio de 1925 en Bucarest (continuación).	116
Cotizaciones.	129
Informaciones de las Compañías Mineras.	135

CREDITO Y FOMENTO MINEROS

La dictación de la Ley N.º 4112 que creó la Caja de Crédito Minero promulgada el 12 del mes próximo pasado, ha constituido para la Sociedad Nacional de Minería, Institución que discutió y elaboró el Proyecto primitivo que sirvió de base a dicha Ley, un verdadero triunfo a la vez que una justa recompensa a su incansable labor en favor del fomento y de la protección a la minería nacional. (Véase BOLETÍN MINERO N.º 327 de Julio de 1926).

Por otra parte, ha significado también, la comprensión más amplia del Supremo Gobierno, animado como está de una franca política de fomento, de las verdaderas necesidades que aquejan a la más grande de las industrias extractivas del país: la minería.

Es de lamentar que en un país netamente minero como Chile, que cuenta, a excepeión del estaño y de algunos minerales raros, con la variedad más completa de pastas metálicas y de substancias no metálicas de primera calidad, base de muchas industrias, se mantenga a la minería en un abandono tal, que no corresponde en absoluto al grado de adelanto y al desarrollo que le han dado otros países menos mineros que el nuestro.

Las entradas que percibe anual-

mente el Erario Nacional por conceptos de derecho de internación, contribuciones fiscales, patentes mineras, impuesto a la renta, derechos de exportación, etc., derivados todos de la minería, alcanzan a una suma que fluctúa alrededor de sesenta millones de pesos.

En esta cantidad no se incluyen las sumas que recibe el Fisco por la Ley de Timbres y Papel Sellado, como por ejemplo, derechos judiciales, por pedimentos, ratificación y mensuras, estampillas y timbraje de traspasos, títulos, facturas y demás documentos a que dan origen la constitución y la explotación de negocios mineros.

Sin embargo, la ayuda efectiva que el Supremo Gobierno destina anualmente al fomento de la industria minera, sin incluir las partidas que se refieren a la enseñanza secundaria de minería y que ascienden a la suma de \$ 327,000, \$ 289,556 y \$ 303,253 para las Escuelas de Minas de Antofagasta, Copiapó y de La Serena respectivamente, sólo alcanza a la cantidad de \$ 317,794 repartidas en las asignaciones que corresponden al Cuerpo de Ingenieros de Minas, a la Sociedad Nacional de Minería y al Museo Mineralógico, en la siguiente proporción:

AÑO 1927

CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS.

Gastos fijos (Sueldos). \$ 198,674.—
 Variables..... 82,400.—

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA.

Subvención. \$ 30,600.—

MUSEO MINERALÓGICO Y LABORATORIO DE ENSAYES.

Subvención. \$ 6,120.—

\$ 317,794.—

Como se ve, nuestro Gobierno apenas dedica para el fomento de la minería el 0,5% de las entradas que percibe anualmente por el ejercicio de la industria, cuota que no guarda ninguna proporción con su importancia.

Hay que tomar en cuenta también que los *sesenta millones* a que hemos aludido corresponden, tal vez en un 80% a las rentas que por los rubros ya indicados producen las Compañías extranjeras; o en otros términos, las rentas derivadas de la minería se deben exclusivamente al esfuerzo individual y no corresponden al resultado de un programa oficial de protección y de fomento que se haya venido desarrollando en forma metódica.

Si el Estado se resolviera a llevar a cabo este programa invirtiendo para ello siquiera un 5% de las rentas que percibe, o sea unos *tres millones de pesos* anuales, habría la seguridad de que en una época no lejana las rentas habrían aumentado considerablemente y la minería nacional tendría opción a colocarse al nivel que le corresponde.

Dotando al Cuerpo de Ingenieros

de Minas del personal y de los elementos necesarios para desarrollar un plan de trabajo de reconocimientos, estudios, sondajes que permitan una estimación de la riqueza contenida en el sub-suelo del territorio, ayudando a los mineros con los elementos técnicos para su mejor orientación y aprovechamiento de sus minerales, contando con laboratorios experimentales en que se puedan probar prácticamente los procedimientos más adecuados, construyendo caminos y vías de acceso a las minas, es la única manera como el Estado contribuirá a que sus rentas aumenten en lugar de disminuir.

Nada de esto se ha hecho y la Sociedad Nacional de Minería lo viene reclamando desde hace largos años.

Quando en 1913, la Sociedad propuso por primera vez la dictación de impuestos mineros, lo hizo sobre la base de que su producto fuera íntegramente invertido en el propio beneficio de la industria y para ello se propusieron todas las medidas adecuadas.

En el curso de los años la idea fué degenerando: no se dictaron leyes tributarias oportunas y el Fisco perdió, por este concepto, gruesas sumas, la burocracia y los gastos generales inflaron el Presupuesto de la Nación y sólo en el año 1924 se creó el impuesto a la renta que incluyó los gravámenes a la minería, pero su producto ingresó íntegramente en arcas fiscales sin beneficio alguno para la industria productora.

Tal política ha continuado hasta ahora y la situación queda reflejada en las cifras dadas más arriba.

La creación de la Caja de Crédito Minero, es un primer paso; pero falta completarlo con las medidas ya enumeradas.

Tal como está concebida la Caja

de Crédito Minero ha de dar, seguramente, muy buenos resultados, pero no debe olvidarse que al proponerla, la Sociedad Nacional de Minería la basó en la segunda etapa en que se desarrollan los negocios mineros, o sea en el beneficio de los minerales ya cubicados.

Otra forma más amplia no habría sido posible en los momentos actuales sin grave riesgo para el éxito de este primer paso.

Otorgar créditos a una mina sin cubicación, sean cuales sean sus condiciones geológicas y sus seguridades de éxito, habría sido un negocio tan eventual que no puede ser garantizado por el Estado. Son otras las medidas con las cuales el Estado puede ayudar al minero en sus primeros pasos y ya las hemos dejado insinuadas.

Entre tanto, con la existencia de la Caja de Crédito Minero, los negocios se facilitan considerablemente, puesto que el capital de reconocimiento ya no se verá tan acobardado ante el hecho de que, resuelto el problema minero, la Caja toma por su cuenta el problema metalúrgico que siempre es el más costoso.

Por otra parte, iniciadas las operaciones de la Caja de Crédito Minero, los beneficios inmediatos que de ella se pueden obtener, sean directos o indirectos, son numerosos y pueden resumirse así:

1.º La Caja le instalará planta de beneficio a toda mina que tenga mineral cubicado y de ley comercial, sea cual sea la pasta metálica de que se trate.

2.º La Caja le instalará planta de beneficio a todo minero que posea desmontes, disfrutes, relaves o cualquier otro material susceptible de tratamiento metalúrgico y cuyas leyes sean comerciales.

3.º La Caja instalará plantas de lixiviación en las provincias de Antofagasta y Atacama en aquellos puntos en que se reúnan las condiciones especiales que la Ley enumera en sus artículos finales.

4.º Existiendo planteles de concentración habilitados por la Caja, se producirán concentrados de alta ley que a su vez podrán servir de base a los establecimientos de fundición paralizados para elevar los comunes de sus cargas y de consiguiente habrá mercado para la venta de minerales de baja ley que hoy día no se pueden exportar.

6.º La Caja habilitará establecimientos paralizados siempre que reúnan las condiciones de garantía suficiente.

En resumen, aunque las disposiciones de la Ley parecen algo restringidas, los beneficios que se obtendrán irán siendo mayores a medida que sus resultados prácticos se vayan poniendo en evidencia.

Pero, por sobre todo surge una consideración muy importante y ella es que la Caja de Crédito Minero va a iniciar una nueva etapa en la minería nacional enseñando que los negocios mineros deben hacerse siguiendo un orden lógico, o sea, que primero hay que contar con la mina para pensar después en la planta de beneficio.

Y como hasta hoy se ha creído en Chile que todo problema minero se puede llamar mina, la Caja va a probar que tal concepto es errado.

Con las disposiciones de la Ley los negocios mineros a ella acogidos van a ser netamente industriales y los capitales invertidos deberán reeditarse normal y seguramente, con lo cual el capital nacional volverá a interesarse por ellos, y aquí tendremos otra ventaja de la Ley.

CAJA DE CREDITO MINERO

Ley N.º 4,112

Por cuanto el H. Congreso Nacional ha dado su aprobación al siguiente:

PROYECTO DE LEY

TITULO I

De la creación y administración de la Caja

ARTÍCULO 1.º—Se establece una Caja de Crédito Minero destinada a fomentar el beneficio de toda clase de minerales existentes en el país, por medio de empresas nacionales y mediante préstamos que se harán en conformidad a las prescripciones establecidas en la presente ley.

ART. 2.º—Para que una empresa sea considerada nacional, será necesario que esté radicada en el país; que participe en ella, con una cuota no inferior al 75% del interés social, chilenos o extranjeros con residencia de más de cinco años en Chile, y que el 75%, por lo menos, de los sueldos que pague anualmente, corresponda a empleados de nacionalidad chilena.

ART. 3.º—La Administración de la Caja será dirigida por un Consejo compuesto de un Director y ocho Consejeros.

ART. 4.º—Los Consejeros serán nombrados: dos por el Presidente de la República, de libre elección; dos por el mismo funcionario, pero elegidos de una lista de cinco personas

formada por el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería; dos por el Senado y dos por la Cámara de Diputados.

El Director será nombrado por el Presidente de la República a propuesta en terna del Consejo.

El Fiscal y el resto del personal remunerado de la Caja será nombrado por el Consejo a propuesta del Director.

Los Consejeros durarán cuatro años en sus funciones, renovándose por mitad cada dos años y pudiendo ser reelegidos. Transcurridos los dos primeros años, se sortearán los nombres de los cuatro Consejeros que han de permanecer en el Consejo por dos años más, renovándose los otros cuatro, cuyos reemplazantes durarán en sus funciones cuatro años.

En caso de fallecimiento, renuncia, imposibilidad o inasistencia no justificada a más de cuatro sesiones consecutivas, de algún Consejero, se le elegirá reemplazante por quien corresponda y por el resto del período que faltare al reemplazado.

Los Consejeros desempeñarán sus cargos gratuitamente.

ART. 5.º—Al Consejo de Administración corresponderá la dirección y supervigilancia de los intereses de la Caja.

Además, le corresponderá especialmente:

1.º—Pronunciarse sobre toda solicitud de préstamo que se presente a la Caja;

2.º—Dar por cancelado y finiqui-

tado todo préstamo que ésta haya acordado;

3.º Formar el presupuesto anual de gastos de la administración y examinar sus cuentas;

4.º—Dictar los reglamentos necesarios para el régimen interno de la Caja; y

5.º—Intervenir con su acuerdo en todos los contratos que la Caja celebre y en todos los actos que afecten la responsabilidad de ésta.

ART. 6.º—El Director de la Caja presidirá las sesiones del Consejo, y a él corresponderá también la representación legal de la Caja y la ejecución de los acuerdos del Consejo. En su ausencia presidirá las sesiones uno de los Consejeros elegidos por mayoría en cada caso.

El Consejo celebrará sesiones ordinarias cada quince días, y extraordinarias cuando sea citado por el Director. El quorum será de cinco miembros.

ART. 7.º—Los Consejeros, el Director, el Fiscal y el personal técnico de la Caja que ejecutaren o permitieren operaciones no autorizadas por la presente ley, serán considerados como reos del delito de estafa, y responderán personalmente con sus bienes, de las pérdidas que dichas operaciones irrogaren a la Caja, sin perjuicio de la sanción penal correspondiente.

ART. 8.º—Cada seis meses, el Consejo de Administración presentará al Ministerio de Agricultura, Industria, Tierras y Colonización, un estado de las operaciones de la Caja, y lo publicará en el **Diario Oficial**. Se publicará igualmente el balance anual de la Caja.

Al principio de cada año, el Consejo pasará al mismo Ministerio un informe detallado de todas las operaciones de la Caja durante el año

precedente y los resultados obtenidos, que dé a conocer en toda su extensión la situación en que se encontrare.

ART. 9.º—Las normas para el régimen de la Caja en sus relaciones con los deudores se determinarán por un reglamento que dictará el Presidente de la República.

ART. 10.—El personal de planta de la Caja quedará sometido al régimen a que están sometidos los empleados públicos, para los efectos de las jubilaciones y montepíos.

TITULO II

Del capital

ART. II.—Se autoriza a la Caja de Crédito Minero para emitir obligaciones con garantía del Estado hasta por la cantidad de cuarenta millones de pesos, (\$ 40.000,000), en moneda legal de seis peniques, o su equivalente en moneda extranjera, en bonos que ganen un interés anual hasta de siete por ciento (7%) y una amortización acumulativa, también anual, del uno por ciento (1%).

El producto de esta operación será el capital de la Caja de Crédito Minero y su inversión provisoria la hará el Consejo en valores de primera clase.

TITULO III

De las operaciones

ART. 12.—Las operaciones de la Caja tendrán como objeto fomentar la instalación de establecimientos de beneficio de minerales, mediante préstamos en dinero, cuando las cubriciones de las minas sean favorables y concurren los requisitos exi-

gidos en este título y en los reglamentos que se dicten.

También podrá contratar con sus deudores y por su intermedio, la venta de sus productos, mediante una comisión.

Por la palabra "beneficio" se entenderá cualquier procedimiento que tenga por objeto elevar la ley de los minerales que se traten, hasta dejarlos de leyes comerciales.

ART. 13.—La Caja no podrá acordar préstamos a empresas mineras de que sea dueño exclusivo alguno de sus Consejeros.

Los Consejeros no podrán tomar parte en acuerdos que se refieran a negocios en que se tenga cualquiera especie de interés.

ART. 14.—La Caja sólo podrá acordar préstamos para instalaciones de procedimientos metalúrgicos o maquinarias que ya estén industrialmente probados o que hayan tenido éxito comercial en casos análogos. En ningún caso la Caja hará préstamos para instalar sistemas de beneficio o maquinarias recién inventadas, ni para explotar minas.

ART. 15.—La Caja podrá efectuar préstamos especiales a establecimientos de beneficio ya existentes, tomando las garantías adecuadas y de acuerdo con las disposiciones generales.

ART. 16.—Ningún préstamo podrá exceder de un millón quinientos mil pesos (1.500,000 pesos).

ART. 17.—El que pretendiese un préstamo de la Caja, se presentará por escrito a la Dirección designando la propiedad minera mensurada de que dispone, acompañando los títulos que acrediten su dominio y los documentos que han de servir de base a la operación. Acompañará también un proyecto de la instalación que se propone construir.

ART. 18.—Los documentos que se acompañen deberán acreditar una cubicación o tonelaje a la vista de minerales susceptibles de ser beneficiados y de leyes que justifiquen el préstamo para la instalación del establecimiento de beneficio en tales condiciones que las ganancias de la empresa, consideradas en conjunto, permitan la amortización de este préstamo en un plazo máximo de doce años.

El informe técnico que acredite los anteriores requisitos deberá ser firmado por un ingeniero de Minas que figure en el rol que al efecto lleva la Caja, y que será formado de acuerdo con las disposiciones del Reglamento que dictará el Consejo.

ART. 19.—Acogida para su tramitación la solicitud de préstamo y previo informe del Fiscal sobre los títulos, la Caja hará examinar la propiedad minera de que se trata por uno de sus ingenieros y por uno de sus químicos.

El interesado enterará previamente en la Caja la suma que ésta prudentemente determine para el pago de honorarios y de gastos de viaje y estada en las minas de esos técnicos, y para los ensayos.

ART. 20.—Los técnicos estudiarán detenidamente las condiciones generales de la mina, las leyes y la cubicación de minerales y su posibilidad de beneficio por el procedimiento que se proponga, para lo cual podrán exigir al interesado las facilidades que les sean necesarias. Las normas a que se sujetarán serán fijadas en el reglamento a que se refiere el artículo 18.

ART. 21.—Si la solicitud no hubiere sido aceptada solamente por falta de algunos trabajos en las minas para completar una cubicación adecuada, se dejará en suspenso la

solicitud y se seguirá tramitando una vez ejecutadas las obras indicadas como indispensables por el Ingeniero de la Caja. Llegado este caso el interesado dará aviso por escrito a la Caja y depositará la suma que ella determine para cubrir los gastos y el honorario de la nueva visita de los técnicos de ésta.

ART. 22.—Si la solicitud de préstamo fuere rechazada por el Consejo, deberá el interesado, si pretendiere posteriormente un préstamo de la Caja, acreditar que se han subsanado los defectos que motivaron el rechazo, iniciando una nueva tramitación.

ART. 23.—Aceptada la solicitud de que trata el artículo 17, una Comisión de Técnicos de la Caja examinará el proyecto definitivo que para el establecimiento hubiere presentado el interesado o formulará uno si éste no lo hubiere hecho, determinando el monto total a que deben ascender las instalaciones.

ART. 24.—El proyecto ya aprobado por los técnicos de la Caja será enviado al interesado, el cual, dentro de un plazo determinado, deberá aceptarlo o rechazarlo. Si el interesado lo aceptare y el Consejo autorizare el préstamo, se proseguirán las demás tramitaciones, de acuerdo con el reglamento.

ART. 25.—La adquisición de las maquinarias y las instalaciones correspondientes se harán a nombre y bajo la responsabilidad del interesado, previa aceptación por la Caja de las firmas que han de intervenir en su venta e instalación. Los pagos correspondientes se harán directamente por la Caja con el visto bueno del interesado y del Ingeniero que ésta designe como interventor. El mismo ingeniero controlará en el terreno la construcción y la recepción del esta-

blecimiento de acuerdo con el proyecto aprobado.

ART. 26. La capacidad del establecimiento de beneficio no podrá ser modificada por el deudor sin la autorización del Consejo.

TITULO IV

De las Garantías

ART. 27.—Una vez aceptado el proyecto a que se refiere esta ley, y antes de proceder a la adquisición de las maquinarias el interesado deberá constituir a favor de la Caja una garantía, ya sea con fianza hipotecaria, depósito en dinero u otra garantía real para responder de que dispone del capital necesario para iniciar la explotación adecuada del establecimiento que se va a construir. El Consejo de acuerdo con el informe de los técnicos de la Caja fijará el monto y demás condiciones de esa garantía y calificará oportunamente la que el interesado ofrezca rendir.

Esta garantía irá reduciéndose a medida que las necesidades de preparación y explotación de las minas y del establecimiento lo vayan permitiendo, y sujeta a la fiscalización del ingeniero de la Caja.

Si llegare el caso de hacer efectiva toda o parte de esta garantía ella servirá para aumentar o mejorar las que se hayan otorgado en conformidad a lo dispuesto en el artículo siguiente.

ART. 28.—El interesado deberá constituir a favor de la Caja primera hipoteca sobre la propiedad minera, a fin de garantizar el valor del préstamo, intereses, costos y comisiones. Igualmente deberá otorgar a favor de la Caja las garantías que ésta le exija y que legalmente pro-

cedan en cada caso, respecto del establecimiento que se va a construir.

En caso de constituirse prenda sobre el establecimiento o cualquiera de sus anexos podrá estipularse que la prenda queda en poder del deudor; en tal caso éste quedará afecto a las responsabilidades penales que señalan los artículos pertinentes de la Ley de Prenda Agraria.

ART. 29.—Las minas constituidas en hipoteca para responder a los préstamos concedidos por la Caja, no estarán sujetas a la inembargabilidad establecida en el Código de Minería. En consecuencia, esas minas y todas sus edificaciones, instalaciones, útiles, herramientas, etc., serán embargables y podrán ser sacados a remate público por las obligaciones en favor de la Caja.

ART. 30.—La hipoteca concedida a la Caja le dará derecho para pagarse con preferencia a todo otro acreedor que no sean los empleados y obreros por el total de sus sueldos o salarios.

ART. 31.—Todos los derechos y garantías que esta ley establece a favor de la Caja con relación a la hipoteca sobre la propiedad minera, pueden ser ejercitados también por los cesionarios de la Caja a quienes ésta transfiera el crédito.

ART. 32.—La Caja se reserva el derecho de vigilancia e intervención sobre la explotación minera o industrial de la propiedad o establecimiento dados en garantía, y sobre su contabilidad, derecho que podrá ejercer por los siguientes medios:

1.º—Por el estudio de los informes y balances periódicos que deberá pasar el deudor;

2.º—Por visitas de inspección que realizará por medio de sus técnicos, y

3.º—Por el nombramiento de in-

terventores con las atribuciones que para cada caso otorgare el Consejo.

Las remuneraciones de estos funcionarios serán costeadas por el deudor.

ART. 33.—Los deudores estarán obligados a entregar a la Caja las patentes de las minas hipotecadas, dentro del plazo fijado para pagarlas. Si el deudor no lo hiciere, la Caja procederá a efectuar el pago con cargo a los interesados.

TITULO V

De la comisión, intereses y amortización

ART. 34.—Para cubrir los gastos de administración de la Caja y la formación de un capital propio la Caja podrá cobrar una comisión hasta del 2% anual sobre el monto total del préstamo.

ART. 35.—Los deudores deberán servir un interés de ocho por ciento (8%) anual sobre sus préstamos, en dividendos semestrales anticipados. Mientras el deudor no hubiere hecho uso del total del préstamo este interés será pagado en proporción a las cantidades entregadas y a las fechas de su entrega, y en la misma proporción una vez que comiencen las amortizaciones.

ART. 36.—Los préstamos se amortizarán con dividendos semestrales calculados para efectuar la total cancelación en el plazo máximo de doce años, contados desde la fecha del contrato. El primer dividendo de amortización se pagará al término del segundo año, contando desde la misma fecha del contrato.

ART. 37.—En el caso de mora en el servicio de la deuda, el deudor pagará el interés penal de uno y medio por ciento mensual sobre los dividen-

dos atrasados. Igual interés pagará sobre el valor de las patentes atrasadas que haya pagado la Caja. La mora de un semestre dará derecho a la Caja para iniciar la acción judicial para cobrar toda la suma adeudada y la de tres semestres obligará a la Caja a iniciar dicha acción.

ART. 38.—Los deudores estarán obligados a destinar un mínimo de un diez por ciento de sus utilidades líquidas a la formación de un fondo de reserva y eventualidades hasta completar el veinticinco por ciento del monto total del préstamo; pero en ningún caso esta garantía excederá del cincuenta por ciento (50%) del saldo insoluto del préstamo. Este fondo se depositará en la Caja al interés de seis por ciento (6%) y sólo se podrá girar sobre él en casos de reparaciones extraordinarias y otros debidamente justificados y siempre con el acuerdo del Consejo. Los fondos girados deberán ser reintegrados preferentemente con las próximas utilidades.

Si el deudor no cumpliera con esta obligación, el Consejo quedará autorizado para exigir el cumplimiento del total de la obligación.

ART. 39.—Las disposiciones vigentes sobre cobro de créditos de la Caja de Crédito Hipotecario, se aplicarán a los contratos que se celebren en conformidad a esta ley, en cuanto le sean aplicables.

TITULO VI

Disposiciones generales

ART. 40.—El deudor de la Caja que desee cancelar o hacer amortizaciones extraordinarias a su préstamo antes del plazo estipulado en el contrato, podrá hacerlo. Si se tratare de una sociedad que para efec-

tuarlo quisiera aumentar su capital, necesitará para recabar del Presidente de la República la autorización correspondiente que el Consejo de la Caja acepte previamente esta operación.

