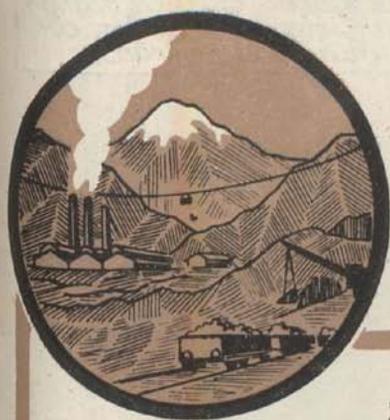


BOLETIN MINERO

DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA



SUMARIO

	Pags.
Proyecto de Reforma de los Estatutos de la Sociedad Nacional de Minería	551
Una Hipótesis sobre el origen del oro en las cenizas volcánicas, por el Geólogo Sr. F. R. Koeberlin.....	553
La Cuestión de la Plata, por el señor Agustín Edwards M. C.....	557
Exposición hecha por el señor Pablo Krassa al Consejo de Fomento Carbonero.....	563
Lavaderos de Oro de Chile.—Datos Estadísticos.....	566
Extracto acerca del estado actual de la metalurgia y aplicaciones del aluminio, por el ingeniero de Minas, Sr. Gustavo Reyes B.....	567
Mejoramiento de la capacidad excavadora de las dragas, por el Sr. F. L. Boissonnault.....	583
Determinación de factores de molienda, por Mayne Mortenson.....	586
Actas de sesiones del Directorio de la Sociedad Nacional de Minería.....	588
Consultorio Jurídico del Boletín Minero.....	591
Cotizaciones.	
Promedio diario y mensual de los precios de los metales.....	593
Estadística de Metales.....	596
Informaciones de Sociedades Anónimas Mineras.....	599
Cotizaciones de Acciones de Sociedades Mineras.....	600
Producción de Compañías Mineras.....	601
Estadística Minera.	
Industria Carbonera.—Producción de Agosto y Septiembre de 1934.....	602
Producción de cobre fino durante Agosto y Septiembre de 1934.....	603
Caja de Crédito Minero.	
Minerales de Concentración y de Exportación comprados por la Caja en sus Agencias en Septiembre de 1934.....	604

AÑO L.

VOL. XLVI.

1934 OCTUBRE N.º 414

SANTIAGO DE CHILE

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

	Págs.
Proyecto de Reforma de los Estatutos de la Sociedad Nacional de Minería.....	551
Una Hipótesis sobre el origen del oro en las cenizas volcánicas, por el Geólogo Sr. F. R. Koeberlin.....	553
La Cuestión de la Plata, por el señor Agustín Edwards M. C.....	557
Exposición hecha por el señor Pablo Krassa al Consejo de Fomento Carbonero.....	563
Lavaderos de Oro de Chile.—Datos Estadísticos.....	566
Extracto acerca del estado actual de la metalurgia y aplicaciones del aluminio, por el ingeniero de Minas, Sr. Gustavo Reyes B.....	567
Mejoramiento de la capacidad excavadora de las dragas, por el Sr. F. L. Boissonnault....	583
Determinación de factores de molienda, por Mayne Mortenson.....	586
Actas de sesiones del Directorio de la Sociedad Nacional de Minería.....	588
Consultorio Jurídico del Boletín Minero.....	591
Cotizaciones.	
Promedio diario y mensual de los precios de los metales.....	593
Estadística de Metales	596
Informaciones de Sociedades Anónimas Mineras.....	599
Cotizaciones de Acciones de Sociedades Mineras.....	600
Producción de Compañías Mineras.....	601
Estadística Minera.	
Industria Carbonera.—Producción de Agosto y Septiembre de 1934.....	602
Producción de cobre fino durante Agosto y Septiembre de 1934.....	603
Caja de Crédito Minero.	
Minerales de Concentración y de Exportación comprados por la Caja en sus Agencias en Septiembre de 1934.....	604



BULLETIN MINERO

Sociedad Nacional de Minería

SUMARIO

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

PROYECTO DE REFORMA DE ESTATUTOS DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

En la sesión celebrada el 10 del mes en curso, el Directorio se ocupó del proyecto de reforma de Estatutos de la Sociedad elaborado por una comisión designada especialmente para tal objeto.

Iniciada la discusión general del proyecto, se formularon diversas observaciones, que motivaron el nombramiento de una nueva comisión para revisar el trabajo y darle una redacción definitiva.

Esta segunda comisión ya se encuentra en pleno funcionamiento.

El proyecto presentado consta de seis Títulos. El Título I trata de la Sociedad; el II, de las Asociaciones Mineras; el III, del Consejo General; el IV, de los Socios; el V, de la Reforma de Estatutos; y el VI, de las Disposiciones Generales.

Entre las observaciones que se hicieron, se estimó que el proyecto estaba concebido de modo muy reglamentario, de suerte que procedía reducirlo.

Con referencia al Capítulo de las Asociaciones Mineras, que serán los núcleos locales de la Institución, se acordó no enumerar taxativamente las ciudades en las cuales se crearán estos organismos, sino fijar

ciertas condiciones para que éstos formen parte integrante de la Sociedad, como es la existencia de estatutos o reglamentos que guarden concordancia con los de la Institución.

Se manifestó la opinión unánime de reunir en la nueva organización todas las actividades relacionadas con la industria minera, con el fin de constituir una verdadera entidad gremial.

Finalmente, se resolvió no incluir en los Estatutos sino en el Reglamento correspondiente la descripción detallada de los Servicios que contempla la Corporación, que serán de gran atracción y beneficio para los mineros, y de los cuales se han indicado, por el momento, los siguientes: Servicio de Fomento, Servicio Comercial, Servicio Jurídico, Servicio de Laboratorio, Servicio de Prensa, Servicio de Acción Social, Servicio de Seguros, Servicio de Biblioteca y Archivo, Servicio de Extensión Cultural Minera, Servicio de Museo Mineralógico y Servicio de Prosecretaría.

Oportunamente informaremos sobre los estudios que se desarrollen acerca de la revisión y aprobación del proyecto de re-

forma de Estatutos, que imprimirán nuevos rumbos a esta Sociedad.

REPRESENTANTES DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA EN COMISIONES PERMANENTES DE LA CONFEDERACION DE LA PRODUCCION Y DEL COMERCIO

En el presente mes, el Directorio acordó la designación de los siguientes Delegados en las Comisiones Permanentes de la Confederación de la Producción y del Comercio que se indican:

I.—Comisión de Intervención del Estado: señor Víctor M. Navarrete;

II.—Comisión de Transportes: señor Arturo Griffin G.;

III.—Comisión de Legislación General: señor Emilio Tagle Rodríguez;

IV.—Comisión de Legislación Social: señor Federico Villaseca; y

V.—Comisión de Legislación Tributaria: señor Fernando Aldunate.

EXPOSICION AGRICOLA, INDUSTRIAL Y MINERA ORGANIZADA POR LA SOCIEDAD AGRICOLA DEL NORTE

La Sociedad Agrícola del Norte, una de las instituciones más importantes del ramo de la zona norte, está organizando la celebración de una Exposición Agrícola, In-

dustrial y Minera, en el Balneario de Peñuelas, ubicado entre Coquimbo y La Serena, con motivo de inaugurarse, en dicho sitio, un Casino construido por la Empresa de los Ferrocarriles del Estado.

La fecha de apertura de la Exposición se ha fijado para el mes de Febrero del año próximo, y a ella se han invitado todos los industriales dedicados a la agricultura, minería y demás ramas de la producción propia de la región norte del país.

El programa elaborado para la realización de este interesante torneo contempla cinco secciones, que abarcan la ganadería, la agricultura, las industrias, maquinarias y herramientas y la minería.

A juzgar por los preparativos que se desarrollan, y por la participación que tendrá la minería de Atacama y Coquimbo—sin duda alguna la más importante del país—existe la esperanza de que esta Exposición alcanzará brillantes resultados.

La Sociedad Nacional de Minería ha tenido la satisfacción de ser invitada por el Comité Organizador respectivo para tomar parte en el torneo de que se trata. Con tal motivo, el Directorio ha acordado recomendar a los miembros de la Institución, a las empresas y a todos los industriales del ramo la concurrencia a la Exposición, en la confianza de que desempeñarán así una labor constructiva, de ilustrada difusión de las verdaderas riquezas de las provincias del norte.



UNA HIPOTESIS SOBRE EL ORIGEN DEL ORO EN LAS CENIZAS VOLCANICAS

POR

F. R. KOEBERLIN (1)

Cuando dos años atrás un cierto número de volcanes apagados de parte sur, de la región central de Chile, entraron repentinamente en actividad se produjo una lluvia de cenizas, en tal cantidad que se temía que gran parte de la Zona fuera borrada por una capa de ellas. Felizmente, las erupciones pronto terminaron y solo se produjeron daños en una limitada extensión adyacente a los nuevos volcanes activos. Se ha hecho notar que nubes de ceniza fueron arrastradas a grandes distancias y algo de ellas cayó en puntos tan lejanos como las costas del Este de Sud-América, Brasil y el Uruguay. En la ciudad de Santiago, ubicada a 200 millas al norte de la Zona en actividad volcánica se cubrió todo por una delgada capa de polvo impalpable, que desapareció rápidamente por la acción del viento o de la lluvia.

Esta erupción es una demostración, geológica, en pequeña escala, de la manera como se ha formado gran parte del valle longitudinal Central de Chile. Este valle se encuentra entre las altas cimas de los Andes por el este y las bajas serranías de la Cordillera de la Costa, que bordea el Pacífico, por el oeste. La mayor parte de los terrenos cultivados de Chile quedan en dicho valle. Estos son trechos relativamente planos interrumpidos por cerros altos que emergen de la llanura a manera de islas. En algunas partes los faldeos de los Andes se acercan a la Cordillera de la Costa hasta algunas centenas de metros produciendo el correspondiente estrechamiento del valle, pero en general, el ancho de éste es siempre de algunos kilómetros.

En este valle, en la parte que queda exactamente al este de Santiago, la roca subyacente de la superficie es una ceniza volcánica débilmente consolidada; en las áreas

más bajas está cubierta por una capa de tierra vegetal o cascajos de río de algunos pies de espesor, pero en la mayor extensión aflora totalmente a la superficie. Excepto de las pequeñas ondulaciones, no cubre niveles superiores al valle y los cerros que sobresalen del nivel de éste quedan completamente libres de tales cenizas. El carácter litológico de la parte consolidada, muestra que está formado por una arena fina de piedra pómez mezclada con material heterogéneo, proveniente de los arrastres por agua de los faldeos de los cerros y con algo de cascajos. Sin embargo, la arena de piedra pómez alcanza al 99% del total. Este material se desintegra con solo dejarlo expuesto al aire y es extraordinariamente liviano, probablemente no tenga una densidad mayor de 1,5; los granos más grandes y pedacitos de piedra pómez pueden flotar en el agua.

La fisiografía de la región, tomando en cuenta el carácter de este material, sugiere claramente la existencia de un primitivo lago o cuenca que se rellenó con ceniza volcánica, probablemente proveniente de una sola erupción o de una serie de ellas muy seguidas una de la otra. Semeja mucho que es una cuenca primitiva de un drenaje temporalmente obstruido por los residuos volcánicos en sus sectores estrechos. La pureza de la arena de la piedra pómez, mezclada como hemos dicho, con solo un pequeño porcentaje del materias extrañas, prueba que la ceniza se acumuló en la cuenca en cortísimo espacio de tiempo; tan corto que no permitió mezcla apreciable con materiales extraños, productos de la erosión; también se puede inferir que un material tan liviano como el de que se trata, puede rápidamente ser arrastrado por agua en una extensa área de una región montañosa y acumularse en los sitios donde el drenaje de las aguas está temporalmente obstruido. Las lluvias de unos pocos temporales basta para arrastrar una gruesa capa que cubra

(1) Tomado del Engineering and Mining Journal de Septiembre 1934 por el ingeniero de minas Sr. Eduardo Nef.

las laderas de los cerros. Además, estos fenómenos han ocurrido en períodos geológicos muy recientes, pues la erosión aún no ha avanzado lo suficiente para alterar el aspecto de cuenca rellena que presenta el valle. Es cierto, que existen numerosas colinas y lomas bajas y largas u ondulaciones que primitivamente se han originado en el lago como barras o dunas, pero éstas denotan las primeras etapas de la erosión del lecho del lago. Estas lomas que no deben confundirse con los cerros formados por rocas sólidas que emergen sobre el nivel de la cuenca, no tienen elevaciones superiores a 20 metros encima del nivel medio del valle y están formadas íntegramente por la ceniza volcánica. La profundidad o espesor de tal capa no puede estimarse a priori, pero en muchos sitios puede pasar de los 50 metros.

Los detalles precedentes no habrían tenido interés si no hubiera sido por ciertas iniciativas que hicieron ensayar por oro los materiales en cuestión, y gran sorpresa se tuvo cuando se vió que muchos de los ensayos daban leyes alrededor de un gramo por tonelada métrica. Entonces se tomaron y ensayaron numerosas muestras con resultados parecidos; en general, siempre se encuentra en todos indicios de oro, aunque algunas resultan totalmente estériles y otras alcanzan hasta unas decenas de gramos por tonelada métrica. Tales ensayos se han practicado sobre la muestra usual de 25 gramos de peso.

