

BOLETIN MINERO

DE LA

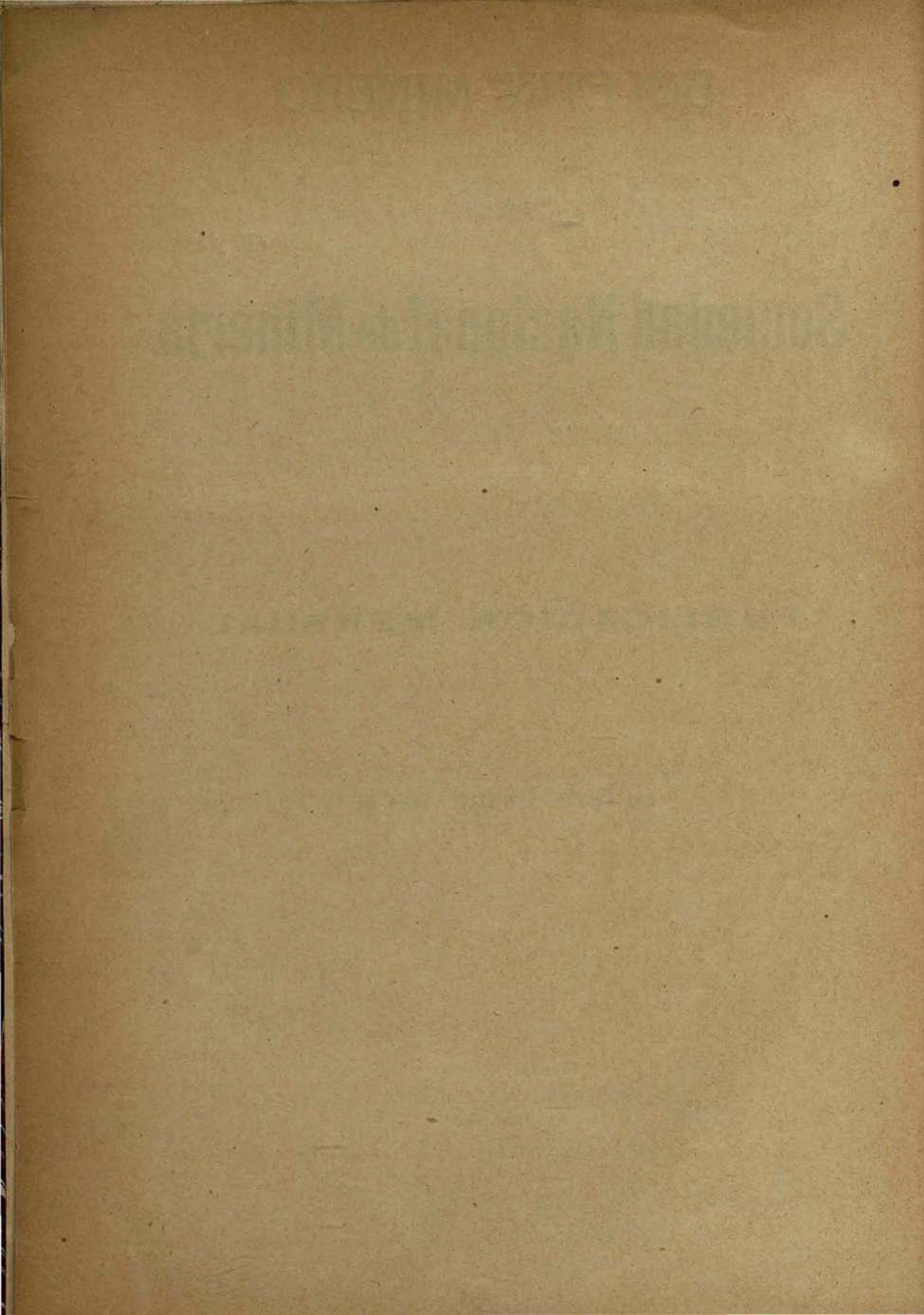
Sociedad Nacional de Minería

PUBLICACION MENSUAL

Año XXXVIII—Vol. XXXIV—Serie III

Santiago de Chile
Soc. Imp. i Lit. Universo
Agustinas 1250

1922



BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

Pájs.

Lei de esploracion i esplotacion de yacimientos de petróleo en el Perú.....	3
La aplicacion de la flotacion del carbon.....	16
La volatilizacion en la mina «Pope-Shenon».....	23
El abastecimiento con agua subterránea del ferrocarril longitudinal, entre Copiapó i Pueblo Hundido.....	30
El estado actual de la Hidrometalurgia del cobre i el procedimiento Bardt....	34
La produccion directa del acero.....	56
La barrena de diamante en los campos petrolíferos.....	63
El lugar del Japon en el mundo del carbon.....	68
Correspondencia.....	76
Revista Quincenal.....	80

Lei de esploracion i esplotacion de
yacimientos de petróleo en el Perú

El siguiente es el testo de la lei número 4456, promulgada por el Ejecutivo con fecha 2 del presente mes.

El Presidente de la República,

POR CUANTO:

El Congreso ha dado la lei siguiente:

El Congreso de la República Peruana ha dado la lei siguiente:

DISPOSICIONES JENERALES

PRODUCTOS MINERALES QUE SON OBJETO DE ESTA LEI

ARTÍCULO 1.º Los yacimientos de petróleo e hidrocarburos, cualquiera que sea el estado en que se encuentren, son bienes de propiedad nacional. El Poder Ejecutivo sólo otorgará concesiones de yacimientos de petróleo

e hidrocarburos análogos en la forma prescrita por esta lei; entendiéndose por hidrocarburos análogos el petróleo, el gas combustible natural i todos los productos líquidos, pastosos o sólidos de composicion química semejante a la del petróleo, con escepcion del asfalto, las rocas asfálticas i los esquistos bituminosos, cuyos depósitos quedan sujetos a las disposiciones del Código de Minería.

SOLICITUD DE CONCESIONES

ART. 2.º Las concesiones de esploracion i de explotacion se solicitarán ante el Ministerio de Fomento.

El Poder Ejecutivo organizará la oficina que debe entenderse con todo lo relativo a las concesiones petrolíferas i dispondrá los trámites a que deben sujetarse las respectivas solicitudes.

EL CONSEJO SUPERIOR DE MINERÍA I DE PETRÓLEO

ART. 3.º Modifíquese el artículo 33 del Código de Minería, reorganizándose la institucion a que él se refiere, con el nombre de «Consejo Superior de Minería i de Petróleo» cuyo personal será el siguiente:

El Ministro de Fomento que lo presidirá; el Fiscal ménos antiguo de la Corte Suprema; el Director de la Escuela de Ingenieros; un letrado, dos mineros i un industrial del petróleo designado por el Poder Ejecutivo a propuesta en terna de la Corte Superior de Lima, el primero, i de la Sociedad de Minería los tres últimos. Actuarán como Secretarios, sin derecho a voto, el Director de Fomento i el Director del Cuerpo de Ingenieros de Minas i Aguas.

El nuevo Consejo, así reorganizado, será el Cuerpo Consultivo en asuntos petroleros i el Ejecutivo oirá su dictámen en todos los casos que determina la presente lei i en aquellos que lo tenga por conveniente.

QUÉ SON PERTENENCIAS

ART. 4.º La estension superficial de las concesiones se determinará por áreas de cuarenta mil metros cuadrados cada una, que se denominarán pertenencias.

EL DERECHO DEL PRIMER SOLICITANTE

ART. 5.º Si varias solicitudes de concesion se refieren al mismo terreno petrolífero, tendrá la preferencia en igual de condiciones la que primero se hubiese presentado. El peticionario exigirá para este objeto que, en su

presencia, se espere al márgen de su solicitud la hora, día, mes i año en que la entrega.

QUIÉNES PUEDEN SER CONCESIONARIOS

ART. 6.º Pueden ser concesionarios todas las personas capaces individuales o colectivas, con escepcion del Presidente de la República, los Ministros de Estado i los funcionarios técnicos i administrativos del ramo. Tampoco podrán serlo los Senadores i los Diputados nacionales o regionales, ni los miembros del Poder Judicial.

RÉJIMEN DE LAS COMPAÑÍAS CONCESIONARIAS

ART. 7.º Las compañías concesionarias, se sujetarán para su constitucion i funcionamiento a las disposiciones del Código de Comercio; tendrán domicilio legal en la república i un representante debidamente autorizado en Lima.

DÓNDE NO PUEDEN POSEER PERTENENCIAS LOS ESTRANJEROS

ART. 8.º Los extranjeros no podrán adquirir ni poseer por ningun título, pertenencias petrolíferas que disten cincuenta kilómetros o ménos de las fronteras.

LOS CONCESIONARIOS NO PODRÁN ASOCIARSE CON GOBIERNOS ESTRANJEROS

ART. 9.º Los concesionarios no podrán celebrar con gobiernos extranjeros ni con empresas o particulares que estén asociados o relacionados con ellos, contrato alguno que se refiera a los trabajos de esploracion, de estraccion i de beneficio del petróleo.

La contravencion a lo dispuesto en este artículo causará la caducidad inmediata de la concesion i la pérdida de todos los derechos que de ella se deriven.

SE NECESITA PERMISO DEL GOBIERNO PARA TRASPASAR CONCESIONES

ART. 10. Las concesiones petrolíferas no se trasferirán sino con permiso del Gobierno bajo pena de caducidad.

ÚNICA JURISDICCION RECONOCIDA

ART. 11. Toda cuestion o controversia que se suscite con motivo de

la ejecucion i aplicacion de esta lei, será de la esclusiva competencia de los tribunales i autoridades de la república.

LOTES I ZONAS QUE PUEDE RESERVAR EL EJECUTIVO

ART. 12. El Poder Ejecutivo puede reservar en cada cuenca petrolífera, segun su importancia i ubicacion, dos o mas lotes cuya explotacion i explotacion se le concederá sólo a compañías nacionales constituidas con capitales del pais. Podrá tambien reservar para la explotacion directa por el Estado la zona o zonas que creyere conveniente.

EL ARTÍCULO 7.º DEL CÓDIGO DE MINERÍA NO RIJE PARA EL PETRÓLEO I LOS HIDROCARBUROS

ART. 13. Los derechos de explotacion i libre disposicion que, segun el artículo 7.º del Código de Minería tienen los dueños de minas respecto de todas las sustancias concedibles, contenidas dentro de los límites de su concesion, no rijen en cuanto al petróleo i los hidrocarburos; siendo indispensable para explotarlos solicitar i obtener concesion especial de conformidad con esta lei. (Véase al pié el artículo 7.º del Código citado).

Asimismo, los concesionarios de petróleo, sólo podrán explotar las sustancias minerales estrañas a su concesion, existente dentro del perímetro concedido, mediante el respectivo denuncia con arreglo al Código de Minería.

En uno u otro caso, la inscripcion en el Padroncillo se modificará dividiendo la primitiva en dos: una, la del petróleo, por cuyas pertenencias la contribucion será la establecida por esta lei; i la otra, la correspondiente a las demas sustancias, cuya contribucion será la prescrita por las leyes vijentes.

CASOS EN QUE NO SE APLICARÁ EL ARTÍCULO 93 DEL CÓDIGO DE MINERÍA

ART. 14. Las pertenencias de petróleo actualmente empadronadas que en lo futuro caigan en la condicion de denunciabiles, no podrán ser objeto de la sustitucion de que se trata en el artículo 93 del Código de Minería y sólo podrán adquirirse conforme a lo prescrito en esta lei. (Véase al pié el artículo 93 del Código citado).

REDUCCION DE LOTES CONCEDIDOS

ART. 15. El concesionario de un lote petrolífero podrá solicitar en

cualquier momento que éste le sea reducido. El nuevo título cancelará el anterior.

ESPROPIACION DE CONCESIONES

ART. 16. Siendo la industria petrolera de utilidad pública, son susceptibles de espropiacion las concesiones ya otorgadas o que se otorguen, cuando lo requiera la seguridad del Estado.

CONCESIONES DE ESPLORACION

DEPÓSITO QUE DEBE HACERSE COMO GARANTÍA AL SOLICITAR UNA CONCESION

ART. 17. Junto con la solicitud para obtener una concesion de exploracion, se presentará un certificado de la Caja de Depósitos i Consignaciones, que acredite haber empozado, como garantía, la cantidad de doscientas libras, cuando la exploracion se realice en la costa; ochenta libras, cuando tenga lugar en la sierra, i de cuarenta, cuando se efectúe en la montaña, por cada mil pertenencias o fraccion que no llegue a ese número. Este depósito podrá hacerse en efectivo o en papeles de la deuda pública, correspondiendo los intereses al peticionario; i no podrá devolverse, sino una vez liquidadas todas las responsabilidades que se deriven de la concesion.

CONDICIONES A QUE ESTÁN SUJETAS LAS CONCESIONES DE ESPLORACION

ART. 18. Las concesiones de exploracion se sujetarán a las siguientes condiciones:

Estension

a) La estension del lote no excederá de quince mil pertenencias en la costa, de veinte mil en la sierra i de treinta mil en la montaña.

Canon Anual

b) Se abonará como canon anual de exploracion por pertenencia en la costa un sol; cuarenta centavos en la sierra i veinte centavos en la montaña, por semestres vencidos; en la misma forma i con sujecion a las multas que se establecen al respecto en el Código de Minería i la lei N.º 1435 i;

Plazo de exploracion

c) El plazo para la exploracion será de dos a cuatro años, prorrogable por dos años mas, segun las circunstancias i a juicio del Poder Ejecutivo, quien oirá previamente al Consejo Superior del ramo.

DELIMITACION I FORMA DE LAS CONCESIONES

ART. 19. Las pertenencias que constituyen una concesion de exploracion, cualquiera que sea su número, se agruparán sin solucion de continuidad, formando rectángulos cuyos lados deberán estar en relacion que no exceda de diez a uno.

En la rejion de los bosques i previa consulta al Consejo Superior del Ramo podrán otorgarse las concesiones de exploracion delimitadas por accidentes jeográficos.

ART. 20. Cuando se otorguen concesiones de exploracion en el litoral o en la rejion de los rios navegables, el lado menor del rectángulo será precisamente, el que se disponga siguiendo el rumbo de la costa o el curso del rio.

PLAN DE TRABAJO A QUE SE SUJETARÁN LAS CONCESIONES DE ESPLORACION

ART. 21. Las exploraciones se efectuarán con arreglo a un plan de trabajo presentado por el concesionario dentro de los primeros seis meses contados desde que se otorgue la concesion. Este plan deberá ser aprobado por el Poder Ejecutivo.

El concesionario está obligado a informar al Ministerio de Fomento sobre el desarrollo i resultados de la exploracion, así como a entregarle anualmente copia de los planos i estudios topográficos i jeológicos que hubiere ejecutado.

INJENIERO DELEGADO POR EL EJECUTIVO

ART. 22. El Poder Ejecutivo designará a un ingeniero que se encargue de seguir el curso de los trabajos de exploracion i de constatar el desarrollo del plan que se haya aprobado conforme al artículo anterior.

MAPA DE LAS PERTENENCIAS ESPLORADAS

ART. 23. Los concesionarios presentarán al final de sus trabajos un

mapa de las pertenencias exploradas, con sujecion a las especificaciones determinadas por el Ministerio de Fomento.

PROPIEDAD DE LOS PRODUCTOS QUE SE HALLEN EN ESPLORACION

ART. 24. El concesionario hará suyos los productos que pudiere encontrar al realizar los trabajos de exploracion, debiendo entregar al Estado, en el lugar en que se llevan a cabo, cuando ménos el diez por ciento, si se trata de concesiones que disten hasta ciento cincuenta kilómetros de la orilla del mar, i el seis por ciento en todas las demas.

DERECHO DE ESPLORADOR A LA CONCESION DE ESPLORACION

ART. 25. Dentro del plazo señalado para la exploracion, el concesionario tiene el derecho esclusivo para que se le otorguen concesiones de explotacion de la totalidad o parte de la zona explorada.

CUÁNDO CADUCAN LAS CONCESIONES DE ESPLORACION

ART. 26. Las concesiones de exploracion caducan:

- a) Por infraccion de lo dispuesto en los artículos 9.º i 10 de la presente lei;
- b) Por falta de pago del cánon en tres semestres consecutivos, de conformidad con lo que dispone la lei N.º 1435;
- c) Por vencimiento del plazo a que se refiere el inciso c del artículo 18;
- d) Por incumplimiento de las obligaciones señaladas en los artículos 21, 23 i 24;
- e) Por paralización completa de los trabajos, durante un año en la costa i dos en la sierra o la montaña, previa comprobacion efectuada por el ingeniero inspector designado por el Ministerio de Fomento en cada caso, i
- f) Por solicitud del concesionario fundada en no haber obtenido resultado favorable en los trabajos realizados, de conformidad con el artículo 21.

DECLARACION ADMINISTRATIVA DE LA CADUCIDAD

ART. 27. El Poder Ejecutivo declarará administrativamente la caducidad de las concesiones i hará suyo el depósito de garantía, escepto en el caso del inciso f) del artículo anterior, en el cual se le devolverá al con-

cesionario, con descuento de lo que adeudare al Fisco por causa de la concesion.

Se devolverá, tambien, el depósito de garantía, en el caso del inciso c) del mismo artículo, siempre que durante el término de la concesion haya cumplido el concesionario con todas las obligaciones que dispone la Lei.

CONCESIONES DE ESPLOTACION

CONCESIONES POR TIEMPO ILIMITADO I LÍMITE DE ESTENSION

ART. 28. Las concesiones de explotacion se otorgarán por tiempo indefinido, por uno o varios lotes, esplorados o no, hasta de mil pertenencias cada uno, que se agruparán bajo la misma forma o indicaciones de los artículos 19 i 20 de esta lei.

CÁNON ANUAL

ART. 29. El concesionario está obligado a pagar un cánón anual sobre la estension superficial que comprenda la concesion. Este cánón será de una libra por pertenencia, que se abonará por semestres vencidos i siempre que no se estraiga petróleo. Una vez que los yacimientos se encuentren en produccion, el pago se hará de conformidad con la siguiente escala:

£ p. 0.9.00	por	pertenencia	cuando	se	produzca	una	tonelada
» 0.8.00	»	»	»	»	»	dos	toneladas
» 0.7.00	»	»	»	»	»	tres	»
» 0.6.00	»	»	»	»	»	cuatro	»
» 0.5.00	»	»	»	»	»	cinco	»
» 0.4.00	»	»	»	»	»	seis	»
» 0.3.00	»	»	»	»	»	siete	»
» 0.2.00	»	»	»	»	»	ocho	»
» 0.0.50	»	»	»	»	»	diez o mas	toneladas
» 0.1.00	»	»	»	»	»	nueve	toneladas

Promedios

La condicion anterior no significa que se produzcan las mencionadas toneladas en cada una de las pertenencias sino que, divididas las producciones totales por el número de aquéllas, se obtengan las cifras mínimas indicadas.

Canon para la sierra i la montaña

Esta escala será rebajada en un 50 por ciento cuando se trate de concesiones situadas en la sierra o en la montaña.

DISPOSICIONES RELATIVAS AL CÁNON DE SUPERFICIE

ART. 30. Rijen respecto al cánón de superficie las disposiciones de la lei N.º 1435, cuyos plazos i multas no podrán alterarse.

CÁNON DE PRODUCCION

ART. 31. Tambien está obligado el concesionario a abonar al Estado como cánón de produccion, cuando ménos, el diez por ciento del petróleo bruto que se estraiga de los pozos, si los yacimientos distan hasta ciento cincuenta kilómetros de la orilla del mar, i el seis por ciento en todos los demas casos.

FORMAS EN QUE PUEDE PAGARSE EL CÁNON DE ESPLOTACION

ART. 32. El cánón de explotacion será entregado, a eleccion del Ministerio de Fomento, en dinero, en producto bruto, o en productos de beneficio, tomando como valor de éstos el precio medio de venta en Lima, en el semestre anterior a aquel en que debe efectuar el pago.

DÓNDE HA DE EFECTUARSE LA ENTREGA EN PRODUCTOS

ART. 33. La entrega en productos a que se refieren los artículos 24 i el anterior se hará precisamente en el punto en el cual el concesionario realice sus embarques, si se trata de yacimientos litoral o fluvial, o en la estacion del ferrocarril mas cercana, si se tratase de los situados léjos de las vias de agua.

PARTE DE LA PRODUCCION QUE PUEDE ESPORTARSE

ART. 34. El concesionario está obligado asimismo a suministrar de preferencia i a prorrata, segun su produccion, el petróleo crudo i derivados necesarios para el consumo del pais, no pudiendo esportar sino el exceso.

PROPORCION DE ACCIONES QUE DEBEN OFRECERSE AL ESTADO
O A CAPITALISTAS PERUANOS

ART. 35. Las Compañías explotadoras de yacimientos de petróleo o de hidrocarburos, están obligadas a ofrecer, cuando ménos, el veinticinco por ciento de sus acciones al Estado o a capitalistas peruanos.

PROPORCION EN QUE DEBERÁ EMPLEARSE EL PERSONAL NATIVO

ART. 36. El concesionario está obligado a emplear en los trabajos de explotación al elemento nacional, así en el personal técnico i administrativo como en el obrero, en la proporción que determine el Ejecutivo, en cada caso.

FISCALIZACION POR EL EJECUTIVO I SU OBJETO

ART. 37. El Poder Ejecutivo fiscalizará la explotación de los yacimientos petrolíferos, a fin de informarse del costo i monto de la producción i del precio de venta de los productos que se destinan al consumo nacional.

El concesionario está obligado a suministrar a los empleados que designe el Poder Ejecutivo, todos los datos i facilidades que requieran para el desempeño de su cometido.

MÍNIMUM DE PRODUCCION

ART. 38. El concesionario está obligado a obtener desde el tercer año, a partir del otorgamiento del título, el minimum de producción que en dicho título se le determine, i sobre el cual se fijará el canon de explotación, aún cuando por cualquiera circunstancia fuese menor el producto que realmente se obtuviera, i sin perjuicio del pago de la contribución territorial.

GRAVÁMEN SOBRE LAS TRASFERENCIAS DE LAS CONCESIONES DE ESPLORACION

ART. 39. Las transferencias de concesiones de explotación estarán gravadas con el cinco por ciento del precio pactado, sin perjuicio del pago del derecho del alcabala.

DERECHOS DE ESPORTACION

ART. 40. Los productos de la industria petrolífera estarán sujetos al pago de los derechos de exportación, o del impuesto que sustituya a este gravámen. La escala vigente en el momento de la concesión no se aumentará durante veinte años, contados a partir de la promulgación de la presente ley.

FRANQUICIAS I DERECHOS DE LOS CONCESIONARIOS DE YACIMIENTOS DE ESPLORACION

ART. 41. Los concesionarios de yacimientos de explotación, gozarán de todas las franquicias otorgadas a los mineros por el Código de Minería

i leyes especiales. Podrán tambien establecer muelles, cargaderos i tuberías submarinas i subfluviales, con autorizacion i aprobacion del Poder Ejecutivo.

DERECHO DE ESPROPIAR TERRENOS NECESARIOS A LA ESPLOTACION

ART. 42. Los concesionarios tienen tambien derecho a espropiar el terreno de propiedad particular que necesiten para el desarrollo de los trabajos de explotación, de acuerdo con lo que prescriben las leyes. Tendrán igualmente derecho a los terrenos de propiedad nacional o municipal que con el mismo objeto necesitaren.

CASOS EN QUE CADUCARÁN LAS CONCESIONES DE ESPLOTACION

ART. 43. Caducarán las concesiones de explotación:

- a) Por no obtener durante cinco años consecutivos, que se contarán a partir del tercero en que fué otorgada la concesion, la producción mínima señalada en el artículo 58.
- b) Por falta de pago del canon de superficie, observándose lo dispuesto en la lei N.º 1435;
- c) Por no entregar durante un año el canon de producción;
- d) Por no entregar el petróleo necesario para el consumo nacional, i
- e) Por infraccion a lo dispuesto en los artículos 9 i 10 de la presente lei.

DECLARACION ADMINISTRATIVA DE CADUCIDAD

ART. 44. El Poder Ejecutivo declarará administrativamente la caducidad de las concesiones de explotación, i si existiese deuda pendiente a favor del Fisco, sacará a licitacion la concesion e instalaciones, sobre la base de una justa tasacion, i del producto que se obtenga deducirá lo que se le adeudare, entregando el saldo al concesionario.

OBLIGACIONES DE LOS PROPIETARIOS DE OLEODUCTOS I REFINERÍAS

ART. 45. Los que construyan oleoductos para el transporte de sus petróleos, están obligados a conducir los de los concesionarios vecinos que carezcan de este elemento. Asimismo los que tengan refinerías, están obligados a beneficiar los petróleos de otros productores, siempre que la capacidad de ellas sea superior al rendimiento de su propia zona. El Poder Ejecutivo fijará las cuotas que deben abonarse por estos servicios, previo informe del Consejo Superior del Ramo.

El Estado goza, como los particulares, i bajo las mismas condiciones que ellos, de los derechos que este artículo les acuerda.

LA REGLAMENTACION DE ESTA LEI CORRESPONDE AL EJECUTIVO

ART. 46. El Poder Ejecutivo dictará los reglamentos necesarios para la mejor aplicacion de esta lei.

SE DECLARA DEROGADAS LAS LEYES I RESOLUCIONES CONTRARIAS A ESTA LEI

ART. 47. Quedan derogadas las leyes i resoluciones que se opongan a la presente lei.

DISPOSICIONES TRANSITORIAS

DEMARCAACION DE LAS TRES ZONAS PETROLÍFERAS

1.º El Poder Ejecutivo dispondrá que el Cuerpo de Ingenieros de Minas i Aguas trace, en un mapa del Perú, los límites de separacion de las tres zonas i, previo el informe del Consejo Superior del Ramo, dispondrá que se tenga como norma para la aplicacion de esta lei.

CONDICION DE LAS CONCESIONES ANTERIORES A ESTA LEI

2.º Los concesionarios de yacimientos petrolíferos, con títulos otorgados ántes de la vijencia de esta lei, pueden reformar sus concesiones con arreglo a ella; pero en todo caso, quedarán obligados a pagar el cánón de superficie i el cánón de produccion en la proporcion mínima señalada por esta lei para la seccion territorial en donde están ubicadas sus pertenencias.