ART. 41.—Las personas naturales y jurídicas que hubieren contraído un préstamo, conservarán su responsabilidad personal hasta su total extinción, no obstante que hubieren transferido sus derechos a la propiedad hipotecada.

ART. 42.—La Caja se obliga a servir las obligaciones garantidas por el Estado a que se refiere el artículo 11.

ART. 43.—Quedan exentos del pago de toda clase de impuestos las entradas que la Caja perciba por el concepto de intereses, comisiones y de cualquiera otra naturaleza.

ART. 44.—La Caja de Crédito Minero quedará bajo la supervigilancia de la Superintendencia de Bancos, que tendrá a su respecto las facultades generales que le otorga el Decreto-Ley N.º 559, en cuanto sean aplicables.

TITULO VII

Disposiciones especiales

ART. 45.—Queda expresamente facultada la Caja para otorgar, por excepción, préstamos hasta por un total de seis millones de pesos (\$ 6.000,000) para instalar o habilitar establecimientos de beneficio de minerales, con procedimientos adecuados a la naturaleza de éstos, en las provincias de Atacama, Coquimbo y Antofagasta.

Los interesados deberán acreditar para que se les acuerde el préstamo, que disponen en dinero efectivo o en instalaciones útiles hechas en el establecimiento y sin gravamen algu-

no, de un treinta por ciento (30%) del total del préstamo solicitado, y la existencia de minas dentro de su radio de atracción, con minerales adecuados que aseguren el abastecimiento de la usina durante el tiempo calculado para su total amortización.

Estos préstamos sólo podrán ser acordados con el voto de las tres cuartas partes del Consejo el cual deberá exigir las garantías complementarias que estime necesarias, debiendo en todo caso ceñirse al reglamento especial que para ellos dicte el Presidente de la República.

ART. 46.—En las plantas indicadas en el artículo anterior, deberán instalarse secciones para la molienda de minerales por cuenta ajena, y para la fabricación de ácido sulfúrico para los industriales y mineros que lo soliciten.

Los precios de molienda y del ácido sulfúrico serán fijados por el Con-

sejo, pero no podrán éstos ser superiores al costo de operación o de producción, más un cinco por ciento (5%) de recargo.

El Consejo fijará la cantidad de minerales y de ácido sulfúrico que la empresa esté obligada a moler o vender.

ART. 47.—Las reglas establecidas en el Título III para los préstamos ordinarios de la Caja, regirán, en cuanto les sean aplicables, para los que se autorizan en los dos artículos precedentes.

ART. 48.—Esta ley comenzará a regir desde la fecha de su publicación en el "Diario Oficial".

Y por cuanto he tenido a bien aprobarlo y sancionarlo, por tanto, promúlguese y llévese a efecto como ley de la República.

Santiago a 12 de Enero de mil novecientos veintisiete.— **Emiliano Figueroa.**—ARTURO ALEMPARTE.



EL PROBLEMA DEL FIERRO EN NORUEGA, SU SOLUCION Y SU IMPORTANCIA FUTURA

POR

GUNNAR HERLIN

Consultor de Siderurgia del Cuerpo de Ingenieros de Minas

Introducción

En la historia del fierro se puede citar que el desarrollo de los nuevos procedimientos se ha efectuado forzadamente como consecuencia de ciertas condiciones naturales en los

distintos países. La devastación de los bosques produjo la aplicación del carbón mineral en la siderurgia. El alto horno eléctrico más tarde fué la consecuencia del mismo síntoma en Suecia. La falta de minerales puros creó la refinación básica, y la

acumulación enorme de fierro viejo fué el origen de la invención del horno Martín.

La gran guerra fué una prueba elocuente de la importancia del fierro, y varios países que se encontraron aislados con respecto al abastecimiento de fierro, trataron de buscar métodos adecuados para la solución del problema siderúrgico.

Uno de los países que ha tenido durante largo tiempo un fuerte anhelo para su industria siderúrgica propia, es Noruega, donde un gran número de proyectos y tentativas han sido lanzadas, pero sin encontrar un éxito verdadero.

Bases para la fabricación de fierro en Noruega

1) Noruega tiene varios yacimientos grandes de fierro, pero ninguno contiene mineral rico en Fe; al contrario, la mayoría de los minerales de fierro en Noruega son tan pobres que se necesita someterlos a un procedimiento complicado de concentración y briquetaje, antes de poder aprovecharlos en los altos hornos. Con este procedimiento, el precio del mineral sube en más de 100%. Se puede citar las minas de Dunderland y Sydvaranger, que han tropezado con enormes dificultades técnicas y económicas. Además, varios de los principales minerales en Noruega contienen mucho azufre y fósforo.

2) En Noruega no existe ningún carbón mineral, y el país no dispone de vastos bosques para la producción de carbón de leña. Los bosques que existen se encuentran en el sur del país, y se explotan para la industria de pasta y papel y aserraderos. En el norte, donde se encuentran los yacimientos de fierro arriba citados,

el país es casi exclusivamente montañoso, sin vegetación utilizable.

3) Noruega dispone de enormes reservas en fuerza hidráulica. Las caídas de agua en general son muy altas, ofreciendo óptimas ventajas técnicas y económicas para su explotación. Además, las usinas hidroeléctricas pueden ventajosamente establecerse en la costa de los grandes "fiords", que entran hondamente en el país, y que ofrecen espléndidos puertos. Debido al "golfstream", los fiords no se hielan, quedando por consiguiente los puertos abiertos el año entero. En este sentido, Noruega tiene una gran ventaja en comparación con Suecia, donde la navegación en la costa noreste del país queda paralizada durante 4 a 6 meses del año. Es también en la región de los fiords donde se encuentran las grandes usinas hidroeléctricas, y las importantes industrias electroquímicas, por ejemplo, las fábricas de carburo de calcio, salitre sintético, aluminio, zinc, ferro-aleaciones, etc. En esta región se vende fuerza a un precio inferior a lo que se puede ofrecer en Suecia (25-40 coronas el Kw año).

Durante el siglo pasado trabajaron en Noruega varios altos hornos chicos a carbón de leña, pero se paralizaron poco a poco debido a las condiciones arriba indicadas.

El problema del alto horno eléctrico, por razones naturales siempre ha encontrado un vivo interés en los círculos industriales en Noruega. Cuando este problema había obtenido su solución en Suecia por el horno "Elektrometall", en 1911, los noruegos construyeron dos altos hornos eléctricos en una usina en Tysedal, Hardanger. Con respecto a su capacidad y construcción, estos hornos eran casi idénticos al primer horno de Trollhättan, Suecia. Debido

a la escasez de carbón de leña, los hornos usaron coque importado como elemento reductor. Pero como no se había considerado la gran diferencia entre estos dos elementos en frente del arco eléctrico, el procedimiento fracasó, y los hornos quedaron paralizados para siempre.

Varias tentativas se han realizado para llegar a un tipo de alto horno eléctrico adecuado para las condiciones noruegas. Se exige un horno que pueda aprovechar el mineral concentrado en forma de polvo (esliques), y como elemento reductor coque, también, coque menudo. Se usó como base las experiencias y construcciones de los hornos a carburo de calcio y ferro-aleaciones. Este tipo de horno se previó con una bóveda y con una o más cubas o tubos para la carga de las materias primas. Una construcción fué del ingeniero Bie Lorentzen, que tiene dos hornos de su tipo en operación en Tinfos.

En la capital de Noruega, Oslo, existe una usina siderúrgica completa, con dos hornos Siemens-Martín, laminadores, fábrica de alambre y clavos, etc. Esta usina produce su consumo de fierro bruto en un horno abierto del tipo carburo de calcio. (El horno está parcialmente cubierto con bóvedas).

Las desventajas de todos estos hornos abiertos o medio abiertos, en comparación con el horno Elektrometall, son las que siguen:

- a) Mal rendimiento, porque el gas obtenido contiene muy poco CO_2 (casi solo CO).
- b) Dificil o imposible sacar y aprovechar el gas obtenido.
- c) Consumo elevado de energía, electrodos y combustible.

No es probable que ninguno de estos hornos se aplique nunca en

gran escala para producir fierro, ni en Noruega ni en otra parte.

*

El ingeniero noruego Emil Edwin de la compañía "Norsk Staal" (acero noruego), ha solucionado el problema de un modo sumamente ingenioso. Su procedimiento será capaz de constituir una nueva era de fierro en Noruega y hasta significar un peligro para el fierro bruto sueco. El Sr. Edwin fué invitado por la "Sociedad de Ingenieros Suecos" para dar una conferencia sobre esa materia en una sesión que se realizó el 14 de Mayo último. Su conferencia fué publicada en la revista sueca "Teknisk Tidskrift". La descripción del procedimiento que sigue es un extracto del original.

*

Condiciones teóricas

EL PRINCIPIO FUNDAMENTAL DEL NUEVO PROCEDIMIENTO ES APROVECHAR MINERALES POBRES E IMPUROS, REDUCIR EL FIERRO METÁLICO DE LOS MISMOS EN ESTADO SECO POR MEDIO DE GAS, Y EN SEGUIDA SACAR ESTE FIERRO DE LA GANGA POR MEDIO DE UN SEPARADOR ELECTROMAGNÉTICO SIEMPRE EN ESTADO SECO.

Con este fierro que se obtiene en forma de polvo se hacen, en una prensa, bolas o briquetas pequeñas, que con respecto a su peso específico y aspecto exterior, parecen ESPONJA DE FIERRO. Este producto se refunde en seguida en hornos Siemens-Martín de tipo corriente.

*

Antes de describir el procedimiento es indispensable indicar las bases teóricas para la viabilidad de una reducción del hierro en estado seco.

peratura en presencia de C (más de $1,100^{\circ}$). Allá tenemos pues... 100% CO. Siguiendo... la curva CO-CO₂ hacia abajo rige la reacción:

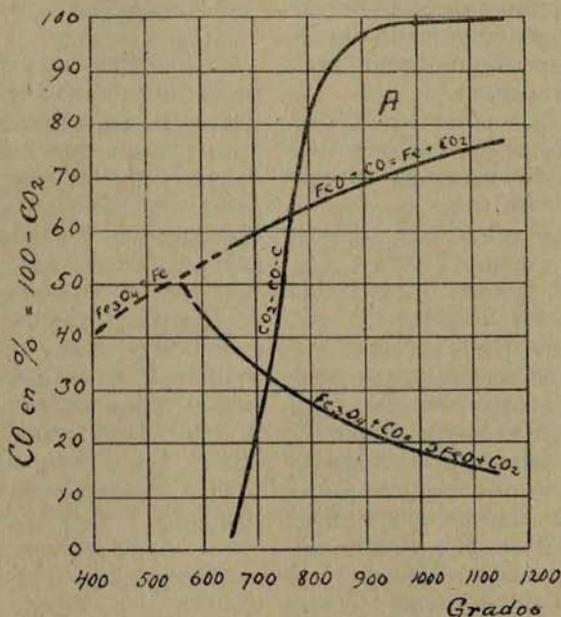
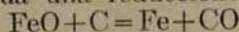


Fig. 1.

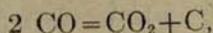
Miremos el diagrama de equilibrio entre los elementos C-O-Fe (Fig. 1); sobre la abscisa tenemos la temperatura y sobre la ordenada, el porcentaje de CO en la mezcla de gas CO-CO₂. Las curvas indican el equilibrio entre

C-CO y CO₂
 FeO-Fe-CO y CO₂
 y Fe₃O₄-FeO-CO-CO₂

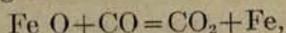
El diagrama queda dividido en una serie de campos de los cuales el A nos interesa especialmente. Allá el C no puede existir al lado de FeO y Fe. Se efectúa una reducción:



CO₂ no puede existir la total tem-



hasta el punto más bajo, donde no existe CO. Entonces la proporción CO₂: CO sube, al mismo tiempo que ocurre una reducción del FeO con CO según:



hasta que se encuentre la curva FeO-Fe.

Dentro del campo A se puede entonces obtener hierro por medio de una reducción con C sólido o bien con el gas CO. La temperatura inferior es limitada a 800° , y como no se desea producto fundido, al máximo de $1,100^{\circ}$.

El camino más natural para la reducción del hierro en estado seco, es por medio del CARBONO dentro de los límites del campo A. Según este principio, varios inventores han trabajado para solucionar el problema de la producción directa de acero dulce del mineral, o sea, esponja de hierro. Entre ellos se pueden citar: Hornsey y Beardmore en Inglaterra; Basset y Vermaes en Francia y Bélgica; Gröndal y Sieurin en Suecia (usina Höganäs), y en los EE. UU. el "Bureau of Mines".

Las desventajas principales con este modo de trabajar son las que siguen:

1) La reducción directamente con C es fuertemente endotérmica quiere decir que consume calor (1). Por esta razón es indispensable agregar desde fuera grandes cantidades de energía. Como la temperatura necesaria de reacción es alrededor de 1,000°, es imposible evitar un sobrecalentamiento parcial del mineral. Esto tiene como consecuencia la formación de aglomerados pegajosos que se quedan en las paredes del horno y poco a poco paralizan la operación.

2) Este sobrecalentamiento produce la reducción del fósforo del mi-

neral. El fósforo se liga inmediatamente con el hierro, y no se puede más eliminar sino en estado líquido. Una esponja pura se podría producir con este método sólo usando mineral puro y carbón de leña.

*

Considerando el fin que la compañía se había propuesto alcanzar, es claro que la vía de la reducción directa con carbono sólido no pudo emprenderse, sino que fué necesario tratar de solucionar el problema por la vía de la REDUCCIÓN CON GAS.

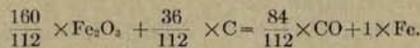
Las VENTAJAS GENERALES de una reducción con gas son las siguientes:

1) Posibilidad de usar mineral pobre, porque el procedimiento puede realizarse a tan baja temperatura, que una aglomeración y formación de silicatos se eviten por completo.

2) La reducción de mineral de hierro con CO o H ocurre sin que se consuma ningún calor (2). Por consiguiente es necesario agregar sólo el calor que corresponde a las pérdidas de irradiación y queda excluido cualquier peligro de sobrecalentamiento.

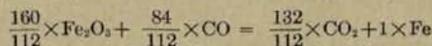
3) Las impurezas que existen en el carbón, especialmente el azufre,

(1) 1 kg. de Fe se obtiene del mineral según la reacción:



Para la reducción de 1 kg. de Fe se consume.....	1,800 cal.
Para la oxidación de $\frac{36}{112}$ kg. de C se obtiene.....	795 >
Se consume.....	1,005 >

(2) Tenemos la reacción por 1 kg. de Fe:



Para la reducción de 1 kg. de Fe se consume.....	1,800 cal.
Para la oxidación de $\frac{84}{112}$ kg. de CO se obtiene.....	1,800 >

pueden fácilmente alejarse antes de que el gas entre en contacto con el fierro. El fósforo en el mineral no se deja reducir por el gas, sino que queda durante y después de la operación, dentro de la ganga.

4) Si la reducción con CO sucede en el campo A (véase fig. 1) donde C no puede existir al lado de FeO y Fe, sería factible producir un fierro que no contenga carbono, lo que es muy ventajoso para ciertos objetos.

**

Pero en la práctica, el problema de reducir con gas, tropieza con las siguientes dificultades:

1) Debido al equilibrio entre los gases CO y CO₂, el CO como reductor puede utilizarse sólo hasta un cierto límite (véase fig. 1). Además, cuando se acerca al punto de equilibrio, la velocidad de reacción del CO disminuye rápidamente. Por esta razón la eficiencia del CO como elemento reductor en general es limitada a unos 25%. Con un rendimiento tan malo, la reducción con CO no sería económicamente viable.

2) Se trataría de producir continuamente enormes cantidades de CO o H puros, o bien de una mezcla de estos dos gases. Este problema tampoco es prácticamente viable.

3) Al fin sería indispensable calentar estos gases hasta 1,000 o 1,100°, sin alterar su composición

química, lo que tampoco fué prácticamente posible.

La solución del problema

El problema fué solucionado del modo siguiente. Los gases obtenidos por la reducción, CO₂ y H₂O se sacan del horno, y se realiza una regeneración del CO₂, que se convierte de nuevo en CO por medio de C. Por sí, la idea de esta conversión no significa nada de nuevo, sino el procedimiento por medio del cual la compañía logró realizarla en la práctica.

PARA EL PROCEDIMIENTO DE REGENERACIÓN DEL CO₂, LA COMPAÑÍA ADOPTÓ EL ARCO ELÉCTRICO DE ALTA TENSION.

Con el fin de dar una idea de la energía eléctrica que consume esa regeneración, miremos a la reacción en la nota, (2). Tenemos POR TONELADA DE FIERRO un consumo de 750 kgs., de CO. Para producir esta cantidad de CO usando CO₂ como materia prima, se consume: 750 × 670 = 502,500 calorías, lo que corresponde a:

$$\frac{502,500}{866} = 579 \text{ KWH. (3)}$$

*
* *

Para la construcción del aparato regenerador se aprovechó de las expe-

(3) Tenemos por 1 kg. de CO:

$$\frac{22}{28} \times \text{CO}_2 + \frac{6}{28} \times \text{C} = \frac{1}{2} \text{CO} + \frac{1}{2} \text{CO}$$

Para la reducción de $\frac{1}{2}$ kg. de CO se consume. 1,200 eal.
Para la oxidación de $\frac{6}{28}$ kg. de C se obtiene. 530 >

Se consume. 670 >

riencias de la fabricación de nitrógeno del aire (véase fig. 2). El aparato consiste en un horno en forma de tubo vertical, al través del cual pasa la llama eléctrica de alta tensión.

El gas voltejando espiralmente alrededor de la llama, pasa desde el electrodo superior hasta el fondo del horno, y en seguida al través de un gasógeno o coque. Ya en el tubo se agrega una parte del C necesario para la regeneración, en forma de hidrocarburos, aceite crudo, alquitrán o polvo de carbón. Para que el horno de alta tensión trabaje bien, es necesario que el gas a la salida en el fondo tenga una temperatura de

1,600, 1,700. Como el gas no puede entrar en el horno de reducción con una temperatura tan elevada, se le deja pasar al través del coque o carbón en el gasógeno. Allí, la temperatura del gas se rebaja hasta 1,100° y se transforma los últimos restos del CO_2 en CO . En seguida el gas pasa al través de un lecho de cal, donde todo su contenido de azufre queda completamente eliminado.

* * *

El esquema de la fig. 3 demuestra claramente los principios fundamentales del procedimiento entero.

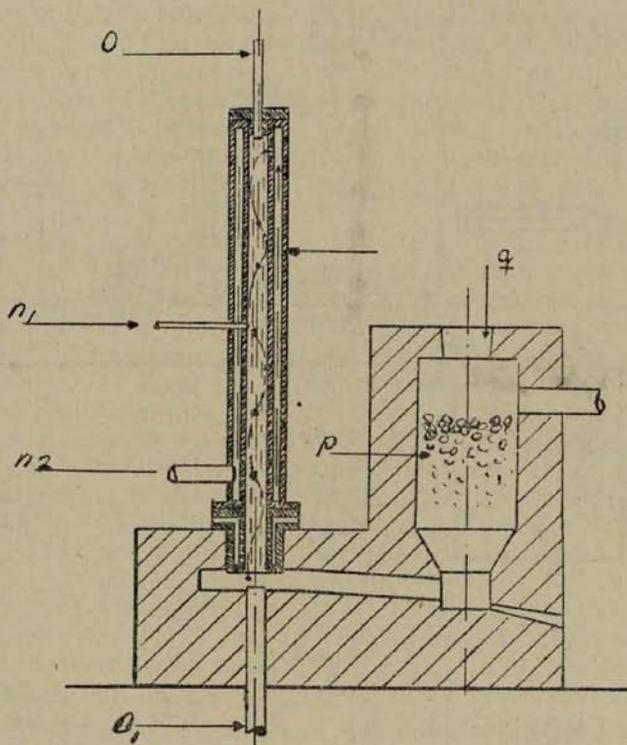


Fig. 2.

El gas purificado pasa del gasógeno (P) al través del horno de reducción (e), donde se encuentra el mineral en dirección inversa. (Como horno de reducción se usa más ventajosamente un horno tubular rotante de tipo corriente).

Por la reducción, el gas se transforma parcialmente en CO_2 y H_2O . Como el mineral entra en el horno en estado precalentado (900°), y la reducción no exige agregación de

de un calentamiento a resistencia eléctrica de las paredes del horno.

La CIRCULACIÓN DEL GAS se realiza por medio de la bomba (u). El gas pasa por el recuperador (r), donde se rebaja su temperatura hasta 200° . En seguida pasa por el depurador (s); entra en el gasómetro (t), vuelve al recuperador, donde queda recalentado hasta $600-700^\circ$, y entra finalmente en el horno regenerador. de alta tensión.

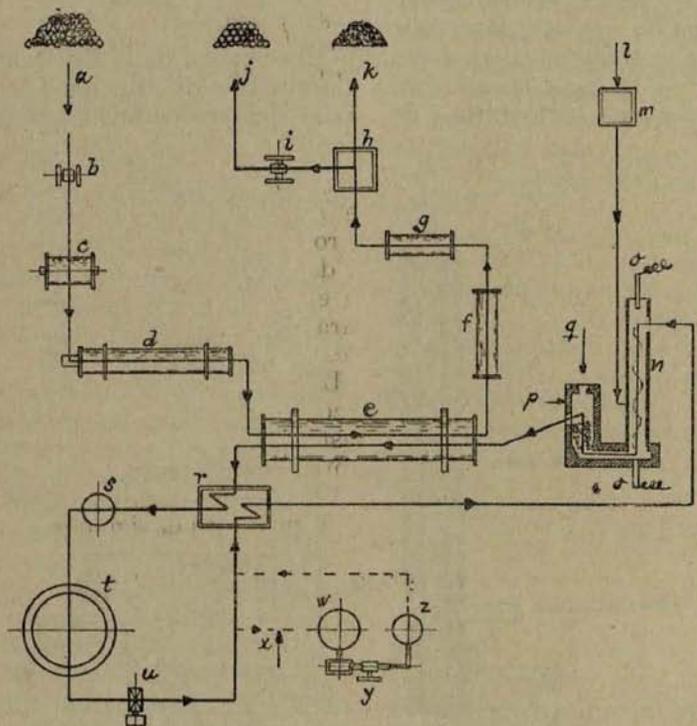


Fig. 3.

calor, los gases producidos salen del horno a una temperatura relativamente elevada (800°). Es a entender, que las pérdidas por irradiación del horno rotante se eliminan por medio

El MINERAL CRUDO (a) queda triturado hasta un tamaño de 6-8 mm., en las trituradoras (b) y (c), y pasa en seguida al través del horno rotante (d), donde queda calentado has-

ta 900°, antes de entrar en el horno (e). El objeto de este precalentamiento del mineral es evitar una rebaja de la temperatura del gas dentro del horno de reducción. Una tal rebaja de la temperatura podría tener como consecuencia una disociación de C del CO ($2\text{CO} = \text{C} + \text{CO}_2$).

Para la entrada del mineral y salida del producto reducido, el horno de reducción está provisto con cierres especiales, patentados por la compañía, y que no permiten ningún escape del gas.