Se tomaron nuevas muestras y diversos químicos las ensayaron tomando 50 gramos de pulpa. Pocas dieron resultados nulos, algunas variaron entre 0,3 y 0,8 gramos y otras alcanzaron a 1 y 5 gramos por tonelada métrica. El autor personalmente tomó varias muestras, pero los mejores resultados que obtuvo fueron 0,2 gramos, pero teniendo numerosos resultados entre 0,1 y 0,2 gramos. Para cada muestra se tomaron 500 gramos de pulpa y éstos se dividieron en 10 cargas para la fusión en crisoles separados; pero copelando los botones juntos para tener así un solo botoncillo. Naturalmente que con materiales de leyes tan extremadamente bajas la pureza de los reactivos es un factor de importancia, pero los resultados que dieron cero gramo pueden indicar que no hay indicios de oro en ellos.

También se han hecho experiencias de lavado a la Chaya o plato, pero no se ha observado oro a la vista, ni una chispita.

Sin embargo los concentrados así obtenidos invariablemente han dado leyes más altas que la muestra original. Ni pirita ni ningún otro sulfuro se ha identificado.

A fin de convencerse el autor, sobre la posibilidad de que el oro proviniera de los reactivos empleados, tomó por sí mismo cuarenta muestras de varios afloramientos repartidos en una extensión de ochenta kilómetros a lo largo del valle. Estas muestras se molieron a 60 mallas y se concentraron al plato 250 gramos de cada una de ellas, terminando la operación en la «poruña de cachos», en casi todas sólo se encontraron chispitas de oro extremadamente finas y visibles únicamente con lente. En seguida se tomaron dos kilos de cada muestra y se concentraron reduciéndolos a menos de cincuenta gramos y este concentrado se usó para los ensayos por fusión; esta vez no se produjeron resultados nulos; todas las muestras dieron de 10 a 15 mg. de oro por tonelada métrica, o sea de 1 a 1,5 cents. U. S. por tonelada corta al precio actual del oro; pero no se tuvieron medios para controlar la pérdida de oro producida en los relaves de estas concentraciones. Por consiguiente no hay duda de la existencia del oro en la ceniza volcánica a lo menos en la referida zona de 80 kilómetros de lo largo del valle. Como quedara la única duda de que el oro no fuera un constituyente primario de la ceniza, sino fuese oro de origen aluvial mezclado con la pequeña proporción de material heterogéneo de los faldeos arrastrados y reunido por el agua a la ceniza, se trató de resolver este punto ensayando material volcánico absolutamente puro. Como en algunas ocasiones se encontraron pedazos de cierto tamaño, de piedra pómez no desintegrados aún, se les extrajo y una vez que se limpiaron prolijamente se molieron a 60 mallas, se concentraron y ensayaron en la forma descrita anteriormente. En la poruña se observaron finas chispitas y el análisis por el fuego se calculó considerando el peso original de la muestra, obteniéndose así 15 mg. de oro por tonelada métrica, excluyendo las pérdidas en la concentración. En vista de lo cual es concluyente que el oro se presenta como un constituyente primario de la ceniza volcánica; pero los resultados obtenidos hasta donde ha sido posible, deben considerarse como indicadores cualitativos y no cuantitativos de la presencia del oro. Para obtener una indicación cuantitativa deben emplearse métodos de ensaye más perfectos,

basados, principalmente en el empleo de mayores cantidades que las actualmente usadas. En cuanto al tonelaje posible de la cuenca de Santiago, o sea si ésta contiene solo un billón o diez billones de toneladas, es un punto sin interés inmediato, el aspecto económico del problema debe considerarse desde otro punto de vista, tal como se le considere después de resolver la génesis de él.

Buscando una explicación racional para la presencia del oro como primario en la ceniza de piedra pómez, hemos encontrado como más apropiada la concepción geológica establecida por W. H. Emmons en su folleto, «Cateos auríferos en *Shield Areas* de Canadá, Siberia, Sur de Rodesia y Oeste de Australia», publicado en las *Transactions* de la A. I. M. E. volumen 102-1932. Como el resultado del estudio estadístico de un gran número de batolitos mineralizados, siendo la mayoría de ellos graníticos, Emmons cree que los fluidos mineralizadores expulsados de la masa ígnea al enfriarse, suben y circulan debajo del techo ondulado que presenta el batolito. Así concibe una zona de una a tres millas de espesor en la cual el magma granítico está más cargado de los indicados mineralizantes, quedando el resto de la masa granítica misma totalmente estéril. Esta interpretación la indica con más claridad el esquema que como copia se reproduce. Las combaduras hacia arriba del batolito (cúpulas) son sitios favorables y obran como trampas naturales para la parte más fluida y volátil del magma sobrecargado. Puede ocurrir que las capas superpuestas sobre el batolito presenten, en la zona de tales cúpulas las condiciones suficientes a la salida o escape de tales acumulaciones, a causa de fracturas naturales y entonces se reúnen las circunstancias favorables para la inmediata formación de vetas. Emmons presenta planos y mapas de los importantes distritos auríferos de la mayor parte del mundo, en donde el progreso de la erosión ha alcanzado un estado tal, que permite el estudio de las relaciones que ligan las vetas al batolito que las ha originado, con lo cual dá fuerte base a su teoría.

Esta teoría es aceptable para explicar la presencia del oro en la ceniza volcánica si se considera que un volcán es la última conexión con la superficie movable y válvula de escape del batolito. Aquél corresponde más bien, en posición, a una cúpula que una «domo» principal. Si tal batolito es porta-

dor de minerales, la zona adyacente a su techo lo será más, tal como lo explyea Emmons y claramente que tal zona sobrecargada de magma será la primera que alcance el volcán; o sea, en otras palabras, el volcán durante una erupción consumirá el líquido madre del cual cristalizarían las vetas y que representa el contenido mineral de un enorme volumen del magma batolítico. Es obvio que esta zona del techo del batolito representa un producto intermediario entre el magma granítico normal y las vetas cuarcíferas que son el último producto de diferenciación de él. El contenido metálico de tal zona debe ser necesariamente mucho menor que el de las vetas. Quedando dichas condiciones estables una erupción de partículas de ceniza ácida atomizada por los gases y no acompañada por una efusión de lava tendrá un contenido metálico mayor, que en el caso de que el volcán alcance solo el residuo sobrenadante. En el caso de una erupción pequeña que arroje relativamente poca cantidad de ceniza ésta se disparará pronto y no quedará acumulación alguna para deducir datos posteriores.

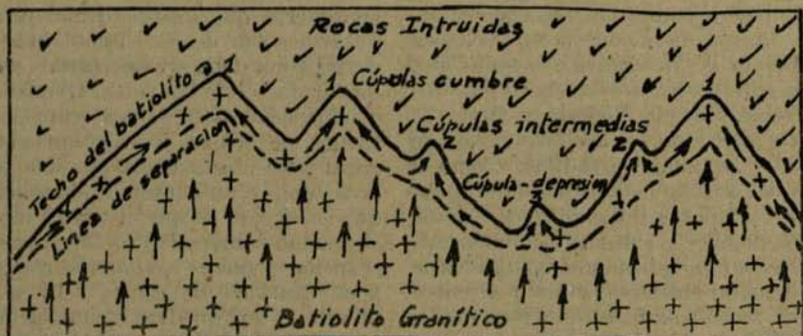
Con relación a los depósitos de Chile vecinos a Santiago, el muestreo hecho por el autor no deja esperanza de obtener una ley media mayor de 0,1 gramo por tonelada métrica, y quizás menos. Debe admitirse, sin embargo, que otras personas han obtenido mayores contenidos en oro y en razón de ello se han ubicado pertenencias mineras que cubren unas 25 millas cuadradas. Tales pertenencias no abarcan la zona total de la ceniza, sino la parte baja de los cerros o dunas que se levantan sobre el nivel general, pues dichas partes se podrán explotar con mayor facilidad. También se está construyendo una pequeña planta con mesas de concentración y con celdas de flotación.

La futilidad de tales operaciones en pequeña escala, que comprende el manipuleo y tratamiento de material tan extremadamente pobre, no necesita discusión alguna. Indudablemente que tal agregado de ceniza arenosa, sólo parcialmente consolidado, puede extraerse barato mediante palas mecánicas; pero la probabilidad de recuperar gravitacionalmente un oro tan fino (que sólo es visible en la chaya mediante un lavado muy cuidadoso) no ofrece atracción alguna para correr el riesgo. Una manera de atacar el problema en forma de más expectativas, aunque no muy ortodoxa, sería estudiar la posibilidad de lixiviar el depósito en el

lugar mismo de su ubicación por algún disolvente tal como una solución débil de cloro. Si se suelta más, con explosivos, el agregado arenoso, ya algo permeable, podría mejorar esta cualidad. Grandes áreas serían atacables simultáneamente por diversos puntos; la inversión de capitales sería relativamente baja y la lenta percolación quedaría neutralizada con los enormes tonelajes disponibles.

de estudiar. Indudablemente que ceniza volcánica puede existir en la puerta de la casa, por decirlo así, de muchos de los lectores de este artículo y cualquier noticia o información que se suministre sobre la materia en cuestión, por intermedio del «*Engineering and Mining Journal*», ya sea en pro o en contra de ella, será de real interés a la fraternidad minera.

En líneas generales, determinadas zonas



La finalidad de este artículo no es entrar en detalles del depósito chileno en cuestión, sino sólo considerar los puntos sobresalientes del problema, en razón de la amplitud que él presenta. Si la hipótesis aducida para explicar el origen del oro en el depósito es exacta, tendríamos que este depósito no sería el único, sino que en todo el mundo podrían existir otros semejantes, y éste probablemente no será el peor ni el mejor; en otros la ceniza puede tener mayor ley; el oro puede ser más grueso; probablemente podría haberse producido clasificación durante la deposición de la ceniza y en consecuencia tenerse zonas enriquecidas. En el hecho, el campo de posibilidades del problema es amplísimo, pero, ante todo, debe verificarse la efectividad de la hipótesis enunciada, cuyo primer interrogante es: ¿si alguien en otras partes del mundo ha encontrado oro en la ceniza volcánica? En relación a ello se debe indicar que alrededor de 25 años atrás, J. B. Hastings, en el Volumen 39, de 1909, en la pág. 97 de la

Transactions de la A. I. M. E. describió un depósito lacustre en Colorado con algo como 400.000.000 de toneladas con una ley media de 20 centavos oro norteamericano, que asemeja mucho, en varios aspectos con el yacimiento chileno que se acaba

de volcanismo deben ser más favorables que otras, y la combinación de las circunstancias topográficas y volcánicas a que debe su existencia el yacimiento santiaguino, debe tener numerosos paralelos en los faldeos de los Andes con sus innumerables volcanes activos o apagados.

Lógicamente no podemos suponer que el paso mediante el cual la ceniza, constituyente de este depósito, alcanzó la superficie, haya quedado en la parte más favorable del batiolito; tampoco es posible creer que tal batiolito o la parte correspondiente de él, sea de fuerte mineralización, pues en tal zona de Chile no existen en realidad importantes minas auríferas. Desde el punto de vista de todo el mundo, sin duda, pueden encontrarse numerosos sitios en las cuales las condiciones básicas sean las más favorables, especialmente en consideración a los antecedentes minerales del batiolito mismo. Batiolitos terciarios o recientes que hayan dado origen a vetas auríferas presentan campo de expectativas para la investigación. Pero aquellos Batiolitos antiguos, aunque hayan dado lugar a formación de vetas auríferas, no son de interés, pues las cenizas provenientes de él probablemente sólo se encuentren como capas de tóbas endurecidas.

LA CUESTION DE LA PLATA ⁽¹⁾

POR

AGUSTIN EDWARDS M. C.

IV.—El problema monetario contemporáneo y rol de la plata

(Conclusión)

IV.

El concepto de moneda, como todas las creaciones humanas, ha sufrido transformaciones con el transcurso del tiempo y estas se han acelerado con la multiplicación de los canales en que corren cada vez con más prisa y mayor caudal, las aguas del comercio humano. La moneda de valor metálico intrínseco ha desaparecido de la circulación porque materialmente no puede llevarse de un lado para otro, sin gran sacrificio y costo, para llenar la función diaria de medida y compensación de otros valores, y ha sido substituída por los billetes que representan un valor en manos del Estado o de instituciones que se llaman Bancos Centrales, o por cheques girados por individuos que tienen fondos depositados en un Banco, que, a su turno, representan un valor intrínseco que, en último término, reposa o en el Estado o en los Bancos Centrales. La moneda ha pasado, pues, a ser un signo, una acción de contabilidad que reposa fundamentalmente sobre la confianza que inspira. No es un fenómeno moderno. Hemos visto ayer que en la China circularon por siglos los pesos mexicanos de plata porque inspiraban más confianza en su ley de fino que las monedas acuñadas allí después de 1890.

Aun cuando se restablezca en una nación determinada el patrón de oro no cabe decir, con propiedad, que su moneda es oro. Cuando más podrá decirse, como se dice hoy día para inspirar confianza en una moneda, que sus reservas de oro son tales o cuales, con lo cual se sugiere que hay buenas y razonables expectativas de conservar un valor intrínseco conservando el billete que representa la unidad monetaria. En otras palabras, prima la confianza y no el valor intrínseco, que ni se ve, ni se palpa, ni se

exige, y agregaré que la confianza no se basa ni en la lógica ni en la razón, sino en una multitud de impresiones y reacciones mentales imposibles de clasificar y, por lo tanto, de regular con advertencias, consejos o datos. Tan cierto es esto, que si a un mismo tiempo todos los que poseen billetes se presentaren a canjearlos por oro, porque han perdido la confianza, el patrón de oro se esfuma como al contacto de una varilla mágica.