DENUNCIOS DE YACIMIENTOS: CUÁLES SE TRAMITARÁN I CUÁLES SE DECLARARÁN NULOS

3.º Las Delegaciones de Minería remitirán inmediatamente al Ministro de Fomento todos los denuncios de yacimientos petrolíferos que ante ellas se hubieren presentado. De estos denuncios se declararán nulos los que se hayan hecho despues de la fecha en que para cada zona suspendió el Poder Ejecutivo el derecho de formularlos. El Gobierno tramitará, conforme al Código de Minería, todos los denuncios i posesiones pendientes i man-

dadas reservar, i dispondrá la inscripcion de los títulos en el Padron, si los encontrase conformes.

Estos títulos se considerarán como concesion de exploracion, cuyo plazo comenzará a correr desde el dia en que fueron aprobados.

Comuníquese al Poder Ejecutivo, para que disponga lo necesario a su cumplimiento.

Dada en la sala de sesiones del Congreso de Lima, a los treinta dias del mes de Diciembre de mil novecientos veintiuno.

CÉSAR CANEVARO, Presidente de la Cámara de Senadores.—JOSÉ RADA I GAMIO, Presidente de la Cámara de Diputados.—ELEODORO M. DEL PRADO, Secretario del Senado.—JUAN M. YÁÑEZ LEON, Diputado Secretario.

Por tanto

Mando se imprima, publique, circule i se le dé el debido cumplimiento.

Dado en la Casa de Gobierno, en Lima, a los dos dias del mes de Enero de mil novecientos veintidos.

A. B. LEGUÍA.

Lauro A. Curletti.

NOTA.—Los artículos 7.º i 93 del Código de Minería a que se refieren los artículos 13 i 14 de esta lei, dicen así:

ARTÍCULO 7.º La propiedad de las minas legalmente adquiridas, comprende el derecho de explotacion i libre disposicion de todas las sustancias, que son objeto de esta clase de propiedad, contenidas dentro de los planos verticales trazados por los dos del perímetro del área concedida.

ARTÍCULO 93. Para la adquisicion de las minas que aparezcan denunciables en el padron jeneral, basta la presentacion de un recurso a la diputacion correspondiente, sustituyéndose el peticionario en los derechos del poseedor antiguo, i oblando veinte soles por pertenencia. Para la segunda sustitucion, siempre que se haga el primer semestre en que aparece denunciable, el peticionario oblará, sin multa las contribuciones debidas por el anterior poseedor.



La aplicación de la flotación al carbon

Aunque hacia mucho tiempo que se tenía conocimiento de que el carbon, lo mismo que el grafito, flotaban con relativa facilidad, el sistema de la flotación no había sido empleado hasta hoy en escala comercial en la industria carbonífera. En la actualidad se puede decir que la flotación aplicada al carbon ha pasado del estado experimental a ser un procedimiento práctico que está dando resultados altamente satisfactorios no sólo en la separación del carbon de las impurezas con que se encuentra asociado, tales como areniscas, tobas i esquistos sino en la conversión de carbones inferiores en carbones capaces de producir un coke metalúrgico de alta calidad, separando aquella parte del carbon que tiene propiedades coquificantes de la que no las tiene. La parte separada i de inferior calidad se puede emplear en levantar vapor o en la producción de gas pobre.

Además de las plantas de experimentación ya en funciones se están construyendo en Inglaterra cuatro unidades de capacidad industrial. En Francia, Bélgica i en España el sistema ha sido ya adoptado después de los experimentos del caso i en el último de los países mencionados son varias las Compañías importantes, entre las cuales figuran, La Hullera Española, Duro Felguera, Fábrica de Mieres Peñarroya i Hulleras del Turón que han adoptado la flotación para lavar sus carbones i mejorar la calidad de sus cokes. Dada la gran importancia que tendría para el porvenir de Chile el poder obtener un coke metalúrgico de los carbones chilenos es de esperar que las Compañías carboníferas nacionales se apresuren a probar la bondad del nuevo sistema aplicado al carbon chileno. En el caso de que fuera posible obtener en el país un coke metalúrgico de buena calidad habría desaparecido uno de los mas serios tropiezos i desventajas con que ha tenido que luchar el establecimiento de la industria siderúrgica en Chile. El coke obtenido indirectamente por el nuevo procedimiento podría emplearse también en las fundiciones de cobre con lo cual se daría nueva vida a minerales i establecimientos de fundición hoy paralizados por el precio prohibitivo del coke extranjero.

Los artículos que siguen, traducidos del *Iron and Coal Trades Review* dan una idea bien completa del «modus operandi» del procedimiento i de su aplicación al carbon.

F. BENÍTEZ.

El lavado del carbon ha dependido hasta ahora en la diferencia en gravedad específica que existe entre el carbon i las impurezas con las cuales se encuentra mezclado. Si estas últimas son de la misma, o casi la misma gravedad específica que el carbon, el sistema antiguo fracasa al ser aplicado a los tamaños pequeños i se necesita un sistema complementario, para limpiar éstos. La Minerals Separation Co. Ltd. que posee las patentes para separar los minerales de las gangas que los acompañan, ha aplicado recientemente este sistema para separar el carbon de sus impurezas.

Si el carbon que se va a lavar no es lo suficientemente fino, se tritura hasta que todas las partículas pasen un arnero con aperturas de 1/10 pulgadas i se mezcla despues con 4 o 6 veces su peso de agua. La mezcla se ajita despues, bien sea por medio de un agitador rotativo o inyectando aire comprimido, al mismo tiempo que se le añade una pequeña cantidad de un reajente especial. El reajente puede ser un aceite o un derivado del alquitran de carbon o aun puede emplearse un subproducto para el cual no hai en la actualidad mercado. Se necesita poco mas o ménos una libra de reajente por cada tonelada de carbon beneficiado. La agitacion en presencia del reajente produce una multitud de burbujas de aire, que se agreden a las partículas de carbon i las elevan a la superficie.

La ceniza se hunde en el agua. El procedimiento es continuo, pues el material que se va a beneficiar circula por la máquina hasta que se estrae todo el carbon susceptible de ser recuperado.

Cuando el carbon contiene carbon puro, *bone-coal* o esquistos de un valor calorífero alto i esquistos de un valor calorífero bajo, los dos primeros se pueden recobrar separadamente, i los esquistos se botan. El carbon despues de seco se puede emplear para hacer coke, briquetas o se puede quemar en calderos.

El procedimiento se puede aplicar directamente a: 1) La separacion de la basura i de la materia incombustible del carbon molido i destinado a la fabricacion de coke; 2) la preparacion de carbon limpio para hacer briquetas; 3) la separacion del carbon de sus impurezas del material separado en el escojido a mano, que en la actualidad se bota; 4) la separacion del carbon de *washery slurry*; i 5) la separacion del carbon que se encuentra en desmontes viejos.

La figura N.º 1 da una buena idea de una planta de flotacion completa. Por la fotografía se verá que la construccion de una planta tal no presenta dificultades serias. El tamaño de una unidad con capacidad para 600 a 1,000 toneladas en las 24 horas es como sigue: Largo, 37 piés 6 pulgadas; ancho, 16 piés; altura, 15 piés 3 pulgadas. El carbon que se va a beneficiar junto con el agua i el reajente se introducen en el cajon mas próximo a la cámara fotográfica. La mezcla pasa inmediatamente al primer cajon agitador. El eje vertical que mueve el agitador tambien se ve claramente en la foto-

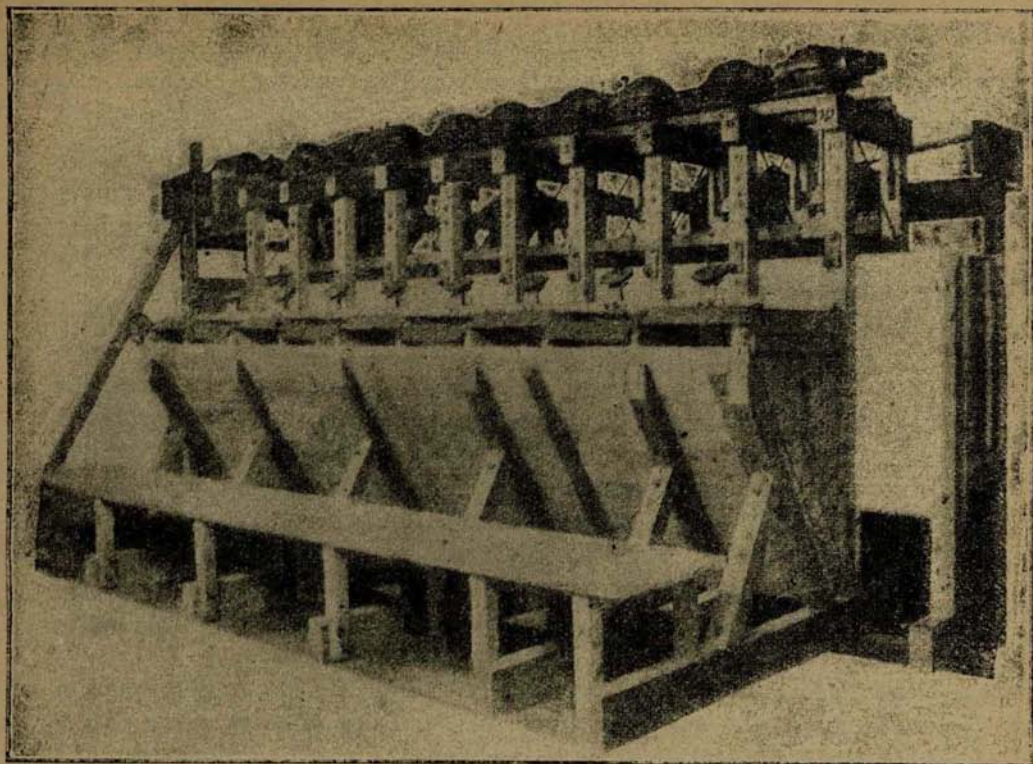


Figura N.º 1.

grafía. Dos ángulos de acero que abarcan toda la longitud de la máquina soportan el eje horizontal i las cajas de los engranajes que mueven los ejes verticales de los agitadores. Enfrente de cada cajon agitador hai otro cajon en forma de V, en el que está colocada la válvula que regula la salida de la pulpa del cajon flotador N.º 1 al cajon agitador N.º 2 i así sucesivamente a traves de toda la máquina. El material que sale por el último cajon de la serie representa el estéril de toda la planta, pues casi todo el carbon ha sido separado cuando se llega a esta altura en el tratamiento. Las paletas que se ven en la parte de enfrente de los cajones de flotacion sirven para separar la espuma que contiene el carbon, la que cae a una canal o a una correa trasportadora.

El diagrama N.º 2 indica la manera de unir cada cajon flotador con el próximo agitador, es decir el cajon flotador N.º 1 con el agitador N.º 2 i así sucesivamente. La planta ha sido construida de tal manera que funciona automáticamente i un operario por jornada es capaz de atender máquinas con una capacidad de 8,000 toneladas en las 24 horas.

Una ventaja de la flotacion es la facilidad con que se puede separar

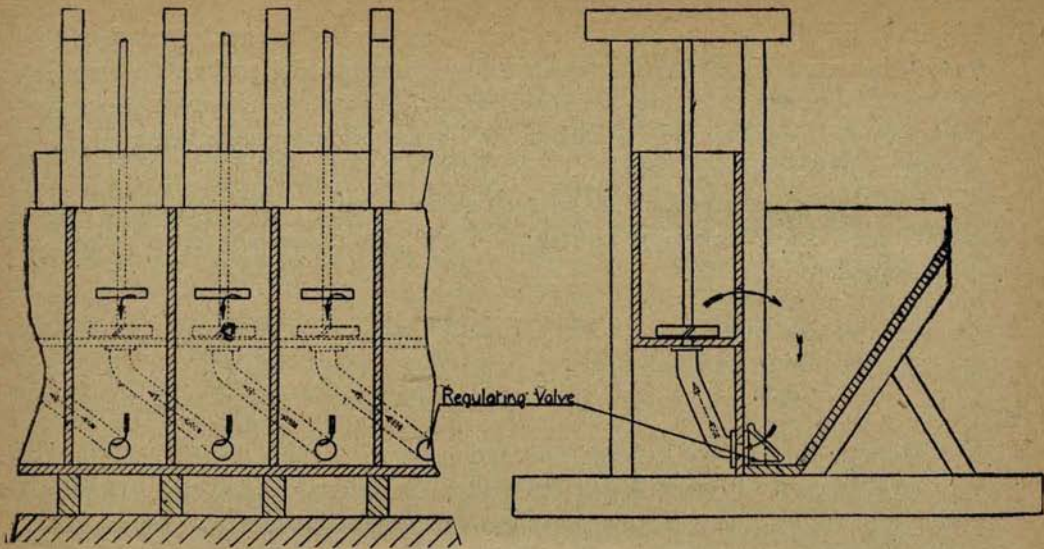


Figura N.º 2.

una clase de carbon, por medio del control de los reactivos, de otra clase de carbon sin necesidad de arneo o clasificacion. De esta manera un carbon que contenga carbon puro (es decir que no contenga ceniza libre, sino ceniza fija), *bone-coal* i esquistos se puede separar en sus partes componentes de tal manera que el carbon puro quede solo i el *bone-coal* con los esquistos. El *bone-coal* puede separarse de los esquistos e incluirse con el carbon puro, o separarse de los esquistos para quemarlo en locomotoras, calderas, o para producir gas pobre. Ademas de la separacion del carbon de buena calidad incluido en carbones de inferior calidad o en *waste* hai ciertas ventajas especiales con respecto a la aplicacion del procedimiento para limpiar los carbones que se han de emplear en la produccion de coke. La reduccion de la ceniza disminuye el costo del transporte i permite en el horno una carga mayor i mas eficiente, un gas mas rico i se obtiene ademas mayores cantidades de subproductos i se consigue un coke metalúrgico mas duro i denso pero con suficiente porosidad.

Los resultados descritos i relacionados con la preparacion del carbon para fabricar coke, se obtuvieron en el norte de Inglaterra en el curso de un estensa investigacion del procedimiento por una conocida casa de fundidores de Cleveland, quienes en consecuencia decidieron instalar una planta con capacidad de 600 a 1,000 toneladas en las 24 horas, la que se está construyendo en la actualidad. Las muestras con las cuales se hicieron las pruebas consistian de un carbon de alta calidad mezclado con *bone-coal* e impregnado con esquistos carboníferos. El contenido en ceniza del comun no bajaba de 12%.

La calidad del *bone-coal* era uniforme, pero variaba mucho en el contenido de ceniza. Se obtuvo una estraccion completa del carbon de buena calidad i la ceniza se redujo a ménos de 4%. Estos esperimentos demostraron que el rendimiento de carbon de buena calidad puede llegar en la práctica a 98 i 100 por ciento.

Las siguientes separaciones típicas se llevaron a cabo al limpiar un carbon para hacer coke que contenia 10.14% de ceniza segun se sacaba de la mina:

Carbon puro.....	87.2	3.25
Bone coal.....	2.4	19.20
Shale.....	9.5	72.10

El bone-coal podia haberse mezclado con el carbon de alta calidad, pero en este caso se queria hacer del carbon de buena calidad un coke superior que tuviera de 5 a 5.5 por ciento de ceniza i quemar el bone-coal en los calderos o emplearlo en la fabricacion de gas pobre. Los esquistos se botaban como estéril.

Las ventajas que el sistema de la flotacion ofrece a los fundidores de fierro por lo que respecta a la reduccion en el consumo de coke por tonelada de fierro bruto, producido proviene de la reduccion de la ceniza en el coke, como se indica en el cuadro que sigue:

Carbon	Peso por ciento	Coke por tonelada de fierro bruto quintales ingleses
Carbon de la mina.....	12 a 15	25
Carbon lavado en maritatas.....	8	23
Carbon de flotacion.....	3 a 4	21

En la actualidad hai varias plantas de flotacion en construccion donde se emplean hornos para la fabricacion de coke. El procedimiento es independiente del exterior por lo que se refiere a reactivos desde el momento que el alquitran contiene todos los derivados que se necesitan.

Las consideraciones que anteceden son especialmente aplicables a carbones para fabricar coke, pero tambien se pueden aplicar a toda clase de carbones sucios i a todo material carbonífero que contenga hasta 60 o 70% de ceniza. En el sur de Gales existe en la actualidad una planta beneficiando el material de los desmontes.

El procedimiento de la flotacion abre el camino a la explotacion de mantos carboníferos que hasta ahora no ha sido posible explotar con beneficio, debido a su mala calidad por estar interstratificados con bandas de basura.

La Skinningrove Company empezó a investigar las ventajas de la instalacion de una planta para lavar sus carbones ántes de convertirlos en coke a principios de 1920. Despues de estudiar muchos tipos se llegó a la conviccion que el procedimiento de la flotacion ofrecia las mejores probabilidades para obtener un coke de primera calidad i el cual daria los resultados económicos mas favorables en todas las fundiciones de fierro i acero de la Compañía. Para investigar el procedimiento con mayor amplitud se construyó un laboratorio especial i con la ayuda de uno de los ingenieros de la Minerals Separation se llevaron a efecto una serie de experimentos cuyos resultados han sido tan satisfactorios que la Compañía decidió inmediatamente la construccion de una planta.

En la actualidad se ha llegado a la conviccion de que solamente aquellas usinas que trabajen con la mayor economía pueden llegar a producir el hierro bruto a un precio que les permita a los fabricantes competir con los productos similares del continente. Se espera con confianza que las muchas economías introducidas por el procedimiento de la flotacion en la produccion de un coke con poca ceniza i de buenas propiedades físicas contribuya en mucho a reducir el costo de la produccion del coke.

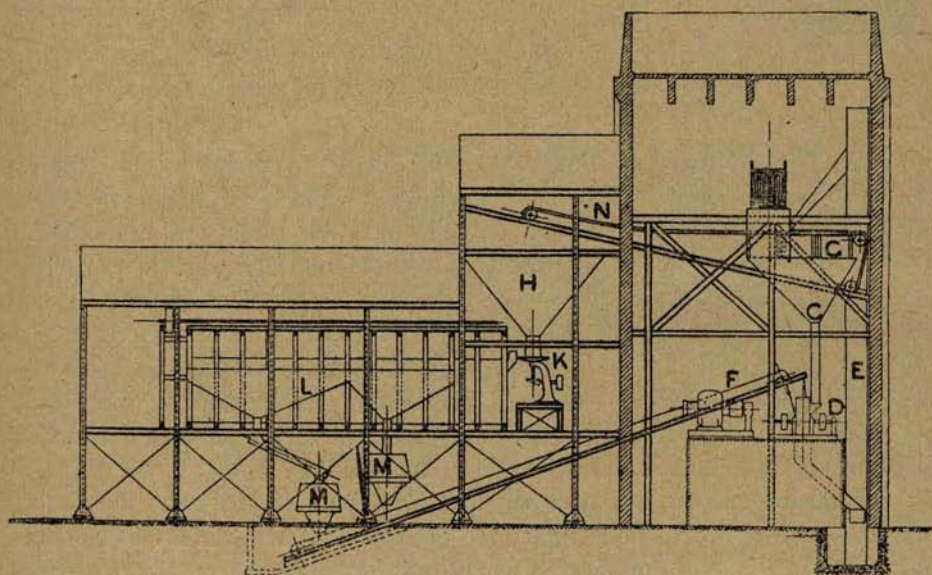


Figura N.º 3.

Una somera descripcion del plantel es la siguiente: Bajo las condiciones actuales de explotacion el carbon que sale de las minas se lleva a tolvas, de donde pasa a un «desintegrador» Carr i luego a las tolvas de los hornos de coke sin lavado alguno. Los dibujos que se acompañan dan una idea

de la nueva planta que se propone. El elevador A, que en la actualidad

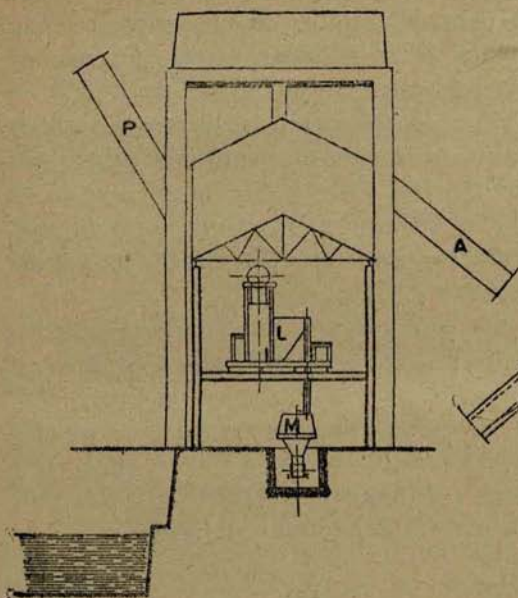


Figura N.º 4.

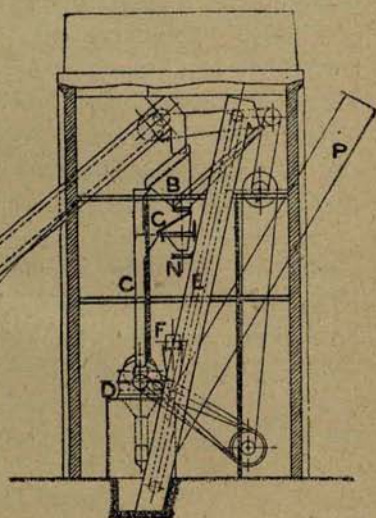


Figura N.º 5.

alimenta el desintegrador Carr, descarga sobre un nuevo arnero fino la rejilla, B, para romper los pedazos grandes, i separar el carbon menor de una pulgada. Este carbon de una pulgada pasa por medio de una canaleta a tres harneros vibrantes G, provistos de tela metálica con una apertura de 0,1 pulgada cuadrada (0,25 centímetros), por ser éste el tamaño mas apropiado para la flotacion. El material que pasa a traves del arnero de rejilla va por una canal a la quebrantadora Carr ya instalada D, i es elevada de nuevo por el nuevo elevador E, i distribuido a los harneros vibratorios por medio de la trasportadora N. Lo grueso se devuelve por una canaleta C al desintegrador para ser rechancado i reclasificado.

El desintegrador trabaja, por lo tanto, en circuito cerrado con los harneros, con el objeto de reducir todo el carbon a un tamaño conveniente para la flotacion. Sin embargo, si en la práctica no fuera posible conseguir este objetivo, el desintegrador sólo se emplearia para la molienda gruesa i se instalarian molinos de cilindros para la molienda final. Para obtener una alimentacion constante el carbon pasa por medio de un alimentador de disco de la tolva H a la máquina de flotacion L. La cantidad de agua necesaria se añade a esta altura i en la proporcion de cuatro partes de agua por una de carbon. El carbon lavado va a dos secadores centrífugos de

operacion continua i es llevado por una correa trasportadora F, a la base del elevador P, i de aquí a la tolva del carbon por coquificar. El estéril pasa a un aparato de desaguar donde se recupera el agua que es devuelta a la planta.



La volatilización en la mina "Pope-Shenon"

POR ROBERT H. BRADFORD¹

La mina de Pope-Shenon está situada a 8 millas al sur de Salmon, en el distrito de Lemhi, Idaho. Antes del año 1917 la Compañía habia desarrollado un gran tonelaje de cobre oxidado; i en ese tiempo fui designado consultor con el objeto de descubrir un método apropiado para el tratamiento de ese mineral.

Los resultados de prolongados experimentos demostraron la posibilidad de emplear algunos de los métodos de lixiviación, pues el mineral contiene una cantidad pequeña de minerales consumidores de ácido, en la ganga, carbonato de calcio u otros. Sin embargo, la distancia que se encuentra la pertenencia de los centros donde se pudiera adquirir fierro viejo para la precipitación del cobre de la solución ácida presentaba un serio obstáculo a la lixiviación. La instalación de una planta electrolítica parecia una temeridad a juzgar por la práctica corriente en la época en que se efectuaban estos experimentos; mas aun, no existia en esa rejion una gran fuente permanente para obtener energía eléctrica i los precios del amoníaco i los ácidos eran excesivos durante la guerra.

Inspirados por los resultados de las experiencias ya hechas con minerales de plomo i cobre en nuestro laboratorio metalúrgico de investigación de la Universidad de Utah i por los resultados de experimentos sobre volatilización hechos por nuestros investigadores, entre ellos los señores Stuart Croadsale, Selden I. Clawson i Ben Howe, recomendé a la Compañía de Pope-Shenon que enviara a la Universidad de Utah una cantidad suficiente de mineral oxidado para que en ella se realizaran pruebas completas de

¹ Tomado del Mining and Scientific Press, Agosto 1921. Traducido por el servicio de Minas i Jeografía.

volatilizacion en la estraccion del cobre. Estas pruebas se empezaron en Junio de 1918 i cooperaron en ellas el Laboratorio metalúrgico de Investigacion de la Universidad de Utah i la Intermountain Station de la U. S. Bureau of Mines. Mis esperimentos con pequeñas cantidades de mineral fueron un éxito; despues de estas experiencias continué con otras en mayor escala; el equipo creció, las pruebas finales de volatilizacion se hicieron en hornos rotativos de 20 piés de largo con un diámetro interior, en dos tercios de su largo, de 13 pulgadas i para el tercio restante, el del extremo del fuego, de 22 pulgadas. Se usaron en las pruebas de este horno varias toneladas de Pope-Shenon. Empleamos el aparato Cottrell para precipitar el gas en la mayoría de estas pruebas, pero en algunas lo hicimos con sacos de muselina con los mismos resultados. Ambos procesos parecian superiores a cualquier otro de los procedimientos de precipitacion por via húmeda empleados por otros investigadores. Por último, nos concretamos al procedimiento Cottrell en los esperimentos, el que mas tarde fué recomendado a la Compañía Pope-Shenon para su establecimiento cercano a Salmon.