El producto consiste en una mezcla de esponja de fierro y ganga. Debido a las reacciones térmicas, la mayor parte de la mezcla se encuentra en estado de polvo. La mezcla pasa por el cilindro (f), donde se la enfría, y se produce el vapor, que se necesita en el aparato (w), en seguida la mezcla va al molino a bolas (g), y el separador magnético (h), de construcción especial, donde la ganga (k) queda separada del fierro. Del polvo de fierro se hacen en una prensa especial (i), briquetas pequeñas (j), que constituyen el PRODUCTO ELABORADO por el procedimiento.

En el esquema (1) significa el aceite crudo o alquitrán que pasa por el estanque (m), hasta el horno de alta tensión (n), donde la llama eléctrica pasa entre los electrodos (o). El gasógeno (p) recibe su coke (q), por medio de un cierre doble.

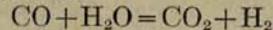
Los aparatos marcados en el esquema (w, y, z), todavía exigen una explicación especial.

De lo que se ha dicho arriba se entiende que la circulación del gas y la regeneración del CO, constituyen la base para la viabilidad de la reducción únicamente con gas. Pero esto no es suficiente para una utilización económica del combustible. Se entiende luego que la cantidad de

gas que se encuentra en circulación es constante. Pero en cada instante se forma gas nuevo por el O del mineral y el C del combustible, agregado en los hornos de regeneración (n) y (p). Esta cantidad de gas nuevo tiene, por evidencia que ser alejada del sistema. Esto por sí no significaría una desventaja si el gas contuviese sólo productos de reducción (CO_2 y H_2O). Pero en la práctica no se puede aprovechar de todo el gas efectivo en el horno rotante. En efecto, el gas, saliendo del horno de reducción es muy parecido al gas del alto horno eléctrico. El gas contiene no más de 20% de CO_2 , y por consiguiente, unos 75% de gas efectivo (CO, H). Naturalmente este gas, sacado del sistema, puede aprovecharse para el precalentamiento del mineral o para otros fines, pero en realidad sale demasiado caro para usarlo como simple combustible.

La idea de aprovechar este gas precioso, también se obtuvo de la industria de nitrógeno, más bien de la fabricación sintética de amoníaco según la patente del alemán HABER. El principio es el siguiente:

Dejando pasar una mezcla de CO_2 , CO, H y vapor de agua sobre una esponja de fierro, especialmente preparada, se produce una reducción del agua por medio del CO, y se obtiene cuantitativamente CO_2 y H_2 según la reacción:



De la mezcla ácido carbónico e hidrógeno, el CO_2 puede fácilmente alejarse por medio de una absorción a alta presión en agua, mientras que el hidrógeno vuelve al sistema de circulación. Se refiere al esquema donde (x) significa la entrada de vapor, (w), el "aparato de contacto", con la esponja especial; (y) el com-

presor y (z) el aparato para la absorción del CO_2 . Se entiende entonces que la CANTIDAD DE GAS QUE CORRESPONDE AL GAS NUEVO FORMADO POR LA REDUCCIÓN, PUEDE ALEJARSE DEL SISTEMA EN FORMA DE CO_2 .

El vapor necesario se obtiene por el enfriamiento del producto acabado, y la reducción de CO es por sí tan exotérmica, que no se necesita agregar ningún calor al "aparato de contacto (4).

La cantidad de gas que se somete a esta "circulación secundaria" es alrededor de 10% del gas circulante. Con este modo de tratar el gas, no sólo se ha logrado alcanzar un rendimiento del carbón agregado acercándose a 100%, sino también una rebaja sensible en el consumo de energía eléctrica. Además, la circulación secundaria tiene como consecuencia que el gas se enriquece en hidrógeno, lo que favorece una reducción rápida del mineral.

Los ensayos prácticos

La compañía "Norsk Staal" principió la construcción de una usina de ensayos en 1917 en la ciudad de Trondhiem, pero sólo en 1920 fué posible realizar las primeras pruebas. Se ocupó en primer lugar con la solución del problema de regenerar el CO del gas, lo que logró en 1921.

El primer horno de reducción fué construído en forma de cuba, como un alto horno chico. Se mostró poco adecuado para una reducción del

mineral con gas en estado seco, principalmente porque el pasaje de los distintos pedazos de mineral en el horno se efectúa irregularmente. Por ejemplo, unos trozos caen demasiado rápido, sin reducirse suficientemente; otros se pulverizan y paralizan el pasaje libre de los gases.

Se cambió este horno en un horno tubular rotante, que se puso en marcha en 1923, y que se mostró perfectamente adecuado para el procedimiento.

Según el principio fundamental del procedimiento, los más importantes ensayos se realizaron con mineral pobre. Sin embargo, la compañía también efectuó pruebas con minerales ricos en trozos, y en forma de polvo concentrado (eslique). Se mostró prácticamente imposible efectuar una operación continua usando esta última clase de mineral, debido a la propiedad del eslique de adherir a las paredes del horno a la temperatura necesaria para la reducción.

En 1925, se hizo una DEMOSTRACIÓN PÚBLICA del procedimiento ante expertos de varios países. Como materia prima se usó el MINERAL "DUNDERLAND", que contiene:

Fe	35%
S	0,1%
P	0,3-0,4%

Como MATERIAL REDUCTOR se usó coke en el gasógeno (70%) y aceite crudo en el horno de alta tensión (30%).

(4) La reacción $\text{CO} + \text{H}_2\text{O} = \text{CO}_2 + \text{H}_2$, o en peso:

$$1 \cdot \text{CO} + \frac{18}{28} \cdot \text{H}_2\text{O} = \frac{44}{28} \cdot \text{CO}_2 + \frac{2}{28} \cdot \text{H}_2$$

Por la oxidación de 1 kg., CO se obtiene.....	2,400 cal.
Para la reducción de $\frac{2}{28}$ kg. H_2 se consume	2,060 >
Se obtiene	340 >

Como término medio de 15 días de prueba, se obtuvo los siguientes análisis:

CUADRO I

Materia	Mineral	Esponja de hierro
Fe.	35,0	94,0
C.		0,26
S.	0,08	0,011
P.	0,35	0,016

El rendimiento de esponja de hierro sobre Fe del mineral fué 94.2%.

Se puede establecer entonces que por un solo procedimiento se obtiene UN PRODUCTO SUMAMENTE PURO Y RICO, USANDO COMO MATERIA PRIMA, MINERAL POBRE E IMPURO Y COKE, JUNTO CON UN POCO DE ACEITE CRUDO.

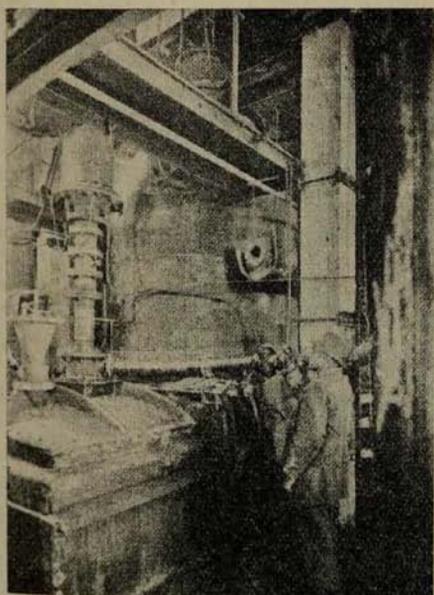


Fig. 4.

Datos técnicos y económicos

Con respecto al CONSUMO DE ENERGÍA ELÉCTRICA, se ha mostrado en la práctica que éste es anormal cuando se usa un horno tubular de pequeñas dimensiones, por ejemplo, el primer horno en Trondhjem, que tuvo una capacidad de sólo 70 kgs., de hierro por hora. Se sabe que las pérdidas por irradiación en tal horno son muy elevadas. La Compañía ha probado que en un horno de más de 40 m., de largo, y con una capacidad de 3 tons., por hora, el consumo de energía no pasará a un máximo de 2,000 KWH POR TON. DE FIERRO.

Bajo las mismas condiciones, EL CONSUMO DE COKE Y ACEITE CRUDO ES 230 KGS., POR TON. DE FIERRO.

Para el PRECALENTAMIENTO DEL MINERAL, se consume 100 KGS., de carboncillo (desperdicios), calculado POR TON., DE FIERRO.

EL CONSUMO DE ELECTRODOS DE ALTA TENSIÓN ES SÓLO UNOS POCOS gramos por ton., y no tiene ninguna influencia económica.

El procedimiento se distingue de todos los demás procedimientos siderúrgicos por funcionar COMPLETAMENTE CONTINUO Y AUTOMÁTICAMENTE. Por esta razón, los gastos en mano de obra pueden reducirse a un mínimo.

Aquí abajo se presentará el costo estimado para la fabricación de una tonelada de esponja de hierro. El cálculo se basa sobre la producción anual de 25,000 tons., de hierro en una usina ubicada en la costa de Noruega y usando mineral pobre.

Este costo es alrededor de la mitad de lo que consume hoy día la fabricación de hierro bruto de la misma pureza, producto que exige mineral rico y puro y carbón de leña.

CUADRO II.

Costo de producción

	Coronas
3 tons. de mineral a 5 coronas.	15.00
2,000 KWH. a 0,005 coronas.	10.00
180 Kgs. de coque a 36 coronas la ton. . .	6.50
50 Kgs. aceite crudo a 100 coronas la ton.	5.00
100 Kgs. carboncillo a 20 coronas la tonelada. . .	2.00
25 Kgs. caliza a 20 coronas la tonelada . .	0.50
Mano de obra	3.75
Refractarios, reparaciones, etc.	3.50
Briquetaje del hierro.	2.25
Gastos generales.	4.50
Interés y amortización, 12% sobre 2,000,000 de coronas, dividido con 25,000 toneladas.	9.50
Total.	62.50

Además, la esponja de hierro es una materia prima excelente para los hornos donde se realiza la refinación final y fundición en lingotes, sea en hornos Siemens-Martín o eléctricos.

Las figs. 4 y 5 muestran el gasógeno y el horno de reducción de la usina de ensayos.

Perspectivas

Aunque este procedimiento fuera desarrollado en Noruega por razones ya citadas, es evidente que el procedimiento o el producto del mismo será capaz de desempeñar un papel importante en la producción mundial de hierro.

Ya es un hecho conocido que el aprovechamiento de minerales pobres es un problema cuya importancia está creciendo día a día. Como se sabe, estos minerales se aprovechan hoy día por los procedimientos combinados de:

- 1) Pulverización.
- 2) Concentración magnética o hidro metalúrgica.
- 3) Briquetaje o aglomeración.

Es, pues, un síntoma de alto interés que el procedimiento arriba descrito PREFIERA los minerales pobres para una explotación continua.

También se sabe que el alto horno a coque produce un material de calidad inferior, cuyas malas propiedades físicas no se dejan eliminar, aún si la

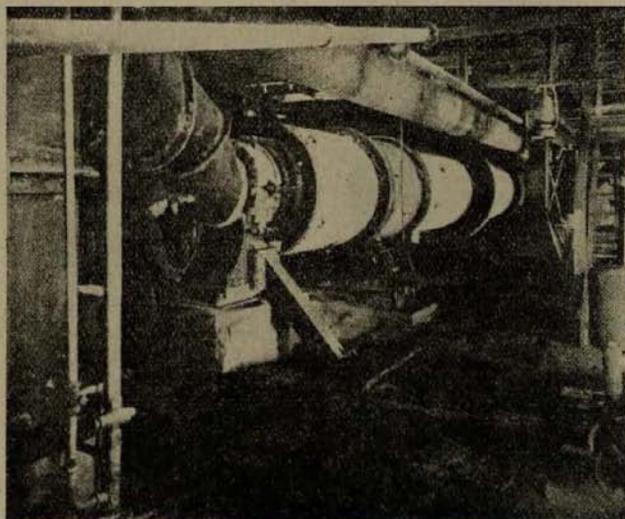


Fig. 5.

composición química del acero prueba ser buena, como resultado de dos o tres distintas operaciones de refinación. Este hecho es la razón principal para que los productos de la industria siderúrgica sueca, (que trabaja con carbón de leña), se han podido sostener en el mercado mundial, a pesar de sus precios elevados. Se entiende que el hierro reducido en estado seco no sufre de las malas propiedades que le causa el alto horno a coke.

Importantes compañías alemanas de hierro ("Krupp"), y nitrógeno sintético ("Badische"), han financiado los ensayos en Noruega. La gran compañía de minas en Suecia, Grängesberg-Oxelösund, ya ha comenzado a mandar algunas partidas de sus minerales pobres para realizar ensayos en la usina de Trondhjem, y los inventores noruegos ya proyectan la construcción de grandes usinas, tanto en Noruega como en Suecia.



MONOGRAFIA DE LA ANDES COPPER MINING CO. MINERAL DE POTRERILLOS

POR

EDMUNDO DELCOURT

Ingeniero Consultor del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

Las cifras y descripciones contenidas en la presente monografía, confeccionada por el suscrito a raíz de la visita de inspección solicitada por la Dirección General del Trabajo, indican la magnitud de esta nueva empresa norteamericana, edificada a base de una pequeñísima parte de la riqueza minera nacional.

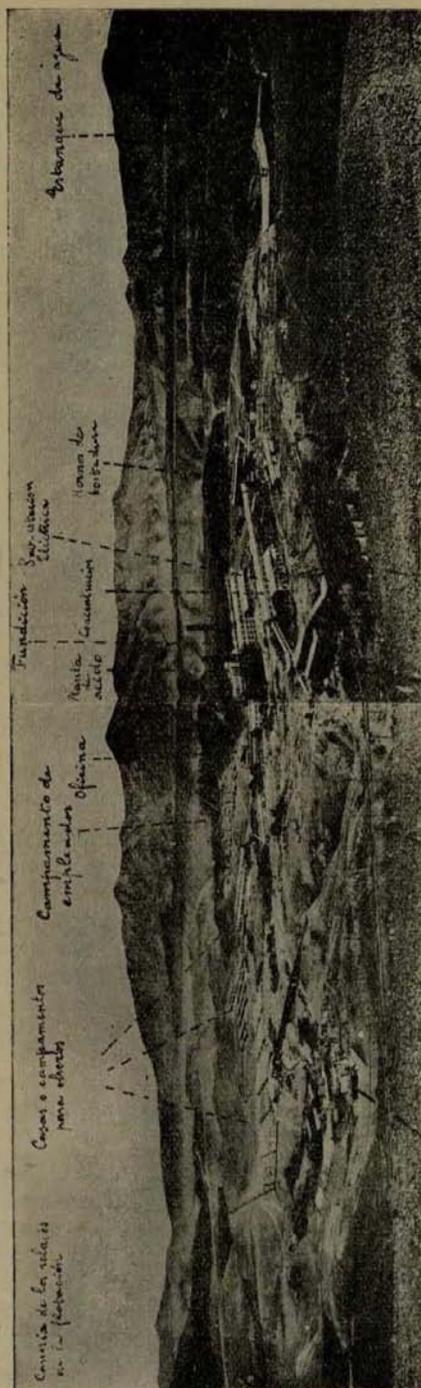
Para caracterizar bien la influencia del capital y del esfuerzo colectivo en el desarrollo de la minería del cobre, llamamos la atención a la fotografía que representa el panorama general de los Establecimientos de la Andes Copper Mining Co., en potrerillos, con sus respectivos campamentos todos construídos donde no hace mucho existía un semi-de-

sierto habitado sólo por mineros que en pobres ranchos vivían dedicados al pirquen.

Esta vista panorámica sólo incluye los Establecimientos de beneficio del mineral de Potrerillos, pues la mina y sus campamentos se encuentran a 9 kilómetros de la planta general.

BREVE RESEÑA HISTORICA

En el año 1915, la Compañía Andes Copper Mining Co., inició sus trabajos de reconocimientos en el importante yacimiento que hoy constituye el Mineral de Potrerillos, situado en el departamento de Chañaral, provincia de Atacama, en la par-



N.º 1.—Vista general de la Andas Copper Mining Co.

te occidental de la gran cordillera y a una distancia de 154 km., de la costa.

Las partes más ricas de este yacimiento ya antes habían sido explotadas, en escala muy reducida, por mineros chilenos.

El ferrocarril que une el mineral de Potrerillos al puerto de Chañaral se compone de tres secciones principales que son:

1.º El ferrocarril del Estado que se extiende entre Chañaral y Pueblo Hundido y que en un recorrido de 65 km., sube desde el nivel del mar hasta alcanzar en Pueblo Hundido la altura de 791 metros. Muy cerca de Pueblo Hundido, este ferrocarril empalma con el Ferrocarril Longitudinal del Estado, Red Central Norte.

2.º El ferrocarril particular de 89 km., de longitud construido por la Compañía entre Pueblo Hundido y el Establecimiento de Potrerillos y que tiene en sus dos estaciones de término, las alturas de 791 y 2,880 metros respectivamente.

3.º El ferrocarril particular de 9 km., de longitud construido también por la Compañía entre el Establecimiento y las minas y que sube desde la altura de 2,880 metros hasta alcanzar en su término 2,983 metros.

Todos estos ferrocarriles tienen la misma trocha de un metro.

Apenas terminada la construcción de los ferrocarriles particulares la Compañía se vió obligada en el año 1919, debido a las dificultades originadas por la guerra, a paralizar en parte los trabajos de preparación y de construcción, hasta que, en Septiembre de 1923, se paralizó completamente la continuación de dichos trabajos, dejando un personal muy reducido al cuidado de las instalaciones y materiales existentes.

Los excelentes resultados obtenidos en las plantas de la Chile Copper

Co., (Chuquicamata) y Braden Copper Co., (El Teniente) en el tratamiento por lixiviación y flotación de minerales muy semejantes a los de Potrerillos, hizo decidir a la Anaconda Copper Company a reanudar el 10 de Febrero de 1925 los trabajos de preparación de la mina y de construcción de las plantas beneficiadoras de minerales, dotando a esta empresa de todos los medios técnicos y financieros de que sólo es capaz una organización industrial de la magnitud de dicha Compañía.

Para dar una idea de la capacidad financiera de la Compañía propietaria del mineral de Potrerillos, basta decir que desde el año 1915, fecha en que se dió comienzo a los trabajos de reconocimientos hasta los primeros días de Enero del presente año, mes en que los convertidores entregaron la primera producción de barras de cobre fino, se han gastado en preparación e instalaciones la suma de 47 millones de dólares americanos. A esta cantidad hay que agregar los intereses de los capitales invertidos y las sumas por invertir en la construcción de la planta destinada al beneficio de los minerales oxidados, cuyo costo hará subir probablemente la inversión a un total de más o menos 80 millones de dólares.

Datos generales sobre los procedimientos de extracción y de beneficio.

Según los estudios geológicos efectuados por los técnicos de la Compañía, el mineral de Potrerillos está constituido por una impregnación principalmente de calcopirita en brecha andesítica de origen volcánico.

Esta brecha se presenta en enormes macizos que alcanzan dimensiones de varios centenares de metros

y aunque la mayor parte de dichos macizos afloran a la superficie de las montañas, se ha preferido adoptar como sistema de explotación, el método de derrumbes por los excelentes resultados obtenidos en la explotación de yacimientos semejantes en otras partes del mundo.

Hay dos especies de mineral:

Los minerales sulfurados que se encuentran en hondura y que tienen aproximadamente la siguiente composición:

Cu.	1.0	a	1.8%
Fe.	1.0	a	2.0 %
S	1.2	a	2.0 %
Si O ₂	70./	a	73./ %
Al ₂ O ₃	12./	a	15./ %

Ca O, MgO etc., en proporciones variables.

Los minerales oxidados que se encuentran más cerca de la superficie, resultantes de la alteración de los sulfurados, tienen la siguiente composición:

Cu.	1.0	a	1.8 %
Fe.	1.0	a	2.0%
S.	menos de		1.0 %
Si O ₂	70.0	a	73.0 %
Al ₂ O ₃	12.0	a	15.0 %
CaO, MgO etc.,	en proporciones variables.		

Según los técnicos de la Compañía el término medio de las leyes de cobre de los minerales tratados varía de 1,3 a 1,5%.

La necesidad de tratar minerales de distinta naturaleza, ha impuesto a la Compañía la obligación de construir dos plantas para el beneficio por separado de sus minerales; y en efecto, la primera que se encuentra completamente terminada permite beneficiar, diariamente, aunque su

capacidad es mayor, 12,500 toneladas de minerales sulfurados empleando los procedimientos conocidos de molienda, flotación, tuesta, fundición en hornos de reverbero y refinado en convertidores.

La segunda planta, que está en construcción beneficiará 7,500 toneladas de minerales oxidados al día por el método de lixiviación en presencia de ácido sulfúrico.

El ácido sulfúrico necesario para la lixiviación de los minerales será fabricado aprovechando el anhídrido sulfuroso producido en los hornos de tuesta del mineral sulfurado, y si el consumo de ácido sulfúrico es mayor que el obtenido de esta manera, habrá necesidad de emplear con tal objeto, azufre nativo del país.

Ambas plantas entregarán cobre puro con más de 99% de ley.

La producción diaria que se calcula tener en breve, durante el presente año alcanza a 160 toneladas de cobre fino, producción que se espera llevar a 260 toneladas de cobre fino al día cuando la planta para el beneficio de minerales oxidados esté terminada.

Descripción de la mina

La mina ubicada a 9 km., de distancia de la planta de beneficio, está equipada para producir 20,000 toneladas de mineral por día, con un rendimiento, que, en plena producción será de 25 a 30 toneladas hombre—día.

Como los trabajos de extracción son subterráneos en su totalidad, se han practicado escavaciones en la superficie para eliminar desde luego la parte de material estéril que en ella existía, a fin de evitar que en el futuro los derrumbes hagan caer al interior de la mina el mineral mezclado con dichos materiales.

El nivel principal de transporte queda ubicado a la altura de 2,983 metros sobre el cuerpo del cerro, aunque por el momento la explotación está totalmente concentrada en el nivel principal de extracción, a la altura de 3,183 metros.

Cuando los trabajos de explotación agoten las cantidades de mineral que se encuentran sobre el nivel 3,183, se iniciará la extracción del que quede comprendido entre los niveles 3,183 y 2,983 y debajo de éste.

Por el nivel de extracción 3,183 corren locomotoras eléctricas de trolley que arrastran carros de 5 toneladas de capacidad y emplean corriente continua de 250 volts de tensión. Estos carros son los de menor capacidad usados en la mina. En el nivel inferior de 2,983 metros corren únicamente carros grandes de 40 ton., de capacidad, remolcados por locomotoras eléctricas de 45 toneladas y alimentadas por un tercer riel, la corriente es continua y la tensión de 650 volts.

Los dos niveles principales están unidos por chimeneas de 50° de inclinación y que terminan en su base en buzones cilíndricos. Estas chimeneas que a la vez permiten la bajada del mineral sirven para su almacenamiento. Hay dos grupos de cinco buzones cada uno, cuyas dimensiones alcanzan a 8 metros de diámetro y 25 metros de altura, lo que da una capacidad aproximada para contener 2,000 toneladas de mineral.

Cada buzón está cerrado en su parte inferior por puertas de acero accionadas por cilindros de aire comprimido.

Como son cinco los buzones que componen cada grupo y están sobre la misma línea del ferrocarril de extracción, se pueden cargar cinco carros a un mismo tiempo. La distan-

cia entre los buzones es exactamente igual a la longitud de cada carro, de manera que una pequeña maniobra del tren permite cargar otros cinco carros de una sola vez. El tren no detiene su marcha mientras se efectúa el carguío de los carros y basta una maniobra de las compuertas de los buzones de treinta segundos de duración para cargar cada grupo de cinco carros de 43 toneladas de mineral cada uno.