La moneda no es ni puede ser en nuestra época una unidad metálica. ¿Qué cosa es entonces? A mi juicio, simplemente, la unidad o acción legal que se emplea, por ministerio de la ley, para solucionar todas las obligaciones contractuales que se estipulan en dinero. Mientras esas obligaciones se circunscriben a los límites de un país determinado, esa ficción legal, cualquiera que sea el grado de confianza que inspire, llena, materialmente y sin mayores entorpecimientos, su función primordial. No ocurre lo mismo cuando esas obligaciones contractuales tienen un carácter internacional y la unidad monetaria, o ficción legal de un país, entra en conflicto con la unidad monetaria o ficción legal de otro. Se producen entonces entorpecimientos graves, porque en el mejor de los casos ocurre una alteración de las obligaciones contractuales, con beneficios o pérdidas ilícitas y en el peor, una suspensión total de esas obligaciones por tiempo indeterminado, con desquiciamiento del comercio internacional.

El intercambio comercial en el mundo se hace cada día más necesario por la comunión, cada día más estrecha, en que vive la humanidad, gracias a la multiplicación de los medios de comunicación y de transporte. La moneda será, pues, cada día más internacional. La unidad monetaria de un país, por pequeño que sea, no puede serle indiferente a los demás países. Su alteración tiene forzosamente una influencia, si bien puede no manifestarse en forma violenta e inmediata sobre el comercio con otros

(1) Conferencias leídas en el Teatro de la Universidad de Concepción el 22 y 23 de Junio. Véase Boletín Minero N.º 412 y 413 de Agosto y Septiembre de 1934.

países. Tan cierto es esto, que hemos presenciado en los últimos tiempos una verdadera puja de varias naciones por desvalorizar su moneda para competir con los costos de producción de los demás. Debemos, pues, reconocer que la unidad monetaria del porvenir—y ojalá fuese del porvenir inmediato—debe ser universal si queremos que el mundo viva en paz económica, sin la cual no hay paz política.

Esa unidad monetaria universal ha de basarse, para que sea realmente una medida estable de los valores, no en el oro, de producción incierta, escasa, cada día más difícil y precaria, sino en el oro y en la plata, los dos metales preciosos que le han servido a la humanidad desde el Génesis hasta 1873, como signo monetario, en la proporción que indique el volumen de la producción mundial de los artículos más esenciales para el hombre: los que le sirven para su alimentación, para su vestuario, para su vivienda, para su comunicación y para su transporte. Hoy día tenemos anarquía en las unidades monetarias de todos los países, y la anarquía de precios y de salarios trae anarquía en el poder de venta y en el poder de compra. Es la Torre de Babel del mundo moderno: cada pueblo está hablando una lengua monetaria distinta y reina el caos.

Alrededor de la Sociedad de las Naciones o de otra entidad universal tendrá, a mi juicio, que crearse en el futuro el Banco Central del Mundo, que regule el sistema monetario de todas las naciones y permita que todos los pueblos, grandes y pequeños, produzcan y trabajen en la certidumbre que ni su producción ni sus salarios van a quedar a merced de los vaivenes de monedas inestables que bailan fantásticas danzas contorsionistas con hilos invisibles que tiran, a distancias inmensas, individuos y pueblos que todavía creen que le es dado a un mortal enriquecerse con la pobreza de los demás.

El experimento monetario del Presidente Roosevelt es el segundo paso que una gran potencia da en el camino de ajustar las relaciones económicas con los demás pueblos. El primero lo dió Gran Bretaña, abandonando, obligada por las circunstancias, en 1931 su patrón de oro medida que a su turno obligó a una gran parte del mundo civilizado a seguir sus aguas.

Entre uno y otro ocurre un hecho más notable: se reúne en Londres una Conferencia Económica Mundial en la cual reina

la más grande confusión de ideas y la más perfecta disparidad de opiniones en todo orden de materias, menos una: la necesidad de tomar medidas para regular el precio de la plata. Es la única cuestión que logra reunir unanimidad de pareceres. La Conferencia acuerda que el Gobierno de la India, el país que guarda en las insondables faltriqueras de los hindúes, cantidades desconocidas de plata y tiene, por lo tanto, en manos múltiples e incontrolables una palanca poderosa para regular su precio, no venda más de un término medio de 35.000.000 de onzas de plata por año, a más de la que pueda exportar en pago de deudas de guerra. Resuelve también que la China, la otra incógnita por sus enormes reservas de plata, se comprometa a no vender cantidad alguna de plata desmonetizada. Acuerda, por fin, pedirle a los gobiernos de Australia, Canadá, Estados Unidos de América, México y Perú que no vendan cantidad alguna de plata durante cuatro años y absorban entre ellos 35.000.000 de onzas de su producción minera de cada uno de esos cuatro años.

El Gobierno de la India y el Gobierno Americano han ratificado esos convenios.

Gran Bretaña abrió el camino. El Presidente Roosevelt va más lejos y hace ver que no basta abandonar el patrón de oro. Después de grandes vacilaciones, fruto de los arraigados prejuicios de un poderoso núcleo de economistas ortodoxos y de financistas de alto coturno, se resuelve a abordar de frente la redención de la plata, proscrita de los sistemas monetarios del mundo por actos sucesivos y deliberados de los gobiernos en los últimos sesenta años, y si hemos de creer exactas las informaciones cablegráficas de hace dos días, ha promulgado una ley que restaura a la plata su carácter de moneda primaria, dándole una proporción de 25% en las reservas metálicas de la nación, que autoriza la compra de plata a razón de \$ 1.29 la onza, hasta completar dicho 25% de reserva y que faculta al Presidente para nacionalizar ese metal e impedir su acaparamiento.

No es la primera vez que el Gobierno americano recurre a las compras de plata para aplacar la resistencia que un gran sector de la opinión americana opone al patrón de oro. En 1878, una ley que se recuerda con el nombre de «Bland Allison Act», proveyó a la compra anual a precio de mercado, de 24 a 48 millones de dólares

plata, y la ley Sherman, de 1890, aumentó esa suma a 54 millones de onzas por año.

A fines del año próximo pasado circulaban en los Estados Unidos de América no menos de 416 millones de pesos de plata y certificados de plata; así como 267 millones en monedas divisionarias de plata.

La medida del Presidente Roosevelt aparece, pues, como una regresión a los tiempos de la Ley Sherman, salvo que no limita el monto y fija convencionalmente el precio.

La relación de acuñación de plata es de Dl. 1.29½ por onza; de manera que el tesoro actual paga 64½ centavos. Obtendrá un beneficio de 100% sobre toda la plata acuñada y puesta en circulación.

La producción de plata en Estados Unidos nunca ha excedido de 75 millones de onzas en un año; y en los años recientes ha sido bastante menos de la mitad de esa cifra. En consecuencia, la mayor cantidad de circulante de plata que habría de acuñarse y emitirse sería alrededor de 100 millones de dólares por año, cantidad insignificante si se la compara con las cifras astronómicas a que ascienden los gastos públicos americanos en estos momentos.

No es, pues, probable que la medida tomada por el Presidente Roosevelt afecte seriamente el precio de la plata, a menos que la operación de compra se extienda al mercado mundial, en vez de limitarse sólo a la producción americana.

Error de magnitud sería interpretar esta medida como decisiva para la restauración y remonetización de la plata. Ningún país puede por sí sólo, por poderoso que sea, obtener la restauración monetaria de la plata ni aun del oro. Debe mirarse esa medida únicamente como primer paso constructivo para llegar a la creación de una moneda internacional, que no se base exclusivamente en reservas de oro sino que tenga, además, a su respaldo una proporción de otro metal que servía de única moneda, en épocas no lejanas, en el mundo entero y que habría continuado llenando su rol, en relación con el oro, si una serie de medidas artificiales no lo hubiesen relegado a la categoría de simple producto mineral.

Para que la plata vuelva a llenar su función de moneda auxiliar, es preciso que medie un acuerdo mundial, que vendrá cuando todos los gobiernos se persuadan que el oro, como base única, es una amenaza

constante para la estabilidad de los precios.

En los últimos tres años, de fines de 1930 a fines de 1933, el total de stock de oro del mundo subió de £ 2.354.000.000 (oro a 84 cheelines 11½ peniques la onza) a £ 2.740.000.000, o sea, un aumento de £ 386.000.000; lo que da un término medio de £ 128.666.666 por año.

De las £ 2.354.000.000 de 1930 había en los Bancos Centrales y Tesorerías £ 2.271.000.000 y £ 83.000.000 en manos de particulares. A fines del año pasado, de las £ 2.740.000.000, la suma en poder de los Bancos Centrales y Tesorerías alcanzaba a £ 2.479.000.000 y el oro en manos privadas que lo ocultaban había triplicado y llegaba a £ 261.000.000.

Aparte, pues, de una producción que se mantiene estacionaria, y de la incertidumbre de nuevos descubrimientos, esta tendencia psicológica de la humanidad que la lleva a mirar el oro como un fetiche, que hay que esconder, como una varilla mágica que siempre abrirá las puertas en una hora suprema de angustia, convierte al oro en una base cada día más estrecha y movediza para construir sobre ella la pirámide del comercio del mundo. Parece más bien vértice que no base, y que la humanidad estuviese empeñada en mantener el equilibrio monetario desafiando las leyes de la gravedad.

El Profesor Warren—consejero financiero del Presidente Roosevelt—sostiene que los altos precios que prevalecieron desde 1921 hasta 1929, sólo habrían podido mantenerse si se hubiera operado algún cambio fenomenal en la eficiencia del oro para conservarlos a ese nivel. «Los precios en oro—dice—cayeron, en verdad, bajo el nivel anterior a la gran guerra». La actual producción de oro no es suficiente para mantener continuamente los precios de antes de la guerra, aun en el caso de usar el oro con la misma eficiencia de aquella época.

Es necesario conservar la facultad de variar el precio del oro, a fin de asegurarse que su valorización no envuelva una apreciación de la moneda, y provoque una baja en el valor de los productos.

¿Podrá conseguirse sin darle a la plata, su antiguo auxiliar, un rol eficaz en el mecanismo de los ajustes internacionales? El Presidente Roosevelt se lo ha dado ya

en el mercado interno americano. Esa es la importancia capital de las medidas tomadas para crear lo que se ha dado en llamar «el dólar del Presidente Roosevelt». Todavía más, ha aceptado, como se ha visto, el pago de las deudas intergubernamentales de los Gobiernos Aliados de la Gran Guerra, en plata metálica. Las deudas de guerra en cuestión representan alrededor de Dls. 270.000.000, y a esa cifra alcanzaría la adquisición de plata por el Gobierno americano si las naciones deudoras se resuelven a pagar esas obligaciones. Hay un núcleo respetable de economistas de reputación mundial que resisten y condenan todo sistema monetario que no esté basado exclusivamente en el oro. Cuando más, algunos de ellos admiten la posibilidad de regularizar la estabilidad del signo monetario aumentando o disminuyendo la emisión de certificados o billetes que representen oro, en mayor o menor proporción, según sea el curso del precio de este metal en relación con los demás productos. En esta admisión hay a mi juicio un reconocimiento implícito de la falta de elasticidad del oro como unidad monetaria. Se busca manera de darle elasticidad mediante la creación de efectos que en sí mismos carecen de todo valor intrínseco y reposan tan sólo en la confianza. Por esa pendiente es fácil deslizarse hacia la inflación desordenada porque, en verdad, depende más del criterio incierto y falible de los que dirigen la operación, que de la ley de la oferta y la demanda, única que ha operado invariablemente desde que existe la humanidad. Más lógico y seguro parece darle al oro, en su función de respaldo metálico del valor intrínseco de la moneda, su viejo auxiliar la plata en la proporción que corresponda, que puede regularse, ya que la producción de plata es un factor cierto y conocido, que mediante acuerdos mundiales podría reglamentarse a voluntad, agregando a las reservas de oro mayor cantidad de plata mediante una aceleración de su producción cuando aquél tienda a encarecer, disminuyéndola, cuando tienda a depreciarse.

Lo que perturba el problema, es la idea errónea de ligar la nueva idea de simetalismo con la vieja idea de bimetalismo y sobre todo, con la relación antigua e inamovible de precio entre la plata y el oro, que se señala como una especie de dogma para cualquier convenio mundial en esta materia, cuando, en verdad, lo que se busca

es una relación flexible del precio de la plata con el precio del oro, de manera que el ajuste resulte lo que el mundo anhela, esté es, una moneda estable, porque se equilibrará en el fiel de una balanza en la cual un platillo será el oro y el otro la plata.

Vendríamos, así, a volver al «electrum» de las primitivas monedas griegas, a que me refería en mi primera conferencia, y a los tiempos de Cartago y de Sicilia en los siglos V y IV antes de Jesucristo.

La base monometálica de oro de la unidad monetaria es una de las causas, y no de las menores, de la crisis mundial, porque su provisión insuficiente trajo la deflación, porque no ha permitido los ajustes internacionales de precios sin provocar dificultades monetarias internas en los países regidos por el patrón de oro, y ha estimulado en no poca medida el aislamiento económico que reina y, en fin porque incita en época de deflación, como acabamos de verlo, a una competencia funesta y malsana para depreciar la moneda, cercenando los ahorros de las gentes a fin de reducir los costos de producción y competir con otras naciones.