Nosotros ya conocíamos la reduccion de los gases secos de cloruros a metal. Los resultados de la reduccion del cloruro de plomo a metal fundiéndolo con cal i coke, aunque habíamos verificado la química de la reaccion

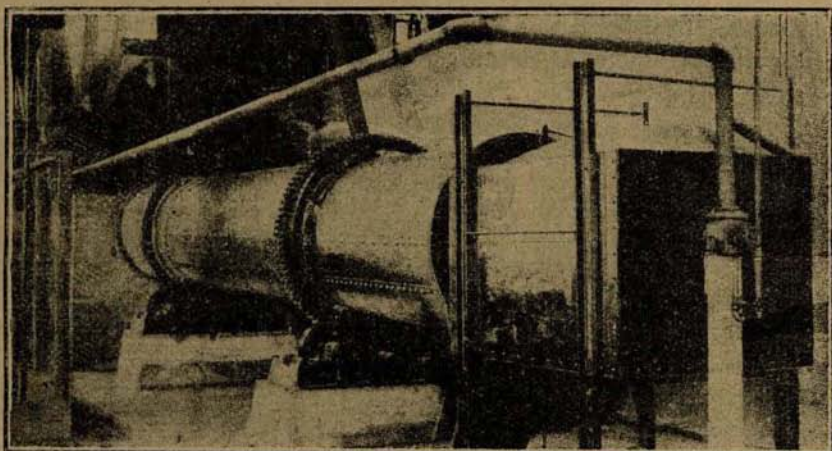


Fig. 1. Horno de volatilizacion

producida, no fueron alentadores i procuramos realizarlos en pequeña escala. Ahora, con grandes cantidades de cloruros de cobre casi puro verificamos fácilmente la teoría anterior. El primer ensaye de fusion efectuado con 200 gramos de gas Cottrell que contenia 41% de cobre, dió un fluido que vertimos en un molde i esperamos ansiosamente su enfriamiento para satisfacer nuestros propios deseos de encontrar cobre en el fondo. Nuestras esperanzas se vieron realizadas en exceso cuando del fondo sacamos

una barra pura de cobre que pesaba 78 gramos, sobre 91% del peso del cobre en el gas. El metal producido en esta fusion contenia pequeñas cantidades de azufre i de fierro, pero su lei era de mas de 95%. Otras pruebas hechas con cargas calculadas con mucho mas cuidado dieron un mayor rendimiento i cobre de mejor calidad. Se registraron cuidadosamente los resultados de la fusion con cal i coke i se recomendó este método de reduccion para la planta de la mina Pope-Shenon.

Se encontró que la escoria se componia principalmente de cloruro de calcio, con una lei de 2% de cobre, ademas de la sílice i otras impureza del gas. El análisis de la escoria dió un 5% de cloro i se vió que ella actuaba enérgicamente en la cloruracion del cobre de nuevas cantidades de mineral. Esta escoria era aun mas activa que el cloruro de cal crudo porque no contenia humedad que representa mas de un 25% en el mineral crudo. En consecuencia, se recomendó a la Compañía que estableciera el uso de la escoria de los hornos de fusion como ajente clorurante en el horno de volatilizacion.

En los ensayos de laboratorio no pudimos determinar definitivamente que clase i tamaño de horno se utilizaría en la reduccion del gas a metal; no habíamos producido cloruro de cobre en cantidad suficiente para dilucidar este punto. Al preguntarle a un fabricante de un cierto tipo de horno de fusion si podríamos esperar que su horno realizaria nuestro trabajo recibimos en respuesta que si le enviábamos una tonelada de polvo ellos experimentarían i nos informarian si su horno podria hacer el trabajo. No pretendimos preparar una tonelada de polvo en nuestro laboratorio, pero sí decidimos esperar la construccion de la seccion volatilizadora de la planta de Salmon. Habilitamos un pequeño horno con dispositivo para volcar i destinado a la fusion i reduccion del polvo, en la planta i poder calcular las dimensiones del horno que necesitábamos en nuestro trabajo. En este horno fundimos polvo proveniente del tratamiento Cottrell en cantidades hasta 500 libras con resultados satisfactorios. Se determinó el área del hogar para una cantidad dada de polvo por dia i se proyectó un horno de reverbero para tratar esa cantidad de gas.

Los ensayos de laboratorio con cantidades de minerales de consideracion hechos en hornos Kilns rotatorios dieron resultados halagadores; i en consecuencia se eligió un horno de este tipo; en la realidad, tratamos de guardar siempre este principio importante al proyectar la planta, que no nos decidiríamos por ninguna máquina u horno que no estuviera en uso. No queríamos embarcarnos en dificultades mecánicas cuando teníamos tantas innovaciones metalúrgicas que atender. Solo elegimos máquinas, Standar, eso sí de las mas modernas i actualmente estamos convencidos de los buenos resultados de este procedimiento.

La planta de reduccion se proveyó de medios modernos para la pre-

paracion del mineral en tratamiento. En la mina, en un buzón que recibe el mineral de los carros. Un hombre abre la compuerta del buzón i el mineral en otros carros que descienden gravitacionalmente al molino, situado en el cerro 500 piés mas abajo. Estos últimos carros se mueven en un plano inclinado de doble via i se descargan automáticamente en las tolvas del molino; los carros llenos al bajar suben los vacíos.

Del depósito del molino un alimentador Wahling, proporciona una alimentacion uniforme a un triturador de mandíbula universal de alta velocidad. El producto de la chancadora va por un elevador de capacho a una malla «Mitchel». El tejido de la malla es N.º 10; la parte fina va al depósito del mineral chancado. El material grueso cae a los cilindros i el producto vuelve a los harneros vibratorios en circuito cerrado.

Un transportador de correa inclinado conduce el mineral fino a otros transportadores de correa que corren sobre los depósitos. Este último transportador es movido a mano para descargar el mineral fino a los depósitos de almacenamiento, de los cuales están en filas i cada uno contiene una carga de mineral por día; al lado hai depósito para la sal. Conductos debajo de los estanques mencionados descargan el mineral i la sal. Los alimentadores de polea Wahling usados, se pueden ajustar rápidamente para descargar la cantidad exacta que se desea, de manera que con un buen ajuste para el mineral i para cloruro; las mezclas computadas permanecen iguales hasta que el depósito de mineral se vacia. Los alimentadores descargan el mineral i la sal sobre un transportador de correa que a su turno lo descargan a una caja distribuidora colocada sobre una tolva de acero de capacidad para dos toneladas de mineral mezclado con sal. Esta tolva forma una pirámide invertida que tiene en el fondo un alimentador de émbolo situado encima del horno. El largo i el número de carreras de este émbolo determina la cantidad de mezcla que entra al horno i que pueda ser ajustada segun sea el caso.

El mineral frio cae al traves del conducto de acero del émbolo; es alzado por el horno rotativo hasta que vuelve a caer resbalando por gravedad, calentándose a medida que se mueve en el horno. Durante el tiempo que el mineral i la sal, se calienta la mezcla uniformemente; lo suficiente para que se produzca un contacto íntimo deseado con la ayuda física a las reacciones de volatilizacion entre la sal i el metal. Durante el tiempo que el mineral atraviesa el horno, el polvo volátil se escapa hasta que el residuo sin cobre cae dentro de unas canaletas, que contiene cobre granulado, solamente la fusion incipiente empieza i aumentando el residuo acarrea el polvo. Se debe usar bastante cantidad de sal en proporcion al cobre, tanta que sobre para que el residuo resulte en forma de pasta. Un horno bastante caliente debe mantenerse sin temor de fusion i así asegurar la volatilizacion de los cloruros de cobre. El mineral se recibe en canaletas

i el agua en un estanque desde la cumbre de una colina. Este estanque es alimentado por un arroyo, es tambien una especie de contra incendio; almacena 16,000 galones de agua provisto con cañeria de reserva i de descarga. El corta-fuego es un cañon de 2 pulgadas que proporciona una corriente que proteje la parte superior del edificio del molino. Esta disposicion reduce el riesgo de incendio i el pago del seguro.

La cañería de rebalse del estanque en la falda de la loma suministra la cantidad de agua necesaria para lavar el rebalse en las canales hechas de concreto con declive de $1\frac{1}{2}$ pulgada por pié. El agua se descarga de la cañería por un piston descargable a voluntad sobre el chorro de mineral hirviendo, con un chorro uniforme de agua, como resultado todo marcha suavemente i la corriente del agua por las canaletas es uniforme. Si la descarga del horno aparece con escoria i en grandes pedazos que necesitan ser separados, se afecta la continuidad de la operacion; i por lo tanto debe tenerse cuidado de regular la mezcla i la temperatura convenientemente. El espacio que se dispone para la descarga es enorme. El polvo del horno pasa por el extremo del alimentador a un cañon de precipitacion. El polvo se lleva mecánicamente de la mezcla del mineral por el tiraje del horno.

La cámara de precipitacion se hace de concreto provista de una tolva para recibir el polvo. Los pedazos mas grandes caen en la tolva contigua al horno i los pedazos mas pequeños se acumulan en tubos sucesivos. La cámara de precipitacion es de 5×4 en los primeros 12 piés de longitud; se aumenta en seguida de 4 a 10 piés. El gas de cloruro privado del polvo del horno pasa al precipitador Cottrell, por la parte superior i al extremo de la cámara por un ventilador con una paleta movida lentamente.

El precipitador es tambien de concreto, tiene 36 cañones, cada uno de 15 piés de largo por 8 pulgadas de diámetro hechos de hierro maleable. Estos cañones están suspendidos en un piso de concreto colgando verticalmente de un piso, al extremo superior de la tolva recibidora i dentro de ellos pasa el polvo directamente del ventilador. Los cañones que se extienden hácia abajo por el fondo del «header»; un cañon del tercio del largo, de manera que el polvo entra i pasa alrededor de ellos. Este sirve para destruir el polvo uniformemente de los cañones abiertos. Alambres de fierro pasan por dentro de estos cañones, centrados con cuidado al extremo superior. Con el peso de 20 libras de fierro fundido los alambres se mantienen tirantes i sobre estos pesos una reja evita el balanceo. Las dos rejillas i los alambres suspendidos están bien aislados de la tierra i llevando una corriente de 75,000 volts, i así se obtiene una descarga de los alambres a los cañones. El techo del precipitador es de concreto i toda la estructura es hecha a prueba de incendio. Encima del techo hai dos chimeneas de 2 piés de diámetro i 20 piés de alto, hechas de acero de $1/8$ de pulgada bien remachada. Las gorras de las chimeneas tienen visagras i se cierran cuando

los cañones de abajo se abren. Debajo de los cañones suspendidos hai espacio para la acumulacion del polvo depositado hasta la cantidad de 85 piés cúbicos. Dos toneladas de polvo se depositan en estas tolvas.

A medida que el polvo pasa por los cañones, las partículas sólidas se electrizan i se depositan formando una costra dentro del cañon i alrededor de los alambres. Una vez por hora i a ciertos intervalos dados, cuando

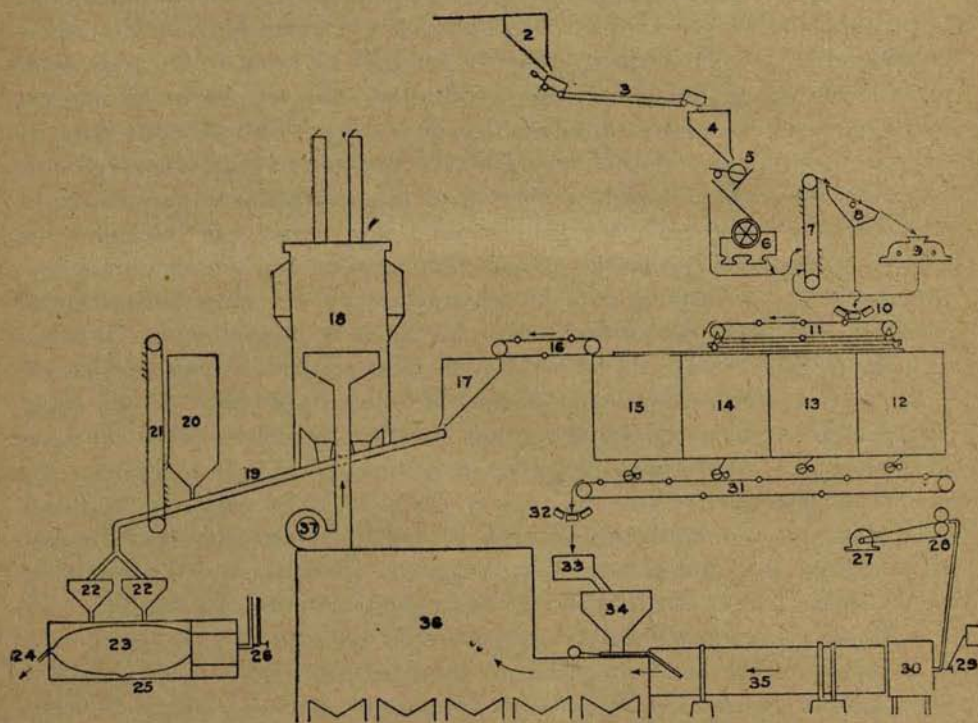


Fig. 2.—Esquema de la planta de volatilizacion de Pope

- | | | |
|---------------------------|------------------------------|--|
| 1.—Boca de Socavon | 13.—Tolva para mineral | 25.—Descarga del cobre |
| 2.—Tolva de recepcion | 14.—Tolva para mineral | 26.—Quemador de petróleo |
| 3.—Decauville de gravedad | 15.—Tolva para sal | 27.—Motor |
| 4.—Tolva para mineral | 16.—Correa transportadora | 28.—Ventilador |
| 5.—Alimentador | 17.—Tolva para cal i coke | 29.—Quemador de petróleo |
| 6.—Chancadora | 18.—Precipitador Cottrell | 30.—Tostador jiratorio |
| 7.—Elevador de capachos | 19.—Transportador helicoidal | 31.—Correa transportadora para mezcla |
| 8.—Harnero Mitchell | 20.—Tolva para humo | 32.—Correa transportadora para alimentar |
| 9.—Molino cilindro | 21.—Elevador de capachos | 33.—Tolva |
| 10.—Correa transportadora | 22.—Tolvas alimentadoras | 34.—Alimentadora |
| 11.—Correa distribuidora | 23.—Horno de reverbero | 35.—Tostador jiratorio |
| 12.—Tolva para mineral | 24.—Descarga de la escoria | 36.—Cámara de humos |

la deposicion adquiere un espesor de una pulgada, los martillos operadores por cierta palanca conectadas con cordeles se ponen en movimiento i se vacian los cañones. Es trabajo sólo de un momento el sacudir el polvo, pero durante todo este intervalo todos los tirajes se detienen i las tapas

de las chimeneas se cierran. Si se construye una unidad doble hará lo posible la operacion continua de ámbos hornos; durante el intervalo de descarga se cerrarán los tirajes, de manera que pase el polvo a la otra cámara precipitadora. Se separará todos los sólidos de los gases i solo el gas mismo se escapará por la chimenea.

Una vez en cada turno el polvo acumulado pasa a un alimentador espiral i un elevador de capacho cerrado, a un depósito de almacenamiento que contiene unas 20 toneladas. El polvo en este depósito se saca por un alimentador de polea que pasa por debajo del depósito de almacenamiento que contiene cal i coke, de las cuales son a la vez descargados sobre este transportador. Los tres ingredientes mezclados convenientemente se vacian sobre un par de tolvas colocadas sobre el horno de reverbero.

Cuando la mezcla de la tolva pasa al horno, la superficie se funde por el calor de radiacion del techo ántes que la llama pase sobre él. Este método evita el escape del polvo que sale mecánicamente por la chimenea. La temperatura de fusion del polvo de cloruro de cobre fluctúa entre 700 a 800° C. Se necesita solamente unos cuantos minutos para calentar la superficie de cada nueva carga de mezcla i derretir la capa superior formando así un manto que protege los polvos livianos contra los fuertes tirajes. A medida que la fusion continúa, las reacciones entre la cal, el polvo i el coke se completan. Los productos finales son cobre metálico i escoria de cloruro de cal; ámbos algo impuro.

La calidad de cobre como tambien la de la escoria dependen de las impurezas del polvo. La cal i el coke sólo se agregan en cantidades suficientes en forma corriente. La temperatura es alta; suficiente para evitar todo el peligro de congelacion. La escoria se recoje para usarla como cloruro en el tratamiento de mineral fresco que entra al horno rotatorio. La escoria debe almacenarse en un depósito cerrado para evitar que tome humedad i se liquide. Se suministra en estado seco a la chancadora i se muele cada dia a un mismo grado de fineza con el mineral i la sal; le sigue a continuacion el mineral estando seguro que toda la escoria de la canaleta esté limpia. Estando seca esta escoria especial no se adhiere a las paredes de la chancadora, pero sí dejándolas en un estado húmedo. Esta humedad moja los transportadores, harneros i máquinas; es deseable que le siga a continuacion el mineral.

La cal i el coke se descargan en un depósito en la boca del molino; son chancados hasta una finesa requerida i en seguida se llevan por una correa transportadora a sus respectivos depósitos de almacenamiento. La máquina corriente de chancamiento sirve, por lo tanto, para reducir el mineral, la sal, la cal, el coke i la escoria.

El departamento de molienda tiene una capacidad de 200 toneladas en las 24 horas. El horno rotativo i el precipitador Cottell tiene solamente

una capacidad de 50 toneladas. El mineral i la escoria para la capacidad diaria de un horno se muelen en un turno en el departamento de molienda i se ha dejado espacio para un horno adicional para una capacidad tres veces mayor a la unidad actual en operacion.



El abastecimiento con agua subterránea del ferrocarril Lonjitudinal, entre Copiapó i Pueblo Hundido

Por encargo del Supremo Gobierno he estudiado jeológicamente la zona entre el rio Copiapó i la quebrada del Salado con el objeto de proveer de agua subterránea la línea férrea del lonjitudinal en el sector Copiapó-Pueblo Hundido.

El sector de Copiapó-Pueblo Hundido tiene una estension de 177 kilómetros i estaba provisto de las siguientes aguadas:

- 1.—Paipote, a 9 kilómetros al E. S. E. de Copiapó.
- 2.—Llamos, a 57 kilómetros al N. de Copiapó (kilómetro 928 del ferrocarril contado desde Calera).
- 3.—Carrera-Pinto, a 75 kilómetros al N. de Copiapó (Km. 946,7).
- 4.—Chañarcito, a 153 kilómetros al N. de Copiapó (Km. 1,024).

A consecuencia de lo largo de las distancias entre Paipote-Llamos (48 Km.) i Carrera-Pinto-Chañarcito (78 Km.) ha sido hasta ahora necesario que los trenes lleven fuera del ténder dos aljibes de agua, es decir, los trenes llevan hasta un 33% del peso total en agua.

El Departamento de Traccion i Maestranza me encargó que en cuanto fuera posible ubicara una aguada con gasto mínimo de 15,000 litros por dia cada 25 o 30 Km.

Los reconocimientos jeológicos de la zona entre el rio Copiapó i la quebrada del Salado con el objeto de ubicar puntos para la captacion de agua subterránea los he ejecutado en 1921.

Antes de entrar a la descripcion de la jeolojía de la zona estudiada debo agregar que la aguada de Carrera-Pinto producía agua de mala calidad, i por ello tambien me propuse encontrar en Carrera-Pinto una corriente de agua subterránea de buena calidad. Otra aguada que existia en la estacion Guamanga, en el kilómetro 996, solo producía 1,4 toneladas de agua por dia en una profundidad de 84 metros. En vista de la cantidad

pequeña que produce esta aguada i de la gran profundidad de la cual se debe bombear el agua no se puede tomar en cuenta la aguada de Guamanga para el ferrocarril longitudinal.

LA ESTRUCTURA JEOLÓGICA

La línea férrea entre Copiapó i Pueblo Hundido recorre una depresion jeológica del terreno que se encuentra entre la cordillera real i la cordillera de la costa. Esta depresion corresponde al valle central tan característico de la zona central de Chile, pero no tan bien formado como el valle central debido a que lo cortan de vez en cuando cadenas laterales que atraviesan diagonalmente de una a otra cordillera.

A causa de estas cadenas laterales de la alta cordillera la depresion alcanza alturas semejantes a las de la cordillera de la costa, como por ejemplo, la cumbre de Chimbero.

En mis informes sobre el agua subterránea en la provincia de Atacama he comprobado que el clima del desierto no permite que se formen napas acuíferas subterráneas en la zona recorrida por el ferrocarril. El desierto completamente estéril principia al norte del rio Copiapó, i en esta zona no caen precipitaciones atmosféricas regulares durante el año i a veces pasan años enteros sin una sola lluvia.

Al sur del rio Copiapó la cordillera de la costa sólo tiene una elevacion de 800 metros frente a las cumbres de Barros Luco i de Chacritas, i entre estas dos cumbres en una estension de mas de 100 kilómetros, la altura de la cordillera apenas alcanza a 500 metros. Esta altura tan baja permite que frecuentemente pasen hácia el oriente desde el mar neblinas espesas que bañan todo el terreno desde la costa hasta la falda occidental de la cordillera real. Este factor climatológico orijina en esta zona del sector Vallenar-Copiapó napas subterráneas poco caudalosas i a ellas se debe que la pampa recorrida por el ferrocarril longitudinal entre Vallenar i Copiapó presente una vejetacion mui escasa.

Al norte del rio Copiapó el suelo presenta un aspecto mui distinto debido a su diferente carácter morfológico. Inmediatamente al norte del rio Copiapó la cordillera de la costa se eleva a mas de 1,000 metros alcanzando frente a la cumbre de Chimbero una altura de 2,100 metros, bajando hácia el norte poco a poco al corte trasversal de la quebrada del Salado.

Las neblinas espesas pasan desde el mar hácia tierra adentro al oriente a una altura comprendida entre 300 i 500 metros. El terreno entre el rio Copiapó i la quebrada del Salado por su gran altura, mayor de 500 metros, queda encima de las neblinas i éstas no pueden bañar la zona recorrida por el ferrocarril longitudinal.

En consecuencia, esta zona que carece de precipitaciones atmosféricas i de neblinas espesas no puede encerrar napas subterráneas de agua formadas en ella misma.

La alta cordillera que limita el valle longitudinal hácia el oriente tiene un clima mui distinto; en los meses de Diciembre hasta Abril llueve en ella mucho, i en los meses de Mayo hasta Agosto caen de vez en cuando lluvias i nevazones. Se ve pues que en la zona de la alta cordillera caen precipitaciones atmosféricas considerables que forman rios i chorrillos caudalosos al mismo tiempo que napas de agua subterránea de gran caudal. En los puntos bajos del borde occidental de la alta cordillera se unen los rios i alcanzan entónces a cortar por medio de un valle transversal las cadenas limítrofes al poniente de ella. Naturalmente tales cortes se forman sólo donde se concentra una hoya hidrográfica mui estensa en el borde occidental de esta cordillera.

El sector Copiapó-Pueblo Hundido está limitado hácia el sur por el corte profundo del valle transversal del rio Copiapó i hácia el norte el corte profundo de la quebrada transversal del Salado. Los afluentes que bajan desde el norte al sistema hidrográfico del Copiapó i los afluentes que bajan hácia el norte al sistema hidrográfico de la quebrada del Salado, desaguan la alta cordillera en estos dos sistemas hidrográficos. Los afluentes tanto de la quebrada del Salado como del rio Copiapó rodean hácia el oriente en forma de semi-círculo las cadenas occidentales i limítrofes de la cordillera real i desvian en tal forma las aguas caudalosas de ella hácia el sur i el norte que no pueden bajar subterráneamente al valle longitudinal recorrido por el ferrocarril. Véase el plano adjunto.

Para la formacion de napas de agua subterránea en la depresion entre ámbas cordilleras se deberá tomar en consideracion esclusivamente las pequeñas quebradas de la falda occidental del borde limítrofe de la alta cordillera.

En el centro del sector Copiapó-Pueblo Hundido baja desde la cordillera con rumbos de N. E. hácia el SO. una cadena lateral hasta la cordillera de la costa, formando la cumbre de Chimbero. Esta divide a su vez el valle longitudinal recorrido por el ferrocarril de Copiapó a Pueblo Hundido en dos partes:

1.—El llano de Varas con declive hácia el sur, i que desagua en la quebrada de Paipote.

2.—El llano de Humitos con declive hácia el norte, desaguado por la quebrada de Chañaral Alto a la quebrada del Salado.

La falda sur-este de la cadena lateral de Chimbero es natural que se desagüe hácia el llano de Varas i a la quebrada Paipote. La falda NO. de la cadena lateral, límite del llano Humito hácia el S., está en el trecho entre el cerro Banderita i la sierra de Humito tambien desaguada hácia

el llano de Varas por medio del portezuelo de Humito, a 12 kilómetros al oriente de Chimbero. Véase plano. La falda occidental al NE. de la cadena lateral está desaguada por la quebrada de Chañaral Alto i está separada del valle longitudinal por la cadena de cerro Pedro Cachiyuyo-cerro-Painete. Esta seccion del valle longitudinal está recorrida por el ferrocarril entre Chimbero i Chañarcito. La cadena de cerros Pedro Cachiyuyo-cerro Painete alcanza una altura de solo 2,500 metros i por esto no tiene precipitaciones atmosféricas dignas de mencionar que pudieran formar napas subterráneas de algun valor. La falda occidental de la cadena cerro Pedro Cachiyuyo-cerro Painete es mui angosta i en ningun caso se podrian formar aquí hoyas hidrográficas de estension. La fotografía N.º 1 está tomada desde el pié oriental de la cordillera de la costa frente a la estacion Cuba hácia el E., se ve todo el ancho del valle longitudinal recorrido por el ferrocarril i limitado al fondo de la fotografía por la cadena cerro Pedro Cachiyuyo-cerro Painete. Las cortas quebradas que bajan de la cadena corren directamente hácia el poniente hasta cerca del pié oriental de la cordillera de la costa, aquí doblan hácia el norte, para bajar por la angostura en el kilómetro 1,008 a la quebrada de Chañaral-Alto. Véase la fotografía N.º 2.

Está comprobado que la falda occidental de la alta cordillera se desagua junto con la cadena lateral desde el cerro Banderifas hácia el llano Varas, este llano está recorrido por el ferrocarril longitudinal entre los kilómetros 941 i 963. La misma falda occidental, con la cadena lateral en el norte, se desagua por la quebrada de Chañaral-Alto, la cual está separada de la zona del ferrocarril hasta el kilómetro 1,020. Se ve pues que toda la zona recorrida por el ferrocarril i comprendida entre los kilómetros 963 i 1,020 no puede encerrar corrientes subterráneas caudalosas.