En resumen, un tren de 25 carros remolcado por dos locomotoras eléctricas se carga completamente en un tiempo que varía de 3 a 4 minutos.

Entre el nivel 3,183 metros y otro ubicado 12 m., más arriba llamado nivel de las "**buitras**" existen dentro del yacimiento una serie de chimeneas de 50° de inclinación destinadas a la bajada del mineral. En el nivel de las **buitras** las chimeneas llevan una gruesa parrilla de rieles distanciados de 0,35 metros uno de otro a fin de evitar que los trozos demasiado grandes caigan a las chimeneas y las obstruyan.

En general, el mineral es bastante quebradizo y un hombre provisto de un chuzo puede fácilmente hacer pasar el mineral a través de las **buitras**. Sobre el nivel de las **buitras** y dentro del yacimiento las chimeneas se prolongan en mayor número hasta alcanzar un nuevo nivel ubicado 9 m., más arriba de éste. Desde este último nivel superior se practica la extracción del mineral por el método de "derrumbes" haciéndolo rodar por las chimeneas casi sin necesidad de esfuerzo manual. Algunos tiros en el nivel superior ayudan la caída del mineral.

El consumo de explosivos con este sistema de explotación resulta ser de más o menos 150 gramos de dinamita por tonelada de mineral arrancado;

pero, considerando que después de algunos años de trabajo, el método de derrumbes dará seguramente mejores resultados que en la actualidad, se llegará sin lugar a dudas a obtener una cifra mucho menor para el gasto de explosivos por toneladas de mineral.

Prácticamente el sistema de explotación consiste pues, en establecer dentro del yacimiento una red de chimeneas y galerías más y más densa a medida que se alcanzan los niveles superiores con el propósito de conseguir que en poco tiempo más los derrumbes de mineral y los deslizamientos de éste por las chimeneas se efectúen por sí solos.

Las reservas de mineral ya conocidas según las estimaciones hechas pueden abastecer los establecimientos de beneficio durante más de 25 años.

El número de obreros ocupados en la mina durante el año 1926 fué de 2,506; es evidente que este número irá disminuyendo a medida que los trabajos preparatorios vayan terminándose, para estabilizarse en una cifra muy cercana a 1,000 hombres.

El término medio de los salarios pagados durante el año próximo pasado alcanzó a \$ 14.01 m/c., por día.

La energía eléctrica empleada en la planta metalúrgica y en la mina se envía desde la central termo-eléctrica que la Compañía posee en la Caleta de Barquitos, contando para ello la Compañía con una línea de transmisión provisoria de 154 km., de largo con torres de madera. De modo que la corriente trifásica de 60 períodos que recibe la mina a una tensión de 13,200 volts se reduce en transformadores estáticos y rotativos a las tensiones de 2,200, 440 y 220 volts trifásicos, y 650 y 250 volts continuos, según sean las necesidades.

Depósitos de explosivos de la mina.

Los depósitos principales de explosivos de la mina están ubicados en dos escavaciones practicadas con tal objeto en el cerro, y muy cerca de la línea del ferrocarril. Estos depósitos contienen aproximadamente 150 toneladas de explosivos Tronador, dinamita de 34%.

El depósito central de fulminantes está situado a 125 metros de la boca del socavón principal de la mina y contiene aproximadamente 300,000 fulminantes.

Los explosivos para el consumo diario de la mina se almacenan en un depósito secundario cuya capacidad fluctúa entre 1,500 a 2,000 kg., de dinamita y que está ubicado al interior de la mina en una cavidad practicada ex-profeso en la roca.

Existen además, al interior de la mina y al lado de las galerías principales, varios depósitos para almacenar fulminantes y separados solamente de las galerías por simples puertas

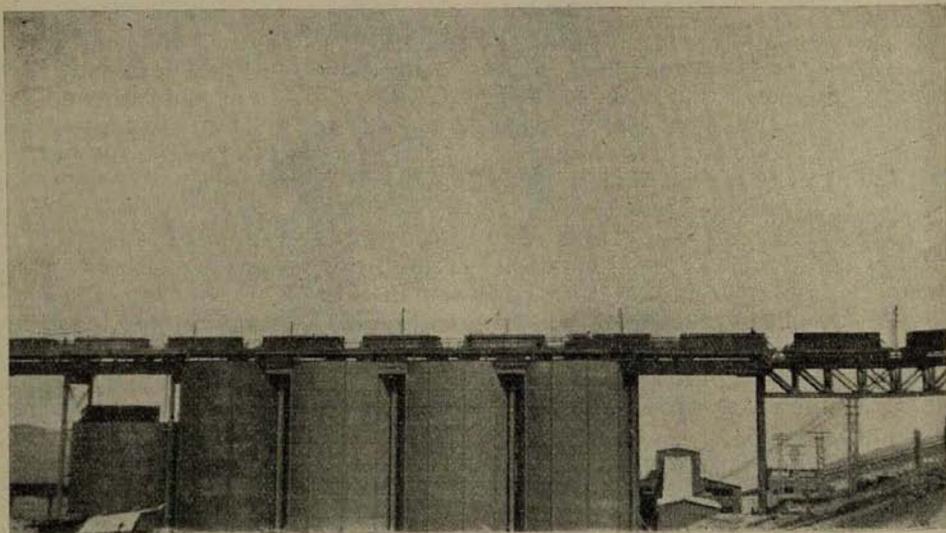
de madera. En estos depósitos, en donde no es posible mantener más de un mil de fulminantes, según el Reglamento de la mina, operarios expertos efectúan la colocación de las guías en los fulminantes.

En el mineral de Potrerillos no se usan detonadores eléctricos.

Planta de molienda

En la vista general de las instalaciones de Potrerillos, indicada en la fotografía N.º 1, el lector puede ver el trayecto que recorre el mineral desde su llegada de la mina. Efectivamente, los trenes cargados de mineral llegan a la planta por la línea férrea que se indica en el lado izquierdo de dicha fotografía y al pasar por sobre los grandes buzones de recepción de mineral descargan en ellos su carga.

La fotografía N.º 2 muestra una locomotora eléctrica de 45 toneladas que arrastra un tren de 25 carros de 40 toneladas de capacidad cada uno, en el momento de ser descargados en los buzones destinados a la recepción del mineral.



N.º 2.—Tren que descarga mineral en los grandes buzones de recepción.

La descarga completa de los 25 carros de mineral se hace automáticamente en cinco minutos sin que el tren detenga su marcha.

La altura de los obreros que aparecen al lado de los carros de mineral dan una idea de la proporción de las dimensiones del material usado y del tamaño de los buzones de recepción.

En la misma fotografía N.º 2 se ve a la derecha y abajo la planta de mollienda gruesa, como también la correa transportadora inclinada que lleva el mineral desde los molinos Symons de discos hasta los molinos de bolas que alimentan la flotación.

Los buzones destinados a la recepción del mineral son cinco y la capacidad de cada uno es de 2,200 toneladas de mineral.

Los carros empleados en el transporte del mineral son del tipo Macor Car Corporation de New York, son de 43 toneladas de capacidad y su descarga se efectúa por compuertas inclinadas que van en el fondo de ellos, tan fáciles de accionar que basta un solo obrero para abrir y cerrar dichas compuertas.

Al pie de los buzones y frente a cada uno de ellos se encuentran cinco chancadoras giratorias N.º 9, tipo Allis Chalmers, para la mollienda gruesa y con una capacidad de chancado de 250 toneladas de minerales por hora cada una. Estas chancadoras, que están accionadas por motores eléctricos trifásicos de 2,200 volts y de 150 H. P., entregan el mineral triturado al tamaño de dos pulgadas a correas transportadoras que lo conducen a la planta de los molinos Symons.

La mollienda gruesa propiamente tal se efectúa en una batería de 10 molinos "Symons Disc Crushers" de 100 toneladas por hora de capaci-

dad cada uno y accionados por motores trifásicos de 75 H. P., y 2,200 volts.

Los molinos de disco son del tipo vertical de 48 pulgadas y trituran el mineral a una dimensión que varía de $\frac{3}{8}$ a 1"; tamaño al cual se le conduce en correas transportadoras para alimentar a los molinos de bolas ubicados en el recinto de la flotación (ver fto. N.º 3). Esta fotografía muestra perfectamente el recorrido de las correas entre el edificio de los molinos Symons de disco y el de los molinos de bolas para la mollienda fina y la concentración.

Los molinos de bolas son del tipo Marcy y tienen una capacidad para moler 625 tons., de minerales en 24 horas. La planta de mollienda fina se compone de 20 molinos de este tipo y cada uno de ellos, está accionado por motores síncronos de 2,200 volts trifásicos y de 400 H. P.

De los molinos de bolas sale el mineral molido y mezclado con agua con destino a la planta de flotación.

Flotación

Una de las instalaciones que más interés ofrece en el Mineral de Potrerillos es, sin duda, la que corresponde a la planta de flotación.

La Andes Copper Mining Co., tiene en uso el procedimiento de flotación patentado por la Mineral Separation Co. y que emplea celdas Callow. En la planta existen 20 clasificadores correspondientes a los veinte molinos Marcy y para la flotación se emplean sucesivamente los siguientes aceites:

Xantato de potasio.

Aceite de pino.

Aceite de alquitrán (Scotch).

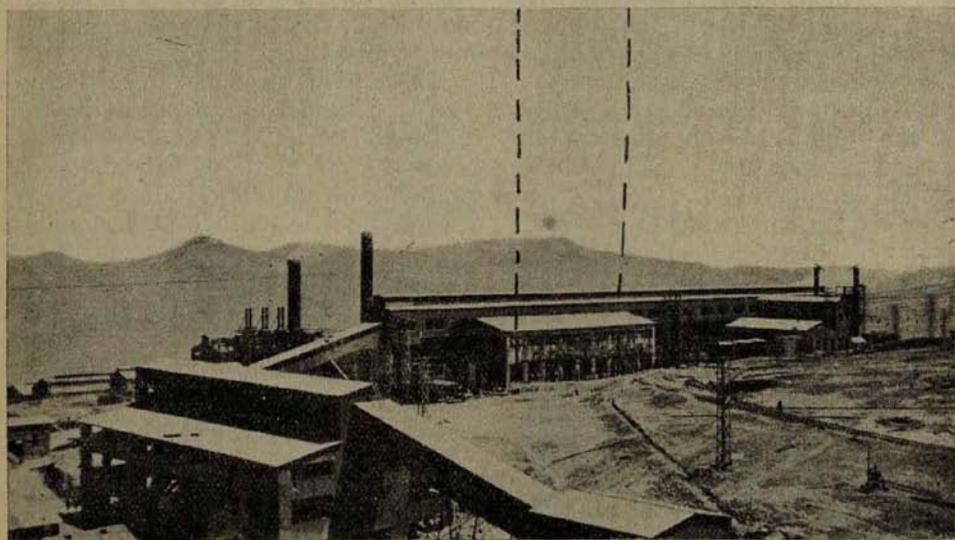
Esta planta es alimentada con minerales de cobre sulfurados de 1.5%

de ley y produce concentrados de 20% de cobre; se estima que la pérdida total de cobre producida en la planta de flotación, no es superior a 0.2%.

En las fotografías N.º 1 y 3 se observa claramente la planta de flotación, los tres estanques que contienen los aceites ya nombrados y la sección que corresponde a la planta de fabricación de cal.

En la fotografía N.º 3, se ve además frente al edificio de la flotación

tanques de decantación tipo Dorr-Thickness circulares, que aparecen indicados en la fotografía N.º 4. Estos estanques tienen 75 pies de diámetro y 12 pies de profundidad máxima. La cabina construida al centro de cada estanque sirve para poner en movimiento el mezclador de cuatro brazos, uno de los cuales se alcanza a ver en la fotografía. Cuando los estanques se llenan de mineral el agua se vacía por una canaleta que va al contorno del borde de cada estanque,



N.º 3.—Plantas de molienda gruesa y fina y de flotación.

la estación receptora y de transformación de la corriente de alta tensión.

Como la flotación se efectúa en un circuito alcalino hay necesidad de agregar cal a la pulpa de mineral antes de que pase a los estanques de flotación.

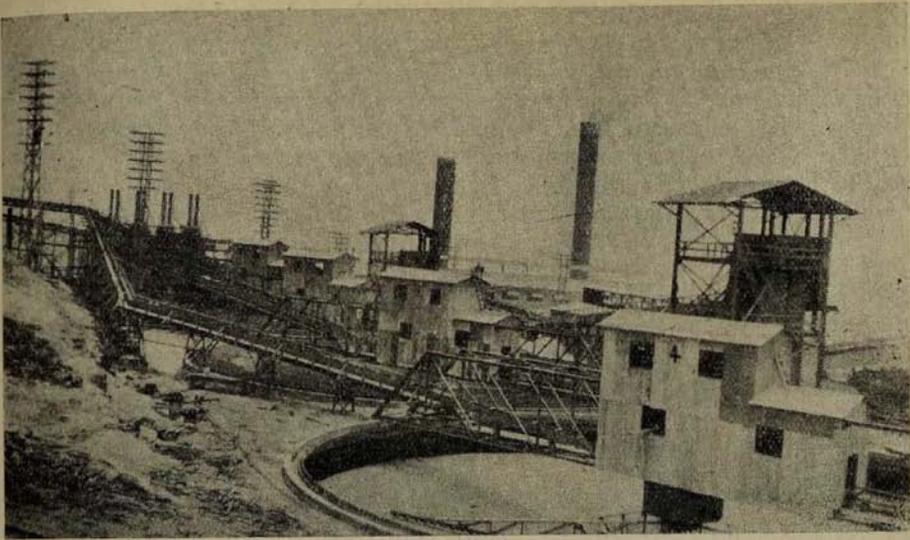
Decantación y filtración

Los concentrados, son enviados por bombas centrífugas a cuatro es-

mientras que el mineral concentrado se descarga, sobre cuatro filtros del tipo Oliver (Continuous Filter), mediante compuertas que se abren al pie del eje de la cabina.

Planta de hornos de tuesta y fundición.

La planta de tuesta indicada en la fotografía N.º 5 se compone en la actualidad de 6 hornos tostadores del tipo Anaconda-Wedge con capacidad



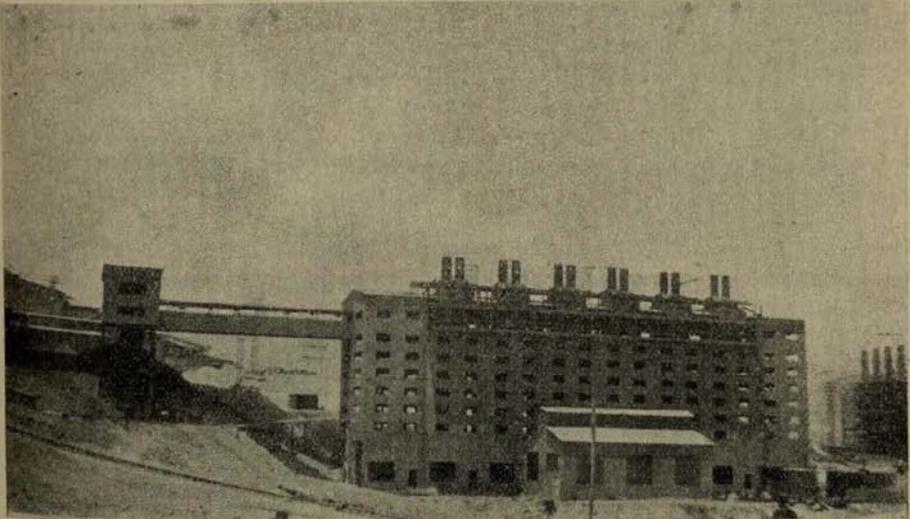
N.º 4.—Estanques de decantación tipo Dorr-Thickness.

cada uno para tostar 200 tons., de concentrados por día.

Los hornos de tuesta reciben su carga de mineral concentrado por la parte superior con ayuda de correas transportadoras. Estos concentrados a medida que van bajando a los pisos inferiores del horno van perdiendo

la mayor parte de su contenido en azufre.

Actualmente este azufre no se aprovecha, pues se desprende libremente al aire al estado de anhídrido sulfuroso, en forma de un humo blanco muy denso; pero en el futuro, cuando esté terminada la planta pa-



N.º 5.—Planta de tuesta con hornos Anaconda-Wedge.

ra el beneficio de los minerales oxidados, la recuperación de ellos se efectuará con el propósito de destinarlos a la fabricación de ácido sulfúrico y evitar el efecto nocivo que su libre desprendimiento significa para los habitantes del mineral.

Además existen aparatos Cottrel que por precipitación eléctrica recuperan las finísimas partículas de mineral que arrastran los humos de los tostadores.

El mineral tostado, o sea libre ya de la mayor parte del azufre que contenía, se transporta en carros herméticamente cerrados a los hornos de reverbero.

Existen tres hornos de reverbero, calentados con petróleo bruto, de 110 pies de largo por 21 pies de ancho y que tienen capacidad suficiente para tratar de 400 a 450 tons. de mineral tostado.

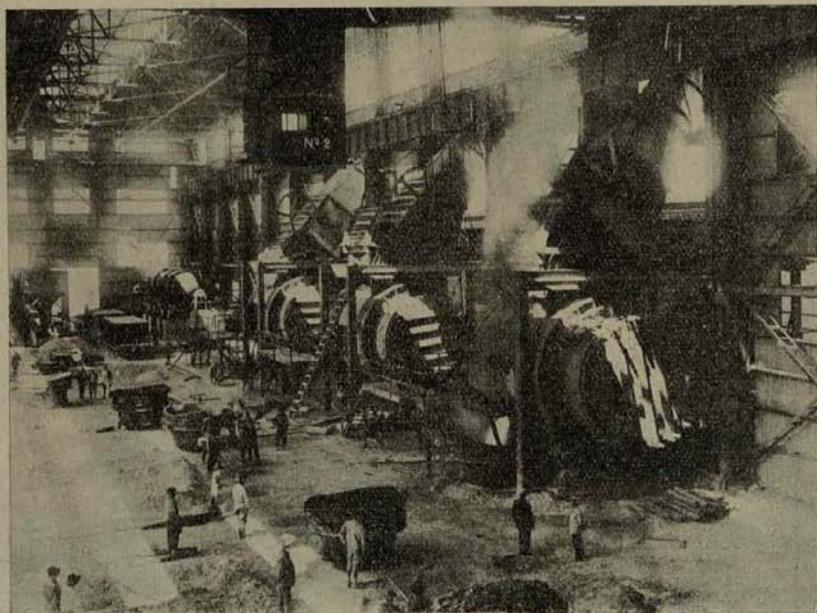
En la bóveda de los hornos de reverbero hay un dispositivo especial

que permite que los carros cerrados cargados con el mineral tostado vacíen su contenido en forma tal que se evite la producción de humo.

Los humos de estos hornos se emplean en el calentamiento de tres grandes calderas Störing de 800 H. P., cada una y que trabajan a la presión de 350 libras por pulgada cuadrada. Un recalentador especial que emplea petróleo bruto como combustible, permite transformar el vapor saturado de estas calderas en vapor sobrecalentado, que se utiliza para generar electricidad a 2,200 volts., trifásicos, en dos turbinas alternadoras Curtiss de 3,000 kw. cada una.

La chimenea de los hornos de reverbero, (véase vista general), tiene una altura de 85 m., y un diámetro de 6.50 m. Está por completo revestida interiormente de ladrillos refractarios.

El cobre bruto, que sale de los hornos de reverbero, con una ley de 45



N.º 6.—Departamento de convertidores

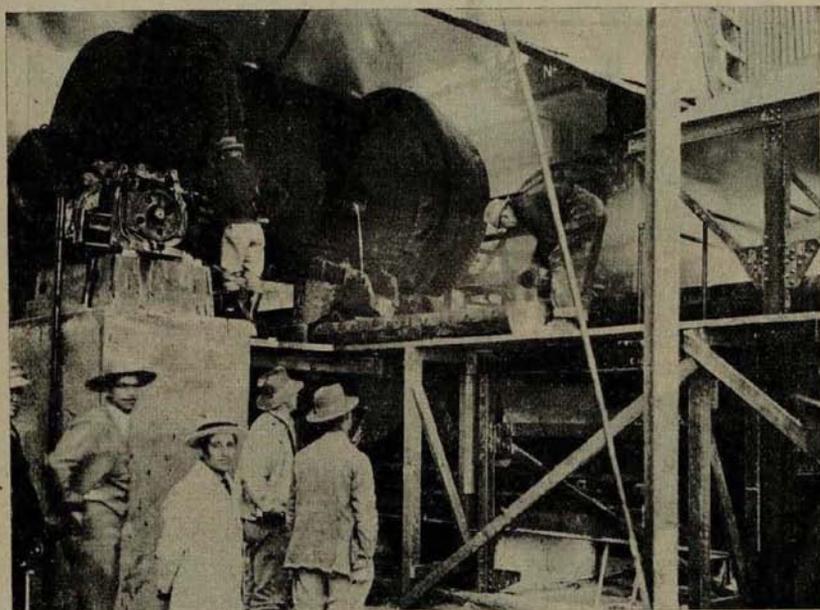
a 50% se entrega para ser refinado a los tres convertidores tipo Pierce-Smith, de una capacidad de 64 tons. de cobre fino al día.

Estos enormes convertidores se muestran con todos sus detalles en la fotografía N.º 6, en la cual se puede ver que el convertidor de la derecha está vaciando su carga de cobre fundido en una gran cuchara suspendida por una poderosa grúa de 60 toneladas de potencia; la capacidad de ca-

tons., de capacidad por hora cada uno, que reciben el cobre fundido para ser entregado a las lingoteras.

En la fotografía N.º 7 se observa a mayor escala, uno de los mezcladores en el momento que vacía su chorro de cobre líquido sobre las lingoteras automáticas.

Las dimensiones de los lingotes de cobre que salen de dichas lingoteras son: 32 pulgadas de largo, por 18 pulgadas de ancho y por 3 pulgadas



N.º 7.—Un mezclador que vacía cobre fundido a las lingoteras.

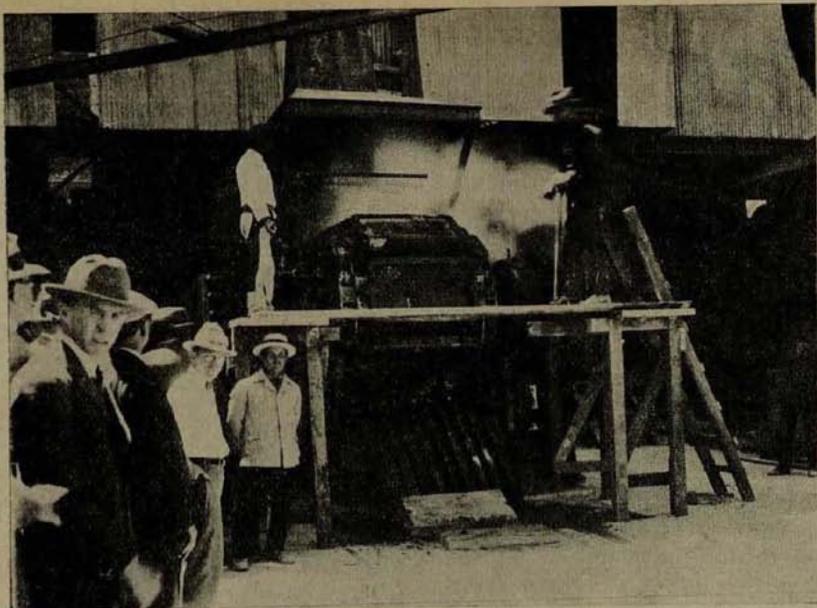
da una de las cucharas o depósitos movidos por la grúa alcanzan a 25 tons., de cobre fundido. Cada convertidor está provisto, para su mejor atención, de un puente de servicio independiente, con escala de acero.