Cualquier sistema monetario universal debe reunir, a mi juicio, estas condiciones:

- 1) No debe agravar los movimientos cíclicos de los negocios;
- 2) Debe impedir toda reacción de precios por concepto del mayor o menor rendimiento de las minas de oro;
- 3) Debe suavizar los vaivenes internos de los precios, causados por fenómenos económicos o políticos internos;
- 4) Debe regirse por un Instituto o Banco internacional mundial, que coordine las necesidades monetarias domésticas de cada país con las exigencias monetarias internacionales; en otras palabras, debe ser dirigido por un núcleo o centro mundial que controle la estabilidad.

Si no se busca una combinación determinada a base de oro y plata para esa unidad monetaria universal, que habrá de venir algún día, no consultaremos ni las costumbres seculares de la humanidad ni los intereses contemporáneos de los dos continentes más grandes del mundo, el uno, el Asia, el de más densa población, y, el otro, la América, el más rico en producción de plata.

No se trata de revalorizar la plata para subirla inmoderadamente de precio, sino,

simplemente, de estabilizarla a firme, amarrándola con un vínculo mundial al carro de su viejo consorte, el oro. Un alza desmesurada de la plata que, por lo demás, no se ha operado sino en una proporción casi insignificante con las medidas Americanas, lejos de poner remedio al mal, provocaría en el lejano Oriente—principalmente en la China—una crisis profunda. En efecto, cuando recién se iniciaron las primeras gestiones para revalorizar la plata en los Estados Unidos de América, hubo alarma en la China, porque una rápida valorización habría traído, por una parte, la exportación en grande escala de su numerario y, por otra, habría encarecido considerablemente sus costos de producción. De allí que la Cámara de Comercio de Shanghai, señalase en aquella época en un documento de resonancia que la estabilidad de la plata tendería a mejorar el comercio de la China, pero que un alza artificial en su precio, sin un correspondiente incremento en el precio de los demás productos, disminuiría seriamente sus exportaciones, restringiría su poder comprador y causaría tan serias dificultades financieras, que acaso la llevaran a repudiar sus contratos y al desastre.

Es un hecho indiscutible que el patrón de plata salvó a la China de las más graves consecuencias de la crisis mundial, ya que el peor aspecto de la depresión fué la caída de los precios internos con relación al oro, al cual las monedas de casi todos los países estaban ligadas cinco años atrás. La China era el único país que mantenía integralmente su patrón de plata y este se desvalorizó, con relación al oro, acaso más que lo que se desvalorizaron los demás productos en relación con el mismo metal. La China vino a sentir la depresión del resto del mundo, cuando su dólar plata comenzó a apreciarse en Diciembre de 1932, con relación al dólar, a la libra, al rupee y al yen, por efecto del abandono del patrón de oro por los Estados Unidos, Inglaterra, la India y el Japón.

Cuando se habla, pues, de revalorizar la plata para darle al Extremo Oriente un mayor poder comprador, no se pretende alzar el precio sino, simplemente, darle a la plata, dentro del precio que actualmente tiene, tales garantías de estabilidad, que permitan restaurarle su poder liberatorio internacional.

El problema de la India es distinto y hay que contemplarlo desde un ángulo opuesto.

La plata no es allí unidad monetaria hoy día, y sólo desempeña el papel de fondo de ahorro. Un alza de su precio estimularía a los que la poseen, a realizar sus ahorros, aumentando artificial y transitoriamente, su poder comprador, a costo de una perturbación de hondo y general alcance. Saldrían de la India grandes cantidades de plata que ejercerían una acción deprimente de su precio.

Hay, pues, que aclarar bien el concepto de revalorización y remonetización de la plata: no se trata de darle, con medidas artificiales, un precio superior al que tiene. Se trata únicamente de darle, mediante un acuerdo mundial, el rol de moneda auxiliar y reguladora del oro, tomando medidas que le den, a los que la reciben en cierta proporción, en pago de todo género de obligaciones o productos, la seguridad de recibir algo que no se deprecia y que sirve, con la misma eficiencia que el oro, en la proporción señalada como supremo recurso en un momento de aflicción.

En los últimos cuatro siglos la proporción de la producción mundial de plata en relación con el oro no ha variado grandemente de más o menos 15 a 1. En el momento actual esa relación ha disminuído todavía más a la de 12, lo cual no ha obstado para que el precio de la plata se mantenga bajo. Si tomamos, por ejemplo, el precio del oro a 126 chelines por onza y el precio de la plata a 18 peniques, encontramos que el precio de esta última, en relación con el oro, es de 84 a 1, aun cuando el hecho positivo es que la relación de producción entre la plata y el oro es sólo de 12 a 1. ¿No prueba esto que hay una situación artificial creada por la proscripción de la plata del sistema monetario tradicional del mundo, que es menester disipar? Es una de las tantas violaciones de la ley de la oferta y la demanda que han venido cambiando el curso natural de la vida económica.

Hace 232 años, un hombre de genio que la humanidad venera como uno de sus más grandes sabios y matemáticos, Sir Isaac Newton (1642-1723), nombrado por la Reina Ana, Superintendente de la Casa de Moneda del Reino Unido, se veía, como nos vemos hoy, atormentado por este preciso problema de la relación de la plata con el oro para el mantenimiento de la estabilidad de la moneda. Declaraba Newton, entonces, que la plata era la única moneda fija del país (Gran Bretaña) y como tal no

podía ser alterada. La demanda de plata para ser exportada había alzado el precio de ese metal hasta siete peniques por onza, con relación al valor nominal de la moneda. El «Lord High Treasurer» Lord Godolphin se alarma y pide a Newton que le informe al respecto. Newton investiga, y el 7 de Julio de 1702, le dice que el oro está aproximadamente a un precio de 10 a 12 peniques más alto en la guinea, que lo que debiera estar y que como esto tiende a deprimir la moneda de plata, se imagina «humildemente»—expresa—que la manera de conservar esta última moneda es bajando el precio del oro en 6,9 ó 12 peniques en la guinea, de manera que el oro quede valiendo en Inglaterra lo mismo que en las naciones vecinas de Europa. Newton, en suma, recomendaba en 1702 para resguardar la moneda, entonces patrón de plata, las mismas medidas que la gran mayoría de las naciones del mundo han adoptado 232 años después para resguardar su moneda, patrón de oro.

Con penetración maravillosa decía Newton en aquel informe:

« La seguridad e incremento de la moneda depende, principalmente, de la balanza de comercio, que si está en contra nuestra, provocará la fundición de la moneda y su exportación para pagar deudas externas y seguir el comercio a pesar de las leyes en contrario, y si está a favor nuestro, esas leyes son inútiles y aun perjudiciales».

¿Sería osado de mi parte terminar estas conferencias, diciendo que es un error pensar que los tiempos de ayer, hoy o de mañana pueden alterar la eterna, inexorable, ley de la oferta y la demanda, y que por haberla violado, a través de sesenta años con medidas artificiales para desmonetizar y desvalorizar la plata, hemos precipitado al mundo en el caos monetario en que hoy se encuentra? ¿Sería exagerado decir que por haber dejado al mundo a merced sólo del oro, hemos condenado a las tres quintas partes de la población del mundo a meter su comercio en el zapato chino de las riquísimas naciones que disponen de reservas en ese metal, y nos hemos sometido a que su encarecimiento fatal, repercute inevitablemente en la desvalorización de nuestros bienes, llámense éstos propiedades o llámense salarios? ¿Sería insensato que agregase, por fin, que estamos adorando un falso Dios, porque el oro no es estable, ya que la «estabilidad» no es un concepto absoluto, sino relativo, y debería desterrarse del vocabulario monetario y reemplazarse por el concepto de «equilibrio», que cuadra mejor con la idea básica de evitar inflaciones y deflaciones de precio?

Entrego estas reflexiones a la meditación de todos los que han tenido la paciencia de escucharme, en la esperanza de haber contribuido a despertar algún interés en un problema, acaso el más hondo de todos, en esta anarquía económica, monetaria, social y por reflejo, política, en que se revuelve la humanidad atormentada.



EXPOSICION HECHA POR EL SEÑOR PABLO KRASSA AL CONSEJO DE FOMENTO CARBONERO (1)

Aumento de consumo de carbón en el país:

a) Aumento de las actividades económicas en general que servirán a aumentar también el consumo de carbón;

Es difícil apreciar las posibilidades del desarrollo de las industrias que consumen carbón y sería imposible influir en este desarrollo en forma directa. La industria del carbón puede concurrir en este desarrollo sólo bajando los precios de los combustibles. Costos bajos de los combustibles contribuyen sin duda al desarrollo industrial de un país, puesto que los gastos para este ítem forman siempre una parte apreciable del costo total de fabricación. Es cierto que todas las medidas que se toman para fomentar la industria del carbón, tienden a abaratar este producto. No obstante, en las condiciones especiales del país, hay que prestar la mayor atención a todo lo que se refiere a transportes, puesto que ellos deben subir el precio del carbón en forma especialmente fuerte. De ahí viene la importancia de mejorar los sistemas de transporte y especialmente los medios de desembarque en los puertos. Desgraciadamente se trata de obras que no se pueden emprender con los medios de los cuales actualmente dispone la Caja.

A pesar de la dificultad mencionada de apreciar el posible desarrollo del consumo de carbón, me permito hacer un pequeño cálculo:

En el año 1929,—año de mayores actividades industriales—, el consumo de combustibles del país ha sido el siguiente:

	T.	Correspondiente a t. de carbón
Petróleo	91.897	1.487.845
Carbón importado ...	50.000	50.000
Carbón nacional.....	—	1.410.000
		<hr/> 2.947.845

El petróleo importado se empleó en su mayor parte en las industrias del salitre y del cobre y será difícil reemplazar este consumo. Se le puede apreciar sumando las cantidades que se importaron por los puertos salitreros. Se trata de unas 865.000 t. que corresponden a 1.300.000 t. de carbón. Quedan pues, 1.650.000 t. de carbón que se consumirían, si las actividades industriales vuelven a la situación que se presentó en el año 1929, sin considerar el consumo de carbón en la industria salitrera. Comparando esta cifra con el consumo actual que fué de 723.208 t. en el primer semestre, o bien de 1.450.000 t. para el año entero, se observa una diferencia de unas 200.000 t. cantidad en la cual podrá aumentar todavía el consumo nacional.

b) Reemplazo de combustibles importados por carbón nacional:

El posible reemplazo por carbón del petróleo crudo para hornos y calderos, queda incluido en la cifra anterior. Su cuantía se puede estimar, por otra parte, considerando las importaciones actuales de petróleo crudo y descontando nuevamente las cantidades que se consumen en la industria del cobre y del salitre.

Se trata de unos 13.000 t. de petróleo que se importaron en el primer semestre de este año. Tomando en cuenta el menor poder calorífico del carbón, se llega a un posible consumo anual de carbón por este capítulo de unas 40.000 t. Aunque esta cifra es relativamente pequeña, no hay que descuidarla y hay que seguir la política actual de la Caja de facilitar el reemplazo del petróleo por carbón en las instalaciones pequeñas que todavía lo usan.

En lo que se refiere al empleo del carbón en vez de petróleo en las industrias salitreras y cupríferas y especialmente en los establecimientos de Tocopilla, Potrerillos y El Teniente, no creo necesario explicar las dificultades que se presentan. Se trata nuevamente de problemas de transporte y desembarque que no podrán abordarse sin tener por otra parte, la seguridad de un consumo regular y apreciable. En efecto, la misma ley 4248 ha fijado las condiciones en las cuales

(1) El Dr. Pablo Krassa hizo la presente exposición al Consejo de Fomento Carbonero en sesión celebrada el 6 de Octubre de 1934.

se debe invertir ciertas sumas en la construcción de puertos (art. 10) y en la adquisición de buques (art. 11, 12, 13 y 14).

2) Nuevas aplicaciones del carbón:

En los párrafos anteriores se ha considerado sólo el petróleo bruto y Diesel como combustible que podría reemplazarse por carbón. Fuera de estos productos se importan grandes cantidades de otros productos líquidos, que se pueden obtener directa o indirectamente del carbón. Se trata de las siguientes cantidades:

	1.er semestre de 1934
Kerosene (petróleo lampante).....	2.280 t.
Gasolina.....	25.140 t.
Aceites lubricantes.....	3.098 t.
Parafina en pasta.....	1.716 t.