En la parte norte del llano Humito, entre Cuba i Angostura, se unen todas las pequeñas quebradas que bajan de la cadena cerro Pedro Cachiyuyo-cerro Painete. Véase fotografía N.º 3. Se ve en la hoja a mano derecha la falda oriental de la cordillera de la costa; en el fondo de la hoja central se ve la cordillera Humito que forma el extremo SO. de la cadena lateral, a mano derecha de la sierra del Humito se ve el portezuelo de Chimbero i a mano izquierda el portezuelo de Humito; en la hoja a mano izquierda se ve al fondo la falda NO. de la cadena lateral i mas adelante la sierra cerro Pedro Cachiyuyo-cerro Painete; en la seccion delantera de las fotografías se divisa el llano Humito desde su extremo N. hasta su límite S. En la hoja transparente de la fotografía se ha marcado por líneas de puntos interrumpidas por flechas el curso de las pequeñas corrientes subterráneas que se juntan todas entre el kilómetro 1,004 i la Angostura en el kilómetro 1,008. Al N. e inmediata a la línea férrea en el kilómetro 1,004,270 he indicado un punto de investigacion. El pozo podrá encontrar agua en una profundidad que varia entre 70 i 100 metros en cantidad pequeña i con

mui poca presion. Es probable que este pozo no produzca mas de 10,000 litros por dia.

J. FELSCH.

Continuará



El estado actual de la Hidrometalurgia del Cobre i el procedimiento Bardt

Son muchos i mui variados los minerales cupríferos que la naturaleza presenta a las distintas clases de yacimientos; sin embargo, el número de los que tienen verdadera importancia para la produccion industrial del metal rojo es relativamente reducido.

Entre éstos corresponde el primer lugar a los *minerales sulfurados*, privilegio el cual queda justificado por el hecho de que han conservado hasta hoi su estado primitivo o *primario* de composicion, estado el cual se produjo cuando en épocas remotísimas, condiciones jeológicas mui especiales dieron oríjen al yacimiento de su procedencia.

Es la alta afinidad química entre el cobre i el azufre la que esplica el fenómeno espuesto, afinidad la cual es mayor que la demostrada de parte de la mayoría de los metales, hácia el otro elemento. Este alto grado de afinidad queda tambien evidenciado por la gran estabilidad del sulfuro cuproso (Cu_2S) a elevadas temperaturas, notable propiedad de este compuesto, el cual desempeña un papel mui importante en la fundicion del cobre.

Han tenido que intervenir procesos o reacciones secundarias, posteriores a la formacion del yacimiento, para que estos minerales «sulfurados» se convirtieran en «oxidados».

Los *minerales oxidados* se encuentran jeneralmente en las zonas superiores de los yacimientos de minerales sulfurados i deben su oríjen a reacciones oxidantes causadas por los ajentes atmosféricos, a saber, aire, humedad i agua.

Hai ademas yacimientos en que el *cobre* existe en *forma nativa*, *metálica* i es mui probable que tan raro fenómeno se esplice, porque la *naturaleza* en estos casos *ha obrado de la misma manera i produciendo las mis-*

mas reacciones precipitantes como las que sirven de base para el nuevo procedimiento hidrometalúrgico, materia de esta conferencia.

Ahora, si deseamos adoptar un procedimiento de beneficio para un caso determinado de mineral cuprífero, sin duda que tenemos que tomar muy en cuenta las condiciones peculiares i locales con que el problema se presente; pero, lo que decide en último término, es seguramente la composición del mineral.

En principio, deben distinguirse dos tipos fundamentales de procedimientos de beneficio para minerales de cobre, a saber; los procedimientos denominados «*por vía seca*», en los cuales no se emplean soluciones acuosas, las que no podrían subsistir a causa de las altas temperaturas empleadas; i los procedimientos «*por vía húmeda*», que se verifican a temperaturas mas bajas.

A veces, se combinan, para el beneficio, procedimientos de ámbos tipos.

Los procedimientos «*secos*», para el beneficio de *minerales sulfurosos* de cobre, comprenden las siguientes fases principales: 1) Fusión para producir eje; 2) Conversión del eje a cobre negro; 3) refinación del cobre negro para producir cobre refinado. Según las propiedades presentadas por los minerales, hai que adoptar las modificaciones adecuadas dentro de estas fases para llegar a un producto suficientemente fino.

La aplicabilidad de procedimientos secos depende de las condiciones bajo las cuales se puede proveer el establecimiento de fundición de combustible en cantidad suficiente, ya sea en forma de carbon o coke. El consumo de carbon en los distintos establecimientos de fundición de cobre es muy variable; sin embargo, en la mayor parte de los casos, se puede estimar en 4 a 5 toneladas de carbon o coke por cada tonelada de cobre negro (de 98-99% Cu) producido, no tomando en cuenta, en esto, las cantidades que todavía son necesarias para la refinación. (Véase la tabla N.º 1).

TABLA NÚM. I.— PRODUCCION DE EJE O COBRE EN BARRAS POR FUNDICION.— CONSUMO DE COKE I CARBON POR TONELADA DE COBRE CONTENIDO EN EL PRODUCTO

FUNDICION	Año	Carbon tons.	Coke tons.	Combust. tons.	% Cu en el mineral beneficiado	Lei de cobre en el producto	Produccion anual	Ton. comb. p. ton. de Cu. contenido en el producto
Compañía Minera de Gatico.....	1910	5 047	4 015	9 062	9,96	B/98,5	1 854	4,9
Société des mines de Chañaral.....	1908	1 469	2 675	4 144	8,36	B/98	14	2,7
						E/57,2	2 663	
Sociedad Industrial Atacama.....	1910	1 430	4 865	6 295	8,18	E/47,3	5 788	2,5
Soc. de M. i Fund. de Carrizal, Chañarcito...	1908	2 880	1 671	4 551	9,20	E/40,1	3 883	2,9
Idem	1909	1 550	2 042	3 592	10,23	E/42,1	4 188	2,0
Idem	1910	1 089	1 580	2 669	9,0	E/38,2	4 227	1,6
El Astillero Huasco.....	1910	2 700	...	2 700	12,5	B/97	382	7,1
Establec. Labrar.....	1910	2 500	...	2 500	14,0	E/51	1 240	3,9
La Comp. Saucos Lambert, La Serena.....	1910	5 000	...	5 000	8,0	B/	480	10,4
Central Chili Copper Co. Panulcillo.....	1908	2 250	6 000	8 250	5-7	E/47,2	4 526	4,0
Idem	1909	1 600	6 000	7 600	5-7	E/47,7	4 498	3,5
Idem	1910	2 000	6 800	8 800	5-7	E/49,5	4 300	4,1
Société de Min. Catemu.....	1908	1 800	8 000	9 800	4,75	B/99,4	1 860	5,3
Idem	1909	2 000	8 000	10 000	4,50	B/99,4	1 859	5,4
Idem	1910	2 000	7 800	9 800	4,50	B/99,5	2 230	4,4
Comp. Esplot. Lota i Coronel.....	1908	29 172	...	29 172	11,50	E/48,3	3 966	5,0
						B/97,7	4 061	
Idem	1909	33 702	...	33 702	14,07	E/51,2	4 859	4,7
						B/98	4 831	
Idem	1910	23 200	...	23 200	12,05	E/47,4	5 434	3,6
						B/98	3 953	

(Extracto de la Estadística Minera de Chile.—G. YUNGE, 1910).

*) B=Barras de cobre negro.

**) E=Eje.

Es evidente que el consumo del combustible depende, además, de la ley de los minerales fundidos, de lo que resulta que existirá para dicha ley un *minimum* admisible, bajo el cual el procedimiento no dejaría utilidades. Esta es la razón por la cual se somete los minerales de leyes regulares, antes de entregarlos a la fundición, a un procedimiento preliminar de concentración, ya sea por métodos hidro-gravitacionales, ya por flotación.

Sin embargo, la flotación tiene sus inconvenientes, entre los cuales el más importante es la necesidad de una molienda sumamente fina, la que ocasiona gastos crecidos por consumo de energía i pérdida de material a causa de su estado pulverulento, cuando se le somete a tratamientos preparatorios que necesariamente deben anteceder a la fundición con el fin de aglomerar las partículas finísimas i formar de ellas masas compactas.

En cuanto se refiere a los *minerales oxidados*, no se pueden concentrar ni por concentración hidro-gravitacional ni por flotación, ya que la aplicación de este último método a dicha clase de mineral todavía es un problema no resuelto en forma práctica e industrial.

Si poseen en su estado natural una ley suficiente para permitir su beneficio directo por fundición, se les agrega a minerales sulfurados, ajustando la carga para el horno de fundición en proporciones convenientes entre ambos constituyentes de acuerdo con las exigencias de este procedimiento.

Sin embargo, en la mayoría de los casos i especialmente cuando la ley del mineral oxidado es reducida, la vía húmeda es más adecuada para su beneficio. También para los minerales sulfurados de cobre se presentan muchos casos en que será preferible el beneficio por la vía húmeda, especialmente cuando la ley i el carácter de los minerales indican a este procedimiento como más ventajoso i la ubicación del yacimiento i las dificultades para suministrar el combustible se presentan como factores poderosos para decidir el problema *en su favor*.

La extracción del cobre por vía húmeda mediante los procedimientos de lixiviación de los minerales i la precipitación posterior del metal de las lejías no ha tenido sin embargo mucha importancia hasta hace pocos años atrás, lo que queda de manifiesto si se compara la proporción de cobre elaborado según estos métodos i la producción total del mundo. Solo en el último decenio se produjo en esto un cambio, cuando establecimientos hidro-metalúrgicos para el beneficio de los minerales de cobre se instalaron en una capacidad antes no conocida, especialmente en Estados Unidos i más tarde en Chile, establecimientos que hoy en día figuran en el mercado mundial como productores muy preponderantes.

Voy a tratar de los procedimientos de extracción de cobre con métodos hidrometalúrgicos, en los tres párrafos siguientes

Primero: La lixiviación directa de los minerales oxidados, en los cuales el cobre existe combinado como óxido, sulfato, silicato o carbonato.

Segundo: La lixiviación de minerales sulfurados o de minerales mixtos,

que consisten de mezclas de sulfurados i oxidados todos los cuales exigen un tratamiento preliminar para convertir en *solubles* los compuestos de cobre insolubles que contienen.

Tercero: La precipitacion del cobre de las leñas obtenidas por cualquiera de estos procedimientos de lixiviacion.

I. LIXIVIACION DE LOS MINERALES OXIDADOS:

En la produccion industrial del cobre tenemos que tomar en cuenta bajo este ítem principalmente los siguientes minerales oxidados como materia prima: Chalcantita $\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$; Malaquita $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$; Brochantita $\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$; Azurita $2 \text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$; Cuprita Cu_2O ; Chrisocola $\text{CuSiO}_3 + \text{H}_2\text{O}$; i Atacamita $\text{CuCl}_2 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$.

Para los sulfatos ácidos i neutros que son solubles en agua, se emplea este elemento directamente como disolvente; en cambio, para la estraccion del cobre de sulfatos básicos, óxidos, silicatos i carbonatos el disolvente principalmente usado es el ácido sulfúrico diluido. Claro es que en esto hai que tomar mui en cuenta la presencia de otros elementos contenidos en el mineral, tambien solubles en el ácido, como por ejemplo, ganga, calcárea, a causa de la pérdida de ácido cuya magnitud depende del carácter de la materia prima empleada en cada caso. Por otra parte, los silicatos de cobre exigen mui frecuentemente un tratamiento previo a la lixiviacion, ya que no siempre se pueden lixiviar con un rendimiento satisfactorio en el estado en que los ha presentado la naturaleza. En estos casos se hace indispensable una tuesta preliminar a una temperatura de mas o ménos 220 centígrados, durante la cual, el silicato, tan refractario contra su disolucion en ácido sulfúrico diluido, se descompone en óxido de cobre i sílice.

A veces tambien se hace conveniente una tuesta preliminar de los minerales que tienen ganga básica, con el fin de evitar las pérdidas de ácido ocasionadas por las razones ántes citadas, pero esta tuesta tendrá un carácter sulfatizante i se verifica agregando piritas i minerales sulfurados de cobre a los minerales por tostar.

Es de interes citar en este conjunto otro procedimiento de lixiviacion, aplicable a minerales oxidados i carbonatos con ganga estremadamente básica, tipos de materia prima que no admiten la lixiviacion por el ácido sulfúrico, debido al alto consumo de dicho disolvente que ocasionaria esta ganga; me refiero a la lixiviacion mediante el amoniaco como disolvente que se ha llevado a la práctica, en los últimos tiempos i con éxito, en un establecimiento bastante importante en Estados Unidos.

Dicho procedimiento, sin embargo, presenta algunos inconvenientes, por ejemplo, la espulsion del amoniaco por evaporacion, que debe efectuarse en cada ciclo de las operaciones i que es mui costosa; ademas, las conside-

rables pérdidas de amoníaco, que todavía no se han podido evitar, inconvenientes que se oponen a la adaptacion de este procedimiento en la mayoría de los casos. Tampoco tendrá mucha importancia para Chile principalmente a consecuencia de los altos precios del amoníaco i tambien del combustible.

II. LIXIVIACION DE MINERALES SULFURADOS I MISTOS

Las materias primas para la produccion del cobre, bajo este rubro, son las siguientes: Chalcosina Cu_2S ; Covelina CuS ; Bornita FeCu_3S_3 ; Chalcopirita CuFeS_2 i en algunos casos minerales que constituyen mezclas de arseniuros i antimoniuros de cobre.

Minerales de este tipo exigen para su lixiviacion un tratamiento preliminar que consiste en una tuesta oxidante, sulfatizante o clorurante.

La clorurante está perdiendo terreno cada vez mas en su aplicacion industrial en gran escala, i por lo tanto, no hai necesidad de tomarla en consideracion para los fines de esta disertacion.

Mediante la tuesta óxido-sulfatizante se pueden convertir casi todos los minerales sulfurados, cualquiera que sea su tipo i siempre que lo permita su lei de cobre, en un producto soluble adecuado para el beneficio por lixiviacion.

Naturalmente, este tratamiento preliminar debe ser adaptado en cada caso al carácter individual de la materia prima por tostar. Jeneralmente no convendrá tostar a muerte los minerales sulfurados, empleando mui altas temperaturas; ya que, con esto, se forman frecuentemente silicatos básicos de cobre, o tambien ciertas combinaciones entre cobre i fierro, que no son solubles en ácidos, o sólo se disuelven con dificultad. En la mayoría de los casos, se debe hacer subir la temperatura del mineral por tostar, paulatinamente, a 460° centígrados, mas o ménos, temperatura la cual hai que mantener durante un período prolongado de tiempo, ya que bajo estas condiciones se forma principalmente sulfato de cobre como producto de la tuesta. En seguida, pasajeramente, se elevará la temperatura a 600° centígrados, mas o ménos, si se lo estima necesario para evitar la formacion de sulfatos solubles de fierro.

Se ve, que, de todos modos, el procedimiento de tuesta exige un manejo cuidadoso, para dar resultados satisfactorios. Por otra parte, hoi en dia, se dispone de hornos de tuesta con dispositivos mecánicos para movilizar los productos, contruidos segun los principios modernos, que facilitan de una manera mui eficiente la vijilancia i el control que tanto exigen las operaciones del caso.

Me refiero aquí a los hornos del tipo Mc. Dougall-Humboldt-Wedge mejorado. Este horno, en que se verifica la tuesta automática i mecánicamente, demuestra la gran ventaja de que los rastrillos se pueden reemplazar

zar por nuevos, en cualquier momento, sin que haya necesidad de paralizar la marcha. De este tipo hai hornos en funcion que pueden tostar cantidades de mineral hasta 200 toneladas i mas en 24 horas. El consumo de enerjía para dar movimiento al mecanismo de los rastrillos es mui pequeño i alcanza solo unos pocos caballos-fuerza. La formacion de polvo queda reducida a un mínimum en virtud de la construccion especial de los hornos de este tipo. El consumo de combustible para la tuesta depende esencialmente de la cantidad de azufre que contengan los minerales por tostar, ya que este mismo azufre, al oxidarse, suministra la mayor parte del calor que exigen las reacciones.

Tambien la manera especial por la cual se lleva a cabo la tuesta i que se determina en cada caso segun el carácter del mineral, influye mucho en el consumo de combustible, como tambien la capacidad i las dimensiones del horno que se emplea.

Es por esto que no es posible sentar una cifra fija jeneral para el consumo de carbon o coke.

En la mayor parte de los casos éste varía entre 5 kilos i 200 kilos por tonelada de mineral tostado. Si se utiliza leña, se requerirá mas o ménos el doble de estas cantidades.

No han faltado proyectos que han perseguido el eliminar por completo la tuesta de minerales sulfurados como tratamiento previo a la lixiviacion. Todos estos proyectos se fundan en el uso de disolventes especiales como sulfato férrico, cloruro férrico, clóruo cúprico i otros mas. Desgraciadamente ninguno de estos reactivos se ha podido emplear hasta hoi, como disolvente, en la lixiviacion industrial del cobre, aunque no se han ahorrado esfuerzos i gastos para su ensayo en mayor escala.

Tras los esperimentos mui cuidadosos que se han llevado a cabo durante muchos años, con todo acierto i sobre fundamentos científicos en distintos centros i tambien, por ejemplo, en el plantel esperimental de la Universidad Técnica de Aquisgran por los metalurjistas mas distinguidos, esperimentos que fracasaron por completo, ya no se puede mantener mas la esperanza de que procedimientos de lixiviación basados en el empleo de estas sales, en calidad de disolventes, puedan surgir i dar resultados satisfactorios.

Por via de ilustracion mencionaré que, por ejemplo, el *sulfato férrico* no disuelve sino minerales cupríferos oxidados, i, ademas, chalcosina, mientras que deja casi inalterados los compuestos sulfurados de dos metales, como ser chalcopirita, bornita i otro mas. Esta es la causa del rendimiento sumamente bajo que se obtiene empleando la sal indicada como disolvente para la lixiviacion directa del mineral sulfurado.

Como un complemento del procedimiento de precipitacion de metales, de que nos ocuparemos luego, el señor Bardt ha ideado i en seguida comprobado, un método que resuelve satisfactoriamente el problema i que

permite lixiviar directamente minerales sulfurados en ácido sulfúrico diluido, sin requerir tuesta previa de los minerales, solo agregando cantidades adecuadas de ácido nítrico. La operacion se efectua bajo presion i en presencia de un catalizador.

Este es un hecho notable, i constituye un descubrimiento completamente orijinal, puesto que es mui conocido que una mezcla de los dos ácidos citados (diluidos aun grado suficiente para poder ser aplicados como disolventes en un procedimiento industrial de lixiviacion), *no disuelve, de modo alguno*, bajo condiciones normales, aun a una temperatura elevada i con un tratamiento prolongado, cantidades apreciables del mineral sulfurado.

En cambio, si se usa este procedimiento empleando presion i catalizacion, se verifica la disolucion (bajo una presion de 2 a 3 atmósferas) *con una rapidéz extraordinaria* i todavía es acelerada considerablemente empleando, simultáneamente, un catalizador adecuado.

La duracion de todo el procedimiento no será de mas de 5 a 6 horas.

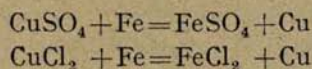
En cuanto se refiere al ácido nítrico empleado, éste no se pierde, sino que se reduce en la operacion a óxido de nitrógeno, gas, el cual se recoje i se rejenera en ácido nítrico, segun el sistema, mui conocido, de torres oxidantes. El ácido nítrico, así recuperado, vuelve a emplearse, en seguida, como disolvente, para tratar la próxima partida de mineral sulfurado.

Otra característica del procedimiento consiste en que, simultáneamente, se oxida en la operacion una parte considerable del azufre que contiene el mineral sulfurado. Esta oxidacion alcanza a convertir en ácido sulfúrico, en algunos minerales, hasta un 60% del azufre que contiene. Así son reemplazadas automáticamente las cantidades de ácido sulfúrico que pueden perderse por la presencia i consecuente sulfatizacion de sustancias básicas en la ganga.

III. PRECIPITACION DEL COBRE DE LAS SOLUCIONES CUPRÍFERAS

Hasta ahora se empleaba uno de los dos siguientes métodos para la precipitacion en gran escala del cobre, de sus soluciones o lejías: *Método primero*: La precipitacion por fierro o *cementacion*, procedimiento cuyo producto se denomina *cobre cementado*. *Método segundo*: Precipitacion electrolítica empleando ánodos insolubles, o «*electrodeposicion*».

Mediante el fierro viejo se precipita el cobre de sus soluciones segun la fórmula:



Teóricamente, pues, se necesita 88 partes en peso para precipitar 100 partes de cobre de su solucion sulfatada.

Sin embargo, en la práctica se consume una cantidad mucho mas grande de fierro, a causa de que las lejías contienen sales férricas i ácido libre i puesto que durante la precipitacion están formándose continuamente sulfato básico i ácido libre, reaccionando las lejías con el oxígeno de la atmósfera.

Es precisamente por las razones espuestas que frecuentemente se consume dos o tres veces mas fierro de lo que exige la teoría; ya que se pierden mayores cantidades del metal precipitante para neutralizar el ácido libre, i reducir las sales férricas.

Ademas es evidente que con este método de precipitacion no se puede recuperar el disolvente, i esto ya hace prohibitiva su aplicacion en la mayoría de los casos.

Por otra parte, el producto, o sea, el cobre cementado, es mui impuro i su lei en cobre fino muchas veces queda inferior a 50%. Lavándolo se puede levantar la lei hasta 70-90%; pero siempre hai necesidad de someter el precipitado a un procedimiento ulterior de refino, para llegar al metal puro.

La precipitacion electrolítica, con ánodos insolubles, sin duda representa ya una mejora considerable, puesto que permite la recuperacion continua del disolvente. Sin embargo, no es viable sin la existencia de una fuente barata de energía eléctrica, i siempre exige instalaciones mui estensas i costosas.

Ademas, su buena marcha depende en absoluto de una vijilancia mui penosa de parte de operarios de gran esperiencia i habilidad.

Hai una serie de factores que complican considerablemente la precipitacion electrolítica, como por ejemplo la presencia de sustancias estrañas que vician las lejías, factores los cuales enumeraré mas adelante.

Otros métodos de precipitacion, que de vez en cuando, se han proyectado, a saber, los que emplean, como precipitantes, lechada de cal o hidrógeno sulfurado, bien pueden ser eliminados de la discusion, ya que jamas han podido adquirir importancia práctica.

Si se precipita cobre de sus soluciones con lechada de cal, se pierde la totalidad del ácido sulfúrico empleado como disolvente, i el precipitado solo con dificultad puede elaborarse a cobre metálico en gran escala, a causa de las enormes cantidades de sulfatos de calcio que encierra.

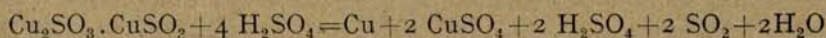
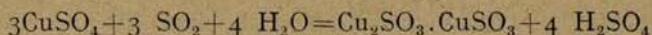
Por otra parte, la precipitacion mediante el hidrógeno sulfurado, no es practicable sino en determinados casos, por ejemplo, para separar el cobre de las aguas cupríferas que circulan en minas viejas, aguas cuya lei en cobre es mui reducida. En cambio, para precipitar el cobre de lejías provenientes de la lixiviacion de *minerales* i en gran escala, no sirve este reactivo puesto que no precipita el cobre *como metal*, sino como *sulfuro*, lo que hace necesario *otra* serie de operaciones mas o ménos importantes

para llegar, al fin, al producto metálico i tambien porque la rejeneracion del hidrógeno sulfurado en una u otra forma es complicada i costosa.

Hace poco, se iniciaban tentativas en el sentido de hacer resurgir el *procedimiento* denominado *Van Arsdale*, que se basa sobre la precipitacion del cobre de sus soluciones mediante el anhídrido sulfuroso empleando presion i subidas temperaturas. Las dificultades que se oponen a tal empresa, que hicieron fenecer hace muchos años las faenas basadas en dicho procedimiento, al parecer, no se han podido salvar hasta el momento, a pesar de la labor, seguramente mui acertada, de eminentes peritos en la materia.

Estas dificultades se pueden concretar de la manera siguiente: 1), Empleando SO_2 como precipitante, no es posible producir un cobre puro i fino, libre de sulfato o sulfuro de cobre; 2), Operando en gran escala es mui difícil inyectar las cantidades de anhídrido sulfuroso tan concentrado como lo exige este método.

Este interesante procedimiento parece descansar sobre un fundamento teórico bastante sencillo, lo que se espresa por la siguiente fórmula química:



Sin embargo, llevado a la práctica, se oponen muchas dificultades a un resultado aceptable. En primer lugar la reacción espresada por la fórmula es reversible, de manera que—en armonía con las variaciones de la concentracion i temperatura—los compuestos sulfíticos de cobre, ya formados, podrian llegar hasta descomponerse nuevamente en sulfato de cobre i anhídrido sulfuroso. Además, *por cada tres partes* de cobre presente en la lejía, en forma de sulfato, sólo se precipita *una parte* en forma metálica i para mejorar esta proporcion en favor del precipitado metálico hai necesidad de introducir en la tina, bajo presion, un exceso de anhídrido sulfuroso, el cual guarda relacion directa con la mayor cantidad de cobre que se desee precipitar en forma metálica.

No está demas reiterar que el cobre metálico precipitado de esa manera, es difícil de que se obtenga *libre de sulfito* de cobre de poca solubilidad, lo que, a su vez, da lugar a altas leyes de azufre en el precipitado i, por lo tanto, en la fusion necesaria para formar lingotes, se incorporarán cantidades considerables de azufre en el cobre.

Claro es que se podria someter este material a un procedimiento ulterior de refina. Sin embargo, esto aumentaria en grado considerable los gastos de produccion i, aun entónce, resultaria el cobre contajiado con restos de azufre, a cuya eliminacion completa se oponen las mayores dificultades.

En lo anteriormente espuesto, he enumerado todos los procedimientos hasta hoy día conocidos, para precipitar el metal rojo de sus soluciones, prescindiendo, naturalmente, de numerosos otros, que existen meramente escritos en memorias u otras publicaciones i que no han salido todavía del estado embrional en el laboratorio a la luz de la práctica industrial.

La verdadera situación, pues, en que se encuentra en la actualidad, la hidrometalurgia del cobre no es por cierto del todo halagadora, puesto que los dos únicos procedimientos de precipitación que han quedado viables i que no han fracasado en absoluto al llevarlos a práctica en escala industrial, la precipitación electrolítica i la por fierro viejo, tampoco han dado resultados absolutamente satisfactorios. No es de extrañarse, pues, que los procedimientos hidrometalúrgicos han podido competir solo en un reducido número de casos especiales con los por vía seca o sea con el de fundición. Pero como en Chile i otras partes hai una gran cantidad de yacimientos que o bien por su baja ley o por el carácter peculiar de sus minerales, o por la absoluta imposibilidad de obtener combustible barato para la fundición no puedan explotarse sino por métodos hidrometalúrgicos, el porvenir de la industria queda íntimamente ligado con el problema de encontrar un procedimiento económico i sencillo, libre de todas las dificultades e inconvenientes inherentes a los métodos hasta ahora conocidos; dificultades e inconvenientes que no están relacionados realmente con la *lixiviación* de los minerales sino con la *precipitación* del cobre de sus soluciones.