Se ve también en la misma fotografía los grandes tubos aspiradores de humo que se desprenden de cada convertidor, y en el fondo de ella se muestran los dos mezcladores de 30

de espesor. El peso de cada lingote alcanza a 400 libras.

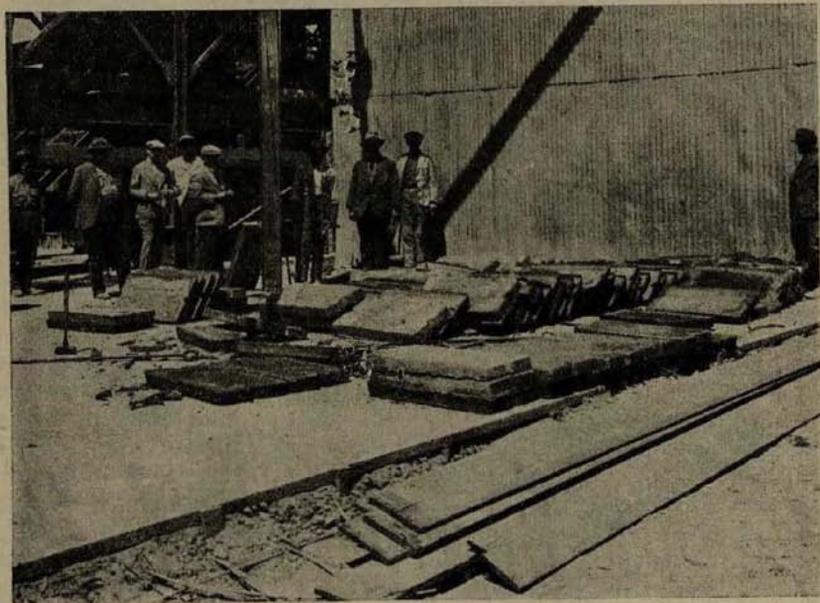
En la fotografía N.º 8 se muestra la parte delantera de la lingotera automática en los momentos que los lingotes ya enfriados por una lluvia de finísimos chorros de agua, se desprenden de ella. Dos operarios provistos de barretillas ayudan al desprendimiento de las barras de la lingotera.

Finalmente en la fotografía N.º 9



N.º 8.—Parte delantera de la lingotera automática.

se muestra la primera producción de barras de cobre chileno obtenida por la Andes Copper Company que trabaja el mineral de Potrerillos.



N.º 9.—La primera producción de cobre en barras de Potrerillos

Servicio de agua

El agua que se destina a usos industriales en este importante mineral, se trae desde la misma cordillera por una cañería de 54 kilómetros de longitud. Esta cañería que se denomina "La Ola" por recibir las aguas del río que lleva el mismo nombre, se compone en una extensión de 51,5 kilómetros de tubos de acero cuyo diámetro varía de 22 a 36 pulgadas.

Cerca del establecimiento de Potrerillos esta cañería atraviesa en sifón una quebrada profunda, este obstáculo ha dado lugar a la ejecución de uno de los mejores trabajos en este ramo de ingeniería. Los niveles de dicho sifón quedan a 2,795 metros, 3,000 metros y 2,325 metros en el lado Norte, lado Sur y en el fondo de la quebrada respectivamente, lo que significa una altura aproximada de 700 metros verticales para uno de los ramos del sifón.

Esta cañería entrega más o menos 500 litros de agua por segundo.

Aprovechando esta caída se ha instalado una planta auxiliadora de fuerza que produce 2,000 kw., a 13,200 volts trifásicos y trabaja en paralelo con las otras plantas.

El agua empleada para la bebida en el mineral, se trae desde las vertientes de la cordillera por cañerías especiales; igual origen tiene el agua que por una cañería de acero de 160 kilómetros de largo se conduce al puerto Chañaral a fin de destinarlas en parte a la bebida de los habitantes y el resto a alimentar la planta eléctrica de Barquitos.

Plantas eléctricas

Desde luego se ha previsto el enorme consumo de electricidad que se va a tener cuando se efectúe la pre-

cipitación electrolítica del cobre en la planta cuya construcción se ha iniciado y que permitirá el beneficio de los minerales oxidados.

La planta eléctrica principal se encuentra en la caleta de Barquito, cerca del muelle y se compone de cuatro calderas a petróleo con sus respectivos turbo-alternadores que producen en total 30,000 Kw.

En la fotografía N.º 10 se muestra la planta termoelectrica de Barquitos y los estanques destinados al almacenamiento de petróleo que tienen en total una capacidad de 25,000 toneladas. Estos estanques se alimentan directamente desde los buques petroleros con el auxilio de mangueras especiales.

El precio de la tonelada de petróleo bruto puesto en los estanques resulta ser de más o menos 42 chelines.

Las cuatro calderas que componen la planta son del tipo Babcock & Wilcox, con siete quemadores y 10,050 pies cuadrados de superficie de calefacción cada una; llevan también un recalentador de 2,120 pies cuadrados.

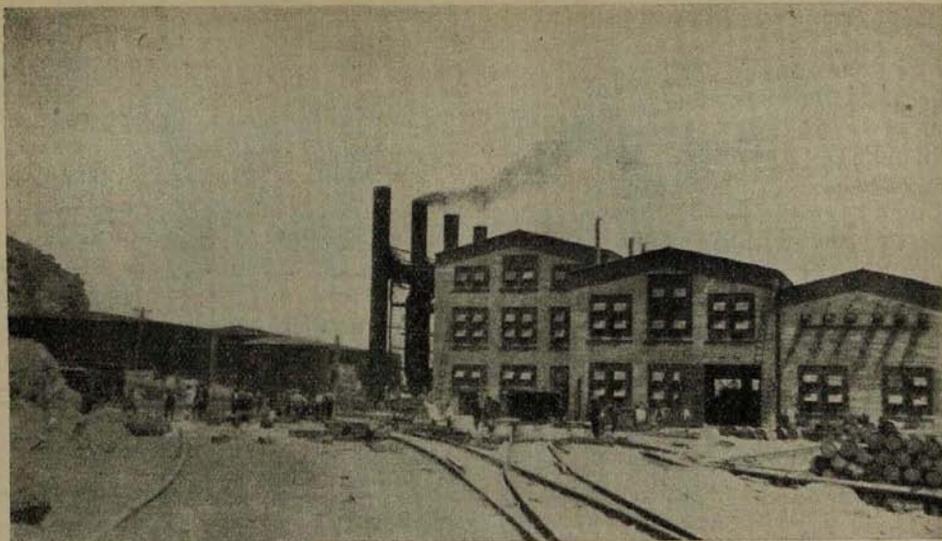
En trabajo normal, la presión alcanza a 400 libras por pulgada cuadrada, pudiendo ésta llegar hasta 650 libras por pulgada cuadrada, valor de la presión máxima.

Las cámaras de combustión tienen las siguientes dimensiones: 8×16×18 pies.

La temperatura de recalentamiento alcanza a 370°.

En la sección de las turbinas y alternadores hay 4 turbo-alternadores de 7,500 Kw., y 3,600 revoluciones; cada uno de éstos generan corriente trifásica a la tensión de 6,600 volts.

La condensación está combinada de manera de poder evaporar agua de mar para obtener agua dulce, a razón de 5 metros cúbicos por hora.



N.º 10.—Planta termo-eléctrica de Barquitos

En el mismo edificio de la planta termo-eléctrica se encuentran instalados los transformadores.

Hay 6 transformadores, acoplados 3 por 3 en estrella, que suben la tensión de 6,600 a 88,000 volts y tienen una potencia individual de 3,333 Kw.

Además de esta planta principal, térmica, hemos señalado la existencia de una planta hidráulica de 2,000 Kw., instalada sobre la cañería de agua para usos industriales que viene del río Ola. También hay otra planta más pequeña con 2 turbo-generadores de 3,000 Kw., que recupera el calor de los gases de los hornos en Potrerillos.

Estas dos últimas plantas trabajan en paralelo, por lo secundario de los transformadores, con la planta principal.

La corriente eléctrica se lleva de Barquitos a Potrerillos por una doble línea eléctrica de transmisión de 150 km., de largo, a 88,000 volts de tensión. Las torres de acero, son

de una altura calculada según los declives del terreno, para que el hilo inferior esté siempre a una altura de 44 pies sobre el suelo. La distancia entre hilos es de 10 pies; la distancia entre las torres es 800 pies en término medio.

Los transformadores de recepción en Potrerillos, también monofásicos, bajan la tensión de 88,000 a 2,200 volts.

Material

Además del inmenso material fijo correspondiente a los establecimientos mineros o de beneficio, así como a los talleres de fundición y de reparación, la Compañía tiene como material rodante:

4 locomotoras a petróleo de 75 toneladas.

3 locomotoras a petróleo de 45 toneladas.

2 locomotoras a petróleo de 36 toneladas.

1 locomotora a petróleo tipo Mallet de 65 toneladas.

5 locomotoras eléctricas de 45 toneladas.

3 locomotoras eléctricas de 12 toneladas.

2 locomotoras eléctricas de 7½ toneladas.

100 carros metaleros (transporte de mineral de 40 toneladas).

31 carros planos de 40 toneladas.

5 carros bodegas de 40 toneladas.

26 carros petroleros.

1 carro grúa sobre rieles de 50 toneladas.

6 grúas de puerto de 40, 15, 10 y 3 toneladas.

4 lanchas de 100 toneladas.

32 lanchas de 60 toneladas.

2 remolcadores de 70 H. P.

2.952,012 jornadas de trabajos con un promedio de salarios de 12,95 pesos, de las cuales 751,908 correspondieron a trabajos mineros con salarios de \$ 14,01 como término medio.

Estas cifras representan un total de 9,840 obreros, de los cuales 2,306 trabajaron en la mina.

En los campamentos de Potrerillos, de la Mina y Las Vegas, viven actualmente las siguientes de personas:

En Potrerillos:	Hombres	4,392
	Mujeres	1,218
	Niños	965
	Total	6,575

Personal

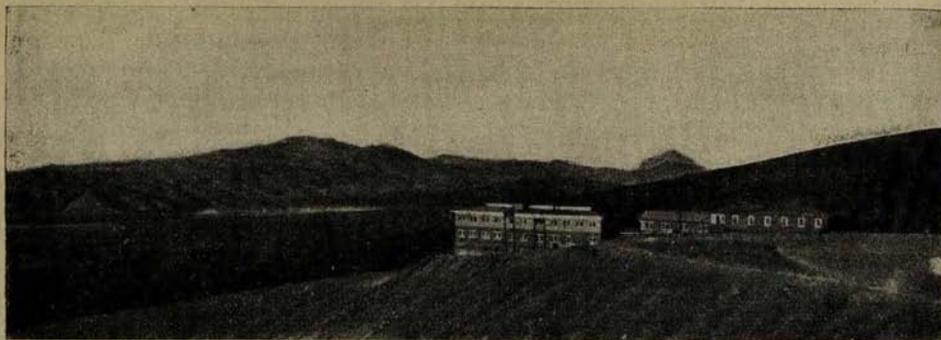
El personal que ha sido utilizado por la Compañía ha variado mucho, por razón de las construcciones importantes.

En el año 1926 se efectuaron

En la Mina y Las Vegas:	Hombres	2,618
	Mujeres	632
	Niños	638
	Total	3,968

NUMERO DE CASAS

POTRERILLOS				MINA (Incluso LAS VEGAS)			
Empleados	Piezas	Obreros	Piezas	Empleados	Piezas	Obreros	Piezas
Casas familias		Casas familias		Casas familias		Casas familias	
2 casas de	7	24 casas de	4	5 casas de	5	185 casas de	3
19 >	6	395 >	3	2 >	6	162 >	2
32 >	5	90 >	2	10 >	4	10 >	4
71 >	4			42 >	3		
24 >	3						
148 casas con	644	509 casas con	1.371	59 casas con	203	357 casas con	919
Camarotes		Camarotes		Camarotes		Camarotes	
14 casas de	3	6 casas de	13	2 casas de	80	13 casas de	16
4 >	10	3 >	13	2 >	18	2 >	10
3 >	18	5 > grandes	1	3 >	10	2 >	5
4 >	17					3 >	18
2 >	16						
2 >	19						
29 casas con	274	14 casas con	152	7 casas con	106	20 casas con	292



N.º 11. — Hospital de Potrerillos

El número de casas y de piezas de que dispone la Compañía está indicado por el cuadro adjunto, del cual se deduce que asciende a 3,961 piezas. Constantemente se encuentran en construcción nuevas casas. Para apreciar estas cifras conviene tomar en cuenta que el personal actual disminuirá en algunos miles de personas tan pronto las construcciones estén terminadas.

Cuadro adjunto

Los campamentos obreros que for-

man verdaderas poblaciones, tienen servicio de aseo, alumbrado, agua, etc. Además la Compañía cuenta con un Hospital principal muy bien instalado que se muestra en la fotografía N.º 11, y varios dispensarios con un número de camas tal, que prácticamente se pueden atender a todas las necesidades de las poblaciones y las derivadas de la Ley de Accidentes del trabajo.

Santiago, Febrero de 1927.



LA FLOTACION SELECTIVA (1)

POR

A. J. WEINIG GOLDEN,

Superintendente de la Planta Experimental de la Escuela de Minas de Colorado

El mayor progreso metalúrgico de los últimos tiempos es el arte de la flotación. En la actualidad este procedimiento ocupa, en relación con la civilización, el mismo sitio que en el pasado tuvo la metalurgia, pero es un arte que empieza su desarrollo,

apenas se encuentra en su estado empírico. Los rápidos cambios que ha experimentado, en el corto tiempo transcurrido desde el comienzo de su empleo, no los presenta ningún otro método de tratamiento de minerales, y también nos muestra la iniciación

(1) Traducido del Mining and Metallurgy. Nov. de 1926.

de la más intensa investigación científica que se conoce, con el objeto de encontrar las leyes que lo rigen.

El avance que ha hecho la flotación es tan rápido que resulta casi imposible estimar su exacta magnitud. En pocos años pasó, de ser un método de importancia secundaria, a quedar en una situación casi semejante a la que ocupa la fusión en altos hornos, en la metalurgia de los minerales de hierro.

Probablemente al año se beneficiarán cerca de cincuenta millones de toneladas en los molinos que usan este método de concentración.

Las operaciones con este método han ganado en velocidad y adquirido gran intensidad, y sin duda antes que transcurra un año llegará a ser el principal procedimiento desde el punto de vista del tonelaje de toda la industria metalúrgica.

Desde el momento en que la flotación se dió a conocer, hasta el presente, el progreso alcanzado ha sido enorme. Ahora se estima que la flotación es, en sí misma, un procedimiento selectivo y no uno de tratamiento "al granel", tal como se le consideró durante varios años, ésta acción selectiva ha permitido que una gran parte de los millones de toneladas de concentrados que antes se trataban en los hornos de fundición, con grandes gastos en fletes y de beneficio, no venga a formar carga muerta, inprovechable en el transporte y tratamiento de ellos. Por consiguiente, la flotación ha producido una gran economía. Así, las operaciones de la "Cananea Consolidated Copper Co." nos sirven de ejemplo, considerándola no como un caso sobresaliente, sino como una muestra normal de lo que ocurre.

Durante la última mitad del año 1923, cuando la flotación se usaba

al granel, la razón de concentración era 1:2 ó 1:1½, con una recuperación de la plata y del cobre de 88%. En el segundo semestre de 1925 se hizo trabajar la flotación como proceso selectivo y la razón de concentración pasó a 1:10, llegando la recuperación de los metales a más de 90%. Esto se realizó en un mismo concentrador tratando minerales semejantes y de leyes iguales. De esta manera, en vez de enviar como antes cuatro carros a la fundición, hoy día sólo va un carro de concentrado, y éste contiene más metales que el total de los cuatro de antes. A consecuencia de ello los hornos de soplete han dejado de funcionar y el tonelaje menor se trata en hornos reverberos con cargas más reducidas y con bajas pérdidas.

El cambio alcanzado en Cananea trajo como consecuencia la modificación total de la industria de cobre en todas partes. Muy pocos hornos de soplete quedan en la actualidad, en funcionamiento, y el "modus operandi" en los reverberos se ha simplificado enormemente, pues con el aumento de la ley de cobre de los concentrados, éstos aproximan su composición a la de los ejes que anteriormente se producían, y así la labor del horno se alivia, acercándose casi a una simple fusión, más bien que a un proceso metalúrgico.

Otra aplicación como procedimiento selectivo se encuentra en la separación de los minerales complejos de plomo-zinc-ferro. Aquí, con la flotación, la pirita va a los desmontes, y la separación del plomo y del zinc, al estado de concentrados de alta ley, ha introducido importantísimos cambios en los procedimientos metalúrgicos por fusión. A igual que el caso del cobre, el número de hornos de soplete ha decrecido a pesar del

aumento de la producción de plomo. La hidrometalurgia del zinc, contenido en los concentrados de alta ley, ha sido el factor determinante del aumento de la producción de los establecimientos existentes. Los tratamientos se han hecho más intensos con las mejoras consiguientes en las recuperaciones.

En los minerales de molibdeno la flotación ha introducido la eliminación de la pirita; la producción ha crecido, y con los costos bajos de esta operación se ha podido tratar minerales con leyes menores aún de uno por ciento, logrando así aumentar las aplicaciones de los acero-molibdeno. Luego la influencia de la flotación en esta rama de la industria de los aceros es indiscutible.

Pero no sólo se ha alcanzado a la eliminación de la pirita de las diversas clases de concentrados como objetivo primordial de la flotación o sin, que ahora se llega a la separación de ésta, de los estériles mismos; con ello se crea una nueva fuente de materias primas para la fabricación del ácido sulfúrico, fuente que con el alza del precio del azufre no ha sido desatendida por los manufactureros de ácido. La flotación está preparada para satisfacer la demanda que pueda venir en este sentido.

Otro gran éxito ha sido la recupe-

ración del grafito, también se trata de aplicarla en la extracción de la mica, fluorita y espató.

El carbón también ha aprovechado las ventajas que se derivan de este método y así se está logrando la recuperación de combustible de materiales que se consideraban como inaprovechables, y aun se llegan a obtener una serie de subproductos que hacen más ventajosa su aplicación.

Sin embargo, la flotación aun se encuentra en su infancia, y a medida que el tiempo avance, no hay duda que el campo de sus aplicación se ensanchará más y más. Pero no debemos considerar este procedimiento como un panacea universal, es necesario pesar cuidadosamente sus ventajas al aplicarlo a los diversos minerales.

Uno de los grandes enemigos de la flotación es la oxidación y hasta este momento la aplicación de este procedimiento a los minerales oxidados es muy reducida. En cambio con los denominados "minerales secundarios" se obtiene un mejor funcionamiento, aunque quedan varios problemas que resolver; pero con los minerales primarios los resultados de la flotación son sobresalientes, y el desarrollo de yacimientos de esta clase formará la mayor fuente de la producción del futuro.



CIFRAS DE PRODUCCION DE VARIAS COMPAÑIAS MINERAS DURANTE 1926

A continuación incluimos una serie de cuadros que indican la producción correspondiente al año 1926, obtenida por las principales Compañías Mineras, la mayoría de ellas nacionales, que explotan y benefician minerales de cobre, plomo, plata, plomo y carbón en el país, estaño y plata en Bolivia y plata en el Perú.

COMPAÑIA MINERA DISPUTADA DE LAS CONDES

Producción de concentrados y colpas durante el año 1926

1926	Neto seco Toneladas Total	Ley Cobre %	Toneladas Colpas
Enero	1.204,2	20,02	273,3
Febrero	717,0	22,22	..
Marzo	970,0	20,36	205,1
Abril	976,6	21,88	..
Mayo	1.108,9	22,79	..
Junio	1.107,6	22,09	..
Julio	35,8	19,58	13,3
Agosto
Septiembre
Octubre
Noviembre	825,2	20,59	346,2
Diciembre	1.578,6	23,82	110,1

COMPAÑIA MINAS DE GATICO

Producción en el año 1926

Meses	Toneladas de Cobre fino	Meses	Toneladas de Cobre fino
Enero	182,9	Julio	146,7
Febrero	169,9	Agosto	54,4
Marzo	200,5	Septiembre	62,7
Abril	172,6	Octubre	155,8
Mayo	158,2	Noviembre	95,2
Junio	175,3	Diciembre	100,5

SOCIETE DES MINES DE CUIVRE DE NALTAGUA

Producción en el año 1926

MESES	Toneladas Cobre fino	MESES	Toneladas Cobre fino
Enero	449	Julio	No hubo
Febrero	448	Agosto	No hubo
Marzo	334	Septiembre	125
Abril	325,23	Octubre	273,417
Mayo	352,52	Noviembre	311,434
Junio	333,03	Diciembre	325,904

COMPAÑIA MINERA Y BENEFICIADORA DE PLATA DE CONDORIACO

Producción en el año 1926

MESES	Kilógramos finos		MESES	Kilógramos finos	
	Plata	Oro		Plata	Oro
Enero	276	3,12	Julio	113	1,79
Febrero	101	1,13	Agosto	161	2,14
Marzo	185	2,27	Septiembre	155	2,34
Abril	136	1,52	Octubre	205	2,80
Mayo	206	2,77	Noviembre	179	2,94
Junio	132	1,68	Diciembre	97	1,96

SOCIEDAD FUNDICION NACIONAL DE PLOMO

Producción de las minas del Río Torca durante 1926

MESES	Minerales Tons.	Ley	Costo por Ton.
Enero	225	51%	\$ 103.—puesto en la cancha de las minas.
Febrero	245		
Marzo	188		
Abril	236		
Mayo	97		
Junio	77		
Julio		
Agosto		
Septiembre		
Octubre	136		
Noviembre	180		
Diciembre	192		
	1.576		

COMPAÑIA MINERA E INDUSTRIAL DE CHILE

Producción en el año 1926

MESES	Carbón Toneladas	MESES	Carbón Toneladas
Enero	54.730	Julio	74.814
Febrero	61.564	Agosto	64.038
Marzo	68.658	Septiembre	77.629
Abril	60.066	Octubre	70.341
Mayo	62.578	Noviembre	75.566
Junio	67.562	Diciembre	70.024

COMPAÑIA CARBONIFERA Y DE FUNDICION SCHWAGER

Producción en el año 1926

MESES	Carbón Toneladas	MESES	Carbón Toneladas
Enero	20.723	Julio	37.472
Febrero	35.603	Agosto	38.019
Marzo	36.373	Septiembre	35.686
Abril	34.235	Octubre	34.623
Mayo	34.855	Noviembre	37.798
Junio	35.749	Diciembre	39.021

COMPAÑIA MINAS DE COLQUIRI

Producción en el año 1926

MESES	Estaño Ley 60% Quintales	MESES	Estaño Ley 60% Quintales
Enero	973	Julio	600
Febrero	672	Agosto	672
Marzo	980	Septiembre	788
Abril	820	Octubre	803
Mayo	725	Noviembre	621
Junio	708	Diciembre	783