La producción de estos materiales, usando carbón como materia prima se ha desarrollado en los últimos años en forma considerable. Hay principalmente dos procedimientos que hay que distinguir:

a) La transformación más o menos completa del carbón en un combustible líquido mediante la hidrogenización;

b) La destilación a baja temperatura que permite obtener del carbón ciertas cantidades de combustibles líquidos, que por procedimientos posteriores se pueden transformar en gran parte en bencinas.

ad. a) Este procedimiento es sin duda el más interesante. Se emplea ya en forma industrial para tratar petróleos crudos pesados y transformarlos en combustibles de mayor valor. Para el tratamiento de carbón propiamente dicho hay todavía sólo una planta industrial en función (la de Leuna en Alemania), en la cual se tratan lignitas alemanas y que produce alrededor de 80.000 t. de bencina por año. Se está construyendo actualmente una instalación en Billingham—(Inglaterra) destinada a producir 100.000 t. de bencina o aceites, usando como materia prima carbones ingleses. Desgraciadamente el costo de las instalaciones de tal producción es enormemente alto. La planta de Billingham costará más o menos 2 y medio millones de libras o bien 300 millones de pesos. Suponiendo una cuota de 15% para la amortización y los intereses se llega a una suma de \$ 450.— por tonelada de bencina, mientras que el precio cif. de este producto actualmente es de \$ 550 m. o. m. Es decir sólo por

intereses y amortización se tienen gastos que corresponden a casi la totalidad del valor del producto importado, y no queda nada disponible para cubrir los gastos del carbón y de la fabricación propia antedicha. En realidad, sólo se puede producir en Inglaterra debido a una subvención de 4 d. que paga el gobierno inglés por cada galón de bencina producida (\$ 725/t.).

No obstante, aunque parece imposible por las circunstancias expuestas, pensar en la actualidad en instalar una planta de hidrogenización de carbón chileno, no se debe dejar de seguir con toda atención el desarrollo de este procedimiento. Es de suponer que los métodos mejorarán luego. Sería por consiguiente, muy interesante reunir datos detallados a propósito de la marcha de la fábrica en Billingham. Ensayos hechos a pedido mío, hace años, en cuanto a la posibilidad de hidrogenizar los carbones chilenos en el Laboratorio del Dr. Bergius, en Heildeberg, han dado resultados óptimos, y han demostrado que estos carbones darían un rendimiento muy elevado, aun con los métodos todavía poco desarrollados de ese entonces. Habría que tratar de conseguir el permiso de parte de la Imperial Chemical Industrie Ltd. la poseedora de la planta de Billingham, de someter muestras de carbón chileno a la hidrogenización en la nueva planta y sería deseable tratar de obtener de esta firma un presupuesto para una instalación del procedimiento en el país.

ad. b) La destilación de los carbones a baja temperatura, es decir, a temperaturas inferiores a 550° C. ha sido considerado al principio como un procedimiento de gran porvenir. No obstante el desarrollo de esta industria no ha confirmado las esperanzas que en ella se han cifrado.

La producción de combustibles líquidos por este sistema y especialmente la de la bencina se ve dificultado por la cantidad relativamente pequeña de productos líquidos que se obtienen con la mayoría de los carbones usados. Los carbones chilenos forman una excepción a este respecto. En los estudios correspondientes que se han hecho en mi laboratorio hace muchos años se obtuvieron rendimientos muy superiores a los que dan los carbones ingleses y alemanes, y las experiencias hechas en escala industrial en presencia de don Walter Müller han confirmado estos resultados.

Si se compara este método con el de la hidrogenización se debe tomar en cuenta

que el rendimiento en combustibles líquidos será siempre mucho más bajo, pero que por otra parte las instalaciones son mucho menos costosas. El procedimiento, no puede por esto, basarse económicamente en la producción de materias líquidas, sino debe tomarse en cuenta que, con ello, se logra valorizar combustibles de poco valor transformándolos en productos que tienen fácil aceptación. Sería, por esto especialmente interesante aplicarlo al carbón fino que se obtiene al harnear el carbón y que tiene difícil venta. Al valorizar este producto que, hoy día, en parte se bota, se podría rebajar al precio del carbón harnearado que ahora queda recargado con el costo de su extracción y manipulación. Existen diferentes procedimientos que permitirían tal transformación y cuyo costo de instalación no es muy elevado. He tenido oportunidad de estudiar el procedimiento Seidenehnur, en el cual se obtiene el semicoke en forma de briquetes. El costo de instalación de este procedimiento para tratar por día 300 t. de carbón chileno, será según los interesados de m/m. \$ 30.000.000 y se podrían producir por año unas 8.000 - 9.000 ts. de bencina y 8.000 t. de aceite más pesado. Como este es el único método parece necesario hacer un estudio económico completo de los diferentes proce-

dimientos que actualmente trabajan. Habrá que pedir presupuestos a los fabricantes correspondientes y propósito del costo de las instalaciones y de la fabricación y habrá que procurar ensayos con carbones chilenos en escala industrial con los sistemas que más éxito técnico y económico prometen. En la elección habrá que tomar en cuenta también la forma en la cual se obtienen los residuos de la destilación, el semicoke y habrá que estudiar la manera de su empleo. Una vez resuelto por medio de tales experiencias y estudios la elección del sistema más apropiado para el país, se podrá pensar en la instalación de una planta piloto que serviría de modelo y planta de ensayos para el desarrollo de estos procedimientos en la mayor escala posible.

Queda todavía la posibilidad de reemplazar el coque importado por el producto nacional. En el año 1932, se importaron sólo 719 t. de coque común y 1.930 t. de coque metalúrgico. Estas cantidades son tan pequeñas que no se puede pensar en una fabricación nacional.

DR. ING. P. KRASSA.

Profesor de Química Industrial, Química Física y Electroquímica de la Universidad de Chile.



LAVADEROS DE ORO DE CHILE

DATOS ESTADISTICOS

Compras de Oro efectuadas por la Jefatura de Lavaderos de Oro y número de obreros ocupados en esta clase de faenas en los meses de Septiembre y Octubre de 1934.

PROVINCIAS	COMPRA DE ORO			
	Septiembre		Octubre	
	Gramos oro bruto	Valor en M/cte.	Gramos oro bruto	Valor en M/cte.
Atacama	7.041,79	\$ 135.120,70	10.085,67	\$ 190.958,60
Coquimbo.....	126.549,04	2.786.929,04	111.402,55	2.388.116,83
Aconcagua.....	10.890,93	260.313,84	8.913,17	205.584,14
Santiago	5.472,62	122.559,86	5.856,62	128.866,42
Colchagua y O'Higgins	371,8	7.988,00	267,30	5.888,40
Talca.....			691,10	13.834,50
Maule	1.261,52	30.128,02	1.715,06	39.074,93
Nuble	1.665,21	36.591,31	1.447,23	31.691,65
Concepción y Arauco.....	4.895,40	115.574,44	6.667,70	152.973,20
Bío-Bío	4.839,49	107.995,16	7.031,43	155.272,50
Cautín	13.611,15	321.580,10	22.705,43	527.854,79
Valdivia	17.564,51	416.233,11	19.144,21	446.487,07
Chiloé	2.580,24	60.508,24	4.717,68	108.637,48
Magallanes.....			16.336,15	352.273,60
Totales	196.743,72	\$ 4.401.522,14	216.981,30	\$ 4.747.514,11

	OBREROS EN TRABAJO			
	Septiembre		Octubre	
Atacama	584		536	
Coquimbo.....	11.643		11.456	
		La Serena 7.150		La Serena 6.897
		Ovalle 2.586		Ovalle 2.833
		Illapel 1.907		Illapel 1.726
Aconcagua.....	1.441		1.378	
Santiago	218		230	
Colchagua y O'Higgins	38		45	
Talca.....	50		51	
Maule	194		189	
Nuble	165		169	
Concepción y Arauco.....	853		896	
Bío-Bío	747		769	
Cautín	884		993	
Valdivia	1.080		1.099	
Chiloé	352		347	
Magallanes.....	203		537	
Varios en el País	4.000		4.000	
Obreros a jornal	417		458	
Totales	22.923		23.151	

EXTRACTO ACERCA DEL ESTADO ACTUAL DE LA METALURGIA Y APLICACIONES DEL ALUMINIO

POR

GUSTAVO REYES B.

INGENIERO DE MINAS

Jefe del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero.
Profesor de Metalurgia de la Academia Técnica Militar.

GENERALIDADES

Es el más liviano de los metales de la gran industria y el de más moderna metalurgia. Hasta el año 1850 constituyó un elemento raro aisladamente. Al eminente químico francés St. Claire Deville se deben los primeros trabajos industriales en su proceso de reducción y manufactura.

Fue aislado por Oersted en 1825 reduciendo el cloruro de Al con amalgama de K.—Su descubrimiento se atribuye también a Wohler (1827) mediante la reducción del mismo cloruro con K metálico.

Propiedades Físicas.—Cuando puro posee color blanco y lustroso tanto como la plata; pero el metal comercial tiene un tinte azulejo debido a las impurezas. Es ligeramente más duro que el Sn. y su dureza aumenta con la proporción de impurezas. La fractura de los lingotes es irregular, granular, pero la del metal trabajado posee un grano más fino y un aspecto de seda; si el metal es puro su corte se asemejará al del Sn; y al raspársele, sus virtudes serán largas; en caso contrario, éstas se desprenderán más cortas a medidas de las impurezas.

Puede ser soldado mediante el soplete oxiacetilénico con flujos apropiados tales como mezclas de cloruros alcalinos con criolita ($AlFe_3 + 3NaF$) o con KF.

Maleabilidad y ductilidad.—Puede ser forjado y laminado tanto en caliente como en frío; pero frecuentemente requiere un recocido. Sin dificultad puede ser estirado en tubos o alambres finos. Es muy maleable entre 100°C y 150°C y también, mediante una presión adecuada, a la temperatura de 80°C puede ser transformado en varillas o en tubos.

Tenacidad.—Fundido en molde de arena tiene una tenacidad de 5 Ton. p. sq. in con elongación de 25%.—Laminado y fuertemente estirado, 7 y 15 Tons. respectivamente.

Densidad.—A 4°C, 2.583 químicamente puro. El metal comercial alcanza a 2.7.

Acción del calor.—Punto de fusión, 657°C. Para los propósitos de calibración (Am. Bureau Standards) 687.7°C.—Su punto de volatilización no ha sido determinado

exactamente, pero lo tiene a muy elevada temperatura.

Conductividad eléctrica.—Tomando $Ag=100$, es 57.90 o sea, 60% a 62% de la del cobre electrolítico.

Disminuido por las impurezas; incrementado por el recocido.

PESO ATOMICO 27.1.

Propiedades químicas.—No se altera en el aire a temperatura ordinaria, ni en húmedo ni en caliente, a menos de que se encuentre pulverizado, circunstancia en que es rápidamente oxidado. Aún fundido solo se oxida superficialmente. No obstante, los artefactos elaborados con metal comercial después de algún tiempo resultan recubiertos con una fina película de óxido que además es continua y protege la superficie de nueva oxidación.

El agua carece de acción tanto en frío como hiviendo; tampoco H_2S .

Su mejor disolvente es $HCl-H_2SO_4$ diluido carece de acción sobre él; pero concentrado y caliente lo disuelve con desprendimiento de SO_2-HNO_3 aún concentrado carece prácticamente de acción sobre Al; pero hirviendo lo disuelve lentamente.

La acción de los ácidos más débiles es casi inapreciable; pero no así las soluciones de álcalis cáusticos que lo disuelven fácilmente con formación de aluminatos y desprendimiento de hidrógeno. Cl, Bi y I se combinan rápidamente con Al y a alta temperatura también el S.

Aluminio metálico precipita al Cu, Pb, Ag y Hg de las soluciones de sus cloruros; a la Ag, Pb y Zn de sus soluciones alcalinas y a la Ag y al Au de las soluciones de sus cianuros alcalinos.

De gran importancia técnica es su afinidad hacia el O_2 bajo ciertas condiciones.—Así, los óxidos de Fe, Cu, Mn, Cr, Wo, etc. son reducidos a metal por el Al pulverizado en crisoles con revestimiento de magnesias.—La temperatura de la reacción alcanza hasta 3.000°C y los metales son obtenidos fundidos y muy puros. La escoria constituida por Al_2O_3 es obtenida también en estado de fusión.

Compuestos de Al.—El principal de todos es su óxido $Al_2 O_3$ (alúmina) que existe en la naturaleza en las especies cristalizadas «corundo» y «zafiro».—Este óxido y la criolita constituyen la base en la extracción del Al y a su vez se le obtiene del mineral Bauxita ($Al_2 O_3 + 2 H_2 O$)³ a veces $Al_2 O_3 + H_2 O$.

El óxido, obtenido por calcinación del hidrato, es un polvo blanco, insoluble en agua y muy difícilmente soluble en ácidos si la calcinación se ha efectuado a alta temperatura. Fundido el óxido con álcalis origina aluminatos solubles. Fusible sólo en el arco eléctrico.

Los depósitos minerales de Bauxita de alta ley no son numerosos, a pesar de que Al en sus diferentes compuestos constituye el metal comercial más abundante en la naturaleza y después del O_2 y Si, es el más abundante de los elementos químicos.—El color de la Bauxita varía considerablemente según las impurezas que la acompañan: es roja cuando predomina el óxido de Fe y blanca cuando hay exceso de Si O_2 . En general el porcentaje de los compuestos en las Bauxitas: $Al_2 O_3$: 45%-70%; Si O_2 : 2-30%; $Fe_2 O_3$: 3-25%; pérdidas por ignición 12-40%; Titanita ($Ca O Ti O_2 Si O_2$), se encuentra asociada a éstos óxidos.

Industrialmente se emplea la Bauxita como abrasivo, en la manufactura de refractarios y derivados químicos y en la producción de Al metálico. La práctica aconseja los siguientes porcentajes:

Para la producción de Al: $Al_2 O_3$ más de 52%, Si O_2 menos de 4,5%, $Fe_2 O_3$ menos de 6. 5%. A pesar de que las bauxitas de alta ley para la manufactura de Al contienen hasta 65% $Al_2 O_3$ con 3-5% Si O_2 y 1% $Fe_2 O_3$, la técnica actual permite aprovechar para este propósito minerales con menos de 50% $Al_2 O_3$ y hasta 7% Si O_2 .