Si se encuentra un nuevo procedimiento que descansa sobre un fundamento absolutamente distinto, entónces se abrirá una nueva era para la industria productora del metal rojo. Este procedimiento nuevo que reúne todas estas cualidades es el *Primer Procedimiento patentado de Bardt*. Según él se puede separar o precipitar de sus soluciones cobre u otros metales mas nobles que el cobre, a saber, oro i plata, empleando como precipitantes sustancias que contienen *polisaccharatos*.

Con la denominación de «polisaccharatos» se comprenden sustancias dotadas de una composición molecular de alta complejidad, que son constituidas de agregados de simples moléculas de azúcar. Todavía, hoy en día, son muy divididas las opiniones de los peritos sobre si su fórmula química sea $C_6H_{10}O_5$, o bien $(C_6H_{10}O_5)_x + H_2O$.

Por ejemplo, elijamos la sustancia mas conocida perteneciente a este grupo, la *celulosa*, que tan importante rol desempeña en las operaciones del procedimiento, materia de mi conferencia. Supongamos que su fórmula sea $(C_6H_{10}O_5)_x + H_2O$. En contacto con ácidos diluidos o soluciones metálicas se verificará la hidrólisis, denominación bajo la cual se entiende una incorporación de moléculas de agua (H_2O) cuyo resultado es la formación de cuerpos correspondientes a la glucosa, materias que poseen la fórmula $C_6H_{12}O_6 + H_2O$. Es bien conocido que dichos cuerpos son capaces de separar el *óxido cuproso* de la solución Fehling (solución de sulfato de

cobre i tartrato de potasio i sodio en lejía de potasio cáustico) i de una solución arjentífera *alcalina, plata metálica*. En cambio no se ha podido obtener hasta hoy, una glucosa-(d) que reduzca sales de cobre en soluciones *ácidas o neutras, ni a cobre ni a óxido cuproso*.

Ahora, si en presencia de soluciones cupríferas *ácidas o neutras* se procede a hidrolizar los polisacaratos o las sustancias polisaccaratíferas a *temperaturas superiores a la normal i a presiones superiores a la atmosférica* se hace muy evidente la reducción a cobre metálico que se inicia, de las sales cupríferas disueltas, mientras que los cuerpos tipo glucosa, al parecer, se convierten en el mismo momento de su nacimiento en ácidos hexónicos de la fórmula $C_6H_6(OH)_5(CO_2H)$.

No se ha podido comprobar hasta ahora si se forman otros ácidos de este tipo, de una valencia todavía superior.

En la práctica industrial debemos emplear como precipitantes de esta clase, materiales que, en primer lugar, sean baratos, como por ejemplo, leña, aserrín o paja, pero también se pueden tomar en consideración otras sustancias polisaccaratíferas según las condiciones especiales de cada país o región.

De todos modos, en Chile hay gran abundancia de precipitantes de esta clase i que pueden ser transportados a las minas i establecimientos metalúrgicos con gastos relativamente reducidos.

La precipitación del cobre, por ejemplo, de una solución de sulfato de cobre i su obtención en forma metálica de *absoluta pureza* según el procedimiento Bardt, se efectúa en la forma siguiente:

A la solución de sulfato de cobre, que puede tener cualquier ley en cobre i ácido sulfúrico *libre* o que también puede ser neutro, se agrega aserrín o leña menuda, 80 a 100 partes en peso de leña o aserrín por cada cien partes de cobre disuelto en la lejía. Todo esto se introduce en un auto clave o tina de presión. Se calienta hasta una temperatura de 130 a 140° centígrados, temperatura la cual se mantiene más o menos durante 4 horas. Entonces se verifican las reacciones antes citadas, i el cobre se separa de solución como un polvo metálico, cristalino, de gran pureza. Al mismo tiempo queda liberada la *cantidad entera* de ácido sulfúrico anteriormente combinada con el cobre, ácido que puede, pues, ser recuperado completamente. Este fenómeno debe apreciarse en todo su alcance como característico para el procedimiento, i porque es claro que de nuevo puede volver a utilizarse el ácido recuperado para la lixiviación de otras partidas de mineral.

Una vez terminadas las reacciones arriba indicadas i que se verifican, como se ha dicho dentro de 4 horas, se hace subir la temperatura por unos breves instantes a 190° centígrados, temperatura a la cual la sustancia leñosa se convierte en carbón vegetal. Después se da salida a la lejía des-

metalizada que contiene todo el ácido rejenerado i, en seguida, se introduce agua para lavar el precipitado.

El cobre así precipitado i lavado, se puede, o bien fundir directamente con el carbon vejetal con que resulta mezclado, o bien tratarse, por ejemplo, sobre mesas vibratorias para separar mecánicamente estos dos constituyentes. Cualquiera que sea el procedimiento ulterior que se adopte, se obtiene así el cobre en forma purísima, que se funde i se cuela en moldes apropiados para darle la forma comercial para la venta i que se denomina «Wirebars».

La construccion i el tipo de las vasijas para esta precipitacion, que las hemos caracterizado anteriormente con la denominacion de «Autoclaves», depende de la magnitud del establecimiento. Para una produccion en gran escala se usan autoclaves de una construccion análoga a la usada en la fabricacion de la celulosa; en cambio, para instalaciones de capacidad mediana, se emplean calderas parecidas a las de vapor, pero con un forro interior de cobre. Cualquiera que sea el tipo que se elija, es natural que se instale un sistema de varias unidades relacionadas entre sí, con el fin de aprovechar, hasta donde sea posible, el calor desarrollado, pasando el exceso de vapor que sale de la vasija, en que se está operando momentáneamente bajo presion, a la vasija vecina, para calentar la próxima carga i siguiendo en esta forma con las demas.

En los cálculos anexos no se ha tomado en consideracion el reaprovechamiento del calor almacenado dentro de las lejías desmetalizadas, que salen de la precipitacion con una temperatura de mas o ménos 100° centígrados. Sin embargo, en determinados casos puede ser ventajoso reducir todavía mas el consumo de combustible mediante la instalacion de aparatos de intercambio de calor, en que las lejías, al salir, ceden la mayor parte de su calor a las que entran para su precipitacion. Esta es una cuestion que debe decidirse en cada caso, individualmente, i, de todas maneras, no se debe olvidar que, aunque no se quite a las lejías desmetalizadas su calor por aparatos especiales, cuando salen de las tinas de precipitacion con la totalidad del ácido sulfúrico rejenerado, siempre queda aprovechada su alta temperatura en la próxima lixiviacion de nuevas partidas de mineral, puesto que la disolucion del cobre con lejías tan calientes se verifica en una pequeña fraccion del tiempo que la misma operacion exigiria si se procediera a temperatura normal. Por consiguiente, se necesita para una capacidad determinada de produccion, una planta de lixiviacion de tamaño mucho mas reducida que la requerida por otros procedimientos. Esto se traduce en una reduccion del capital invertido, i por lo tanto, en un recargo mas liviano de la tonelada de producto, a título de amortizacion.

El sistema de calefaccion de las tinas de presion depende igualmente de la capacidad de la planta. En una planta grande se suministrará el calor desde una estacion central, utilizando vapor o agua caliente como

ajente de trasmision. En una instalacion de regular tamaño, se aplicará la calefaccion directamente a las tinas.

Los metales estraños i provenientes de los minerales i que se disuelven junto con el cobre durante la lixiviacion, son jeneralmente segun el carácter de la materia prima: fierro, manganeso, níquel, zinc, aluminio, magnesia, etc., i forman en su conjunto las impurezas que vician la lejía del cobre por precipitar. I es una de las características mas sobresalientes del Procedimiento Bardt, el que todas estas materias *no se precipitan junto con el cobre*, sino que quedan disueltas en la lejía, con el único resultado de que despues de cada nuevo ciclo de operaciones le lejía resulta más cargada de ellos; pero, de ninguna manera perjudican la calidad del cobre precipitado, que permanece absolutamente puro. La razon de este fenómeno descansa en la posicion del cobre dentro de la serie de metales, que Volta ha dado a conocer. Comenzando con el valor máximo para la afinidad eléctrica, esta serie es la siguiente: K, Na, Ba, Sr, Ca, Mg, Al, Mn, Zn, Cd, Fe, Tl, Co, Ni, Sn, Pb, H, Cu, Bi, Sb, As, Hg, Ag, Pt, Pd, Au.

De esto se puede deducir que los metales con una afinidad eléctrica positiva, superior a la del hidrójeno *no pueden* precipitarse en la reaccion anteriormente descrita. De los demas metales ubicados dentro de la serie, a la derecha del hidrójeno, antimonio, azogue, platino, pladio i oro no existirán en la lejía. En cuanto se refiere al bismuto i al arsénico, estos elementos, en caso que se presentaran en un mineral, pueden eliminarse en su totalidad ántes de la precipitacion mediante un tratamiento preliminar de las lejías con mineral oxidado de cobre. En caso de que la lejía contenga plata disuelta, se puede separarla ántes del cobre mediante una precipitacion parcial con una cantidad reducida de aserrin, ya que de los dos metales la plata se precipita primero.

Otro método todavía mas sencillo para efectuar la precipitacion separada de la plata ántes de la del cobre consiste en introducir en la lejía una cantidad suficiente de una mezcla de precipitado de cobre fino i carbon vegetal provenientes de un ciclo previo de operaciones.

Naturalmente, de las cantidades de metales estraños que se disuelven juntos con el cobre en cada ciclo de operaciones, depende el número de veces que se puede circular la lejía entre las operaciones de lixiviacion i precipitacion. Evidentemente, cada mineral demostrará en este sentido un comportamiento mui distinto. A veces sólo se disolverán proporciones mui pequeñas de sustancias estrañas; en otros casos, ya despues de un número determinado de operaciones, los metales estraños se acumularán en las lejías i alcanzarán una concentracion que disminuirá mucho en ellos la solubilidad del sulfato de cobre.

El método que se debe al fin emplear para eliminar estas sustancias estrañas, o por lo ménos para evitar que lleguen a un grado de concentracion que perjudique el poder de disolucion de las lejías, depende esencial-

mente del balance en el consumo i rejeneracion del ácido sulfúrico. Por ejemplo, si en la operacion no se ha perdido ácido a causa de la presencia de constituyentes básicos en la ganga, o aun, si resultara un exceso de ácido despues de la precipitacion (como sucederá en el caso de tratar los minerales sulfurados), entónces no hai inconveniente de *botar periódicamente una parte de las lejías desmetalizadas* i eliminar así las cantidades correspondientes de metales estraños. En caso contrario, i si la adquisicion de ácido sulfúrico es mui costosa, entónces, esta manera de eliminacion de sustancias estrañas no es viable, i se reemplaza por la *cristalizacion de una parte de las lejías desmetalizadas en cada ciclo de operaciones*.

Dicha cristalizacion es favorecida por las considerables cantidades de ácido libre rejeneradas en la misma precipitacion del cobre, ácido, cuya presencia debilita en mucho la solubilidad de las *sales estrañas* en la lejía. En cambio, despues de eliminar estas sales por cristalizacion, queda reestablecido el poder de la lejía para disolver el sulfato de cobre, a temperaturas elevadas. En cada caso individual, se deben, pues someter los minerales a minuciosos i prolijos ensayos para determinar el método que mas les conviene.

Nuevamente debo insistir en que (con la precipitacion verificada segun este nuevo procedimiento) la solucion puede cargarse de sustancias estrañas hasta alcanzar mui considerables concentraciones en ellas i todavía se puede reutilizar impunemente en nuevas operaciones ántes de hacerse sentir la necesidad de su depuracion. En contraposicion a esto, la precipitacion electrolítica se haria impracticable en idénticas condiciones, puesto que exige la eliminacion de estas sales estrañas cuando ya llegan a una concentracion relativamente reducida en el electrolito.

Empleando la precipitacion electrolítica, hai necesidad, en la mayoría de los casos, de intercalar en el ciclo de operaciones un tratamiento apto para disminuir o aun eliminar las cantidades de sales férricas que las lejías contienen, puesto que, a causa de la reduccion que sufren en el cátodo i correspondiente oxidacion en el ánodo, baja mucho el rendimiento eléctrico, en detrimento de la economía del procedimiento.

En cambio, si se precipita el cobre segun el Procedimiento Bardt, la presencia de sales férricas en las lejías prácticamente no influye en nada en la operacion.

Igualmente, una pequeña lei de cloruros en las lejías no estorba de ninguna manera la precipitacion del cobre segun el Procedimiento Bardt, miéntras que en la precipitacion electrolítica no se puede permitir la presencia de cloruros. Hai que eliminarlos de las lejías mediante un tratamiento preliminar, separado, ántes de que se efectue la precipitacion electrolítica; en caso contrario, el cobre no se depositaria en el cátodo sino que se separaria de la lejía en forma de un polvo suelto esponjoso.

El Procedimiento Bardt, así definido, fué empleado prácticamente ya

en el año pasado en un importante plantel de experimentacion, en escala industrial, en Alemania, en los Establecimientos Metalúrgicos Niederschoenenweide Aktien Gesellschaft, Berlin. Aquí se verificó la precipitacion del cobre en una caldera vertical, con forro interior a prueba de ácido i de una capacidad de 4,000 litros. Dicha caldera se calentó con aplicacion directa e indirecta de vapor. Se utilizó para la precipitacion aserrin i se consumieron por término medio 100 kilos de aserrin por cada 100 kilos de cobre precipitado.

A propósito del consumo de dicho material, se ha constatado por ensayes aquí verificados que, con aserrin chileno, el consumo disminuye en mas o ménos un 10%.

En el plantel de experimentacion de la Niederschoenenweide Aktien Gesellschaft, Berlin, se precipitaron lejías cupríferas de las provenientes de composiciones mas diversas, que en parte se producen segun el *Segundo Procedimiento Bardt*, ántes citado, disolviendo residuos metálicos, desechos, escorias, etc., bajo presion i en una mezcla de ácido sulfúrico i nítrico. Se emplearon allá, pues, lejías estraordinariamente impuras para la precipitacion del cobre.

Por via de ejemplo, cito el siguiente caso: Se sometieron a la precipitacion algunas partidas de una lejía ya varias veces circulada, cuya composicion era la siguiente: 7,47% Cu; 0,64% H_2SO_4 libre; 13,5% Zn; 4,20% Fe; 0,94% Ni.

El cobre precipitado de soluciones tan viciadas con sustancias estrañas resultó de una pureza estraordinaria, como lo demuestra el siguiente análisis:

Cu	99,940
Pb	0,041
Sn	0,012
	<hr/>
	99,993

Los pequeños porcentajes de estaño i plomo provenian de sulfato de plomo i ácido estánico presentes en la lejía i disueltos de la impura materia prima.

Del cobre precipitado en este plantel de experimentacion se fundió una parte en un pequeño horno de resistencia; entre otros productos se produjeron 4,000 kilos de lingotes de forma especial, denominados «Wire-bars», producto el cual se entregó a la A.E.G., Compañía eléctrica de Berlin, para fabricar de él alambres eléctricos. El certificado de la Empresa A.E.G., espedido sobre el particular dice:

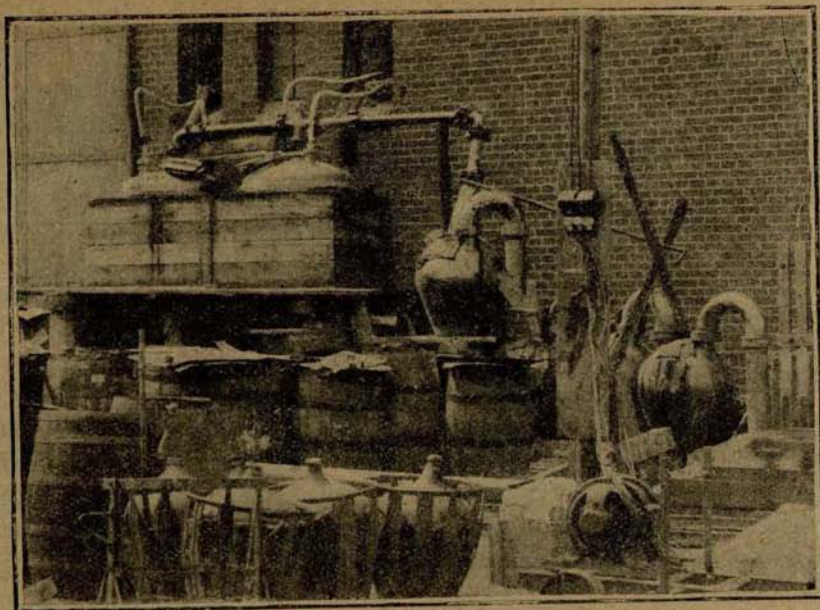


Fig. 1.—Tina de lixiviación con aparato rejenerador del ácido nítrico.

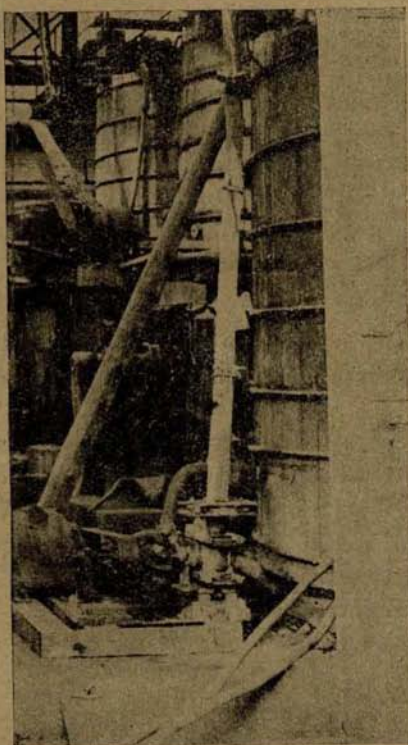


Fig. 2.—Prensa filtro i bombas.

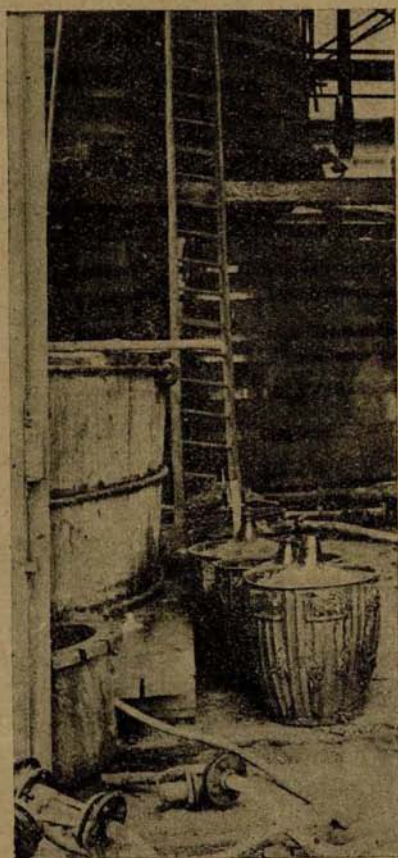


Fig. 2.ª—Tinas depósitos para lejía

«Los lingotes se dejaron laminar a alambres i estirar a un diámetro de tres milímetros. Sometidos a un ensaye de resistencia dichos alambres, dieron el siguiente resultado:

N.º	Diám.	Resistencia	Alarga- miento.	Torsion.	Flexibi- lidad	Conductibi- lidad
—	mm.	Kilos/mm²	1-11.3Vq	r=7.5 mm r=150 mm	—	—
Lote 27 I.....	2.97	27.2	40	60	14	57.8
Lote 27 II.....	2.97	27.2	39	48	12	58.2

«De los resultados citados se deduce que las propiedades mecánicas i eléctricas del producto son muy buenas».

Para dejar establecido el predominio económico del Procedimiento Bardt en contraposición a la precipitación del cobre por los procedimientos del hierro viejo o electrolítico, bastan las siguientes observaciones comparativas.

Tal como lo demuestra la tabla anexa sobre los costos de producción, el nuevo procedimiento de producción de cobre reduce en un 66,6% los costos ocasionados por precipitación electrolítica i ocasiona una disminución de los costos totales de producción en 42%, tomando en consideración un precio relativamente elevado para la tonelada de mineral puesta en los buzones de la planta, a saber, de \$ 13 m/c.

Por consiguiente, la misma aplicación del Procedimiento Bardt hace ver la posibilidad de beneficiar minerales con leyes aun mas bajas que las que se consideraban tratables hasta hoy con los antiguos procedimientos. Naturalmente, no se puede fijar de una manera jeneral el nuevo límite inferior de la ley mas baja todavía económicamente tratable, sino hai que determinarla para cada materia prima separadamente i para cada caso, puesto que influirán en cada problema una variedad de factores muy distintos. Estos factores son jeneralmente los siguientes: Condiciones locales de trasportes, consumo de ácido sulfúrico, carácter del mineral i de su ganga i el costo de la tonelada puesta en el establecimiento. Fácil es formarse un criterio en este sentido, si se contempla el gráfico adjunto a la presente memoria. (Tabla N.º 3). Hai que tener presente, que—a causa de la necesidad de depurar las lejías en la electrolisis, con tanta frecuencia—se aumentará todavía mas el saldo de producción *en contra* de la precipitación electrolítica i *a favor* del nuevo Procedimiento Bardt. Tomando, por ejemplo un tipo de mineral oxidado con 3% de cobre como materia prima i un valor de 2,300 pesos m/c. (de 7d.) para la tonelada del metal rojo, resulta, segun el gráfico, que con un precio por tonelada de mineral bruto puesto en los buzones de la planta de \$ 25 m/c., los costos de producción electrolítica casi alcanzan el valor total del producto, mientras que la

Tabla N.º 2

TABLA COMPARATIVA SOBRE LOS COSTOS DE PRODUCCION DE 1000 KILOS DE COBRE

BASES: Produccion diaria: 10 Toneladas de cobre

Materia Prima: Minerales oxidados de 3% cobre

Productos: Para la cementacion

Para la precipitacion electrolitica

Para la precipitacion segun el procedimiento Bardt caso III

caso I Cobre refinado
por via seca
caso II Cobre fino
tipo Wire-Bars

Costo de Mineral de 3% • \$ 10,- p. tonelada	I Cementacion Precipitacion por fierro viejo			II Electrolisis Precipitacion por la corriente electrica			III Procedimiento Bardt Precipitacion mediante Polisaccharatos		
	Cantidades \$ % \$ %			Cantidades \$ % \$ %			Cantidades \$ % \$ %		
	40 tlds.	400		40 tlds.	400		40 tlds.	400	
Transporte desde mina hasta el establecimiento	40 tlds.	120		40 tlds.	120		40 tlds.	120	
Molienda del mineral	40 tlds.	82		40 tlds.	82		40 tlds.	82	
Lixiviacion del mineral con H ² SO ⁴ incl. gastos generales	40 tlds.	68		40 tlds.	68		40 tlds.	68	
Total: Mineral i Lixiviacion	40 tlds.		670	40 tlds.		670	40 tlds.		670
Precipitacion del cobre	1400 Kilos de fierro viejo \$ 130,- t	182		Energia electrica 3000 KWH 4 cls oro c/u 160% recargo 15% p. motores 46,80	312	46,80	1000 Kilos de aserin 750 Kilos de carbon crudo	42	75
Mano de obra		50			144			56	
Pérdida de acido	2000 Kilos de H ² SO ⁴ de 60% Be \$ 300,-	600							
Renovacion de electrodos					130				
Mantenion i Reparacion		12			170			30	
Administracion i Sueldos		35			90			45	
Amortizacion e intereses		32			145			63	
Fusion i colado	con refino	82,50			52,50			52,50	
Total: Precipita i Produccion del Lingote			993,50			1090,30			363,50

En esto se 1º Perdidas posibles en acido sulfurico en la lixiviacion de minerales por Prescinde: ser muy variables, segun tipo de mineral lixiviado.

2º Presencia posibles de cloruros i nitratos en minerales que aumentan todavia mucho los costos de electrolisis porque exigen su eliminacion en planta i operacion especial los que no influyen en nada sobre el procedimiento Bardt.

• Pesos de 7 d.

Tabla N.º 3

Pesos de 7d. Costos de elaboración del cobre.

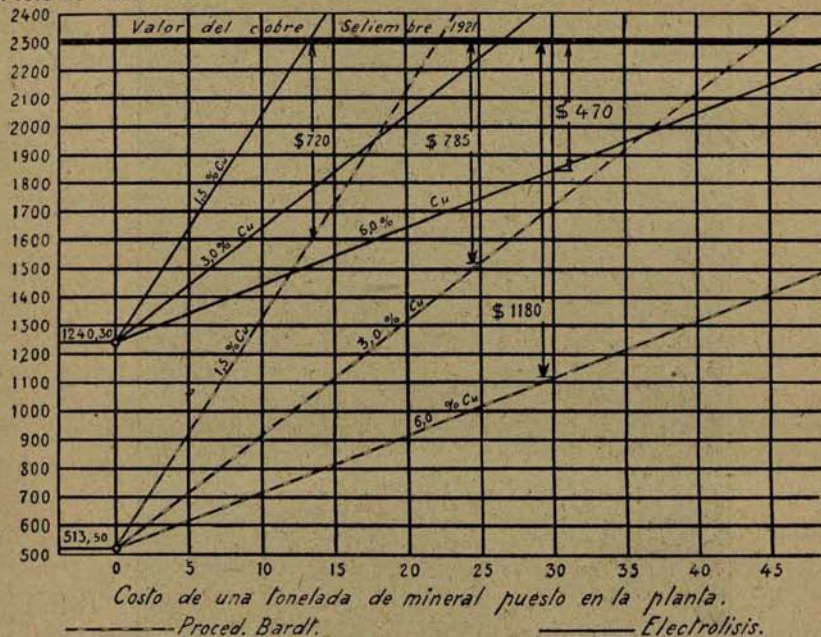


Tabla N.º 4

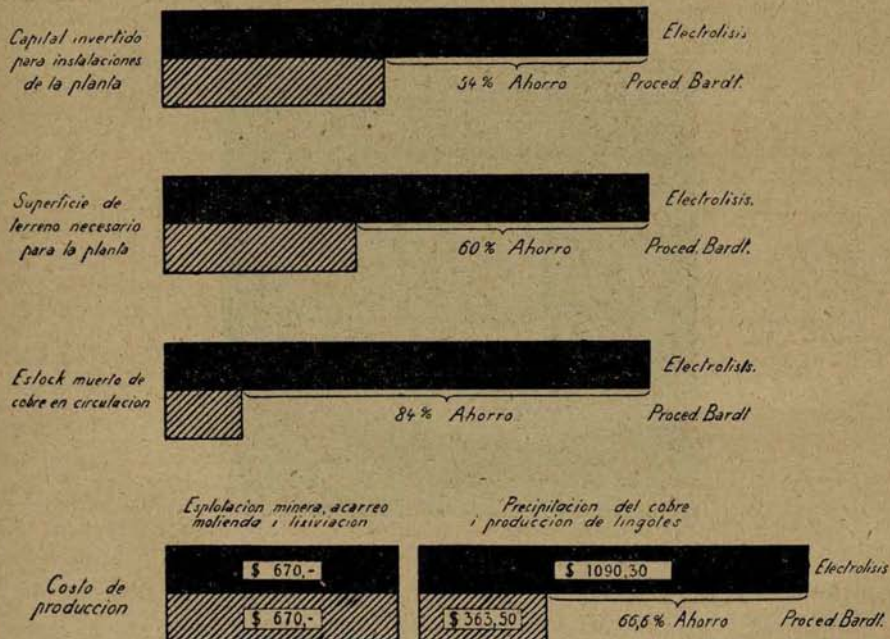




Fig. 3.—Autoclave para precipitar el cobre con aserrín.