COMPAÑIA ESTAÑIFERA DE KALA-UYU

Producción en el año 1926

MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales	MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales
Enero.....	820	Julio.....	700
Febrero.....	463	Agosto.....	560
Marzo.....	390	Septiembre.....	582
Abril.....	400	Octubre.....	766
Mayo.....	487	Noviembre.....	487
Junio.....	560	Diciembre.....	505

SOCIEDAD ESTAÑIFERA DE MOROCOCALA

Producción en el año 1926

MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales	MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales
Enero.....	3.100	Julio.....	3.300
Febrero.....	3.000	Agosto.....	2.715
Marzo.....	3.600	Septiembre.....	3.000
Abril.....	3.700	Octubre.....	2.800
Mayo.....	3.400	Noviembre.....	2.800
Junio.....	3.300	Diciembre.....	2.585

COMPAÑIA MINERA Y AGRICOLA OPLOCA DE BOLIVIA

Producción en el año 1926

MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales	MESES	Estaño Barrilla 60% Quintales
Enero.....	6.820	Julio.....	5.970
Febrero.....	4.840	Agosto.....	4.280
Marzo.....	7.260	Septiembre.....	6.820
Abril.....	6.820	Octubre.....	6.820
Mayo.....	5.940	Noviembre.....	6.820
Junio.....	6.380	Diciembre.....	7.040

COMPAÑIA MINERA DE OROURO

Producción del Ingenio durante 1926

1926	Barrilla normal		Barrilla pobre		Sulfuros de plata		Cementos de cobre y plata		
	Tons.	Sn. %	Tons.	Sn. %	Kgs.	Ag. fina Kgs.	Kgs.	Cu. %	Ag. fina Kgs.
Enero	115,6	60,0	2,100	970,2	3,447	49,3	32,6
Febrero	84,9	59,3	1,562	609,2	1,297	45,7	13,2
Marzo	111,5	59,9	2,271	993,0	2,369	35,5	35,1
Abril	117,5	59,7	2,579	1,093,1	2,668	41,1	15,4
Mayo	117,6	60,5	2,942	1,235,6	2,270	46,2	18,2
Junio	108,6	61,0	10,7	29,9	2,618	1,282,0	3,293	44,7	38,7
Julio	118,4	59,0	7,2	29,6	2,737	1,244,2	2,852	55,5	30,2
Agosto	90,2	60,7	8,5	33,8	2,196	978,3	1,791	43,8	22,2
Septiembre	108,3	60,4	9,7	29,3	3,215	1,290,3	3,742	40,0	60,1
Octubre	119,1	59,2	3,8	24,4	2,732	1,076,2	3,689	45,7	66,4
Noviembre	103,6	60,2	6,8	29,3	2,618	1,056,3	3,806	46,6	48,5
Diciembre	125,0	58,3	3,2	31,3	2,770	1,182,2	2,906	43,0	35,1
Total	1.320,3	60,0	49,9	30,0	30.340	13.010,6	34.130	44,9	415,7

COMPAÑIA MINERA SAN VICENTE DE BOLIVIA

Producción en el año 1926

MESES	Tons. Minerales	Ley Ag. D. M.	Concentrado cementos Onzas Ag.	Kilos de cobre fino.
Enero	1.130	14,05	41.084	3.833
Febrero	913	15,69	29.049,77	3.579,35
Marzo	1.118	18,82	45.358,85	3.924,25
Abril	1.043	14,12	42.576	4.044
Mayo	1.196	17,40	46.775	3.731
Junio	1.050	16,50	44.793	4.121
Julio	1.321	15,73	54.932	3.982
Agosto	1.015	19,50	52.012	3.976
Septiembre	905	14,90	39.419	2.178
Octubre	715	12,05	32.724	2.175
Noviembre	1.811	10,75	47.178	2.908
Diciembre	1.612	12,74	48.064	3.104

SOCIEDAD MINAS DE PLATA DE CAYLLOMA

Producción por el año 1926

MESES	Tone- ladas	Onzas Plata	Onzas Oro
Enero	71,629	27.008,99	60,250
Febrero.....	54,440	17.606,66	54,753
Marzo.....	90,058	31.508,98	54,431
Abril.....	80,175	25.757,90	70,410
Mayo.....	85,693	29.671,48	78,706
Junio.....	96,272	31.662,49	82,081
Julio.....	90,705	27.292,18	113,236
Agosto.....	78,514	24.689,82	79,574
Septiembre.....	97,051	28.062,94	87,933
Octubre.....	92,525	29.403,12	81,631
Noviembre.....	76,335	21.642,47	68,779
Diciembre.....	89,000	22.700,00	88,000

También hemos considerado de interés dar los cuadros comparativos de la producción de Salitre, Carbón y Cobre en barras, correspondiente a los años 1925 y 1926.

De ellos se desprende que, durante el año próximo pasado, la producción de salitre fué inferior en 503,536 toneladas métricas a la obtenida en el año 1925, mientras que las producciones de carbón y cobre en barras muestran durante 1926 con respecto al año anterior un aumento de 23,799 y 11,695 toneladas métricas respectivamente.

Finalmente damos en un segundo cuadro los precios medios alcanzados por la plata, cobre, salitre y carbón durante el año 1926, según las cotizaciones fijadas para ellos en Londres y Valparaíso.

PRODUCCION DE SALITRE, CARBON Y COBRE EN BARRAS CORRESPONDIENTE A LOS AÑOS 1925 Y 1926, Y DADA EN TONELADAS METRICAS

MESES	SALITRE		CARBÓN		BARRAS DE COBRE	
	1925	1926	1925	1926	1925	1926
Enero	215.986	234.252	137.966	94.692	15.587	16.294
Febrero.....	185.170	220.159	118.196	114.758	14.672	16.788
Marzo.....	205.094	228.490	128.187	121.244	15.479	16.403
Abril.....	180.609	216.362	129.854	112.289	13.305	14.533
Mayo.....	191.442	196.710	108.474	118.017	13.521	15.457
Junio.....	192.924	172.389	117.940	122.633	13.316	14.120
Julio.....	215.414	159.486	115.709	129.557	13.854	13.617
Agosto.....	224.587	142.589	109.135	125.052	13.825	14.237
Septiembre.....	206.745	120.890	117.158	136.382	14.316	15.251
Octubre.....	227.230	127.082	115.489	126.772	16.653	16.316
Noviembre.....	234.319	111.283	125.822	137.014	16.343	18.336
Diciembre.....	240.445	86.737	116.495	125.814	16.226	17.450
	2.519.965	2.016.429	1.440.425	1.464.224	177.097	188.792

PRECIOS MEDIOS DE LA PLATA, COBRE, SALITRE Y CARBÓN DURANTE EL AÑO 1926

MESES 1926	Quincena	CAMBIO \$	PLATA		COBRE			SALITRE Chelines por qq. métrico	CARBÓN Pesos m/c. por tonedala	
			En Lon- dres a 2 meses d. por oz.-Std.	En Valp. por kl. fino \$ m/c.	En Lon- dres a 3 meses ¢ por ton.	En Chile por qq. métrico				
						Barras	Ejes			Minerales 10%
Enero	1	39.80	31 5/8	173,04	60-05-00	211,52	91,78	11,11½	20,09	75,00
	2	39.40	31 1/8	168,56	60-00-00	208,42	90,37	10,95 1/4	20-09	85,00
Febrero	1	39.35	30 15/16	167,30	61-05-00	212,93	92,64½	11,19	20-00	85,00
	2	39.60	30 7/16	165,52	59-15-00	208,52	90,35	10,95½	20-09	85,00
Marzo	1	39.50	30 7/16	165,22	60-02-06	209,44	90,84½	11,90½	20-09	85,00
	2	39.40	30 7/16	165,22	58-15-00	203,67	87,99½	10,70	20-09	85,00
Abril	1	39.40	29 7/8	161,65	58-02-06	201,27	86,79½	10,57 1/4	20-09	80,00
	2	39.75	29 7/16	160,74	57-15-00	201,62	86,85	10,59	20-09	76,00
Mayo	1	39.75	30 3/16	164,91	57-17-06	202,12	87,10	10,61¾	20-09	80,00
	2	39.70	29 15/16	163,26	57-00-00	198,47	85,29½	10,42½	20-09	84,00
Junio	1	39.80	30 3/16	165,08	57-15-00	201,88	86,96	10,60½	18-03	84,00
	2	39.70	30 3/16	164,69	57-12-06	200,89	86,50	10,55 1/4	18-03	84,00
Julio	1	39.65	31 1/8	164,13	58-00-00	202,08	87,11	10,61½	18-04	80,00
	2	39.60	29 9/16	160,83	59-00-00	205,66	88,92	10,80½	18-04	85,00
Agosto	1	39.40	29 1/4	158,26	59-17-06	207,95	90,13½	10,92½	18-05	85,00
	2	39.30	28 11/16	154,78	59-15-00	206,94	89,66½	10,87½	18-07	72,00
Septiembre	1	39.30	28 13/16	155,48	59-12-06	206,47	89,43	10,84 3/4	18-09	73,00
	2	39.30	28 1/4	152,39	59-07-06	205,52	88,95½	10,79¾	18-11	73,00
Octubre	1	39.35	25 7/8	139,56	60-05-00	209,11	90,73½	10,98¾	19-01	80,00
	2	39.55	24 11/16	133,78	59-02-06	205,88	89,05	10,81¾	19-03	80,00
Noviembre	1	39.53	24 9/16	133,00	58-07-06	202,90	87,56½	10,66	19-04½	80,00
	2	39.50	24 5/16	134,56	57-10-00	199,40	85,82½	10,47 1/4	19-06	84,00
Diciembre	1	39.64	24 9/16	133,39	57-15-00	201,96	86,61	10,56 1/4	19-07	84,00
	2	39.72	24 ¾	134,70	57-10-00	200,52	86,31	10,53 1/4	19-08	84,00



SECCION SALITRERA

La producción de Compuestos del Nitrógeno en 1925

El Departamento de Comercio de Estados Unidos de Norte América, anuncia que, de acuerdo con los datos reunidos en el censo bienal de manufacturas, tomado el año próximo pasado, algunos establecimientos anteriormente dedicados a la fabricación de productos químicos han vendido compuestos de Nitrógeno y Nitrógeno solo, por un valor total de 31.409,682 dollars.

Este total representa un aumento de 3,2% y 49,1%, respectivamente, comparado con los \$ 30.435,909 de 1923 y con los \$ 21.059,976 de 1921.

Las estadísticas para 1925 y 1923 se resumen en el cuadro que sigue. Las cifras para el año 1925 son provisionarias y están sujetas a las correcciones que se encuentre necesario efectuar, según lo determine la revisión posterior de los resultados financieros de las diversas fábricas:

	AÑO	N.º de establecimientos	Unidad de medidas	Cantidad	Valor \$ dollars
	1925	31,409.682
Valor total (a).....	1923	30,435.909
	1921	21,059.976
Grupo del Amoniaco					
Agua amoniacal.	1925	18	Libras	66,227.955	3,027.474
	1923	16	»	38,694.140	2,453.831
Amoniaco Anhidro. ...	1925	16	»	31,724.858	6,771.876
	1923	12	»	23,529.382	6,414.667
Sulfato amoniacal. ...	1925	10	»	5,708.984	153.134
	1923	7	»	1,424.498	70.455
Nitratos.....	1925	4	»	136.436	20.381
Compuestos var. (b)..	1925	4,776.230
	1923	3,607.585
Cianuros (c).....	1925	6,688.913
	1923	8,724.913
Acido nítrico.	1925	..	ton.	26.852	3,559.695
	1923	..	»	21.799	2,741.370
Oxido nitroso.....	1925	..	Gal.	54,882.000	729.534
	1923	..	»	45,296.829	730.644
Otros compuestos nitrógenados incluidos nitrogenados incluso nitrógeno como gas	1925	5,682.445
	1923	5,692.444

a) No incluye alcaloides; coal-tar crudo, intermedios y anilinas, piroxilina; sustitutos del caucho; explosivos; productos amoniacales de las industrias de gas y coke.

b) Enumerados según sus valores para 1925: Cloruros y fosfatos \$ 4,316,359; carbonatos, fluoruros, molibdatos y yodatos \$ 290,626; sulfuros, oxalatos; sales no especificadas \$ 169,245.

c) Incluye azul de Prusia, ácido hidrocianico, cianuros de sodio y de otros metales y tiocianatos.



EL PREDOMINIO DEL NITROGENO SINTETICO EN 1926 ⁽¹⁾

Si se consideran las cifras dadas en otra sección, de esta revista, sobre la producción de compuestos sintéticos del nitrógeno, se deduce que éstos han pasado a ocupar una posición predominante en el suministro total de azoe, y que el nitrógeno contenido en el salitre chileno apenas alcanza a un tercio del consumo mundial al cual aún lo precede el obtenido de los subproductos de diversas industrias.

De los procedimientos sintéticos el de síntesis directa de amoníaco alcanza, con su producción, a los dos tercios de la capacidad mundial actualmente construída o en construcción, y abarca los tres cuartos de la proporción de producción general. Prácticamente, todas las plantas en trabajo en la actualidad usan, en su esencia, el procedimiento Haber modificado, que, a causa de la variación de algunos detalles y en parte, en razón del orgullo nacional, se designan con diversos nombres. Las más importantes distinciones son el trabajo a presión y el sistema de purificación o recirculación de la mezcla gaseosa "hidrógeno-azoe".

En los Estados Unidos, al finalizar el año 1926, existían: una fábrica que trabaja según el procedimiento Casale, otra según Claude, otra con el General Chemical, dos con el "American" (F. N. R. L.) y tres por otro proceso Haber modificado.

La planta de Lazote, Inc., en las

cercanías de Charleston, W. Va., empezó a trabajar en los comienzos de 1926, empleando el procedimiento Claude prácticamente tal como lo usan en Europa. Al principio se empleó carbón bituminoso como combustible para el generador de gas de agua, pero se presentaron grandes dificultades con la acumulación de hidrocarburos en la columna de fraccionamiento, donde debía separarse el hidrógeno de los demás constituyentes del gas de agua. A causa de esto fué necesario cambiar a coque el combustible del generador; aún después, ha sido menester introducir otras modificaciones, especialmente en los métodos de producción del nitrógeno para adaptar mejor el procedimiento a las condiciones especiales de Norte América.

Al fin del año alrededor del 60% del amoníaco sintético, producido en Estados Unidos, provenía del hidrógeno del gas de agua; el restante se obtenía, por partes iguales, del hidrógeno resultante como subproducto y del hidrógeno producido electrolíticamente para este exclusivo fin. Proyectos anunciados para 1927, permiten suponer que casi la mitad del amoníaco sintético será producido mediante el hidrógeno del gas de agua. Con el hidrógeno resultante como subproducto se obtendrá de un 40 a un 45%, y con el procedimiento electrolítico solamente el 10 por ciento. La producción que se estima como probable para este año alcanzaría de 21.000 a 25.000 toneladas.

(1) Traducido del Chemical and Metallurgical Engineering, Enero de 1927, p. p. 40, por el Ingeniero de Minas don Eduardo Nef A.

La más sobresaliente característica del año, en la industria de los subproductos, fué la casi completa desaparición del mercado de aguas amoniacaes. Esto ha obligado a las fábricas de gas a convertir su amoníaco en sulfato antes de enviarlo al mercado. Como consecuencia inmediata viene el proyecto de establecer plantas de conversión en sulfato, con el carácter de cooperativas; así, las pequeñas fábricas de gas enviarían a estas centrales sus licores amoniacaes, para que allí se les transforme en sulfatos. También se han desarrollado pequeñas plantas de sulfatización a fin de completar las de subproductos de las fábricas de gas de poca capacidad.

Como la producción del nitrato chileno ha caído cerca de un 20%, los antiguos productores no han casi realizado ampliaciones en la capacidad productora. Sin embargo la firma Guggenheim ha terminado y empieza a operar, en grande escala, con su planta de Coya Norte. Además esta compañía, como miembro de la Asociación de Productores de Salitre, ha solicitado se le asigne una cuota de 600.000 toneladas métricas por año, cantidad que corresponde aproximadamente al 30% de la producción de 1926, con lo cual se ve claramente la importancia de esta nueva planta en la producción de Chile, concédanle o nó la cuota que ha pedido.



EL PROBLEMA DEL NITROGENO ⁽¹⁾

POR

FRANCISCO GIORDANI

(Continuación)

El estudio de los diversos métodos comprende la solución de tres problemas fundamentales:

- A) Producción de nitrógeno.
- B) Preparación de hidrógeno.
- C) Suministración de energía eléctrica.

Pasaremos a examinar en forma sumaria, estos tres problemas.

A.—Producción de ázoe.

La fuente del nitrógeno, como lo hemos visto, es el aire atmosférico. Desde 1902, se han abandonado por completo todos los procedimientos químicos para la separación de este elemento del aire, y ahora sólo

(1) Memorias oficiales de la Sexta Conferencia Internacional de Química, celebrada por la Union Internationale de la Chimie pure et appliquées en Bucarest: 22-25 Junio 1925. Traducción del Ingeniero de Minas Don Eduardo Nef A. (Véase "Boletín Minero" de Enero de 1927, N.º 333.)

se emplean métodos físicos, de rectificación del aire líquido.

En el aire, el nitrógeno y el oxígeno están simplemente al estado de mezcla y por esto para separarlos no es necesario emplear una energía superior, sino únicamente la suficiente para vencer lo que según Cottrell se llama "fuerza de difusión".

Si el aparato empleado fuera perfecto, en cuanto a sus cualidades térmicas, el trabajo necesario para separar de cinco volúmenes de aire, uno de oxígeno y cuatro de nitrógeno sería igual al que se requiere para comprimir, el volumen de oxígeno de un quinto de atmósfera a una atmósfera, y los cuatro volúmenes de ázoe de cuatro quintos de atmósfera a una atmósfera. El límite teórico, para un ciclo perfectamente reversible, corresponde a un consumo cercano de 60 HP/hora por tonelada de oxígeno; pero en la práctica difícilmente se alcanza a un rendimiento de 10%.

Los procedimientos corrientes son: el de **Hampson**, de la "British Oxygen Company", patentado en Inglaterra en 1895; el de **Linde** de la "Gesellschaft für Linde's Eismaschinen A. G." patentado en Alemania el mismo año, y por fin, el de **Claude** de la "Sociedad de Aire líquido", patentado en Francia en 1902.

En general, las instalaciones de rectificación no se construyen de manera de producir los dos gases a estado de completa pureza. Si se trata de obtener oxígeno de 98% o más, el ázoe resultante contendrá de 3 a 4% de oxígeno, e inversamente, si se quiere preparar nitrógeno de alta ley, 99.6% o más, el oxígeno residual tendrá una ley de más o menos 80%.

En las usinas más modernas, se

ha podido obtener que una parte del oxígeno se produzca de ley elevada. Así, por ejemplo, en la gran fábrica alemana de Piesteritz, a orillas del Elba, la instalación Linde allí existente es capaz de producir 2,000 m³ por hora de ázoe de 99.6% y solamente 200 m³ por hora de oxígeno de 95%.

Mucho se ha discutido sobre las ventajas que podría sacarse de la utilización simultánea del oxígeno en la producción del ázoe; y el "Nitrogen Products Committee, de Inglaterra, en su informe final de 1920 juzga con extrema severidad los límites impuestos por los fabricantes de maquinarias, a la venta del oxígeno como subproducto de la industria en cuestión.

Este producto es de gran interés en lo que se refiere a las fábricas de amoníaco sintético pues en ellas, como lo veremos más adelante, al producir el hidrógeno por vía electrolítica, se obtienen grandes cantidades de oxígeno en un estado de gran pureza.

Pero el problema del comercio del oxígeno es muy complejo y depende de numerosos factores, tales como compresión, circulación de las botellas de transporte, de distribución de transporte de éstas y dada la naturaleza misma de la clientela, es difícil centralizar esta industria en una usina de grandes dimensiones, pues con una instalación de este género se podría, a causa de los factores antes citados, anular todo el beneficio de la producción abundante.

Sin embargo, en ciertos casos especiales, cuando la usina se encuentra ubicada en un gran centro de producción metalúrgico, la utilización directa del oxígeno, sin la compresión previa en las botellas, po-

drían dar resultados interesantes. Se podría citar a modo de ejemplo, el caso de la S. I. A. S. de Terni, que vende el oxígeno que produce a una fábrica vecina de piedras preciosas.

No es posible, por otra parte, esperar que se realicen, de manera absoluta y simultánea estas numerosas condiciones favorables, y es preciso limitarse a usar el oxígeno, tanto como sea posible, en el ciclo mismo de las operaciones conjuntas de la producción.

Como no se dispone aquí del espacio suficiente para profundizar esta cuestión, nos limitaremos pues, a señalar las tentativas hechas en Italia, en donde este problema reviste gran importancia.

La "Lonza A.-G." habría patentado un procedimiento de fabricación de nitrógeno basado en la oxidación, mediante el oxígeno atmosférico, de las soluciones de sulfito de amonio. Variando un tanto el problema, se puede pensar en la utilización del subproducto oxígeno, para oxidar las soluciones de sulfito de amonio preparadas por medio del NH_3 y del SO_2 , se suprime de esta manera una fase complicada del procedimiento la preparación del ácido sulfúrico que sirve para fijar el amoníaco en forma de sulfato. Esta modificación está actualmente en estudio en los laboratorios de la Sociedad Montecatini.

De todas maneras, o al menos por el momento, no se puede hacer una larga enumeración de las ganancias eventuales que produciría la utilización de oxígeno en forma remuneradora.

Para dar una idea del aspecto económico de la cuestión reproduciremos, más abajo, algunas cifras relativas a las instalaciones Linde:

TIPO	D ²	H ¹⁰	N ²⁰
Capacidad de producción en m ³ /hora.	40.—	400.—	4000.—
Potencia total necesaria en HP.	36.—	160.—	950.—
Potencia en HP por m ³ de N ² producido.	0.9	0.40	0.24
Consumo de agua de refrigeración m ³ /hora.	1.—	7.—	55.—
Peso total aproximado en toneladas.	11.—	37.—	180.—

Los gastos de explotación, por hora de marcha son los siguientes, barados en precios de antes de la guerra:

	Mk.	Mk.	Mk.
Mano de obra.	2.00	2.00	3.80
Aceite para lubricación.	0.30	0.50	1.80
Cloruro de calcio, agua.	0.10	0.40	1.50
Costo de producción total por hora.	2.40	2.90	7.10
Costo de producción por m ³ de N ²	0.06	0.0072	0.0017

Si se dispusiera de energía eléctrica a un costo de 0.015 M. K. por HP/hora se llegaría a un costo de producción total para cada tipo respectivamente de:

0.0735 M. K. 0.0132 M. K.
0.0053 M. K.

Sin entrar en otros detalles, estas cifras muestran claramente por qué, en las usinas pequeñas, se ha pensado en producir ázoe quemando hidrógeno en el aire atmosférico. En efecto, en cifras redondas, se necesitan 0,5 m³ de hidrógeno para obtener 1 m³ de nitrógeno y como con una buena instalación electrolítica se puede obtener un metro cúbico de hidrógeno con 6 Kw/hora, se deduce que el metro cúbico de ázoe costaría prácticamente el valor de 3 Kw/hora, sin mayores gastos de instalación,

mantenimiento, ect., y utilizando las mismas instalaciones eléctricas que sirven para producir hidrógeno en la síntesis del amoníaco. El dispositivo de la caldera destinada a la combustión del hidrógeno constituye un gasto despreciable, ampliamente compensado por la producción de agua destilada que sirve para alimentar los electrolizadores.