Para la fabricación de derivados químicos como alumbres y sulfato de Al, la proporción de $Al_2 O_3$ debe ser superior a 52%, con muy bajo contenido en Fe y Ti; Si O_2 no interesa mucho pudiendo alcanzar hasta 20%. El tratamiento con $H_2 SO_4$ diluido debe ser rápido.

Para abrasivos las exigencias son: Si O_2 hasta 3%; hasta 4% Ti O_2 y hasta 5% $Fe_2 O_3$.

Para refractarios se requiere bajo contenido en Fe y Ti y un regular contenido en Si O_2 ; en su manufactura se emplean arcillas aluminosas ($Al_2 O_3$ hasta 52%) y diás-

poros ($Al_2 O_3 H_2 O$) con leyes hasta de 80%.

En cuanto a la criolita $Al F_2 + 3 Na F$, su único depósito comercial es el yacimiento de Ivigtut, en el sur de Groenlandia, explotado por una compañía danesa. El alto precio de la criolita ha conducido a su producción artificial, siendo este material empleado en la manufactura de Al.

El método Howard para la fabricación de criolita se basa en la siguiente reacción $Al_2 F_6 + 6 N H_4 F + 6 Na NO_3 = Al F_6 6 Na F + 6 NH_4 NO_3$.

En el procedimiento Hulin se hace actuar HF sobre alumina pura hidratada y el producto se satura con peróxido de Na, originándose criolita artificial.

Otros minerales de Al:

Alunita $K_2 O_3 Al_2 O_3 4 SO_3 6 H_2 O$. Estudiado como fuente de Alúmina y potasa.

Corundo.— $Al_2 O_3$ cristalizado (romboédrico).

Empleado anteriormente en la manufactura de aleaciones de Al.

Feldespatos.—Silicatos anhidros de K y Al y Ca y Al.

Kaolin.—Arcilla de porcelana. Silicato básico de Al: $H_4 Al_2 Si_2 O_9$ (arcilla blanca, tierra Fuller).

A pesar de la pureza del kaolín y de la extensión de los depósitos minerales no se le puede emplear como fuente de producción de Al por el hecho de la difícil separación de sílice y alúmina. Las arcillas corrientes son simplemente kaolines muy impuros.

El silicato de Al: $Al_2 O_3 Si O_2$ que en la naturaleza se encuentra como *sillimanita*, *cianita* y *andalucita* posee enorme importancia en la industria cerámica.

Metalurgia Extractiva.—En los últimos 30 años la producción de Al metálico en escala comercial se ha efectuado en dos etapas fundamentales: 1.º preparación de alúmina de alta pureza partiendo de Bauxita y 2.º electrólisis de esta alúmina en baño de criolita líquida acompañada de algunas otras sales como $Al Cl_3$ o fluoruro, espato fluor y sal común.

Alúmina puede también ser reducida por C en el horno eléctrico «Procedimiento Cowles»; pero en las condiciones de temperatura del horno, el aluminio reducido se volatiliza fácilmente, se oxida o bien forma carbonato de Al en presencia de CO o CO_2 . El procedimiento aunque inaplicable a la producción de Al metálico ha tenido éxito en la manufactura de aleaciones del metal

con Cu; no obstante, actualmente se prefiere fabricarlas mediante la fusión directa de los dos metales.

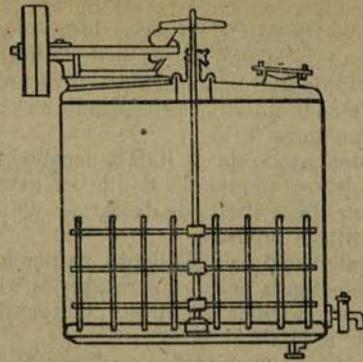
El moderno procedimiento para la obtención de Al se basa fundamentalmente en la preparación de alúmina pura, pues las impurezas de la bauxita Fe_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 etc., no deben encontrarse presentes en la alúmina proveniente de ella y que es agregada al baño electrolítico, pues de lo contrario, todos estos metales aparecerán en el Al obtenido. En este sentido, se debe puntualizar que una de las mayores dificultades en la metalurgia del Al reside en el hecho de que el metal después de obtenido no puede ser refinado como el resto de los metales comerciales, y en consecuencia la pureza del producto reside fundamentalmente en la pureza de la alúmina sometida al tratamiento y en la del baño electrolítico.

Los métodos electrolíticos para la disociación de los compuestos del Al no son aplicables con soluciones diluídas y el baño electrolítico debe ser del mencionado material fundido. Como requisito primordial debe contarse con energía eléctrica barata, pues se necesita un enorme consumo de corriente y todas las plantas productoras de Al en el mundo, con excepción de algunas en Alemania, consumen energía hidroeléctrica.

I.—Obtención de la alúmina.—En el actual procedimiento Hall-Hérault, los materiales sometidos al proceso comprenden alúmina pura, eriolita y los fluoruros mencionados para el baño y electrodos de carbón, en consecuencia, el primer problema que hay que resolver, consiste en la preparación de la alúmina pura partiendo de la bauxita. A pesar de las muchas patentes registradas con este objeto, persisten dos métodos principales para la preparación de la alúmina pura: el Bayer y el Deville Pechiney.

El procedimiento Bayer, que es un proceso húmedo, se basa en la formación de aluminato de Na soluble, mediante el tratamiento de la bauxita, con una solución acuosa de Na OH; la precipitación de Al al estado de hidróxido, mediante la adición de un ligero exceso de este mismo material preparado previamente, seguido de una calcinación del hidrato de Al precipitado, para obtener Al_2O_3 .

En la práctica la bauxita calcinada, se pulveriza previamente al tamaño de 100 mallas o más fina y se la mezcla con la solución acuosa de Na OH, densidad 1.45 (44.8



**ESTANQUE DE PRECIPITACION
EN EL**

SISTEMA BAYER

Fig. 1

Bé), en un recipiente provisto de agitadores rotatorios. A continuación la mezcla es corrida a autoclaves constituidos por camisas de vapor y durante 2 a 8 horas se la mantiene a una temperatura de $150^{\circ}C$ o $160^{\circ}C$ y presión de 50 lbs. p. sq. in a 70 lbs; ocurre la reacción:

$$Al_2O_3 + 2 Na OH + aq = 2 Na Al O_2 + H_2O + aq. Fe_2O_3, TiO_2 \text{ y gran parte de } SiO_2,$$

no son afectados por Na OH; parte de la sílice es disuelta y reacciona con la alúmina y la soda, originando un silicato insoluble de Na y Al.

Se evita la solubilidad de la sílice, mediante el agregado de cal a la bauxita durante la molienda; la sílice origina en estas condiciones, un silicato de Ca insoluble, evitándose la pérdida de Al_2O_3 . Al rededor de 90% de la Al_2O_3 de la bauxita es disuelta en esta forma. Terminada la levigación, la solución de aluminato sódico y los residuos son traspasados desde los autoclaves a grandes estanques decantadores de fierro, de capacidad como de 1600 cu ft. c/u. y se deja decantar durante unas 5 horas; el residuo, además de las impurezas mencionadas, contiene algo de Al_2O_3 no disuelta y se le denomina barro rojo (red mud) y es eliminado.

La solución de $Na AlO_2$ es diluída a 1.23 (26.9 Bé) y filtrada en filtros prensa, para remover las materias en suspensión, y luego es conducida a grandes estanques de precipitación cilíndricos, dotados de revol-

dores giratorios. En éstos se agrega un ligero exceso de $\text{Al}(\text{OH})_3$ fresco y luego se agita, obteniéndose la precipitación de la alúmina al estado de hidróxido, al término de unas 60 horas, siendo un 70% precipitado en las 36 primeras horas.

El precipitado de $\text{Al}(\text{OH})_3$ decanta en el fondo del estanque, de donde es extraído mediante una válvula de descarga, y filtrada en filtros prensas.

La calcinación subsiguiente, es por lo general, efectuada en hornos rotatorios, revestidos con ladrillos de fuego, temperatura: 1000°C a 1100°C .

La alúmina resultante, contiene de 98% a 99.5% Al_2O_3 y puede contener hasta 0.30% de agua ocluida mecánicamente 0.50% agua combinada: 0.20% SiO_2 ; 0.10% Fe_2O_3 y otras impurezas en proporción menor.

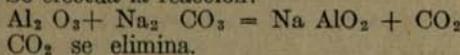
Después de esta calcinación, la alúmina está lista para ser tratada electrolíticamente.

El procedimiento Deville-Pechiney (o Le Chatelier-Morin) tuvo una gran importancia, pero ha sido suplantado por el Bayer; no obstante, se le emplea para las bauxitas ferruginosas; pero no es aplicable a las silíceas.

En este método, la bauxita, molida y calcinada, se mezcla con ceniza de soda (Na_2CO_3), en la proporción de 1-3 de ceniza, por 1 de bauxita, procediéndose a calcinar la mezcla en horno rotatorio o de reverbero, entre 1000°C y 1100°C , durante dos a cuatro horas.

Una pequeña proporción de carbón pulverizado, se agrega a intervalos a la carga.

Se efectúa la reacción:



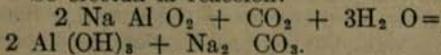
Debe evitarse la fusión de la carga.

Las impurezas permanecen inalteradas y el producto final, que posee un color gris café, es una mezcla de aluminato sódico y de las impurezas.

A continuación, la masa es lixiviada con agua caliente disolviéndose el aluminato, y quedando como residuo, la sílice y los minerales de Fe y Ti.

El líquido es decantado y filtrado en prensas, y clarificado, se le traspa a los estanques de precipitación, la que se efectúa inyectando CO_2 gaseoso al líquido.

Se efectúa la reacción:



La precipitación requiere 4 a 5 horas, y

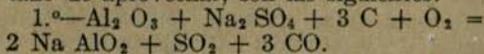
se efectúa a 70°C . El hidróxido precipitado, es filtrado, secado y calcinado, como en el procedimiento Bayer.

De otros procedimientos propuestos sólo el basado en la acción del ácido sulfúrico ha tenido aplicación industrial, para la preparación de bauxitas silíceas.

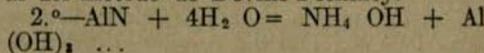
En este proceso el mineral molido finamente, es calentado y sometido a la acción de H_2SO_4 caliente de $D=1.25$.

La alúmina es transformada en $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ soluble en agua; retirada la solución, se deja decantar, se filtra y se evapora, obteniéndose el sulfato de Al, cristalizado con 18 mol. de H_2O ; por calcinación se regenera la alúmina: Al_2O_3 .

Otras reacciones, que también se han tratado de aprovechar, son las siguientes:



La mezcla de bauxita molida, sulfato y carbón, es calcinada entre 1200°C y 1400°C . El resto de la operación es análogo al del método de Deville-Pechiney.



En este proceso propuesto por «Serpek» AlN es producido por calentamiento de una mezcla de bauxita cruda molida y carbón, en una atmósfera de N_2 , a la temperatura de más o menos 1700°C .

El nitruro de Al originado, puede ser tratado con agua según la ecuación anterior, o bien calcinado con Na_2CO_3 (ceniza de soda), en atmósfera húmeda, originando: NaAlO_2 y NH_3 . $2\text{AlN} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + 3\text{H}_2\text{O}$ (vap.) = $2\text{NaAlO}_2 + 2\text{NH}_3 + \text{CO}_2$

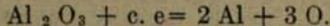
II.—Reducción a Aluminio

La totalidad del Al, es hoy obtenida, por el método electrolítico, de disociación de la alúmina, en baño de criolita.

El método de reducción por carbón, en el arco eléctrico, en presencia de algún metal, como cobre, que entra en aleación con Al, aunque hoy en desuso, (Cowles), puede ofrecer algunas posibilidades en la producción de algunas aleaciones livianas.

PROCEDIMIENTO «HALL-HEROULT».

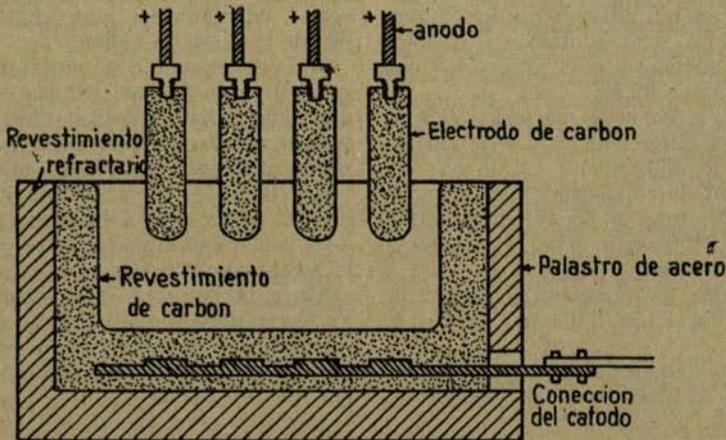
En la forma en que se ha indicado se efectúa la reacción:



En el proceso en referencia, la corriente eléctrica, desempeña, tanto el papel de generador de calor para mantener líquido el baño, como también, el de disociador de la alúmina.

grupos de ocho a doce por baño, y pueden ser levantados, o bajados individualmente, para el control de la corriente.