Fig. 4.—Horno para fundir el cobre precipitado.

elaboracion segun el nuevo Procedimiento Bardt deja todavia un márgen de utilidad de mas o menos \$ 785 por tonelada de cobre fino.

Tomando en consideracion como materia prima un mineral de igual tipo, con 6% de Cu i un precio de la tonelada de mineral puesto en los buzones de la planta, de \$ 30 m/c., entónces el nuevo Procedimiento deja \$ 1,180 de utilidades por toneladas de cobre en contraposicion a la suma relativamente tan reducida de \$ 470 que representa las utilidades del procedimiento electrolítico.

Si se presenta el problema de beneficiar minerales de baja lei, con 1.5% de cobre, entónces la electrolisis ya no deja utilidades si subiera a \$ 13 el precio de costo de la tonelada de mineral puesto en planta, mientras que la elaboracion, segun el nuevo Procedimiento de Bardt, aplicado a este caso, todavia deja un márgen de utilidades de \$ 720 por tonelada de cobre fino.

Estas son las razones que impulsaron a la Sociedad Hidrometalúrgica propietaria de las patentes mundiales de esclusividad para el Procedimiento Bardt a instalar un Laboratorio especial, en que se someterán los minerales en cada caso individual a minuciosos i prolijos ensayos con el fin de determinar todos los datos i factores necesarios para adaptar el Procedimiento a las peculiaridades que cada problema presenta.

El capital que se debe invertir en la instalacion de la planta de beneficio segun el nuevo Procedimiento Bardt, es menos de la mitad del que exigiria una planta electrolítica de igual capacidad, como se puede ver en el cuadro correspondiente (Tabla N.º 4).

Otra ventaja del nuevo Procedimiento Bardt consiste en lo reducido de las cantidades de cobre que circulan en las lejías. Con la precipitacion electrolítica el cobre, que permanentemente queda en circulacion en baños electrolíticos i tinas de lixiviacion alcanza cantidades que son 6.5 veces mas grandes que las que exige para idéntico objeto el Procedimiento Bardt.

Así es claro que la precipitacion electrolítica impone un gravámen especial, bastante considerable, al presupuesto de sus operaciones, a título de intereses sobre el valor de tan grandes cantidades de cobre almacenadas.

La superficie de terreno necesaria para la instalacion de la planta alcanza con la precipitacion electrolítica a mas del doble del área exigida por el Procedimiento Bardt.

Igualmente, los costos de mantencion i reparacion con el procedimiento electrolítico son dos o tres veces mas grande que los ocasionados por las operaciones e instalaciones del nuevo Procedimiento.

La electrolisis, ademas, exige la formacion i permanencia en la planta de un núcleo de operarios especialistas bien experimentados, lo que no es necesario para el Procedimiento Bardt, en virtud de su mayor sencillez.

Esto es, entónces, en grandes rasgos, el nuevo procedimiento i un resumen de sus características i ventajas que nos saltan a la vista.

Ya que se ha comprobado en una planta de escala industrial i, personalmente, me he convencido que no existen obstáculos de orden mecánico i económico para llevarlo a la práctica en cualquier escala, no tengo la menor duda que estará llamado a revolucionar totalmente la hidro-metalúrgia industrial del cobre, no sólo en Chile sino en todo el mundo.



La producción directa del acero ⁽¹⁾

La producción del acero i del fierro directamente del mineral ha tentado siempre a los ingenieros metalurgistas a causa de la economía que podría resultar del procedimiento.

El fierro era extraído primitivamente por la reducción del mineral por medio del carbon de leña. Este método sencillo exijia, en carbon, tres veces el peso del fierro producido i por la extracción incompleta se perdía una importante fracción del metal contenido en el mineral rico. Las antiguas explotaciones se manifestaban por la existencia de «crassiers» que se han encontrado i explotado en los altos hornos siempre que los gastos de transportes no sean demasiado onerosos.

Sin embargo, las fundiciones catalanas primitivas no podían asegurar una producción que estuviera en relación con las necesidades mas i mas grandes de las construcciones metálicas i mecánicas i de acuerdo con la economía del combustible que se exijia. En vista de estas circunstancias se ha llegado a construir aparatos de grandes dimensiones para utilizar mejor el calor; pero, en estos aparatos, desde cierta capacidad, por efecto de la elevada temperatura el fierro se carbura i se transforma en fundición mas fusible, pero menos forjable.

La economía del combustible, la extracción mas completa del fierro contenido en el mineral han justificado la construcción de los «altos hornos» que alcanzan actualmente proporciones gigantescas.

Es preciso transformar la fundición en un producto forjable i que se elabore paralelamente al de la fundición, se ha creado así la refina, operación penosa, después, el procedimiento Bessemer, que trata grandes cantidades i proporciona acero, el horno Martin, que trata la fundición i los «riblons» para producir económicamente un metal de calidad; el convertidor Thomas que permite la eliminación del fósforo perjudicial en las fundiciones, que

(1) La Nature, 31-XII-9921.

proviene de minerales fosforados. En último término, los aceros finos i especiales obtenidos en el horno eléctrico que consume mucha energía.

La obtencion directa del acero partiendo del mineral debia tentar a los investigadores con el objeto de suprimir los aparatos para el tratamiento de la fundicion, con sus dificultades: eleccion de materias primas, complejidad de las instalaciones, gasto suplementario de combustible.

Siemens consagró una considerable labor a esta cuestion buscando cómo fabricar directamente el acero. Reduciendo el óxido de fierro por el carbon en grandes cámaras calentadas exteriormente, Chenot obtuvo esponjas de fierro que en seguida era necesario aglomerar i fundir.

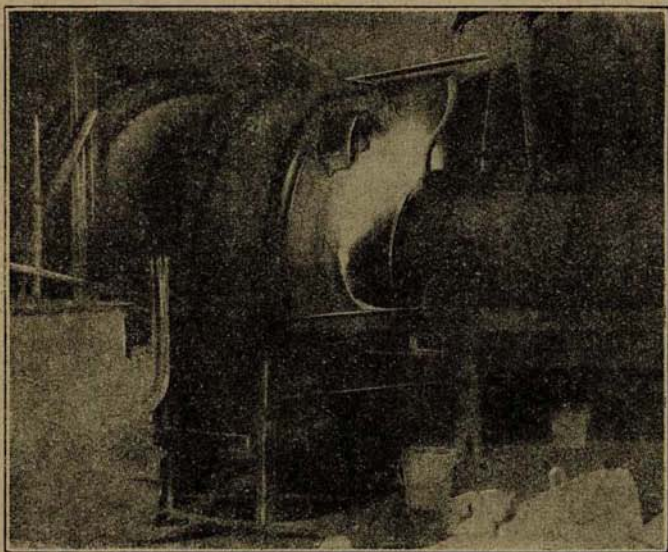


Fig. 1.—Procedimiento Basset.—Horno rotativo en marcha. Se ve la tobera de aire con el tubo acodado encima que conduce el carbon pulverizado; uno de los tres agujeros de colada está debajo i el metal sale por la rotacion del horno (3 minutos) en cantidad de 200 kg. mas o menos.

Todos los numerosos ensayos que se han efectuado no han llegado a resultados prácticos, por diversas razones, entre las cuales la mas importante era la imposibilidad absoluta de estraer todo el metal del mineral

Quedaba en los lechos 50 a 55 por 100 de óxido de fierro i esta pérdida de materia prima quitaba todo interes a estos métodos.

La reduccion incompleta por el procedimiento Siemens sobre el lecho de fusion, la falta de calor en las retortas por el procedimiento Chenot han impedido un resultado industrial. El fierro se oxidaba de nuevo sobre el lecho de fusion, el óxido de carbono no podia reducir al silicato de fierro.

Las esponjas de fierro obtenidas en uno u otro caso se quemaban cuando se queria aglomerarlas o fundirlas. Se ha buscado el medio de fundir las esponjas en el horno eléctrico, que es costoso, i complica considerablemente la operacion industrial aniquilando su economía.

En el procedimiento de Bourcoud se trata de reducir el óxido de fierro en un horno rotativo por medio de gas gasógeno i realizar la fusion de las esponjas o del polvo de fierro en un horno eléctrico.

Los gases en marcha siguen una espiral, que prolonga su accion reductora, pero a pesar de esto la reduccion es incompleta, porque el óxido de carbono no puede reducir los silicatos. Por otra parte, la accion reductora es lenta porque allí se produce rápidamente el equilibrio químico entre el óxido de carbono reductor i el ácido carbónico producido. Esta operacion exigiria un minimum de 1,200 Kg. de hulla por tonelada de esponjas de fierro.

Estas esponjas saliendo del horno a 1,000° o 1,100° exigirian ademas por su fusion 1,000 kilo-watts hora por tonelada de acero. Esta potencia

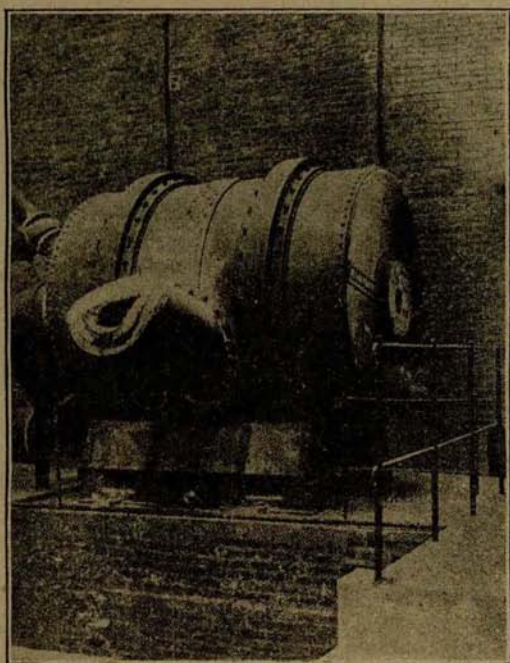


Fig. 2.—Horno rotativo de refinacion por el procedimiento de Basset, en servicio en la usina de Dennemont (Francia).

eléctrica consumida es desproporcionada i el método Bourcoud no ofrece como novedad mas que la forma especial del horno, cuya eficacia todavía habrá que demostrar.

Pensamos que, para obtener un resultado real, es necesario modificar profundamente la manera de operar. Durante la reduccion del metal i en el curso de la fusion, la atmósfera debe ser francamente reductora, no solamente debe encontrarse sin oxígeno libre, sino tambien sin vapor de agua ni ácido carbónico.

Estos dos productos ceden fácilmente el todo o parte de su oxígeno i pueden así volver a oxidar el fierro ya reducido i su presencia en los productos de la combustion es lo que ha hecho imposible la reduccion total del óxido de fierro o únicamente la fundicion del fierro.

La accion reductora del carbon está tanto mas contrabalanceada por la accion oxidante del ácido carbónico i del vapor de agua cuanto mayor cantidad de esponjas de fierro porosas que presentan una superficie considerable de ataque se encuentren en la operacion.

Basándose en estos hechos, un químico frances, Lucien Basset, ha concebido un método completamente nuevo. No se trata ya de una simple especulacion científica sino de una realidad concreta, pues existe una importante usina que explota el procedimiento actualmente con éxito.

El carácter del procedimiento Basset es netamente químico i puede efectuarse en cualquier horno apropiado en el cual opere una llama en completa combustion que alcance a 2,000° i que no contenga ni ácido carbónico ni vapor de agua.

Por consiguiente la reduccion del mineral a fuego directo no es así obstaculizada por ninguna reaccion inversa i puede ser completa. El metal se funde en la llama sin ninguna oxidacion posible puesto que ningun elemento puede proporcionar oxígeno al metal.

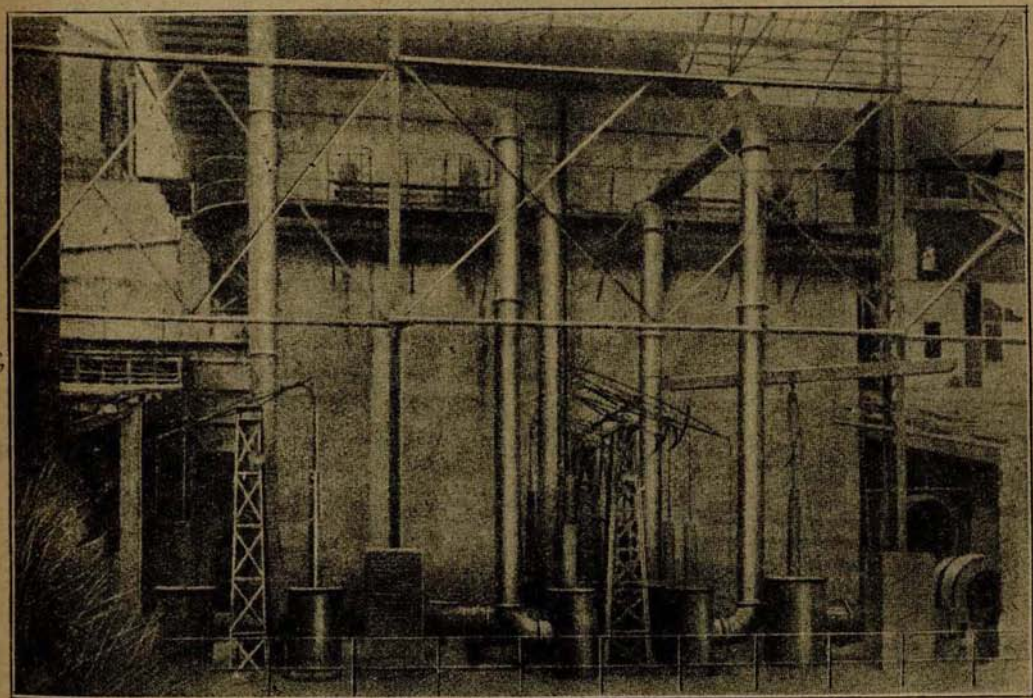


Fig. 3.— El recalentador de aire que calienta previamente a 1000° el aire de la combustion, por medio de los gases todavía combustibles que se escapan del horno rotativo.

Para llegar a este resultado, se quema carbon finamente pulverizado en aire sobrecalentado, en la cantidad estrictamente necesaria i suficiente para que la combustion no pueda producir mas que óxido de carbono con esclusion de ácido carbónico i vapor de agua.

Habitualmente se hace completa la combustion del carbon, M. Basset, al contrario, detiene esta combustion en su primera etapa, es decir, cuando se forma el óxido de carbono. De aquí resulta que se utiliza solo una fraccion del poder calorífico del carbon i el rendimiento seria desastroso si se dejara escapar simplemente los gases producidos que son combustibles.

De este modo a la salida del horno, estos gases son captados i empleados en parte, para el sobrecalentamiento del aire de combustion. Este aire se calienta a $1,000^{\circ}$ i este calor se agrega al de la combustion del carbon, que representa mas de 4,000 calorías por kilógramo de combustible.

Esto permite obtener una llama no oxidante con una temperatura vecina a los $2,000^{\circ}$ que puede compararse a la de un enorme soplete a gas.

El horno empleado es un horno rotativo continuo, como los hornos de cemento, que producen 100,000 Kg. de acero por dia. El mineral mezclado con carbon de reduccion i de calcárea se introduce de una manera

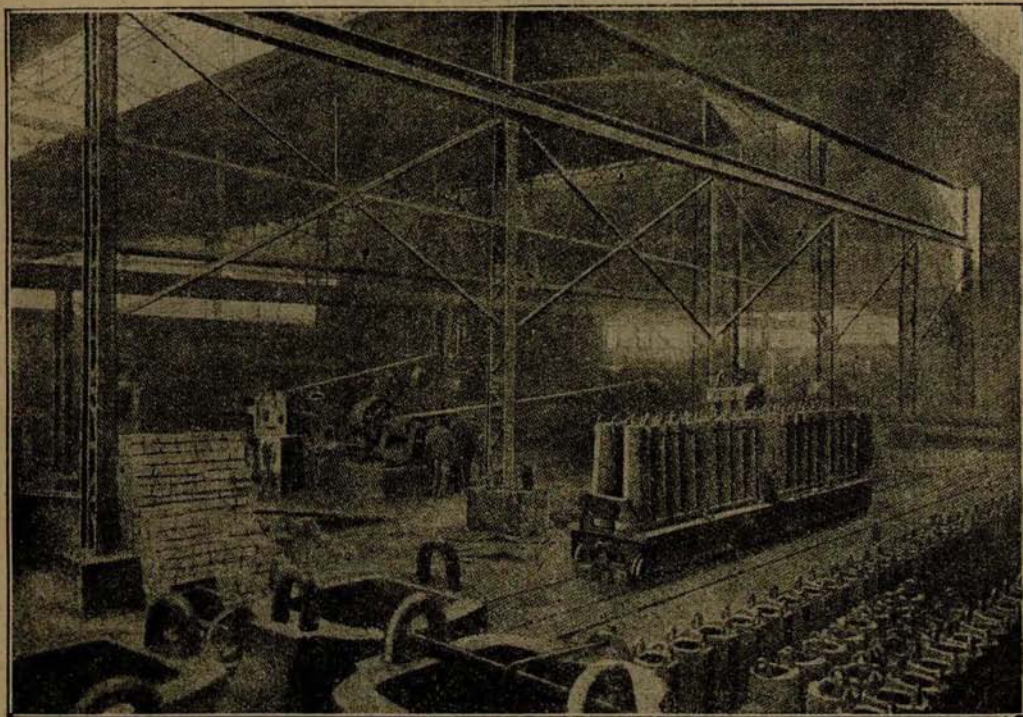


Fig. 4.—El procedimiento Basset es aplicado en la usina de Dennemont, de la cual puede verse aquí una parte.

continúa por una estremidad, mientras tanto que por la otra se escurre intermitentemente el acero producido, el proceso a partir del mineral exige cinco horas.

El aire calentado a $1,000^{\circ}$ es conducido por un grueso cañon guardado interiormente con productos refractarios i calorífugos para llegar en un enchufe o tobera de láminas de acero provistas de una camisa en donde circula el agua para el enfriamiento a fin de evitar la destruccion.

En el eje de la tobera llega un pequeño cañon perforado por numerosos agujeros por los cuales, por medio de un pequeño ventilador se proyecta el carbon pulverizado en cantidad variable, regulado por las variaciones de velocidad de un distribuidor de tornillo sin fin. El carbon regulado por este distribuidor junto con aire dosificado por un registro, permiten obtener

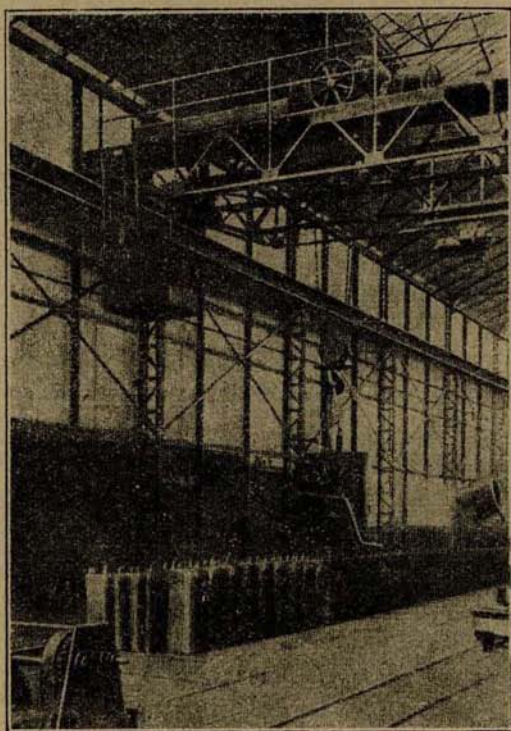


Fig. 5.—El hall de colada de la usina Basset.

por una combustion en un recinto cerrado, sin intervencion de aire exterior, una llama que tenga la constitucion química deseada.

El mineral es mezclado de antemano con la cantidad de carbon estrictamente necesaria para reducir al óxido de fierro. La mezcla sometida a la

llama se calienta i la reduccion que empieza a 600° se hace activa a los 800°. Como el calentamiento continúa, la mezcla entra en fusion, primero la ganga i el fierro en seguida.

La elaboracion del metal se hace exactamente como si se realizase en un crisol, porque ninguna accion secundaria viene a perturbar la reduccion. Esta es completa i la fusion del metal se hace sin posibilidad de oxidacion, porque fuera del óxido de carbono, estable a esta temperatura, no existe en el horno ningun compuesto capaz de ceder su oxígeno.

Se ha visto que la cantidad de carbon está dosificada por la reduccion del óxido de fierro solamente. Como el óxido de manganeso, los fosfatos i silicatos son mas dificilmente reductibles que el óxido de fierro, se obtiene un metal sin manganeso, ni fósforo, ni silicio i que al no estar libres no pueden incorporarse al fierro.

El azufre que proviene de un mineral naturalmente cálcico o, adicionado con calcárea pasa en los lechos de fusion al estado de sulfuro de calcio. La mezcla líquida: escoria i acero fundido, a la salida del horno rotativo, es recibida en un mezclador u horno de refina. Las escorias sobrenadan i se vierten por el pico. El revestimiento del horno de refina depende del metal, segun contenga aun azufre o fósforo.

El procedimiento Basset puede tratar cualquier clase de mineral i produce de éste, un metal prácticamente puro.

Segun la cantidad de carbon de reduccion empleado, se puede obtener el metal bajo la forma de fierro, de acero o de fundicion.

La fotografia primera, muestra el frente del horno rotativo. La tobera de aire caliente i de combustible pulverizado penetra en el eje del horno. En la parte inferior, la tronera deja pasar el acero líquido que llega a un canal que lo conduce al mezclador vecino.

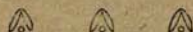
La continuidad de la operacion, la temperatura elevada de la llama i el empleo, en si mismo, económico del carbon pulverizado, son otros tantos elementos que favorecen el pequeño consumo del combustible. Tomando en cuenta el gas que no se utiliza en el sobrecalentador de aire, no se consumen mas que 600 Kg. de carbon pobre por tonelada de acero líquido. En el alto horno es necesario 1,000 a 1,200 Kg. de coke por tonelada de fundicion. Ademas se extrae 99 por 100 del fierro contenido en el mineral i la reduccion puede considerarse como prácticamente total.

El procedimiento Basset practicado lo mas lójica i económicamente posible es perfectamente exacto desde el punto de vista químico i resuelve el problema de la siderurgia directa.

Su interes es considerable, porque a mas de la supresion del complicado aparejo de la metalurgia del fierro, no consume sino una pequeña cantidad de carbon pobre en lugar del coke metalúrgico.

Permite del mismo modo a nuestro país, explotar sus inagotables riquezas mineras i colocarse en mui buen rango entre las grandes potencias metalúrgicas sin estar a merced de las exigencias o buenos deseos de los vecinos.

E.-H. WEISS.



La barrena de diamante en los campos petrolíferos⁽¹⁾

Conveniencia de tener muestras jeológicas de los estratos atravesados por las perforaciones. La barrena con boca de diamante obtiene esas muestras i puede perforar pozos profundos.

Durante los dos últimos años ha habido un cambio gradual en el método de buscar petróleo i explotar los campos petrolíferos nuevos. Por muchos años esta clase de trabajo se dejó casi exclusivamente a los cateadores errantes, i las grandes compañías compraban el petróleo segun se producía o adquirían los pozos i las propiedades despues de que habían llegado a su período de produccion. La industria del petróleo debe mucho al cateador vagamundo. Si no hubiera sido por él i su optimismo sin límites, la industria del petróleo estaria aun muchos años atras de como está ahora. Mucho se ha ridiculizado al explorador errante. Si tiene éxito i encuentra petróleo, es un adivinador astuto; si no tiene éxito se le llama loco o timador.

El primer buscador de petróleo, así como el explorador que busca oro, que va a los cerros con pica i burro, será seguido cuando descubra algo por los que poco se preocupan de exploraciones, siendo su fin principal vender acciones de las empresas que forman. Cuando hai buena perspectiva, algunas veces se perfora un pozo. Jeneralmente el pozo se hace mui grande para que baste a la enorme cantidad de petróleo que se promete. Para la situacion del punto donde se hace la perforacion poco caso se hace de la jeología i la ingeniería; de algun modo milagroso se sabe dónde queda el agujero arriba de las arenas petrolíferas cuando se necesita mas dinero.

(1) Cortesia de la Sullivan Machinery Co.

LIMITACIONES DEL TRÉPANO ANTIGUO

Antes las perforaciones eran mucho ménos profundas de como son hoy. A medida que se hacen perforaciones mas profundas los aparejos perforadores se han hecho mas grandes i resistentes, pero en realidad el aparejo para trépano jiratorio ha tenido pocos cambios.