El ingeniero italiano **Fausser**, recientemente ha indicado una solución intermedia para la producción del nitrógeno, solución que no deja de tener interés.

Este método se basa en la combinación de fábrica electrolítica del H con una usina de oxígeno catalítico de amoníaco. La reacción es la siguiente:



Si consideramos que la cantidad necesaria teórica de oxígeno para la reoxidación del NO, tenemos que se necesitan 16,1 volúmenes de aire para cada volumen de NH^3 que se va produciendo; en la práctica se llega a la proporción 1 : 18.

Todos los cálculos hechos dan, que para cada tonelada de amoníaco oxidado quedan disponibles más de 13,000 Kg de ázoe, con más o menos un 3% de oxígeno por volumen. En una mezcla tal, tan pobre en oxígeno, la purificación por medio del hidrógeno puede con seguridad dar resultados ventajosos, siendo que sólo se necesitan 60 litros de hidrógeno para cada metro cúbico de ázoe producido, contra los 500 litros usados cuando se parte de aire atmosférico.

El único inconveniente de una instalación semejante sería la necesidad que la producción de los dos

gases marche en paralelo, puesto que dependen una de la otra; pero este inconveniente podría talvez resolverse favorablemente en una gran usina, con la instalación de un gasómetro central (gazomètre-poumon), que se destinaría al almacenamiento del nitrógeno. Con un sistema de este género, se tendrían alrededor de 13 toneladas de ázoe por cada tonelada de amoníaco oxidada, esto permitiría cubrir ampliamente las necesidades de una fábrica, en la cual solamente una corta fracción del amoníaco producido debe transformarse en ácido nítrico.

En una dirección bien distinta la B. A. S. F. realiza, en sus usinas, ciertas experiencias; partiendo de una mezcla de gas pobre y de gas de agua, se trata de preparar simultáneamente ázoe e hidrógeno para la síntesis del amoníaco. Esto se basa en la idea de fijar de la manera más útil, por vía química, el oxígeno del aire, valiéndose del carbón en la forma de óxido de carbono, el cual puede utilizarse posteriormente para la preparación del hidrógeno. Una descripción más completa se dará más adelante.

No es dudoso que en países pobres en combustibles, si se produce hidrógeno sin pasar por el gas de agua, la fabricación del ázoe por licuefacción del aire será el procedimiento más apropiado, más aún si se tiene en vista la fabricación de la cianámina de calcio.

Para una producción de esta clase el procedimiento de **Fausser** presentaría también interés, en el caso que una parte de la cianámina de calcio se destinase a la fabricación del ácido nítrico, por hidrolisis previa para obtener el amoníaco.

Pero esta última serie de reacciones, tan ampliamente utilizadas en

Alemania durante la guerra, parece que no pueden combinarse con la síntesis directa del amoníaco. Para que la industria de la cianámidá sobreviva, este producto tendrá que acondicionarse para ser utilizado como abono en la forma más directa posible.

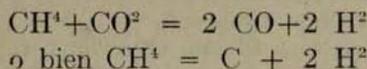
Como ya lo hemos dicho, la producción del nitrógeno por licuefacción del aire no consigue sino un rendimiento termodinámico muy bajo, apenas 10%.

Se tenía grandes esperanzas de alcanzar un mejoramiento en este valor; entre otros, el químico americano **Cottrell**, trabajó con el apoyo del gobierno de EE. UU. en los procedimientos imaginados por **Jeffries y Norton** y que constituyen una realización más completa del principio de la expansión con trabajo externo, adoptado por **Claude**. Pero a pesar de las enormes sumas gastadas ninguno de estos procedimientos ha entrado a su aplicación práctica.

B.—Producción del hidrógeno

El hidrógeno se puede extraer de los compuestos o de las mezclas que lo contienen.

Del compuesto que más comúnmente se saca es el agua, por medio de la descomposición electrolítica o por la acción del vapor de agua sobre metales fácilmente oxidables que retienen el oxígeno. En algunos casos particulares se puede emplear útilmente el metano, y entonces la ecuación que sigue muestra el proceso de la extracción:



Pero se trata de casos particulares, cuando se tienen disponibles fuentes de gas natural muy ricas en metano, como por ejemplo, en Kis-sarmas, en Transilvania, en donde por día se desprenden 1.600,000 m³ de un gas con 99% de metano.

También se ha tratado de emplear otras ecuaciones para producir la reacción partiendo siempre del metano.

Las mezclas que contienen hidrógeno son el gas de agua, la composición media del cual es la siguiente:

H ²	48—52%
CO.....	42—44%
CO ²	5—2%
N ²	5—3%

y el gas de los hornos de coque al cual se le supone la siguiente composición media:

H ²	47%
N ²	21%
CH ²	20,5%
CO.....	5,5%
CO ²	3%
C ² H ⁴	1,8%
C ²	1,2%

1.º— Procedimiento electrolítico

Este procedimiento, a pesar de las graves objeciones hechas en su contra, presenta gran interés para los países pobres en combustibles, pero ricos en fuentes de producción de energía hidroeléctrica.

Para avaluar las posibilidades económicas de este procedimiento, hay que tomar en cuenta un buen número de factores adicionales, como son: precio de producción en la usina,

costo de explotación y costo de purificación.

Es necesario no olvidar que, para producir amoníaco sintético, se requiere una mezcla de ázoe e hidrógeno de gran pureza, y que en todos los procedimientos de preparación, los gastos sucesivos que envuelve esta operación, tienen gran importancia. Hoy día se puede producir el hidrógeno muy puro electrolíticamente con un consumo de 6 Kw-hora por metro cúbico, aún esta cifra puede bajarse hasta 5.5 Kw-hora, si se produce directamente la corriente continua que es menester y se relega la batería de electrolisis a la central hidroeléctrica, como lo hace en la actualidad en Italia la Sociedad **Montecatini** en su usina de Merano.

Se podría representar en un diagrama la relación entre el costo del Kw-h. y el costo del m³ de gas, según el procedimiento de **Fauser** en una usina que pueda producir 50.000 m³ por día. En el cálculo de los costos se ha considerado un interés de 6% para el capital, con amortización de 10% para la maquinaria y demás equipo y de 5% para las construcciones. En el diagrama figuran cuatro líneas, dos para el caso en que se produzca directamente la corriente continua que se va a emplear y las otras dos para cuando hay que transformar en continua la corriente alterna producida.

El precio del kilowatt-hora se ha colocado en las abscisas y en las ordenadas va el valor del metro cúbico de gas producido.

Del estudio del diagrama se deduce que los gastos de manutención, amortización, mano de obra, etc., varían de un mínimo de 0.04 libras a un máximo de 0.08 libras por metro cúbico de hidrógeno. Este

punto es de gran interés, y siempre que se hagan comparaciones debe tenerse muy presente su verdadero valor. No tenemos a la vista cifras precisas respecto de otras usinas, y creemos que pocas personas pueden disponer de ellas, pero podemos admitir sin dificultad que otros sistemas no se encuentran en condiciones tan ventajosas respecto a este punto.

También es conveniente no pasar por alto otra consideración: es siempre difícil colocar un establecimiento de síntesis en condiciones ideales, en cuanto a su aprovisionamiento. Si se dispone de carbón a bajo precio, podrá ocurrir que no se obtenga energía barata, y habrá que producirla por procedimientos térmicos, o vice-versa. No se debe olvidar que en la síntesis del amoníaco se emplean grandes cantidades de energía mecánica, y que sólo las usinas hidro-eléctricas la obtienen a bajo precio, con lo cual recuperan de esta manera una parte de lo que se pierde en la producción del hidrógeno.

La ventaja del procedimiento electrolítico es siempre notable, a pesar de lo que se ha dicho en el capítulo anterior, por el hecho de disponer de considerables cantidades de oxígeno. En una fábrica de 50 toneladas diarias de amoníaco sintético y en la cual el hidrógeno se prepara electrolíticamente y el nitrógeno se obtiene por licuefacción del aire, se producen, en cifras redondas, 62.000 metros cúbicos de oxígeno diariamente.

Al estudiar juiciosamente la ubicación de una usina, se deben considerar más de cerca algunas aplicaciones tales como el enriqueci-

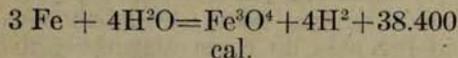
miento del aire. En Italia, por ejemplo, esto se podría lograr en forma ventajosa por la gasificación de los combustibles pobres. Pero siempre se encontrará grandes dificultades en la selección del sitio de emplazamiento de la usina por la necesidad de reunir tanta condición divergente.

No se debe tampoco descuidar otras circunstancias que pueden suministrar una solución de carácter general, como sería la posibilidad de obtener el hidrógeno en la calidad de sub-producto de alguna otra operación electro-química, tal como ocurre en el caso de la fabricación de la soda cáustica. Por cada 10 toneladas de soda que se producen se obtienen 250 kg., de hidrógeno que corresponderían a 1.250 kgs., de amoníaco, pero que sólo serían 1.000 en el caso de que se produjese el ázoe por la combustión del aire.

Como, según las orientaciones actuales, se puede esperar que la industria de la soda electrolítica se concentre en grandes usinas centrales, siguiendo el ejemplo de la industria que le hace competencia, la fuente de hidrógeno así generada se convertirá en un punto de gran interés en los países ricos en energía eléctrica.

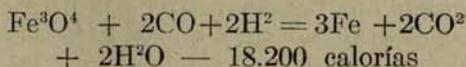
2.º Preparación del hidrógeno por medio del fierro y del vapor de agua.

La ecuación en que se basa este procedimiento es:



El Fe_3O_4 , por la acción de los gases reductores, especialmente por

el gas de agua, regenera el fierro siguiendo esta reacción:



Teóricamente se necesitan alrededor de 800 grs., de vapor de agua por cada metro cúbico de hidrógeno producido. La fase de la gasificación debe producirse alrededor de los 650°C y hay que diluir mucho el hidrógeno para alcanzar la oxidación del fierro al estado de Fe_3O_4 ; en la práctica se consumen 2,5 kg., de vapor por m^3 de hidrógeno. Igualmente, en teoría, se necesitan 1 m^3 de gas de agua (de composición ideal de 50% CO y 50% H_2), por m^3 de hidrógeno; pero en la práctica para poder llevar la reducción del Fe_3O_4 hasta el fierro metálico se alcanza al exceso de 2,5 y 3,5 m^3 .

Por otra parte, también es necesario calentar anteriormente las retortas, para mantener la temperatura requerida y la práctica ha demostrado los siguientes consumos:

2,2 kgs. de carbón para las calderas y gasógenos; 0,8 kgs. de carbón para calentar las retortas; o sea un total de 3 kgs., de carbón por cada m^3 de hidrógeno.

El procedimiento en cuestión se realiza en hornos de retortas múltiples (aparatos ingleses de Lane), o en hornos de una sola retorta (aparatos Messerschmidt de la B. A. M. A. G.).

Se usa generalmente fierro espático granular, pero con el tiempo pierde su valor y la producción obtenida en cada fase de la pasada del gas de vapor, se reduce gradualmente hasta la mitad y más o menos

cada quince días debe cambiarse toda la masa.

Lo complicado del aparato, la sensibilidad de la marcha, la necesidad de depurar el gas de alimentación y de lavar el hidrógeno producido, hace este procedimiento poco económico, especialmente cuando se trata de grandes producciones.

Comparándolo con el procedimiento electrolítico sin considerar los gastos de explotaciones que son mucho más altos que los de éste, se encuentra que el uno consume 1 kilowat-hora, contra 0.15 kg., de buen carbón que requiere el otro.

3.º Preparación del hidrógeno por procedimientos de licuefacción.

Parece que fueron **Frank y Caro**, los primeros que tuvieron la idea de extraer el hidrógeno del gas de agua, sirviéndose de la reacción a alta temperatura del carburo de calcio. El nitrógeno se fija como cianámidas de calcio, O^2 , CO y CO^2 que reaccionan con el CaO para producir $Ca CO^2$.

Este método de resultados mediocres, trajo como consecuencia una colaboración entre **Linde, Frank y Caro**, para extraer el hidrógeno del gas de agua utilizando los procedimientos de licuefacción.

El hidrógeno obtenido así resulta más o menos con las siguientes impurezas.

CO.....	2.0 a	1.7%
N ²	1.0 a	0.8%
H ²	97.0 a	97.5%

Además resulta un gas de CO con una ley media de 80 a 85% y que se emplea en los motores de explosión.

Para llegar a estos resultados se ha tenido que recurrir por primera vez, a importantes métodos de purificación que, después, han adquirido un enorme desarrollo. Por ejemplo el procedimiento de **Bedford** para eliminar la mayor parte del CO^2 por lavados de agua bajo presión; la eliminación del CO tratado con soluciones de soda cáustica bajo presión.

Con la eliminación completa del CO se obtiene hidrógeno de 99.2%. Con precios de antes de la guerra se calcula que en una usina **Linde-Frank-Caro**, el hidrógeno de 97% alcanzaba a 0.12 Mk por m^3 y si se purificaba del CO se llegaba a 0.15 Mk por m^3 . Es útil recalcar aquí, la proporción en que influyen los gastos de purificación en el costo de producción final, circunstancia que no debe desdeñarse cuando se comparan los diversos procedimientos.

A continuación daremos algunas características de las usinas **Linde-Frank-Caro**.

Capacidad de producción m^3 /hora.....	100	200	500
Consumo de gas de agua m^3 /hora.....	250	500	1,250
Consumo de coque kg/h.....	160	320	780
Agua de refrigeración m^3 /hora.....	7.60	13.50	32.50

Como se ve el consumo de coque es, en este caso, muy inferior al procedimiento de **Messerschmidt**, alrededor de 1,6 kg., por m^3 de hidrógeno. Pero a estas cifras es necesario agregar los gastos de la eliminación total del CO , como es necesario hacerlo para la síntesis de amoníaco.

Por otra parte, debe tenerse en cuenta que hay la posibilidad de recuperar la fuerza motriz producida por el CO residual. En una usina de una capacidad de 200 m^3 hora el exceso de fuerza motriz disponible llega a 20 HP y este valor crece muy rá-

pidamente con la capacidad de producción. Sin embargo, esta ventaja desaparece cuando se dispone de energía eléctrica barata, pues el empleo del gas residual requiere la instalación de los voluminosos motores de gas, lo que envuelve mayores gastos de instalación y explotación que cuando se usan los motores eléctricos.

Claude, al estudiar el procedimiento descrito para aplicarlo en la fábrica de Tolosa, se proponía hacer marchar los generadores de modo que produjesen un gas de la siguiente composición:

H ²	60%
CO.....	20%
CO ²	18%
N ²	2%

Así, en la práctica, obtendría 1,3 m³ de hidrógeno por cada 2,5 m³ de gas de agua, en vez de los 0,9 m³ que daría el procedimiento ordinario.

En conjunto, el procedimiento de licuefacción del gas de agua presenta ventajas sobre el de **Messerschmidt**; pero requiere todavía un consumo mayor de combustible. Comparándolo con el procedimiento electrolítico tenemos que cada kilowatt-hora de éste equivale a 0,3 kg., de carbón del otro, más aún sin incluir los gastos de purificación que son apreciables y además, los costos de instalación y explotación son también mucho más elevados, especialmente en lo que se refiere al funcionamiento de motores de gas.

El procedimiento de licuefacción del gas de agua es más ventajoso, cuando se adopta la expansión con trabajo externo como lo ideó **Claude**.

La manera especial como se com-

porta el hidrógeno, no permite aplicar simplemente el método de la expansión libre de **Linde**; en efecto, es necesario reunir al enfriamiento auxiliar, empleando el nitrógeno líquido, lo que aumenta aún más el consumo de energía. Con el procedimiento de **Claude**, en la usina de Montereau, se consumen 0.25 Kw-hora por m³ de hidrógeno, lo que corresponde a un tercio de la potencia que se tendría disponible si se empleara óxido de carbono del gas normal de agua.

Estas consideraciones fortifican más aún la idea de hacer marchar los gasógenos a una temperatura más baja, con una proporción más alta en CO² en el gas. Pero, al respecto, nos faltan datos precisos, los cuales serían de gran interés; pero debemos recordar también, que con el funcionamiento a bajas temperaturas se necesita un gran exceso de vapor, como se deduce de las experiencias de **Bunte** y **Harris**. No es difícil imaginar cualquier medio que permita efectuar una mejor recuperación, y, en este caso, se podría pensar, con razón, en marchar con el gas de agua, en régimen continuo, sin la fase de la insuflación de aire, empleando en los gasógenos calefacción eléctrica y manteniendo constantemente la temperatura en el valor con el cual se produce el mínimo de CO.

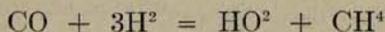
Gasógenos de este modelo han sido ensayados con éxito por el italiano **Stassano**, que se ocupaba activamente de esta cuestión, cuando murió prematuramente.

En los últimos tiempos **Claude** con el procedimiento de la licuefacción aplicable al gas de los hornos de coque, ha contribuido en forma notable a la solución de este problema técnico. Esto es posible en la síntesis del amoníaco, porque se

puede aceptar un hidrógeno de pureza bastante baja, siempre que la substancia extraña sea sólo el nitrógeno, en último extremo se debe preparar una mezcla de 75% de H y 25% de N. Si partiésemos de un gas de coque de una composición como la indicada al comienzo de este capítulo, y si pudiéramos separar la totalidad del hidrógeno y del ázoe, tendríamos una mezcla demasiado rica en este último, pero felizmente el ázoe se reparte en la parte condensable y el hidrógeno en la gaseosa, de modo que finalmente una cantidad de gas igual al 40 ó 45% de la primitiva tendrá la siguiente composición:

H ²	79%
N ²	19.2%
CO.....	1.8%

Si se trabaja con el procedimiento de Claude, con hiperpresión, el óxido de carbono se elimina en el primer tubo del catalizador gracias a la reacción:



basta entonces agregar el ázoe a la mezcla. Esto, para no complicar la instalación, se hace por el método de combustión.

El residuo, después de la separación de los gases no condensables, representa del 45 al 50% del gas inicial y debe tener aproximadamente la composición que sigue:

H ²	20%
N ²	25%
CH ⁴	45%
CO.....	8%
O ²	2%

El etileno se recupera parcialmente; la desbenzolitación, ejecutada a

una presión de 25 atmósferas permite además recuperar de 10 a 15% de benzol. Transformando el etileno en alcohol, se podría obtener de 150 a 200 kgs., de alcohol por tonelada de amoníaco fijada; por otra parte, se puede también agregar el etileno a los gases residuales mismos.

Si empleamos un metro cúbico de gas desbenzolitado, que tenga un poder calorífico superior a 3.900 calorías podemos obtener, en cifras redondas, 450 litros de mezcla bruta, y, después de haberla quemado con 4% de aire, se llega alrededor de medio metro cúbico de mezcla. De ello también resultan otros 450 litros de gas rico, con un poder calorífico superior a 5.000 calorías, más el etileno. El rendimiento volumétrico global alcanza cerca del 90%.

La producción de la mezcla suficiente para la síntesis de un kilo de amoníaco, se logra con un gasto de 10.000 calorías de un buen gas de horno de coque y con un consumo de 1 kw-hora. Deduciendo lo que es necesario para producir el ázoe queda 0.4 kw-hora y 4.000 calorías por m³ de hidrógeno. Haciendo ahora una comparación con el procedimiento electrolítico, y abstrayendo cualquier otra consideración, la equivalencia queda representada por un kw-hora y 1.000 calorías de gas rico. Si se desea tomar en cuenta el beneficio que se saca del enriquecimiento del gas residual y si se quiere además comparar las calorías con las del gas de agua la equivalencia se encuentra entonces muy exactamente representada por la razón de 1 kw-hora y 0,20 kg., de carbón, más los gastos de gasificación.

La idea de **Claude**, de usar el gas de hornos de coque para sacar el hidrógeno, es sin duda muy interesante. Para destilar una tonelada

de carbón son necesarios, para la calefacción, 130 kg., de coque, gasificado con gasógenos **Siemens**; en la práctica, alrededor de 750,000 calorías que corresponden a 187 m³ de gas de destilación. Admitamos sin embargo 150 m³, para tomar en cuenta el mayor poder calorífico, y por consecuencia, para no alejarnos mucho de la realidad, estimemos que la destilación absorbe el 50% del gas producido. Estas cifras están de acuerdo con las comunmente aceptadas para los buenos hornos de recuperación de **Koppers**.

El procedimiento de Claude rinde, en la forma de gas enriquecido, 2,250 calorías a más de las 3,900 calorías iniciales, por cada m³ de gas; esto es más o menos el ciclo que ocurre en la práctica. Pero no se debe olvidar que los planteles de hornos de coque se encuentran instalados, o bien en las minas de carbón mismas, o bien adjuntos a las usinas metalúrgicas. Y tanto en un caso como en el otro se necesitan grandes cantidades de fuerza motriz, a la producción de la cual se destina, en general, el exceso de gas; pero, en cuanto al segundo caso, las investigaciones más recientes han demostrado la conveniencia de usar los gases ricos en los hornos **Martín**.

Pero debe recordarse también que existe un gran número de «coquerías» que disponen de un fuerte exceso de gas, el valor del cual como combustible gasificado no debe despreciarse si posee, además, un alto poder calorífico.

No disponemos aquí ni del espacio ni del tiempo suficientes para profundizar en esta materia, que ha dado ocasión, en los últimos años, a tantas investigaciones, y nos basta indicar los principales puntos, en virtud de los cuales, creemos que la so-

lución propuesta por Claude puede ocupar uno de los primeros sitios desde el punto de vista económico, solamente cuando se disponga de un exceso de gas del cual no se puede sacar ningún otro partido.

Esta solución podría alcanzar una ventaja cierta si llegara a procedimientos apropiados para gasificar los residuos de gran ley en cenizas, que en la actualidad se botan al desmonte en las minas.

4.º Procedimiento de la B. A. S. F.

De acuerdo con la idea de preparar al mismo tiempo el ázoe y el hidrógeno, la B. A. S. F., ha elaborado un procedimiento especial basado en el empleo de mezclas de gas de agua y de gas pobre.

El primero en idear el empleo de mezclas de esta clase fué el profesor **Camille Mantignon**, que lo patentó en 1910 a nombre de la «Société des Nitrures».

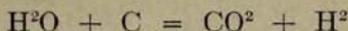
Esquemáticamente se puede tomar para el gas pobre la siguiente composición:

N ²	70%
CO.....	27%
CO ²	3%

y para el gas de agua:

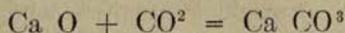
H ²	50%
CO.....	45%
CO ²	2%
N ²	3%

En esa época, 1910, se conocía un medio de reemplazar cada volumen de CO por un volumen de H² siguiendo la reacción:

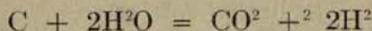


que se efectuaba sobre cal al rojo naciente.

Al mismo tiempo, el anhídrido carbónico se unía a la cal según:



Un cierto número de patentes de la Griesheim-Elektron se basaban sobre esas ecuaciones y además tomaban en cuenta la que sigue:



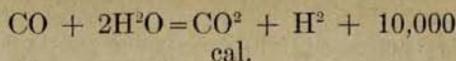
y las empleaban en preparar hidrógeno, haciendo reaccionar, entre 600° y 800°, a 10 atmósferas de presión, el vapor de agua sobre una mezcla de cal y carbón.