Al operar un horno de este tipo, el fondo se recubre primero con carbón granulado,



**CAMARA DE REDUCCION ELECTROLITICA
DEL ALUMINIO
SISTEMA HALL-HEROULT**

Teóricamente, el voltaje de descomposición de la alúmina disuelta es: 2.8 v; pero, prácticamente, se requiere 6.5 - 7.5 v. y en la partida, hasta 8.5 v.

HORNO DE REDUCCION

Consiste en una caja rectangular de paredes de acero dulce, revestida con un material refractario, de baja conductividad térmica y eléctrica. Recubriendo al forro refractario por todos sus lados, se encuentra una gruesa capa de carbón, obtenido de coque de petróleo, aglomerado, con aceite o grasa, y fuertemente aprensado, la cual constituye el «cátodo».

Este cátodo, se puede moldear directamente sobre la celda, o bien constituir una pieza independiente; una lámina de hierro forma la conexión del cátodo.

En todo horno, el fondo es inclinado hacia el orificio de descarga; los ánodos, también de carbón, son de sección circular, cuadrada o rectangular, de 3" a 16" de diámetro o lado, y de 8" a 40" de largo, y se encuentran suspendidos de un fuerte bastidor, con las conexiones eléctricas del caso, en

que se palea; se bajan a continuación los ánodos, hasta hacer contacto con este revestimiento, y se conecta la corriente. Una vez que se calienta el horno, se agrega criolita, en mezcla con los otros materiales constituyentes del baño: fundida esta carga, se levantan los ánodos, agregándose más criolita, hasta llenar convenientemente el baño.

Alcanzada la corriente normal se agrega Al_2O_3 , en porciones, hasta alcanzar la proporción normal: 10% 20% Al_2O_3 disuelto. Durante las operaciones preliminares se agregan también, los fluoruros de Ca, de Al y sal.

Durante la electrolisis, el aluminio cae, y se colecta sobre el cátodo, en el fondo del baño, de donde, periódicamente, se le retira, por el orificio de descarga.

En los ánodos, se desprende O. Durante la operación el % de Al_2O_3 , es controlado prácticamente, por voltímetros y lámparas incandescentes conectadas entre los terminales.

A medida, que la concentración en alúmina decrece, el voltaje entre terminales, sube desde 7 a 15 o 20 volts.

Las lámparas están graduadas, en forma tal, que se encienden cuando el voltaje alcanza cierta cifra.

Cada dos o tres días, de acuerdo con la capacidad del horno, el aluminio líquido, es retirado por el orificio lateral de descarga.

Este metal, es refundido, a fin de remover las sales ocluidas, y es fundido en lingotes (pigs), que constituyen el Al comercial, con una ley de 99% a 99.5%.

En general, se conectan en serie, 30 a 40 hornos, con una diferencia total de potencial, de alrededor de 250 volts.

La densidad de corriente, es muy variable, desde 700 amps. p. sq. ft. en EE. UU. hasta 1400 a 2800 amps. p. sq. ft., en algunas usinas francesas.

Teóricamente, se depositan 0.339 gr. de Al p. amp. hora, o 0.7476 lbs. por 1000 amp. hs.

El consumo teórico de anodos, es de 0.67 lbs. p. lb. de Al producido; pero, puede subir hasta 1 lb. p. lb.

El consumo de Al_2O_3 , es teóricamente 1,888 lb p. lb. de Al producido; en la práctica, sube a 2 lbs y el consumo de eriolita alcanza a 0.1 lb p. lb. de Al producida.

Criolita, funde a 995° C; la mezcla eutéctica: 81.5% criolita, 18.5% alúmina, funde a 935° C.

La adición de las otras sales, hace decrecer el punto de fusión del baño, a 700° C.

Condición fundamental, es que el peso específico del baño, sea inferior al del Al.

Un baño típico, del proceso, contiene 59% AlF_3 + 21% NaF + 20% CaF_2 .

Este baño disuelve 20% Al_2O_3 a la temperatura de operación.

Criolita, posee un peso específico de 2.92, en estado sólido y 2.08, en estado líquido. El Al líquido, a 900°C, 2.31 y en consecuencia decanta.

ELABORACION DE LOS ELECTRODOS

Estos deben estar en lo posible libres de impurezas, en especial de Fe y sílice, y su % de cenizas, debe ser muy bajo. Su manufactura, constituye una etapa importantísima del proceso. Para este fin se ha encontrado que el coque de petróleo es el mejor material.

Para su empleo, este producto, es primero chancado al tamaño de una nuez, y luego calcinado, durante tres a cuatro horas, al calor rojo. Después del enfriamiento, el coque calcinado, es molido, comunmente

mezclado con restos de electrodos. Se emplean molinos de guijarros silíceos, con revestimiento silíceo, en los cuales, se le obtiene a tamaño de 16 mallas, con 40%, pasando por el tamiz de 100 mallas. Es, a continuación, aglomerado con brea, o grasa con aceite, en máquinas amasadoras, con paredes de camisas de vapor.

A continuación, se moldean a presión hidráulica de 500 at. y luego se cuecen en muflas apropiadas, para remover los residuos volátiles del material aglomerante. La temperatura de este cocimiento, puede alcanzar, hasta 1400° C., según el tamaño del electrodo, y la naturaleza del aglomerante, debiéndose elevar lentamente la temperatura, para evitar su trizadura.

Estos hornos, son generalmente a gas, y los electrodos se colocan en envolturas refractarias, empacotados con polvo de carbón de retorta, coque de petróleo molido, y desecho de electrodos.

Los electrodos, pierden en esta operación, un 10% de su peso, alcanzando una densidad alrededor de 2, y cenizas 0.3%; resistividad, 0.0016 hms.

TRATAMIENTO DE LOS FELDESPATOS ALUMINOSOS

En el sud-oeste de Noruega, se ha desarrollado un procedimiento para la extracción de la alúmina; del feldespato denominado labradorita, que se encuentra muy difundido en aquella región, y que contiene como 30% de Al_2O_3 .

La roca, convenientemente triturada, es sometida a la acción de ácido nítrico, de fuerza 30%; la sílice, y gran parte del hierro permanece insoluble, pasando a la solución: Al, Ca, Na y algo de hierro.

Alcalinizando y oxidando intensamente, en la filtración, permite separar el Fe, después de lo cual, la solución es evaporada. Una calcinación moderada, permite transformar a Al, el $Al(NO_3)_3$, quedando inalterados, los nitratos de calcio y sodio, que se remueven por redisolución.

ALUMINIO COMERCIAL

En el comercio, se cotizan tres variedades, según su contenido en Al: «special» con más de 99.5% Al; «A» (variedad), con 99 a 99.5% y variedad «B» con 98 a 99%.

Prácticamente, esta clasificación se basa en una determinación directa de Cu, Fe

y Si. La diferencia, entre esta cifra y el total se acepta como Al.

En el metal, con más de 99% Al, las impurezas se distribuyen como sigue:

Cu, hasta 0.20%.

Fe, 0.25 a 0.60%.

Si, 0.15 a 0.40%.

También, contiene normalmente, cierta proporción de alúmina.

Los pigs de Al, se expenden en forma de grandes «ingot bars», de tres lingotes, con largo total de 3 ft y peso de 331 lb. y también, de «pequeños ingot bars», con 6 a 10 lingotes, con un peso de 3 a 10 lb. Se les denomina, corrientemente «Noch-pigs». Según el uso a que se destine, se pueden solicitar lingotes o láminas para el laminado, etc.

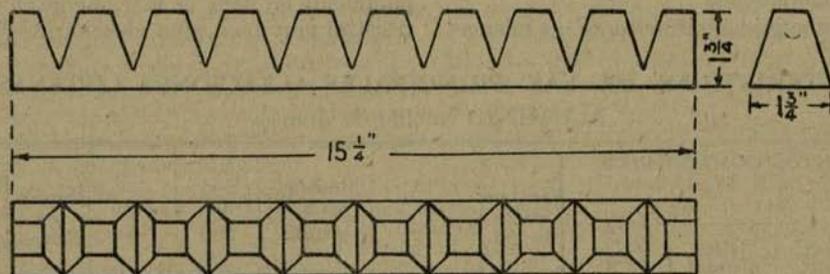
Especificaciones sobre el metal, para diversas aplicaciones, se pueden solicitar del U. S. Army Air Service, Dirección de Aeronáutica en Francia, British Engineering Standards Association etc.

acero dulce, y en cuanto a tenacidad, a varios aceros.

La propiedades, físicas y mecánicas, de las aleaciones livianas de Al, son muy variables: su peso específico, se encuentra entre 2.4 y 3.3. La fuerza de tensión, varía extraordinariamente, según se cuele en arena o en moldes; estas últimas poseen cualidades superiores, en cuanto a tensión y ductilidad, decreciendo en especial la primera cualidad, con el incremento de la sección, y con la temperatura de la colada, hasta en 10%-20%, principalmente con coladas de altas temperaturas.

En general, las cualidades mecánicas de las aleaciones, mejoran al ser forjadas, y sólo así, se alcanzan en realidad, sus propiedades definitivas, como en el caso del «duraluminio».

Existen pocos datos sobre la resistencia a la compresión; pero se puede decir, que varía entre 70,000 y 100, 000 lb. p. sq. in. La adi-



LINGOTES DE ALUMINIO DE LA BRITISH ALUMINIUM CO.

ALEACIONES

El hecho de poseer un reducido peso específico, gran ductilidad, alta conductividad térmica, y calórica y resistencia a la corrosión, ha hecho del Al, uno de los metales más empleados en toda clase de construcciones, en que se requieren estas cualidades; pero su resistencia a la tracción es reducida, y cuando se requiere esta condición, es necesario recurrir a sus aleaciones, algunas de las cuales, desarrolladas para ciertos fines, exceden en este sentido, a baja, o alta temperatura, a las propiedades del

ción, de pequeñas proporciones, de Fe, Mn o Ni, a las aleaciones binarias Al-Cu, incrementa su resistencia, a alta temperatura.

Con referencia, a las sollicitaciones reversibles, el comportamiento es variable; pero se puede tener una idea al considerar los siguientes datos: las aleaciones 92% Al + 8% Cu-2 a 3% Cu + 12 a 15% Zn + resto Al; 1,5 a 2% Cu + 1,5 a 2% Mn. + resto Al; soportan, al rededor, de 10×10^6 inversiones, con sollicitaciones máximas de 7,000 lb. p. sq. in.

Duraluminio forjado, 100×10^6 ciclos, a 15,000 lb. p. sq. in. máximum. El coeficiente de dilatación térmica, está entre 22×10^{-6}

y 27×10^{-6} . La aleación 88 Al + 12% Cu: 26.4×10^{-6} , siendo Al: 22.31×10^{-6} .

Al calentar una aleación liviana de Al, se expande regularmente, de acuerdo con su coeficiente de dilatación, como en el caso de los metales y aleaciones; pero al llegar a 250°C , el aumento del tamaño, se opera demasiado rápido, y continúa por cierto tiempo aun cuando la temperatura se mantenga constante.

Este fenómeno, es denominado del «crecimiento permanente», y este aumento del tamaño específico, en la proporción del caso, no disminuye, aun al descender la temperatura.

Todas las aleaciones de Al, tienen una conductividad térmica, inferior al Al, tanto menor, cuanto mayor es el porcentaje de elementos complementarios.

Contrariamente el fierro fundido, la conductividad térmica de las aleaciones de Al, aumenta con la temperatura; la del fierro, decrece ligeramente.

La conductividad eléctrica de las mismas,

es inferior a la del Al, alcanzando su resistividad a $5.7 \text{ m} \Omega \text{ cm}^2$.

Duraluminio: $3.35 \text{ mc} = \text{m} \Omega \text{ cm}^2$.

En general, las aleaciones de Al, mejoran sus propiedades, tensiles y mecánicas, con el tiempo, a temperatura ordinaria, y no es raro, en la práctica de las fundiciones, dejar reajustarse molecularmente las piezas fundidas, para trabajarlas, después de algún tiempo.

La resistencia a la tracción, en algunas aleaciones, se incrementa, hasta en 30%, después de un mes de ser fundidas, manteniéndolas a temperatura ordinaria.

Igual cosa, puede decirse de la dureza.

FENOMENOS DE CORROSION

La corrosión del Al, y sus aleaciones, en una atmósfera gaseosa ácida, puede ser apreciable; pero es muy lenta, en la atmósfera ordinaria, o en agua de mar. No obstante, una aleación: Al Zn puede deteriorarse rápidamente en agua de mar, medio en el cual, resistirá muy bien, una aleación Al Mn.

CARACTERISTICAS DE LAS PRINCIPALES ALEACIONES LIVIANAS DE ALUMINIO (molde de arena).