Para profundidades hasta de 300 metros en formaciones jeológicas favorables el uso del trépano de percusion es mas eficiente que cualquier otro; pero en agujeros mui profundos el costo aumenta rápidamente debido a la necesidad de revestir el pozo con tubo no sólo para evitar los derrumbes, sino tambien para detener el agua del subsuelo. Cuando en la perforacion hai agua, el efecto del choque de la herramienta se amortigua. Para los pozos mui profundos conviene introducir primeramente una tubería de gran diámetro que permita la introduccion de otras de menores diámetros a medida que avanza la perforacion. Con el empleo de tuberías pesadas aumentan los accidentes, dando por resultado demoras considerables i gastos extraordinarios para sacar los tubos i las herramientas caidas.

El trépano jiratorio trabajando en arena u otro material suave llega a grandes profundidades sin necesidad de tubería de revestimiento, empleando lodo flúido para enlucir las paredes del pozo, i por su peso mismo vence la presion de las paredes del pozo.

En las perforaciones en roca un poco dura el trépano jiratorio es mas eficiente. Cuando se hacen perforaciones en busca de arenas petrolíferas a profundidad conocida lo mejor es colocar la tubería a buen tiempo para evitar el peligro de cubrir las arenas con el enlucido de lodo flúido.

En la esploracion de un terreno virjen en los que es desconocida la profundidad de las arenas petrolíferas, el perforador debe tener cuidado especial de no pasar las arenas sin advertirlo. En Texas, en algunos casos se han localizado las arenas petrolíferas por análisis de los cortes del terreno a intervalos segun avanza la perforacion, aun cuando no haya habido nada que indique que la perforacion haya pasado por petróleo.

NECESIDAD DE ESPLORACION SISTEMÁTICA

En el pasado la buena suerte tenia en las esploraciones mucho mayor parte que ahora. El método de tanteos gradualmente ha dado lugar al estudio jeológico del terreno. Obligadas por la reunion de circunstancias, las grandes compañías han puesto mano en las esploraciones i en la explotacion, i han llegado a comprender que vale la pena estudiar e investigar, lo que ha traído los resultados sorprendentes habidos en la produccion del petróleo. Las perforaciones profundas en las rejiones remotas del pais o en tierras estranjeras requieren fuertes gastos, que sólo pueden sufragar

las grandes compañías, i éstas, comprendiendo que su futuro depende de nuevos campos petrolíferos que reemplacen a los ya agotados, están formando grandes organizaciones que hagan exploraciones en gran escala. Para muchos de estos trabajos la barrena de boca de diamante tiene la ventaja que es mas lijera que las otras herramientas i produce un cilindro macizo del material en que ha penetrado, que sirve de muestra.

Por medio del cilindro del material extraído es posible identificar los diversos estratos sin ninguna duda, determinando así si la formación atravesada es favorable i a qué profundidad puede esperarse encontrar petróleo. Pozos hechos con barrena de boca de diamante hasta profundidades de 1,200 a 1,800 metros no son raros, i las probabilidades de accidentes en las perforaciones a grandes profundidades no aumentan en proporcion como con los trépanos de cable, ni aumenta el peso de la herramienta en la misma proporcion que la profundidad. Un aparejo provisto de tubería para profundidad de 1,000 metros pesará de 62,000 a 120,000 kilógramos, dependiendo de los estratos que haya que atravesar. En los campos petrolíferos del sur de Tampico, México, las barrenas jiratorias con equipo para cable i campamento llegan a 250 toneladas.

El transporte estos aparatos es difícil por país quebrado i la perforacion de un pozo de exploracion a 760 metros significa un desembolso de 150,000 dólares.

Un equipo para barrena con boca de diamante completo para pozos de la profundidad ántes dicha, pesa de 27,000 a 33,000 kilógramos, i si va acompañada de calderas seccionales, puede desarmarse i trasportarse a lomo de mula. En principio la barrena de boca de diamante es mas semejante a la barrena jiratoria que al aparejo corriente. La barrena misma está formada de una sola pieza, i las varillas son huecas i parejas. Toda la columna formada por las varillas i la barrena se hace jirar, subir i bajar por medio de un cilindro hidráulico que obra directamente en la columna. La grua forma tambien parte integrante de la maquinaria. Los aparejos de gran tamaño, tanto la grúa como los cilindros propulsores, son capaces de accionar de 14,000 a 18,000 kilógramos de varillas. Cuando se hacen perforaciones a grandes profundidades, todo el peso de la columna es soportado por el cilindro hidráulico escepto unos 300 metros de varillas; nunca se deja que todo el peso de la columna descansa sobre la barrena.

La velocidad de rotacion llega a 250 revoluciones por minuto, i el avance es de 1,5 a 2,5 metros por hora cuando se perfora roca maciza. En material blando se emplea, como en el caso de las barrenas jiratorias, lodo flúido i cuchara. La velocidad de la perforacion en material suelto es menor que con barrena jiratoria; pero en roca maciza es mayor, i miéntras mas dura es la roca, mayores son las ventajas de perforar con diamantes.

COSTO DE LOS DIAMANTES

El costo inicial de los diamantes es alto, pero el costo por metro perforado es comparativamente pequeño. La boca de la barrena tiene generalmente 8 diamantes de 2,5 a 3 quilates cada uno. Los de mejor calidad, que son los que producen mayor economía, se venden generalmente a 125 dólares el quilate, costando en consecuencia los diamantes de una boca 2,500 a 3,000 dólares. Los diamantes que se emplean son los negros, opacos, no cristalinos, de la variedad conocida con el nombre de carbon, que se encuentran solamente en Brasil. Están montados en hierro dulce, en el que se abren agujeros de tamaño adecuado, donde se colocan los diamantes, i se recalca el metal alrededor del diamante con herramientas especiales. Todas las piedras se montan para cortar hácia el frente, pero cuatro están montadas mas afuera i cuatro mas adentro.

Una de las críticas del uso de la barrena con boca de diamante en pozos de petróleo es que no hace agujeros grandes. Aparte de que no hai razon mecánica por la que no se pueda abrir un agujero grande, para exploraciones basta un cilindro de muestra del terreno con 5 centímetros de diámetro sacado de un agujero de 7 a 8 centímetros, pues dará mas luz sobre la jeología del terreno que las barrenas corrientes. Perforando un agujero mas grande se necesitará un equipo mas grande i mas pesado que no es necesario cuando sólo se trata de explorar con el fin de localizar un depósito de petróleo.

En los trabajos de exploracion lo importante es localizar el petróleo. La barrena con boca de diamante está hecha principalmente para este fin i suministra datos absolutamente exactos de las condiciones i terrenos del subsuelo a costo mínimo.

Algunas de las barrenas con boca de diamante empleadas ahora en perforaciones de pozos de petróleo están dispuestas para pasar por tubos de revestimiento de 10 centímetros i tienen boca de 92 milímetros. Sin embargo, no es ésta la barrena de boca mas grande que puede emplearse, pero es de tamaño suficiente para una produccion considerable. La produccion de la mayoría de los pozos de petróleo puede obtenerse fácilmente por tubos de 10 centímetros de diámetro. En los campos petrolíferos de México, donde las presiones son mui grandes, un tubo de 10 centímetros puede dar salida a una cantidad de petróleo desde 25,000 hasta 50,000 barriles por día, dependiendo de la profundidad, temperatura i viscosidad. Realmente es difícil decir la relacion que hai entre la produccion de un pozo i el diámetro del tubo.

En los pozos en los que tiene que extraerse el petróleo con bomba, hai mui poca ventaja en aumentar el diámetro del tubo mas de lo necesario. En los pozos con alta presion el diámetro del tubo tiene algun efecto en

la produccion, pero el gasto depende mas de la porosidad de las rocas o capacidad de los canales subterráneos que conducen el petróleo al pié del pozo. El rozamiento en los tubos de gran diámetro es menor que como lo es en los mas pequeños; pero si el gasto es menor que la capacidad del tubo, un tubo de menor diámetro servirá igualmente bien.

Una de las razones por lo que en la práctica se perforan pozos grandes es porque con los aparejos corrientes, ya sean o no jiratorios, no se pueden perforar eficientemente pozos de ménos de 15 centímetros, siendo en ciertos casos necesario comenzar las perforaciones con diámetro de 20 centímetros para poder introducir la tubería necesaria que evite la entrada del agua subterránea.

Suponiendo que un pozo se amplia en el fondo, el tubo de revestimiento es sencillamente un conducto para la salida a la superficie, i no hai razon para que sea de mayor diámetro que el de la superficie, escepto en los pozos donde se emplean bombas en los que el tubo debe ser suficientemente amplio para poder manejar la bomba.

Uno de los detalles interesantes de la barrena con boca de diamante es el método empleado para dominar la alta presion de los gases al hacer la perforacion o al estraer las herramientas. Para esto se pone un economizador de petróleo o caja con un relleno formado por una serie de roldanas de cuero hechas para altas presiones. Como las varillas son parejas i tienen uniones parejas con la varilla, pasan por esas válvulas, formando una union hermética que contrarresta cualquier alta presion que sobrevenga rápidamente. Cuando se desea quitar las varillas bajo presion, se agrega una roldana a las varillas en la estremidad del cable fija al piso en el lado opuesto de la máquina. Entónces se deja que suban las varillas gobernando su movimiento con el freno de la grua i se quitan conforme sale una varilla completa, sosteniéndolas con el mandril segun va saliendo cada tramo. Con este arreglo es posible levantar la barrena a un punto entre la válvula i la caja con las roldanas de cuero.

La aplicacion de las barrenas con boca de diamante para perforaciones de gran diámetro se ha considerado lo bastante, pero con toda probabilidad las dimensiones máximas de las perforaciones que se hagan con ellas serán entre 10 i 15 centímetros. Desde el punto de vista mecánico es sencillo aumentar las dimensiones de una perforacion; pero esto significa un aparejo mas pesado i en consecuencia mayores gastos de transporte i de manejo. La barrena con boca de diamante sirve para explorar o en perforaciones de pozos brotantes en los que el revestimiento puede ser un tubo de 10 centímetros. Tambien es mui propio para exploraciones profundas. En los casos en los que se desean perforaciones de gran diámetro o que se sabe de antemano que existe petróleo, tales como los pozos cuyo diámetro disminuye con la profundidad, las barrenas comunes se adaptan mejor.

Cada clase de barrena tiene sus usos i no se pretende que la boca de

diamante suplante las corrientes; pero sí sirve muchísimo de ayuda al jeólogo para que sus exploraciones sean mas exactas e inteligentes i hasta ciertos límites puede tambien servir para perforar pozos brotantes. Esto es particularmente cierto tratándose de perforaciones profundas o cuando se trabaja en rejiones remotas, con medios de trasporte malos.

Las barrenas con boca de diamante se emplean en los campos petrolíferos de Illinois, Oklahoma, Texas, Wyoming, Wáshington, California i México. Aunque las formaciones jeológicas varían desde los estratos suaves superiores de México hasta la dura lava en Wáshington no se han encontrado dificultades en ninguna de estas rejiones. El pozo mas profundo que se ha perforado con esta clase de barrena está en Oklahoma i tiene una profundidad de 1,524 metros. La perforacion la hizo por contrato la Sullivan Machinery Company.

J. S. MITCHELL.



El lugar del Japon en el Mundo del Carbon (1)

(Ha aumentado el Costo de Estraccion, miéntras que la produccion por individuo ha disminuido)

El carbon se encuentra bien distribuido en todas las islas que constituyen el Imperio del Japon, perteneciendo a todas las edades jeológicas mas recientes, siendo la mas antigua la mesozoica. La isla de Honshu, la mayor, tiene probablemente el área carbonífera mas grande, pero en calidad i cantidad de carbon, las islas de Kyushu i Hokkaido son de mayor importancia. Las minas situadas en la parte norte de Kyushu suministran la mayor parte de la produccion total, que, por ejemplo, en 1918 llegó a 19,028,935 toneladas de un total esplotado de 28,029,425 toneladas.

Los depósitos carboníferos mas importantes del Japon pertenecen al Terciario, en capas probablemente del Mioceno. Carbon Triásico se encuentra en la provincia de Bitchu, i carbon rético en la de Nagato. El carbon jurásico se encuentra esparcido en Chugoku i Japon central, siendo los depósitos mas importantes los de Nagato. Tambien se encuentra carbon cretáceo, en la isla de Amakusa, al sur de Nagasaki. El carbon pliocénico es de calidad inferior.

(1) Trans-Pacific Magazine Vol. IV N.º 2.

El área total sobre que se calculan las reservas es de 1,786 km², i se estiman estas reservas de la manera siguiente:

Antracita.....	16.500,000 tons. mé.
Carbones semi-antracitosos.....	45.500,000 » »
Betuminosos i gaseosos.....	7,130.000,000 » »
Sub-betuminosos i lignitos.....	779.000,000 » »
Total.....	7.971.000,000 tons. mé.

Cabe observar que, escepto en algunos casos no se ha comprobado por taladros la existencia de mantos profundos, de modo que no es posible en la mayoría de los casos, dar definitivamente la reserva efectiva de carbon. Sin embargo, en lugares donde se han hecho pocos sondeos o a veces ninguno, pero en que los afloramientos de mantos de mas de 2,5 piés de potencia se han examinado hasta cierta profundidad, se ha tomado como reserva una profundidad de 300 a 500 piés bajo el nivel del terreno.

Como el levantamiento jeológico de los terrenos se ha hecho mui a la lijera, el cálculo del cubo de carbon en la mayoría de los casos está basado en datos incompletos o deducido de la estructura jeológica de áreas contiguas. La profundidad se estima en 4,000 piés bajo la superficie, pero por razones jeológicas se toma una cifra mui inferior, 1,000 a 2,000 piés para hacer los cálculos.

Ademas de los mantos sobre que se basan las cifras dadas mas arriba, hai muchos afloramientos de 2,5 i mas piés de potencia, cuya continuidad no se ha comprobado todavía.

No se ha incluido el total representado por ellos, pues se prefiere que la apreciacion de las reservas de carbon sea lo mas exacta posible, i siempre con un coeficiente de seguridad.

El carbon es el producto mineral mas importante del Japon, pero el crecimiento rápido de esta industria pertenece sólo a los últimos años. Hasta treinta años atras, se explotaba el carbon por métodos mui antiguos i primitivos, i por consiguiente la produccion era insignificante. Aunque puede remontarse la historia de la minería del carbon en el Japon a fechas bastante remotas, el levantamiento jeológico de los campos carboníferos i metálicos no se hizo por mucho tiempo i se debe al desarrollo reciente de la industria minera que se haya comenzado el levantamiento detallado del pais; aun todavía no puede decirse que las exploraciones hayan sido completas, o en muchos casos es imposible calcular el valor efectivo de las reservas de carbon. Los campos carboníferos de Honshu i Kyushu han llamado la atencion desde hace varios años, de modo que todo está ya prácticamente explorado i casi no hai posibilidad de descubrir campos nuevos de importancia en esa rejion.

Los estudios futuros se ocuparán por consiguiente de exploraciones a mayor profundidad para constatar la existencia de carbon donde no se ha hecho exámen ni exploracion detallada hasta la fecha.

En cuanto a Karafuto i Hokkaido, los terrenos carboníferos se han explorado mui a la lijera, i hai probabilidad de encontrar nuevos campos, o continuaciones perdidas de los campos ya conocidos.

Carbon hai en todo el Japon, desde el extremo norte de la isla de Sacalina hasta el punto mas austral de Formosa. El Kyushu setentrional, centro de la industria minera del carbon comprende campos estensos e importantes, tales como Chikuho, Müke Karatsu Matsuchima, Sakite, Takashima, etc., campos que están bien situados para el embarque del producto, pues están cerca de la costa i comunican con los puertos con ferrocarriles cortos. En Hokkaido central hai tambien campos estensos, en que se nota un progreso gradual i donde se mejoran rápidamente las facilidades de transporte. Hai otro campo carbonifero importante cerca de la costa occidental de Hokkaido i hai varios otros no explorados en otros puntos de la isla. La zona carbonífera de la isla Kyushu goza desde hace tiempo de los beneficios de empresas de fuertes capitalistas i ha sido servida por eminentes ingenieros de minas, al contrario de Hokkaido, que ha sido descuidada i trabajada por capitales pequeños comparados con los de Kyushu.

Esta falta de interes se debe principalmente a la falta de facilidades de transporte i la gran distancia al mercado. Ademas, la zona carbonífera no está habitada i está cubierta por espesos bosques i no ha sido bien examinada jeológicamente. Ultimamente, las condiciones han cambiado algo, i se dedica mayor atencion a estos campos carboníferos de parte de mineros experimentados i capitalistas. Tomando en consideracion el área de los campos de carbon, la potencia de los mantos i valor del carbon como combustible, la industria carbonera de Hokkaido tiene un porvenir mui halagador.

Honsuku ocupa el primer lugar en cuanto a área de depósitos carboníferos, estendiéndose la zona del carbon desde el extremo norte de Honsuku hasta el extremo occidental de Chugoku; pero en cuanto a calidad i cantidad del carbon, ocupa un lugar mui inferior a Kyushu i Hokkaido. El campo Joban en el extremo NE. de Honsu, en la costa del Pacifico, es el primero en cuanto a importancia i sigue el campo de Ube, en la parte SE. de la isla, en la costa del Mar Mediterráneo.

Por su colocacion, cerca del mercado i fácilmente accesibles por mar i tierra, estos campos se han explotado desde mucho tiempo.

En Sikoku no hai campos b en conocidos, i sólo se trabaja una que otra mina chica en pequeña escala, pues hai solo mantos delgados de calidad inferior.

En Sacalina, especialmente las partes central i oriental, se dice que

hai áreas considerables de carbon; pero debido a las mismas desventajas que se presentan en Hokkaido, i ademas, a desventajas climatológicas, el desarrollo de estos campos se hace difícil. El Gobierno patrocinaba algunos trabajos mineros en 1911, i hai como seis establecimientos en explotación en pequeña escala.

El único campo importante de Formosa se encuentra en la parte norte. Los mantos son relativamente delgados, i el carbon, de calidad algo inferior, se explotó por mucho tiempo sólo en pequeña escala, gracias a la facilidad de transporte i a que no hai carbon en las rejiones vecinas, se han instalado últimamente faenas mineras de mas importancia.

Los carbones del Japon son de tres clases: semi-antracitoso, betuminoso i lignita. La hulla antracitosa se presenta principalmente en capas mesozoicas, mui rara vez en el terciario. El coke natural i la antracita son variaciones locales que han resultado de fenómenos de contacto i metamorfismo, i se usan jeneralmente como combustible en los hornos de cal, para el uso doméstico i para otros propósitos. Los carbones del mioceno son en su mayoría betuminosos, mientras que el carbon pliocénico es exclusivamente lignita. El carbon miocénico se emplea principalmente en las industrias manufactureras, vapores i ferrocarriles. El carbon japonés del mercado es carbon betuminoso de esta clase. La lignita se usa en algunas partes como combustible para las industrias pequeñas, principalmente en la de la seda, i del algodón, i tambien como sustitucion de carbon de madera i leña en el uso doméstico.

No hai datos auténticos sobre la historia de la industria de la minería del carbon en el Japon, pero se dice que en Kyushu, se ha estraido el carbon para el uso doméstico desde hace varios siglos. Anteriormente a la Restauracion de Meiji (1868) se usaba el carbon solamente como sustituto de la leña i del carbon vegetal en las casas de ciertos distritos rurales, como combustible para las evaporadoras para la sal, o para esportar como combustible de buques extranjeros. La industria en ese tiempo era mui primitiva, siendo la produccion insignificante, a pesar de haberse abierto los campos carboníferos importantes de Chikuho, Müke, Karatsu i Takashima en Kyushu; Joban en Honshu, i Kayanuma i Shiranuka en Hokkaido. Despues de la Restauracion, hubo oportunidad de desarrollo i en 1868 se abrió el primer pique en Takashima por un ingeniero extranjero. Seis años mas tarde pasaron al Gobierno Imperial las zonas mineras de Takashima i Müke, en las que habían introducido varias mejoras los ingenieros extranjeros. Despues de esto, hubo varias tentativas para ensanchar la industria del carbon, especialmente en Chikuho, pero no hubo ningun progreso grande; sólo se consiguió aumentar la explotación.

Los años 1886 a 1893 hacen época en la industria minera del Japon. Se instalaron varias plantas mineras grandes en varios campos carboníferos, se mejoraron los ferrocarriles para el transporte del producto, como tambien

se introdujeron mejoras en los puertos. Después de la guerra chino-japonesa, se activó mucho la minería i aumentó mucho la producción en el año siguiente. La guerra ruso-japonesa también marcó una época en la industria. En 1906, el año siguiente a la guerra, se trabajó con extrema actividad i se instalaron varias plantas, bajo administraciones competentes en los campos mas productivos, de modo que la producción aumentó mucho.

No es posible tener hoy día los datos primeros de exportación, pero no puede dudarse que hayan sido insignificantes ántes de la Restauración de los Meijis. Siete años mas tarde, se tabularon las primeras estadísticas de la producción minera del Japon por el Gobierno.

Damos a continuación algunas cifras de la producción de este primer período, las exportaciones e importaciones i el consumo.

(Toneladas métricas)

Años	Producción	Importación	Exportación	Consumo
1869.....	...	7,169	33,750	...
1874.....	209,515	9,005	118,516	100,004
1879.....	864,218	25,705	197,328	692,597
1884.....	1.148,829	4,907	527,630	626,106
1889.....	2.407,245	7,297	1.071,887	1.342,655
1894.....	4.305,426	40,739	1.729,628	2.616,537
1899.....	6.804,279	58,193	2.553,237	4.309,235
1904.....	10.854,726	631,725	2.944,460	8.541,991
1908.....	15.062,613	63,406	2.960,400	12.165,619

Durante años mas recientes la tabla siguiente nos da los datos relativos a la producción i consumo:

PRODUCCION I CONSUMO

Años	Producción Total	Consumo total en el país	Consumido en fábricas	Cons. en la industria de sal	Consumo para transporte		
					Buques Nación	Buques Etranjeros	Ferrocarriles
1905...	1.997,069	...	841,591
1909...	15.048,113	10.129,281	4.319,075	905,579	2.408,412	1.258,854	1.237,901
1913...	21.315,962	14.924,437	7.613,893	798,225	3.160,022	1.566,526	1.785,771
1914...	22.293,419	16.219,537	8.359,027	810,879	3.942,464	1.191,857	1.915,310
1915...	20.490,747	16.259,978	8.132,728	826,268	4.575,961	809,254	1.915,767
1916...	22.901,580	18.579,126	10.426,079	836,376	4.388,329	932,881	1.993,461
1917...	26.361,420	20.707,452	12.226,441	776,133	4.479,751	822,256	2.399,871
1918...	28.029,425	23.025,803	14.243,923	566,208	4.775,573	499,921	2.949,178
1919...	31.271,093

Cabe observar que las cifras dadas en la columna «Consumo total en el país», no comprenden el carbon usado en fábricas cuyo personal es inferior a diez personas, ni tampoco el carbon de uso doméstico; estas cantidades justifican las discrepancias aparentes entre el carbon producido i el consumido. Los totales de produccion, no incluyen el carbon producido en Formosa ni en Sacalina.

Se ha notado que la produccion total de carbon del Japon crece en una razon de 2,5 en diez años. Aún si suponemos que en el futuro, aumente sólo en la razon 2 en cada diez años, esto significaria que dentro de 50 años se agotaria totalmente la reserva de carbon del Imperio Japones, tomando como reserva la calculada mas arriba. Los datos con que se han hecho estos cálculos, como se ha dicho, son mui poco seguros, i es probable que se descubran nuevos campos, como ha sucedido últimamente en Hokkaido i Formosa, i queda todavía la posibilidad de aprovechar hulla a mayor profundidad, i mantos que se han dejado a un lado a causa de su calidad inferior, de su poca potencia, o de su situacion desfavorable en cuanto a vias de comunicacion.

Es de interes observar cómo ha aumentado la razon de consumo a la de produccion en los años recientes. Siendo mas o menos $2/3$ en 1909, ha llegado casi a $6/7$ en 1918. Este aumento fué notable en 1916 y 1919, debido al crecimiento rápido de varias industrias manufactureras, como resultado de prosperidad producida por la guerra i aumento de buques i ferrocarriles.

Durante el año 1920, sin embargo disminuyó la demanda, debido a que varias industrias redujeron su actividad debido a la depresion, causa que ha obligado a muchas industrias a cerrar sus puertas, o por lo ménos, reducir su actividad, viniendo una consecuente caida en la demanda de combustible. Con la disminucion de la demanda, ha venido la disminucion de la oferta, cerrándose muchas minas i disminuyendo su produccion otras i, a pesar de que todavía no podemos obtener cifras de consumo en el último año, es bastante seguro que ellas indicarán su descenso.

En términos jenerales, sin embargo, podemos asegurar que la produccion del carbon ha de crecer pues la demanda de combustible se desarrolla conjuntamente con el crecimiento de las industrias. El empleo del petróleo i de la electricidad jenerada por fuerza hidráulica, tendrán cierta influencia, pero secundaria sobre la situacion.

Se esportó algo de carbon ántes de la Restauracion, pero en cantidades insignificantes; en 1868, fueron sólo 17,000 toneladas, pero el aumento en los años subsiguientes fué bastante rápido, alcanzando en 1888 a mas de 1,000,000 de toneladas. Debido al desarrollo rápido de la minería del carbon, el comercio de esportacion aumentó mucho, i ocho años mas tarde, en el año siguiente al de la guerra chino-japonesa, excedia de 2,000,000 de toneladas, i dentro de cuatro años mas, pasó de 3 millones. En 1905

i 1906 hubo un descenso mui grande, debido a una depresion jeneral de la industria minera. Durante varios años despues de 1900, la esportacion quedó casi estacionaria, a pesar de la mayor demanda en el mercado oriental, debido principalmente al desarrollo de la minería del carbon en los paises vecinos. En años recientes ha comenzado a disminuir la esportacion, situacion que probablemente continuará, pues la demanda dentro del pais tiende a acercarse a la produccion total. Por lo ménos, no habrá aumento de esportacion. No notamos variaciones importantes en las importaciones, durante los últimos años, pero es probable que ellas aumenten en lo futuro.

El carbon importado al Japon de otros paises, es principalmente coke para hornos de hierro, pues en Japon no se produce este artículo con tan buena calidad como en la China.