Para la parte final de la sustitución del óxido de carbono por el hidrógeno se opusieron en Alemania a la patente de la «Société des Nitrures», la «Chemische Fabrik Griesheim-Elektron», después que el «Patentamt» había reconocido la patentabilidad de un grupo de reacciones conocidas, aplicadas únicamente para obtener un efecto técnico nuevo.

Una vez producida la absorción del CO^2 y la sustitución del CO se tienen mezclas de la siguiente composición:

	1. ^a	2. ^a
N^2	70%	3%
H^2	27%	95%

Tomando 32,8% de la primera y 67,2% de la segunda se obtiene la mezcla requerida de: N^2 25% y H^2 75%. Después que se establecieron los procedimientos de **Linde** para el nitrógeno, los de **Messerschmidt** y **Linde-Frank-Caro** para el hidrógeno; la B. A. S. F. ha adoptado un procedimiento mixto, parece que ha cambiado con la «Société des Nitrures» otras patentes junto con la citada más arriba, y trabaja con la reacción:



En presencia de un catalizado especial de hierro, a la temperatura de 500°C, con tres volúmenes de vapor de agua por cada volumen de CO. En tales condiciones, con mezclas de la composición requerida para llegar finalmente a una proporción de nitrógeno e hidrógeno de uno a tres, la ley residual en CO queda alrededor de 2%.

La mezcla de N^2 , H^2 , CO^2 CO así obtenida, se comprime y purifica, sucesivamente, con lavados de agua, soda cáustica y con solución amoniacal de sales de cobre lográndose como resultado final una mezcla muy pura de ázoe e hidrógeno.

Los detalles técnicos de la operación saldrían del límite de este trabajo; pero ella constituye, con justo derecho, un título de orgullo para los técnicos que han sabido convertirla en un éxito.

Comparando las descripciones hechas, después del armisticio, de las usinas de Oppau y de Mersebourg, y la relación de los trabajos efectuados en la «Nitrogen Plant N.º 1» del gobierno americano, permiten darse una idea clara de la obra colosal realizada por la industria alemana, y de la armonía existente entre el sistema adoptado y las condiciones particulares del país.

La preparación de la mezcla requiere un consumo de 3 kgs., de carbón por cada kg., de amoníaco fijado, además el consumo, de más o menos de 1 kw. para la parte mecánica ligada a la preparación del gas, sin tomar en cuenta la energía que necesita la síntesis.

Pero debe notarse que, en una fábrica de esta clase, difícilmente se podrá disponer de energía eléctrica,

y que con el empleo de los motores de combustión interna cada Kw-hora consumido corresponde, por lo menos, a 0.5 kg. de coque. Si se recuerda que con el método electrolítico se necesitan 13.2 Kw-hora para el hidrógeno y 0.2 Kw-hora para el ázoe o sea un total de 13.4 Kw-hora, contra 3.5 kg., de carbón en el caso actual, se ve que la igualdad está representada por la equivalencia de 1 Kw-hora y 0.25 kg. de coque.

Es verdad que en las usinas alemanas todo el combustible empleado en la producción del gas pobre, calderas, fuerza motriz, etc., consiste exclusivamente en lignitas; pero debe considerarse los enormes gastos en que se incurre con las instalaciones, mantenimiento y explotación y sobre todo purificación.

A todo lo anterior se debe agregar la necesidad de erigir usinas centrales de gran potencia en los sitios apropiados y el empleo de personal especialista que sea apto para conducir en perfecta armonía las faces complicadas de la operación.

Es probable que este mecanismo perfecto haga notar más su concurrencia en el mercado por sus propias condiciones que por la facilidad con que pudiera instalarse en otras partes. Además tiene en su activo la libre disponibilidad de grandes masas de anhídrido carbónico, la importancia de las cuales veremos muy luego más adelante.

La comparación exacta de este método con los otros no es del todo fácil. Reproduciremos más abajo algunas cifras conocidas. La fábrica de Oppau con su producción diaria de 220 toneladas de nitrógeno emplea según el informe del subteniente yankee R. E. Mc. Connell, el siguiente personal:

1.500 obreros corrientes.

3.000 mecánicos.

350 empleados.

300 químicos.

Total 5.150 hombres, de ellos el 12% representa un personal de «concepción», y el total, representa más de 23 por tonelada de ázoe producida.

La pequeña fábrica italiana de la S. I. A. S., en Nera Montoro (procedimiento Casale), para una producción que no pasa de 7 toneladas de nitrógeno por día, ocupa 120 personas, o sea solamente 17 hombres por cada tonelada de producción.

Ahora si se considera que las dos usinas tienen una capacidad de producción que está en proporción de 1 a 30, se ve inmediatamente la importancia de las cifras. Hoy día, aun en los países de salarios más bajos, la jornada de 6 hombres vale casi una tonelada de carbón, ahora si consideramos los salarios que recibe el obrero norteamericano, la desproporción se hace inmensa.

(Continuará).



COTIZACIONES

Cobre

El mercado del cobre se mostró más activo el mes que acaba de transcurrir, especialmente en la última semana de él. La clase Standard tuvo un avance bien definido en su precio; tanto en las ventas a plazo como en las al contado experimentó un alza de 50 sh., con respecto al precio de la semana anterior. También otras clases de productos refinados tuvieron mejores precios que anteriormente, pero el aumento fué menor; así, el electrolítico sólo ganó 30 sh. En los Estados Unidos las ventas se hicieron a 13,125 centavos oro por libra.

Como, en general, el precio de todos los metales ha aumentado a fines de este mes, parece que esta alza representa realmente el comienzo de las compras de Primavera para Europa y Norte América; en este último lugar es indudable que los consumidores se habían abstenido de hacer adquisiciones por un largo tiempo y ahora se ven precisados a comprar, anticipando de este modo la época del gran volumen en los negocios.

Estaño

El mercado del estaño se presenta muy firme. El precio a fin de mes ha mostrado un alza con respecto al de la semana anterior: las ventas al contado se hicieron a £ 6-15 s., y para las a tres meses plazo se fijó

en £ 7-10 s. En New York el mercado se ha mostrado muy activo, con innumerables negocios diariamente.

La explicación del impulso que han recibido las ventas es un poco difícil de dar, creemos que en partes se debe, por lo menos en Estados Unidos, al deseo de adelantar las compras normales de la estación por temor del estallido de la Huelga que se anuncia para las minas de carbón bituminoso. Pero parece que una posible reducción en el aprovisionamiento inmediato quedaría cubierto por las compras hechas para tres meses, luego la explicación anterior sólo sería aparente. Pensamos que tiene más influencia en el fenómeno, la circunstancia más adelante anotada para el Cobre; el mercado Norte americano ha venido mostrando desde Octubre próximo pasado una gran relajación en las compras, las cuales se mantuvieron extremadamente reducidas durante todo el tiempo transcurrido y ahora a los compradores se les hará difícil abstenerse, pues tendrán sus stocks muy próximos del agotamiento. De todos modos nos queda la impresión, que como el alza se ha mantenido suficientemente, deben haberse alcanzado buenas ganancias por los vendedores. También es posible que veamos alguna especulación en los precios en Europa, pues, estimamos que allí los suministros se hallan bastante restringidos, por consiguiente es lógico esperar una gran variabili-

dad en los precios pero manteniéndose la tendencia al alza.

Como continúa la escasez de fletes en la región de los Estrechos los embarques de allí se han reducido en 4,500 tons. Aún con una abundante entrega de parte de Estados Unidos y del Continente es de esperar que en Inglaterra se presente una reducción que alcanzará de 1,200 a 1,500 tons.

Plomo

También se muestra favorable el mercado de este metal. Las entregas del presente se hacen a £ 28-2 s.-6 d., y para Mayo el precio alcanza £ 28-10 s., Estas cotizaciones corresponden a un alza de 10 s. y 11 s. 3 d., respectivamente en consideración de los precios de la semana anterior. El aumento en las compras se debe a los constructores de edificios y fabricantes de cables para transmisión eléctrica y telegráfica. También en el Continente aumentó la demanda. Los desembarques en puertos Ingleses continúan mostrando gruesos tonelajes, alcanzando, según las estadísticas, a más de 21,000 toneladas.

Los precios en New York se han mantenido inalterables, El Trust a 7,40 cents. y a 7,50 los independientes.

Manganeso

Los minerales de manganeso no han experimentado gran variación en su precio, en el mercado. Se han solicitado algunos embarques para Bélgica. No se dispone de gran abundancia de Stocks. Mineral de pri-

mera clase de India se mantiene a 19,5 d. c. i. f. Los fletes para estos embarques continúan firmes.

Plata

El mercado de la plata se ha presentado más bien quieto que activo. Los precios a fin del mes eran de 26 s. 9/16 d., por onza, y para venta a plazo llegó a 26 s. 3/8 d. Esto representaría un alza de 1/16 d., con respecto a la semana anterior. La creencia general es que aun no se divisa el factor que dará la firmeza necesaria a este mercado ya tan inestable. El precio americano llegó a 57,25 cents. por libra.

Oro

Todo el oro en el mercado de Londres en la última semana del presente mes se absorbió por el comercio y por pedidos del exterior; de aquí, que la reserva de los Bancos, en esa, bajó £ 46.830 quedando en £ 148.830.980. Se anuncia, en algunas revistas, que se hará un embarque directo de Durban a Bombay, y de magnitud. El precio es de 84 s. 11,5 d., por onza.

También se anuncia el cierre de la Casa de Moneda de Sydney, después de 71 años de existencia, a causa de pérdidas experimentadas desde hace algún tiempo.

Wolfram

Poco interés se ha mostrado en este mineral. Los compradores mantienen su precio de 15 s. 6 d., por unidad.

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$
Febrero 3	27 $\frac{3}{4}$	150.08
» 17	26 $\frac{11}{16}$	143.70

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Febrero 3	187.85	79.95 Escala 187 cents.	9.86 $\frac{1}{4}$ Escala 108 $\frac{1}{2}$ cents.
» 17	189.45	80.74 Escala 189 cents.	9.94 $\frac{1}{2}$ Escala 109 $\frac{1}{2}$ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DIAS	Centavos por libra	DIAS	Centavos por libra
Febrero 3	12,87 $\frac{1}{2}$	Febrero 17	13,00
» 10	12,75	» 24	13,12 $\frac{1}{2}$

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Enero 21	55.10.0	56. 2.6	Febrero 4	53. 5.0	53.17.6
» 24	55. 2.6	55.15.0	» 7	52.17.6	53.10.0
» 25	54.12.6	55. 2.6	» 8	53. 0.0	53.10.0
» 26	54.12.6	55. 5.0	» 9	53.15.0	54. 7.6
» 27	54.15.0	55. 7.6	» 10	54. 5.0	54.15.0
» 28	54.12.6	55. 5.0	» 11	54. 7.6	54.17.6
» 31	54. 8.9	55. 0.0	» 14	54.10.0	55. 2.6
Febrero 1	54.10.0	55. 0.0	» 15	54.10.0	55. 0.0
» 2	54. 5.0	54.15.0	» 16	54. 5.0	54.17.6
» 3	53.12.6	54. 2.6	» 17	53.17.6	54.10.0

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Enero	21	39.70	Febrero	4	39.75
>	22	39.70	>	5	39.76
>	24	39.75	>	7	39.79
>	27	39.75	>	8	39.82
>	28	39.74	>	9	39.85
>	29	39.73	>	10	39.85
>	31	39.75	>	11	39.86
Febrero	1.º	39.75	>	12	39.83
>	2	39.75	>	14	39.80
>	3	39.77	>	15	39.86
			>	16	39.85
			>	17	39.82

SALITRE

3 Febrero

El mercado salitrero ha estado activo durante la quincena debido a que el día 20 de Enero la Asociación ofreció a la venta 200,000 toneladas bajo las condiciones del nuevo proyecto de compra, se hicieron ofertas por 228,000 toneladas, las cuales fueron aceptadas por el Directorio de la Asociación, ofreciendo más para la venta, habiéndose vendido hasta la fecha 49,000 toneladas para Enero, 148,000 tons. para Febrero, 90,000 toneladas para Marzo y 12,000 toneladas para Abril, haciendo un total de venta de 300,000 toneladas más o menos del nuevo proyecto y un total de 950,000 toneladas para este año salitrero.

El sobrante a la vista en Europa y Estados Unidos incluyendo salitre embarcado al 1.º de Enero fué de 530,000 toneladas y como el consumo durante los primeros seis meses de 1926 fué de 1.350,000 toneladas, parece que se venderá una cantidad mayor a 300,000 toneladas, si queda alguna existencia al 30 de

Junio a lo recomprado por la Asociación de Productores, pues se espera que el consumo aumentará un 50% comparado con el año 1926.

El mercado europeo ha continuado firme y hay una regular actividad en los centros consumidores, los precios han subido 10/- por tonelada debido a un pedido de parte de Polonia para entrega inmediata. Algunos lotes se han vendido para Bélgica y Holanda a £ 11.17.6 y £ 12.0.0 para Febrero-Marzo y para Dunkerque de £ 12.10.0 a £ 12.12.6 para la misma fecha.

El sobrante del salitre vendido y no embarcado al 1.º de Febrero se calcula en 60,000 toneladas.

Desde nuestra última revista el mercado de fletes ha continuado subiendo, pero los fletamentos han sido pocos, debido a la falta de demanda por espacio para embarque inmediato. Algunos lotes se han cerrado en Londres por Cías. de la carrera Antwerp-Hamburgo pronto a 37/6, Havre/Hamburgo Abril a 30/- y también para el mismo destino para embarque entre el 15 de Marzo y 15 de Abril a 30/-. Embarque Burdeos-Havre antes del 20 de Febrero a

38/6 y para el mismo embarque antes del 20 de Marzo a 32/6.

Hay mucho interés por espacio para embarque Febrero-Marzo para puertos del sur de Havre pero casi no hay espacio disponible.

Para puertos del Atlántico Norte de España no se han registrado negocios, las cotizaciones nominales quedan a 35/-.

Para el Mediterráneo el mercado está más flojo a 33/9 para Febrero-Marzo, 32/6 para Abril.

Para Estados Unidos Galveston-Boston se ofreció un barco a \$ 6.26 para un puerto del Golfo para embarcar Marzo-Abril. Para New York directamente por Cías. de la carrera se han efectuado a \$ 5.50 para embarque Marzo-Abril.

17 de Febrero

El mercado salitrero ha continuado tranquilo durante la pasada quincena y la Asociación de Productores solamente ha vendido 86,000 toneladas para las siguientes entregas: Febrero 7,800 toneladas, Marzo 45,000 toneladas, Abril 12,300 toneladas y Mayo 900 toneladas, haciendo un total de venta de 1.000,000 de toneladas para el año salitrero.

El mercado europeo también está tranquilo aunque firme, los precios han subido algo, siendo las cotizaciones para entrega Febrero-Marzo en Bélgica a £ 12.2.6, Holanda £ 12.5.0, Dunkerque £ 12.15.0 a £ 13.0.0, estos precios están m/m £ 1.0.0 más altos que el año anterior.

En una reunión del Gobierno con algunos de los representantes de la Asociación, el Ministro de Finanzas declaró de que no habría rebaja alguna en los derechos por el momento y que el Gobierno no permitirá la

centralización de las ventas después de 30 de Junio de 1927.

La producción durante Enero fué de 795,510 qtls. met., con 25 oficinas trabajando, demostrando así una baja de 1.547,024 qtls. met., comparado con el mismo mes de 1926 cuando habían 89 oficinas trabajando.

El total exportado durante Enero fué de 1.281,169 qtls. met., comparado con 2.477,995 qtls. met., exportados durante Enero de 1926.

La producción y Exportación del primer mes durante los últimos cuatro años se compara como sigue:

	Producción qtls. met.	Exportación qtls. met.
1924. . . .	1.972,029	3.052,192
1925. . . .	2.160,859	2.578,100
1926. . . .	2.342,534	2.477,995
1927. . . .	795,510	1.281,169

Las existencias en la costa han subido a 1.230,000 toneladas. El total a la vista al 1.º de Febrero fué de 540,000 toneladas con un sobrante de 64,000 toneladas y no embarcado y las ventas hechas desde esta fecha adelante de 350,000 toneladas hacen un total de 954,000 toneladas contra un consumo de 1.100,000 durante el período de 1.º de Febrero hasta el 30 de Junio, así es que el consumo no baja más de 20%, las existencias al 30 de Junio estarán todas terminadas.

Al principio de la quincena el mercado de fletes por salitre estaba muy activo y se hicieron una regular cantidad de fletamentos para los mercados europeos; esta actividad sigue adelante y los exportadores se mantuvieron probablemente en la expectativa de algún cambio en la situación salitrera con el nuevo Gobierno, y una posible reducción en los derechos salitreros; sin embargo,

se espera que el interés se vuelva a renovar después de la declaración hecha ayer por el Ministro de Finanzas de que los derechos no serán alterados. El mercado de fletes cierra firme notándose una falta de espacio disponible para embarques prontos.

Se avisan de haberse contratado varios cargamentos completos en Europa para Reino Unido o Continente con fechas de cancelación hasta 15 de Marzo de 35/- a 36/9. Por Cías. de la carrera; espacio pronto se ha tomado a 37/6 para Antwerpt-Hamburgo y 3,000 toneladas para fines de Marzo o principios de Abril a 32/6 para Burdeos-Antwerpt, también un lote para Liverpool a 30/- para embarcar en Mayo.

Para puertos del Atlántico Norte de España se ha notado poca demanda de parte de los embarcadores y la cotización nominal para Marzo-Abril es de más o menos 35/- y de 32/6 para Mayo/Junio.

Para el Mediterráneo ha habido muy poco interés para tomar espacio, y las cotizaciones de 33/9 para Marzo y 32/6 para Abril quedan sin cambio.

Para Estados Unidos Galveston-Boston no se han registrado fletamentos y se cotiza 6 dollars por vapores de ocasión para embarcar durante Marzo-Abril con un puerto de descarga y 25 cents. americanos extra para cada puerto adicional. Para Nueva York directamente Cías. de la carrera están pidiendo 5.75 dollars para Marzo-Abril pero posiblemente aceptarían 5.50. Para la costa Occidental la cotización nominal es de 4 dollars para puertos corrientes entre San Pedro y Puget

Sound, y 6 dollars para Honolulu queda sin cambio.

CARBON

3 de Febrero.

No se registran negocios en carbón extranjero debido a que los precios de importación están muy altos. Las cotizaciones son como sigue:

Cardiff 46/-, West Hartley 38/-, Australian 55/- ó 58/-, Americano Pocahontas o New River 45/- a 48/-, Nacional harneado se cotiza de \$ 68 a \$ 73 para puertos del Sur y de \$ 78 a \$ 83 para puertos salitreros.

17 de Febrero.

El mercado del carbón ha continuado paralizado. En carbón extranjero los negocios son escasos debido a los altos precios, y no hay duda que éste sea el efecto de las últimas huelgas en el Reino Unido y las dificultades de los fletes. Nuestras cotizaciones son solamente nominales para carbón importado c. i. f., puertos salitreros sin derecho de importación.

Cardiff Admiralty List 45/- a 47/-, West Hartley (Manden Davidson o Bothal) 37/- a 38/-.

Australiano las mejores clases queda sin cambio de 55/- a 58/-.

Americano New River o Pocahontas cargamentos completos con descarga gruesa de 45/- a 47/-.

Nacional Schwager y Lota se han colocado pequeños lotes para necesidades inmediatas de \$ 78 a \$ 80 c. i. f. puertos salitreros.



INFORMACIONES DE LAS COMPAÑÍAS MINERAS

Las informaciones de las Compañías Mineras que se publican a continuación, han sido facilitadas por las Gerencias respectivas:

Compañía Minera e Industrial de Chile

La explotación de carbón de las minas de esta Compañía ha alcanzado durante el mes de Febrero la siguiente:

Febrero de 1927.

Compañía Carbonífera y de Fundición Schwager

La producción de carbón que esta Compañía ha tenido de sus minas que trabaja en Lota ha sido, durante el presente mes, la siguiente:

Febrero de 1927. 30,734 toneladas métricas.

Compañía Minas de Gatico

Durante el presente mes de Febrero, la producción de esta Compañía ha alcanzado a:

Febrero de 1927. 161,1 tons. de cobre fino.

Esta cifra de producción es superior a la obtenida mensualmente durante el segundo semestre del año pasado.

Compañía Minera de Oruro

Las producciones de plata y estaño obtenidas por esta Compañía durante el mes de Febrero, han sido como sigue:

Febrero de 1927:

Barrilla de estaño de 59,5% 96 tons. méts.
Sulfuros de plata. 802 kgs. finos.

Compañía Minera Porvenir de Huanuni

Durante el mes de Febrero, la producción de esta Compañía ha sido la siguiente:

Febrero de 1927:

Barrilla de estaño. 1,340 quintales españoles de 60%.
Media barrilla de estaño. 1,150 quintales españoles de 30%.
Cementos de plata y cobre 52,855 onzas finas de plata.
Cementos de plata y cobre 5,000 kilos de cobre fino.
Mineral descajado de Huanuni. 630 toneladas con 64,815 onzas de plata fina.

Ag	Zn	Pb
32 m. f.	32%	10%

La razón de esta menor producción obtenida durante el mes de Febrero, se debe a la paralización completa del Ingenio durante cinco días por motivos de las fiestas de Carnaval.

Compañía Minera y Agrícola Oploca de Bolivia

Durante el mes de Febrero del presente año, la producción de barrilla de estaño de 60% de ley, ha alcanzado a:

Febrero de 1927. 6,050 qq. esp.

Compañía Minas de Colquiri

Esta Compañía produjo durante Febrero del presente año 675 quintales españoles de barrilla de estaño de 60% de ley.

Compañía Estañífera Kala-Uyu

La producción de barrilla de estaño de 60% de ley que esta Compañía obtuvo en el mes de Febrero, ha sobrepasado en una cantidad muy pequeña a la mitad de la producción correspondiente al mes anterior.

Febrero de 1927. 376 qq. esp.

Sociedad Minera y Beneficiadora de Plata de Condoriaco

Las producciones de oro y plata fina obtenidas por la Sociedad durante el presente mes de

Febrero en el beneficio de los minerales de la mina "Mercedes", han sido:

	Kgs. de plata	Kgs. de oro
Febrero de 1927.	153	2,8

Sociedad Fundición Nacional de Plomo

Esta Sociedad ha tenido durante el mes de Febrero del presente año una producción de:

	Concentrados de 51% de ley en plomo.
Febrero de 1927.	240 toneladas

Producción.—La producción de concentrados de esta Sociedad ha ido mensualmente en aumento sistemático desde el primer semestre del año próximo pasado, a pesar de las numerosas actividades que la dirección técnica tiene que

desarrollar, de acuerdo con el plan general de trabajos que se ha trazado y que dice relación con la construcción de la planta de flotación, terminación del camino carretero, etc.

Compañía de Minas y Fundición de Chagres

El cobre fino producido por esta Compañía, durante el mes de Febrero ha sido:

Febrero de 1927. 236 toneladas.

Sociedad Minas de Plata de Caylloma

La producción que esta Sociedad ha obtenido durante el mes de Febrero, es como sigue:

Febrero de 1927:

Toneladas	Onzas plata	Onzas oro
77¾	24,673	79¼