Las tablas siguientes muestran los paises importadores i esportadores durante los últimos años, como tambien las cifras correspondientes:

ESPORTACIONES, EN TONELADAS MÉTRICAS

	1920	1919	1918	1917
	—	—	—	—
China.....	510,319	713,719	813,584	1,128,658
Kwantung.....	139,914
Hongkong.....	297,637	370,601	428,670	709,384
India Británica.....	6,100	16,380	32,124	14,637
Estados del Estrecho.....	222,156	329,987	438,179	400,210
India Holandesa.....	46,935	41,685	68,777	54,650
Indo China.....	31,568	10,651	42,970	67,602
Rusia Asiática.....	248,587	142,389	26,495	35,983
Filipinas.....	219,580	259,201	304,911	340,978
Siam.....	...	2,850	8,161	...
Hawaii.....	...	12,846	9,255	17,784
Otros paises.....	47,921	100,388	6,474	21,247

IMPORTACIONES (TONELADAS MÉTRICAS)

	1920	1919	1918	1917
	(9 meses)	—	—	—
China.....	418,551	463,298	534,512	485,693
Kwantung.....	57,036	124,427	135,388	124,107
Indo-China.....	112,412	106,803	86,874	93,561
Otros paises.....	4,063	5,118	4,922	40,606

ESPORTACIONES E IMPORTACIONES POR AÑOS

Años	Esportaciones	Importaciones
1913.....	3.839,881	572,194
1914.....	3.558,339	950,108
1915.....	2.900,885	609,799
1916.....	2.993,003	551,696
1917.....	2.791,133	707,421
1918.....	2.179,600	761,698
1919.....	2.000,697	699,646
1920 (9 meses).....	2.570,717	592,062

Como ha sucedido en todos los demas paises, el costo de produccion del carbon en el Japon, ha crecido enormemente en años recientes. Así, se estima que ántes de la guerra, el costo por tonelada era de yens 2,76, siendo esta cifra el término medio entre 29 establecimientos, siendo el mínimo de yens 1,75, i el máximo de yens 4,50. En 1919 el término medio era de yens 9,80, con un mínimo de 6,1 un máximo de 17 yens; i en 1920, habia subido a yens 12,55, siendo el máximo i el mínimo de 20 i 7 yens respectivamente.

Las tablas siguientes indican el número, edad i sexo de los mineros empleados. La primera muestra el aumento constante en número, i la segunda, clasifica el total de 287,159 individuos a fines de Junio de 1918, segun la edad i el sexo.

TABLA I:

1909.....	152,515	1914.....	182,637
1910.....	137,467	1915.....	193,142
1911.....	145,412	1916.....	197,907
1912.....	152,429	1917.....	250,144
1913.....	172,446	1918.....	287,159

TABLA II:

	Hombres	Mujeres
Menores de 14 años.....	252	202
Menores de 15 años.....	1,956	1,542
Menores de 20 años.....	33,910	20,997
Mayores de 20 años.....	170,776	57,524
Totales.....	206,894	80,265

Una confrontacion entre el número de operarios empleado i la produccion total de los varios años dados mas arriba, indica que el tonelaje

producido por minero, ha decrecido considerablemente. Así, el término medio anual en 1913 era de 120 tons. por hombre; pero en 1918 había decaído a 100 tons. i este hecho, conjuntamente con el aumento de sueldos producido en este mismo período, ha causado el alza rápida del costo de producción. Los sueldos que antes de la guerra eran de yens 0.80 a yens 1, ahora alcanzan a yens 2.50 i yens 3 por día. Debe observarse, sin embargo, que este fenómeno no es sólo peculiar al Japon, sino que se ha presentado en otros países, como por ejemplo, el Reino Unido donde la cantidad producida por hombre al año ha decaído de 255 tons. en 1913 a 193 tons. en 1919.



CORRESPONDENCIA

La Potasa Catalana

Barcelona, 23 de Diciembre de 1921.

Señor Ministro:

Un gran negocio va a plantearse estos días en Cataluña.

Trátase de la suscripción de 20,000 Obligaciones hipotecarias de «Minas de Potasa de Suria, S. A.», emitidas a la par i con el 7% de interés. Pero estas características, que ofrecen por sí solas un interés excepcional, lo revisten aun más señalado si se tiene en cuenta que la empresa que solicita ese dinero representa, primero, la explotación de las sales potásicas descubiertas en Cataluña; segundo, la incorporación de la casa Solvay al laboreo de la riqueza española; i tercero, la aportación de fuertes disponibilidades de abono, que vendrá a abaratar el precio de los similares en el mercado.

Como anteriormente le he comunicado a U.S., en el año de 1914 empezó a iniciarse en la alta montaña catalana el hallazgo de yacimientos potásicos. A las primeras afirmaciones acompañó una cierta incredulidad. De-

ciase que el rastro de lo que se descubria podia dotar al suelo español de una riqueza parecida a la que representaban entónces las potasas de ciertas rejones de Alemania para aquel Imperio. I esta afirmación semejaba naturalmente un sueño.

Pero, a los primeros hallazgos sucedieron otros. Tras unas catas vinieron sondeos mas profundos. I a las inquisiciones de unos técnicos siguieron los dictámenes de químicos notables i de quienes habian laborado de cerca con las mejores potasas del Continente.

Hubo mas. La razon social Solvay i Cia., de Bruselas, que casi monopoliza este negocio en el mundo, enterada de los descubrimientos efectuados, mandó ingenieros de su confianza a estudiar los yacimientos catalanes, i el dictámen fué tan cabal, tan satisfactorio, que dispuso la compra sin limitacion de precio de todas las concesiones otorgadas i que siguieran las investigaciones para descubrir otras que pudieran instalarse en zonas vecinas, atinentes a la misma capa jeológica.

De ser los minerales de escasa estima, quizás podia interesar a una empresa formidable como la Solvay, apoderarse de los yacimientos para evitar enojosas competencias i a la desorientacion del público, pero no hubiérase prestado nunca a explotar prontamente i en gran escala aquellos veneros abundosos.

I esto fué lo que los Solvay hicieron, asistidos de su preparacion única para estos negocios i de la fe grande en el éxito que esta preparacion les daba. Estos señores procedieron en Cataluña como habian procedido en Torrelavega, en la provincia de Santander. Como ántes hicieron en Inglaterra, en Alemania, en Norte América, en cuantos países aportaron sus procedimientos i su competencia: constituyeron una Compañía filial de la suya que explotase los yacimientos catalanes. Esta Compañía titulóse «Minas de Potasa de Suria, S. A.»

Segun consta en el Registro mercantil, tal Sociedad quedó constituida en 5 de Septiembre de 1920, con un capital de 6.000.000 de pesetas. I este capital aumentóse despues hasta 30.000.000, por acuerdo de 18 de Marzo de este año, inscrito en 3 de Junio.

Véase ahora la actuacion de esta Compañía. Primeramente efectuáronse, bajo su direccion trece sondeos a gran profundidad, en el término de Suria, i todos ellos, sin una escepcion, dieron espléndido resultado. Luego, fuéronse adquiriendo propiedades, hasta reunir 109 fincas i un enjambre de derechos i servidumbres. Hoi sus concesiones mineras llegan a 22 i cubren mas de 20.000 hectáreas, comprendidos en los partidos judiciales de Manresa, Berga, Solsona i Balager, de las provincias de Barcelona i Lérida. Pero miéntras estas concesiones iban completándose, la Compañía empezó sus primeras instalaciones, abriendo un pozo de estraccion de seis metros de diámetro útil, el de mayor seccion de su clase de la minería española. Hoi,

este pozo alcanza la profundidad de 230 metros, cruzándole diferentes galerías, que siguen los filones de potasa.

Pero los trabajos de la Compañía no debían limitarse aquí, i para asegurar el transporte de los minerales empezó por abrir vías de comunicacion de importancia proporcionada a la empresa. Despues, al objeto de asegurar los materiales de construccion que necesitara para sus obras, instaló un horno continuo de ladrillería i otros hornos de cal i yeso, i fué estableciendo un taller mecánico de machacar piedra. Para almacenar el maderaje conveniente montó, ademas, un gran cobertizo de madera.

Siguiendo estos trabajos preparatorios, la Compañía «Minas de Potasa de Suria, S. A.», ha construido vastos edificios para carpintería, herrería talleres mecánicos i eléctricos, así como tambien otros para depósito de materiales. I como no podía desatender otro orden de construcciones, que eran como el sello de la casa Solvay, edificó un pabellon hidroterápico, con baños i duchas para los obreros i empleados, i una enfermería. Ademas, en las inmediaciones de estos edificios se construye ahora una central eléctrica con instalacion trasformadora, un molino para minerales i un gran almacén para las potasas preparadas.

Paralelamente a estas instalaciones industriales, la Compañía «Minas de Potasa de Suria, S. A.», ha levantado viviendas para su personal, provistas de aquel confort moderno compatible con la sencillez de la vida obrera. I estas viviendas son en tal número, que una verdadera ciudad surge de la tierra al conjuro de aquella largueza. Un servicio completo de distribucion de agua potable, con su torre elevadora, i una red de cloacas dan a aquella poblacion obrera las garantías de higiene necesarias para la vida, que olvidan a menudo municipalidades de ambientes mas cultos.

De otra parte, la proteccion a sus obreros, esta Compañía la estiende a otros campos. I allí funciona un economato para el personal, que espense los artículos de comer, beber i arder a precios razonables i una mutua de socorros por caso de enfermedad, que mitiga ampliamente las angustias de las horas negras.

I las obras siguen i se ensanchan constantemente para intensificar la produccion. Ahora mismo va a construirse una fábrica de productos químicos que permita concentrar las sales carnalíticas para ofrecer al agricultor las diferentes categorías comerciales de abonos potásicos.

He aquí sucintamente espuesto como apareció i va desarrollándose triunfalmente esta industria en Cataluña.

Hase hablado de la razon social Solvay i Cia., de Bruselas, i aunque sea una de las firmas mercantiles de mayor gravitacion en Europa, bueno será decir algo de su mágico desenvolvimiento industrial.

Los hermanos Ernesto i Alfredo Solvay venian dedicándose, en un modesto laboratorio, desde los primeros albores de su juventud, a estudios i tanteos para obtener el carbonato de sosa por el amoníaco i a otras elaboraciones químicas. Fué en 1861 cuando una serie de resultados favorables inició el premio de su talento i de sus esfuerzos. Entónces los Solvay pensaron aplicar inmediatamente a la industria el fruto de sus inventos, que iban patentando en Bélgica i en el extranjero, pero la falta de un pequeño capital entorpecía sus propósitos.

Tras de pruebas difíciles, en 1863, instalaron en los alrededores de Bruselas una pequeña fábrica. Pero surgieron dificultades imprevistas i tuvo que volverse a los ensayos. Mas tarde, sin embargo, nuevos éxitos los decidieron a abrir otros dos establecimientos industriales, primero en Couillet, cerca de Charleroy, i despues en Verangéville-Dombasle. El de Couillet empezó a fabricar de cuarenta a cincuenta toneladas por día. I miéntras aumentaba sin cesar lo que fabricaba, inesperados inventos enriquecian los ámbitos de su produccion, ora obteniendo el lavaje i filtracion del carbonato de sosa, ora ofreciendo nuevos aparatos para calcinacion i rejeneracion del amoníaco.

Pasaron los años i la minúscula fábrica de Couillet fué tendiendo milagrosamente sus brazos i creando filiales en todos los cuadrantes del mundo civilizado. Hoi el capital que consta en las escrituras de la casa Solvay i Cía., Sociedad en Comandita simple, es de 240.000,000 de francos, pero esta cifra no traduce todo su activo, cuyo valor real se eleva quizás, a 1,000.000,000, suma enorme, representada principalmente por la copropiedad de todas las fábricas, hornos, explotaciones mineras, colonias i laboratorios esparcidos por el mundo bajo su firma, desarrollando negocios de una magnitud i heterojeneidad sin ejemplo, nacidos al calor de sus creaciones.

Nótese que una parte de los beneficios de estas empresas se han invertido en obras sociales. Las mas admirables de ellas son el «Institut Solvay de Hautes Etudes Commerciales», el «Institut de Sociologie Solvay», i el «Institut de Physiologie Solvay», erijidos en soberbios palacios en el parque Leopoldo en Bruselas i fundados por la entidad que les dió nombre.

Las principales explotaciones de la razon Solvay i Cía. esparcidas por el mundo son las siguientes: España, la fábrica de sosa de Barreda-Torrelavega, las minas de carbon de Lieres i el Horno de cock, de Santander.

En Lieres trabajan dos mil mineros, casi todos alojados en casas de la Compañía, formando una colonia, con iglesia, Hospital, salas de recreo i otras instituciones complementarias. En Barreda-Torrelavega fabricase, ademas del carbonato de sosa, bicarbonato de sosa i sosa cáustica cristalizada, con un rendimiento diario de unas 200 toneladas, que valen mas de 100,000 pesetas.

En Francia existen las fábricas de sosa Dombasle, Saaralbe, i Chateausalin de Giraue.

En Bélgica, las fábricas de sosa de Couillet i Jemeppe sur Sambre.

En Italia, la fábrica de sosa de Resignane.

En Alemania tres fábricas de sosa i ademas riquísimas minas de potasa. En Polonia, otra fábrica, otras en Rusia i Rumania i dos en Yugoslavia.

Por último, dispone de fábricas de sosa asociadas en Inglaterra i Estados Unidos, i hornos de coque en Bélgica, Inglaterra i Francia. Las razones sociales «Brunner, Mand and Co. Ltd.», «Deutsche Solvay Werke Aktien Gesellschaft», «Lubinoff Solvay & Co.», «The Solvay Process Co.», «Four à Coke Semet-Solvay», «Fours à Coke de Vilvorde», «Charbonnages Limbourg-Meuse», etc., etc., responden a esa iniciación colosal de sus iniciativas.

Los principales comanditarios de esta constelación de empresas son actualmente los señores Ernesto Solvay, Armando Solvay, Luis Solvay, Eduardo Hannon, Emilio Tournoy i Emmanuel Janssen. Son jerentes los dos últimos.

Esta es la institución que sentó sus reales en Cataluña para explotar la potasa de sus montañas, aportando sus sistemas científicos, su utillaje i su jenio mercantil. Por sus procedimientos se prepara actualmente el 80% de la sosa que se fabrica en Europa.

Dios guarde a US.

(Firmado).—A. DE LA CRUZ.
Consul General en España.

Al señor Ministro de Relaciones Exteriores.—Santiago.



COTIZACIONES

Valparaíso, 26 de Enero de 1922.

COBRE EN BARRAS

Los precios de cobre Standard han permanecido tranquilos durante la pasada quincena, i la mejoría en el cambio esterlino ha causado alguna confusión entre los compradores de este metal. La demanda continúa aun comparativamente por pequeño tonelaje, en vista de que se teme una baja en los precios como resultado de la alza en el cambio.

El mercado en Norte América continúa firme. La demanda para el consumo doméstico está dando muestras de expansión, i si los precios logran mantenerse, es probable que dentro de los próximos meses, algunas de las minas que permanecen cerradas sean reabiertas nuevamente. Las ventas americanas durante el año 1921 se estiman en mas de 530,000 toneladas, las cuales exceden a lo ménos en 150,000 toneladas a la producción.

El precio hoy día es de 13 $\frac{3}{4}$ cents. a 14 cents. la libra f. o. b.

Las cotizaciones recibidas de Londres al contado i para tres meses han sido las siguientes:

El día 13 del presente £ 65.10.0 al contado i £ 66. 5.0 para entrega a tres meses

» 16	»	65.12.6	»	66. 7.6	»	»
» 17	»	65. 2.6	»	65.17.6	»	»
» 18	»	64. 7.6	»	65. 5.0	»	»
» 19	»	65. 5.0	»	66. 2.6	»	»
» 20	»	65. 0.0	»	66.15.0	»	»
» 23	»	65. 0.0	»	65.15.0	»	»
» 24	»	64.17.6	»	65.12.6	»	»
» 25	»	65. 2.0	»	65.15.0	»	»

Cerrando hoy 26 del presente a £ 64.17.6 al contado i £ 65.12.6 para entrega a tres meses.

No se han efectuado ventas en la costa durante la pasada quincena.

Las exportaciones de Chile hasta el 31 de Diciembre de 1921 ascienden a 53,080 toneladas o sean 43,809 toneladas m/m ménos que lo exportado el año pasado hasta esta misma fecha.

EJES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre precios privados.

MINERALES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre nuestras cotizaciones.

COTIZACIONES EL 26 DE ENERO DE 1922 A LAS 5 P. M.

Cobre en barras:

Por quintal métrico
m/c.

Puesto a bordo..... \$ 242.94

Ejes de cobre:

50% puesto a bordo con escala de 242 centavos..... 106.28

Minerales de cobre:

10% puesto a bordo con escala de 138- $\frac{3}{4}$ centavos..... 12.87- $\frac{1}{2}$

Standard £ 65.12.6. Cambio \$ 43.40.

SALITRE

A escepcion de algunos lotes de mui escasa importancia, no se saben de haberse efectuado negocios de salitre a traves de la quincena.

La cantidad de salitre para la venta en la costa es aparentemente mui limitado i a pesar de esto i los fletes bajos, los esportadores evidentemente no pueden hacer negocios c. i. f. con los paises consumidores por falta de demanda.

Entrega pronta 95% se cotiza a 10/1 i 10/2 segun términos i condiciones, pero los vendedores talvez podrian mejorar estas cotizaciones con una oferta firme.

Lo esportado durante la primera quincena de Enero fué de 729,300 quintales, siendo que durante el mismo período el año pasado fué de 1.646,700 quintales.

Segun una circular recibida por la Asociacion Salitrera el 23 del presente, las existencias en Europa el 31 de Diciembre de 1921 suben a 814,500 toneladas (de las cuales 734,500 toneladas pertenecen al «Pool») i las existencias en los Estados Unidos se estiman en 245,000 toneladas.

Hasta el 14 de Enero, contando todas las ventas efectuadas por el «Pool», éstos han reducido sus existencias en Europa a 556,149 toneladas.

ORO

El premio diario (compradores) de la Bolsa durante la pasada quincena fué como sigue:

El dia	13 del presente	233%	Cambio	13.10
»	14	» 231%	»	13.20
»	16	» 233%	»	13.20
»	17	» 249%	»	13.30
»	18	» 248%	»	13.20
»	19	» 239%	»	13.20
»	20	» 235%	»	13.20
»	21	» 235%	»	13.20
»	23	» 242%	»	13.20
»	24	» 243%	»	13.20
»	25	» 242%	»	13.10

Cerrando hoi 26 del presente, a las 5 P. M., a 232% Cambio 13.10.

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

El valor de la libra esterlina abrió el dia 13 del presente a 44.60 bajando a 44.— al dia siguiente, pero el 16 subió a 44.20 continuandò de

alza a 46.80 el 17 para bajar nuevamente el 18 a 46.—. El dia 19 abrió a 45.— para bajar a 44.40 al dia siguiente, quedando sin cambio el dia 21 para subir el 23 a 45.— i a 45.20 el dia 24 bajando a 44.80 el 25 del presente.

El cambio cierra finalmente hoi 26 del presente a las 5 P. M., a \$ 43.40 para letras de primera clase sobre Lóndres a 90 dias vista.

Letras pagaderas en oro a 13.10.

El Banco de Chile jira a \$ 43.70.

CARBON

La situacion del mercado queda lo mismo. Un lote de carbon americano puesto playa en puerto salitrero está en trato para venderse alrededor de 40/- lo cual prueba lo imposible que es ahora poder vender cargamento por llegar, de esta clase de carbon, i que se cotiza a 55/- c. i. f. en puerto salitrero.

Las cotizaciones de carbon extranjero por llegar i para salidas futuras quedan sin alteracion.

Los productores de carbon nacional se abstienen de cotizar debido a que sus minas se han tenido que cerrar debido a dificultades obreras.

PLATA EN BARRAS

La cotizacion recibida de Lóndres para entrega a dos meses fué de 34½d.

Cotizamos la plata agria a \$ 45.93 por marco o \$ 199.70 por kilógramo fino puesto a bordo con cambio de \$ 43.40.

Valparaiso, 23 de Febrero de 1922.

COBRE EN BARRAS

El mercado de cobre Standard ha seguido tranquilo durante la pasada quincena i los precios han experimentado una baja de mas o ménos £ 4 en relacion con las cotizaciones de Norte América.

Esta baja tambien ha sido afectada hasta cierto punto, por la nueva mejoría experimentada en el cambio esterlino. Debido a esto la demanda ha continuado bastante restringida i los consumidores se mantienen aparentemente fuera del mercado, hasta que la situacion pueda ser mejor discernida.

El mercado americano ha estado mui flojo, i las cotizaciones han sido reducidas alrededor de ½ cents. la libra desde nuestra última revista. La causa de esto no sabemos todavía, pero presumimos que sea ocasionado

por las noticias de que varias minas empezarán pronto a trabajar nuevamente; sin embargo, cualquier aumento en la producción no tendrá gran efecto en el mercado hasta dentro de más o menos seis meses.

El precio hoy día es de 13 cents. a 13½ cents. la libra.

Las cotizaciones recibidas de Londres al contado i para tres meses han sido las siguientes:

El día 10 del presente £ 61.10.0 al contado i £ 62.10.0 para entrega a tres meses

» 11	»	61.10.0	»	62.10.0	»	»
» 13	»	61.12.6	»	62.12.6	»	»
» 14	»	61. 0.0	»	61.17.6	»	»
» 15	»	60. 2.6	»	61. 2.6	»	»
» 16	»	60.10.0	»	61.10.0	»	»
» 17	»	59.17.6	»	60.17.6	»	»
» 20	»	58. 0.0	»	59. 0.0	»	»
» 21	»	58. 0.0	»	59. 0.0	»	»
» 22	»	57. 7.6	»	58. 7.6	»	»

Cerrando hoy 23 del presente a £ 58.7.6 a tres meses i £ 57.7.6 al contado. No se han efectuado ventas en la costa durante la pasada quincena.

Las exportaciones de Chile hasta el 15 de Febrero de 1922 ascienden a 6,188 toneladas, o sean m/m 670 toneladas menos que lo exportado el año anterior en esta misma fecha.

EJES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre precios privados.

MINERALES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre nuestras cotizaciones.

COTIZACIONES EL 23 DE FEBRERO DE 1922 A LAS 5 P. M.

Cobre en barras:

Por quintal métrico
m/c

Puesto a bordo..... \$ 202.63

Ejes de cobre:

50% puesto a bordo con escala de 202 cents..... 87.10-½

Minerales de cobre:

10% puesto a bordo con escala de 117½ cents..... 10.74

Standard £ 58.7.6. Cambio \$ 40.60.

SALITRE

No ha habido demanda alguna por salitre durante la quincena; i solamente al cerrar han habido algunos pequeños pedidos, pero a juzgar por la poca cantidad que queda de salitre libre para revender a ménos que las cotizaciones oficiales, los vendedores están firme. i no se efectúan transacciones.

Ha habido una pequeña mejoría en las ventas efectuadas en Europa por el «Pool» i la última semana subieron a 23,898 toneladas haciendo un total de 95,817 toneladas desde el 1.º de Enero. El total de las existencias que aun quedaba por vender el 18 del presente era de 559,683 toneladas.

Se dice que despues de esa fecha se han vendido 10,000 toneladas para el consumo de Alemania, i que el «Pool» tiene en trato una partida mas grande para el mismo destino, si esta demanda continúa disminuirá considerablemente las existencias acumuladas en Europa i como tambien se dice que las ventas para otros paises están aumentando i la demanda por este abono está progresando, las posibilidades son de que las existencias en Europa serán consumidas en esta estacion.

Entrega pronta 95% se cotiza a 10/3 aunque algo del salitre que se quemó en Iquique se puede obtener a precios mas bajos, el refinado fuera de la Asociacion está mui escaso.

Lo esportado durante la primera quincena de Febrero fué de 504,861 quintales comparado con el mismo período el año anterior que fué de 2,575,960 quintales.

Los fletes por salitre para el Reino Unido o Cont. han seguido bajando i embarques prontos han sido recientemente contratados a 21/- i se ofrecen actualmente a 20/-. Para Estados Unidos (costa Oriental) los fletes están escasos i se cotizan a \$ 5 m/c americana, pero sólo hai interes a un tipo mas bajo.

Un fletamento para Honolulu se efectuó a \$ 5.50 m/c americana para embarque mediados de Marzo, siendo esto lo que se pide para San Francisco y/o Puget Sound.

ORO

El premio diario (compradores) de la Bolsa durante la pasada quincena fué como sigue:

El dia 10 del presente	233%	Cambio	13.—
» 11	» 231%	»	13.—
» 13	» 230.50%	»	13.—
» 14	» 229.50%	»	13.—
» 15	» 225.50%	»	12.90

El día 16 del presente	227.50%	Cambio	12.90
» 17	» 221.50%	»	12.90
» 18	» 212.50%	»	12.80
» 20	» 214.20%	»	12.70
» 21	» 220%	»	12.90
» 22	» 220.50%	»	12.90

Cerrando hoy 23 del presente a las 5 P. M. a 215%. Cambio 12.80.

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

El valor de la libra esterlina abrió el día 10 del presente a 43.60 i bajó al día siguiente a 43.20 continuando de baja como sigue: El día 13 del presente a 43.—, el día 14 a 42.80, el día 15 a 42.20, pero el 16 reaccionó a 42.40 para bajar nuevamente el día 17 a 41.40 i a 40.— el 18. El día 20 abrió a 40.60 subiendo a 42.40 el 21 para bajar el día 22 a 41.30.

El cambio cierra finalmente hoy 23 del presente a las 5 P. M. a 40.60 para letras de primera clase sobre Londres a 90 días vista.

Letras pagaderas en oro a 12.80.

El Banco de Chile jira a 40.90.

CARBON

Han habido varias ventas durante la quincena. Un cargamento de Cardiff Steam se vendió a 55/- para Valparaíso. Algunos lotes de carbon americano en playa en puerto salitreros se han vendido a 43/- mientras que en Valparaíso se han hecho ventas de Pocahontas de 60 a 65/- puesto playa.

Los productores de carbon chileno se abstienen de dar cotizaciones debido a que sus minas aun permanecen cerradas, pues las huelgas aun no han sido solucionadas.

PLATA EN BARRAS

La cotización recibida de Londres para entrega a dos meses fué de 32-3/4 d.

Cotizamos la plata agria a \$ 40.72 por marco o \$ 177.07 por kilogramo fino puesto a bordo con cambio de \$ 40.60.