ELEMENTOS COMPONENTES EN %				Lim. de elast. lb. in ²	Pto. de rupt. lb. in ²	Resistencia a la tracción lb/in ²	Red. del área %	Peso esp.	Dureza de Brinell	Pto. de fusión gra. C.
Al.	Cu.	Otros metales	Mg.							
100	2000	8000	12000	35	2.70	25	658.7
96	4	10000	16500	7	2.77	45	650
92	8	8000	12000	19000	2	2.85	65	636
88	12	9000	15000	21000	1	2.93	70	620
95	5	..	16000	22000	2	2.62	..	630
90	..	2 Mn.	10	..	18000	24000	1	2.54	..	606
98	..	5 Si	..	4000	7000	17000	9	2.75	40	654
95	..	10 Si	..	3000	6000	18000	5	2.67	40	620
90	..	13 Si	..	5000	10000	20000	3	2.49	50	597
87	..	10 Zn	..	5000	12000	28000	12	2.64	60	655
90	..	20 Zn	10000	19000	10	2.74	60	645
80	..	33 Zn	20000	27000	2	3.06	70	622
67	..	1 Mn	..	15000	20000	33000	0	3.33	..	600
97	2	15 Zn	20000	15	2.80	..	649
82	3	1.5 Fe	28000	3	3.00	85	625
89.5	7.5	1.5 Zn	12000	22000	1.5	2.85	65	635
93	3 Si 4 Cu	10000	18000	2.5	2.8	50	..
88.2	10	1.5 Fe	0.3	..	11000	22000	1	2.9	90	..
92.5	4	1.5 Ni	2	..	12000	25000	1	2.8	70	..

La mayor resistencia de Al, y sus aleaciones, a la corrosión, con referencia al Fe y acero, se explica, por su recubrimiento impermeable de Al_2O_3 .

La corrosión del Al, depende de su pureza, resistiendo mejor cuanto mayor es ella.

Así, un metal de 99.9%, permanece prácticamente inafectado, en HCl. diluido, mientras el de 99%, es rápidamente atacado.

Debido a sollicitaciones internas, tanto el metal, como las aleaciones, se exfolian, en parte, al ser trabajados, un fenómeno muy conocido por los fundidores.

El metal, duramente trabajado, se altera más rápidamente que el metal templado; mientras el Al en lingotes, lo hace más rápidamente que el forjado, debido a la presencia de porosidades en el anterior, que lo hacen más asequible a las acciones locales.

En aire húmedo, la corrosión del Al, puede explicarse, como una hidratación de acuerdo con la reacción:

$Al + 3 H_2O = Al(OH)_3 + 3 H$ originándose, una película coloidal de hidróxido de Al; pero, si el medio es ligeramente ácido, como sería en presencia de CO_2 , debido a la acción del ácido carbónico sobre el hidróxido, se origina, una nueva superficie metálica fresca, y la corrosión continua.

El agua de mar y las aguas alcalinas, son muy corrosivas (soluciones constantes) para el metal, no así, las soluciones alcohólicas, para las que se emplean receptáculos del metal.

Gasolina, aceites y ácido láctico, no tienen acción.

Las sales de fierro, lo ennegrecen. Algunas pinturas básicas, lo atacan.

Se ha podido establecer, que la corrosión del Al, por soluciones alcalinas, se puede impedir, mediante la presencia de silicato de sodio, en dichas soluciones (Patente U. S 1540766); para aprovechar esta propiedad a las piezas limpias, se les da una serie de baños de silicato, seguidos de un cocimiento moderado, para eliminar el agua.

En el proceso Grothuss, especialmente aplicado contra la corrosión de piezas de hidropianos, por agua de mar, éstas son recubiertas, electrolíticamente, por un revestimiento, que se origina en un baño electrolítico, a base de sulfuro de molibdeno, y óxido del mismo metal, en solución ligeramente ácida; se emplean anodos de Zn, y temperatura hasta 65°C. (temperatura del baño).

En resumen, en cuanto a corrosión, las condiciones del Al, son las siguientes:

1.º—Mientras más puro es el metal, menos alterado es por el agua, y soluciones salinas.

2.º—La presencia de Cu o Na en el metal, disminuye su resistencia a la corrosión.

3.º—Cuando el contenido en Si, es mayor que el de Fe, la corrosión por agua o ácidos es menor; pero, crece la producida, por soluciones salinas.

4.º—Agua y soluciones salinas, de las cuales, se ha eliminado el aire, no tienen acción corrosiva.

5.º—La intensidad de la corrosión, es acentuada, por una alta temperatura.

6.º—Los fenómenos de corrosión del Al, en los casos, en que las soluciones no contienen álcalis, ni ácidos libres, son debidos a su transformación en $Al(OH)_3$, insoluble, a expensas del O de las soluciones, lo que puede comprobarse, por el hecho de que no pasa Al a la solución.

Como se ha dicho, el fenómeno con que termina todo proceso de corrosión de este metal, consiste en su recubrimiento por una película de $Al(OH)_3$.

Pasando por alto el origen primero de esta corrosión por aguas ácidas o alcalinas, en la formación del $Al(OH)_3$, se pueden distinguir tres casos, teniendo todos ellos como consecuencia la hidrólisis del metal, o sea la absorción de iones OH, por estos elementos:

1.º—Aguas alcalinas.

Producida la mojadura del metal, o sea, la anulación de la tensión interfacial: sólido líquido, se puede admitir que la superficie del metal, se encuentra saturada de cationes: $Al+++$. La alta valencia de este catión unida a la movilidad del ion OH, provocan la transformación de su energía eléctrica, en calórica, originándose $Al(OH)_3$ insoluble y desprendiéndose, un cierto número de calorías.

2.º—Aguas ácidas.

Estas soluciones, por definición, llevan en solución un determinado exceso de iones H. La elevada tensión de solución del Al en comparación con la casi nula del H, originan, la precipitación de este último elemento en estado molecular.

Como en este estado es gaseoso, se elimina en gran parte de la solución. (La tensión de solución representa la tendencia de un elemento para transformarse en ion, mientras

que la presión osmótica se interpreta físicamente, como la tendencia de los iones hacia la reconstrucción de los elementos, esto es, la tendencia a volver al estado metálico).

La eliminación del ion H^+ provoca indirectamente, un incremento de la concentración del ion OH y nuevamente tenemos el caso N.º 1, con la diferencia que aquí, parte del Al ha debido pasar a la solución aunque en mínima proporción.

3.º—Soluciones con sales solubles.

$(SO_4)_3 Fe_2, Cl_3 Fe, Na Cl,$ yoduros alcalinos, etc.

En general estas sales se descomponen parcialmente en solución, con reconstrucción del ácido original, que ataca químicamente la superficie metálica, pasando parte del Al a la solución. En este caso, se origina, de acuerdo con la fórmula de Nernst:

$$e = -\frac{R T}{n F} \log \frac{P}{p}$$

$R =$ Cte. de los gases en Joules

$n =$ valencia

$F =$ Faraday 96540, Coul

$P =$ tensión de solución del metal

$p =$ presión osmótica.

$T =$ temperatura absoluta en grados C.

Una diferencia de potencial (e) entre, el metal y sus iones en solución, tiene como consecuencia, el hecho, de que el metal se cargue negativamente, al paso, que la solución crece en cargas positivas.

Debido al crecimiento de esta magnitud se origina una electrolisis del agua misma con desprendimiento de H molecular y deposición de OH sobre el metal (anodo).

Con esto volvemos nuevamente al caso N.º 1.

También, en este caso 3º, el existir en solución metales, más electronegativos que el Al, esto es, de menor tensión de solución, puede ocurrir, el desprendimiento directo de estos metales de sus sales en solución con la producción, de la sal soluble correspondiente del Al.

Nuevamente, se tiene metal, en presencia de sus propios iones, y la formación de $Al(OH)_3$ ocurrirá como se ha explicado.

ALEACIONES COMERCIALES

La fundición de Al, puede efectuarse en crisoles de plumbagina, cuidando de que la temperatura no sobrepase de $725^\circ C$, para evitar su oxidación.

Los desechos, virutas, se refunden en crisoles con 25% a 50% de flujo, consistente en

85% de sal común y 15% espato fluor, pulverizado que se mezcla al metal antes de fundir.

Ciertas aleaciones metálicas de Al, con fuertes proporciones de Al, y otros metales, como : 50% Al 50% Ni, presentan fenómenos de desintegración espontánea, así, como otras ricas en Fe, Mn, Sn y Co, las que comunican sus propiedades negativas, a las piezas fundidas, en las cuales no se han tomado las debidas precauciones, en cuanto a proporción y uniformidad.

En otros términos, en una pieza fundida, se presentará una falla en la parte, en que se presente una anomalía de composición, con un porcentaje anormal de agregados metálicos.

La producción de aleaciones de Al, ha variado en los últimos años, junto con descubrirse nuevas propiedades, en nuevos compuestos. En 1924 en EE. UU. el 50% de los productos de fundición correspondió a la aleación N.º 12: 92% Al + 8% Cu; 40% a la aleaciones 90% Al + 7% Cu + 1% Fe + 2 Zn y 10% a otras.

Actualmente, el empleo de ambas, está decreciendo, al paso que aumenta, el de modificaciones basadas en el agregado de otros metales, en proporciones reducidas.

En especial, en la industria automovilística, las aleaciones que contienen de 9% a 14% Cu, adicionadas de 0.50% a 1.5% Fe, 0,4 0,6 Si, también Mn, Ni, Zn, y Sn, se emplean para pistones de las más bajas en Cu, y en piezas varias las últimas.

Las aleaciones básicas: 95% Al + 5% Cu, se prefiere, en casos en que se requiere ductilidad. En lo referente al laminado, la proporción: 14% Cu, es un límite.

Algunos compuestos intermediarios, como: 67% Al + 33% Cu y 50 Al + 50 Cu, se emplean como endurecedores de otras aleaciones, a las que es necesario adicionar proporciones determinadas de Cu.

Compuestos binarios Al-Fe, no se emplean comercialmente; pero si algunos: Al-Mg, con hasta 10% Mg, en piezas livianas, y también algunas otras complejas, con hasta 6% Mg, hasta 3%, Cu, Ni y Mn, en pequeñas proporciones.

Para los mismos propósitos que las aleaciones binarias, con Cu, se han empleado también, las de Ni. Para muchos propósitos de fundición, con referencia a la corrosión, se introdujeron en 1920, las aleaciones, Al Si, con hasta 15% Si, y actualmente, en manufacturas eléctricas, se emplea extensamente la 95% Al 5% Si.

En las propiedades de estas aleaciones Al Si, influye en forma notable, el método de preparación. Al fundirse Al y Si juntos resultan las llamadas «aleaciones normales», en las cuales el «Si», se presenta en forma de grandes placas y agujas. Al tratar estas aleaciones normales en estado líquido con un flujo de fluoruro alcalino, o con Na o K, resultan, las llamadas aleaciones «**modificadas**», en las cuales el Si, se encuentra intensamente disperso.

Estos compuestos, se denominan «Silumin» en Alemania y «Aladar» en Francia.

El agregado de Si, a las aleaciones binarias, mejora sus condiciones, para ser trabajadas, sin alterar sus condiciones de fundición y colada.

En cuanto a las propiedades mecánicas, de los compuestos: «Al - Si» varían como sigue: aleaciones normales: 95% Al + 5% Si y 87% Al + 13% Si; resistencia a la tracción: 18,000 y 21,000 lb respectivamente y elongación: hasta 5%.

Aleación modificada: 87% Al + 13% Si, tracción: 30,000 lb, elongación 8%.

Las aleaciones: Al - Zn, dan muy buenas piezas fundidas; pero, aunque pueden ser fácilmente trabajadas, no soportan temperaturas elevadas.

Composiciones corrientes para piezas fundidas son: 95:5, 90:10, 85:15, 75:25, y 67:33 Al, Zn.

También, se han empleado algunas aleaciones con Sn, de buen aspecto blanco, fuertes y dúctiles, fácilmente pulibles y trabajables, pero, presentan el inconveniente, de su alto precio.

En cuanto a las aleaciones ternarias, se puede decir, que el agregado de Fe, hasta el 1.5% a las binarias Al - Cu, mejora sus cualidades mecánicas. Mn, hasta el 20%, las hace resistentes y dúctiles, pero poseen una contracción muy elevada.

La adición de Ni, hasta la proporción de 2%, a estas aleaciones de Al-Cu, fué practicada para piezas fundidas, para imprimirles, tanto, resistencia mecánica, como resistencia a la corrosión; no obstante, las dificultades, que siempre se presenta en la fundición de Ni, las ha hecho, caer en desuso.

De las aleaciones ternarias de Al - Cu con Si, para los fines de la fundición, las más empleadas son: 87: 3: 10, - 90: 8: 2, - 91: 6: 3, - 90: 5: 5 y 95: 2, 5: 2, 5 siendo las más resistentes, las que contienen 5% Cu y 5% de Si; poseen además, gran ducti-

lidad, y muy buenas condiciones, para la fundición y colada.

El agregado de Sn, a las aleaciones de: Al-Cu, sólo se practica restringidamente, para la obtención de piezas sujetas al pulimento.

Las proporciones corrientes son: 90: 8: 2 y 85: 5: 10 Al: Cu : Sn.

Los compuestos: Al: Cu: Zn, se clasifican en dos grupos: los de «alto» contenido en Zn y los de «bajo» contenido en Zn. En los primeros, Zn, alcanza hasta 25% y Cu hasta 5%; en los segundos, hasta 15% y Cu, hasta 8%.

La de composición 82 Al + 3 Cu + 15 Zn, se conoce en el comercio, bajo la denominación de aleación N.º 31.

En general se emplean en la fabricación de toda clase de piezas fundidas.

ALGUNAS APLICACIONES IMPORTANTES

88.50% Al + 10 Cu + 1.25 Fe + 0.25 Mg, para pistones y piezas sometidas a altas presiones y temperaturas.

95.50 Al + 2.5 Cu + 1.5 Fe + 0.5 Mg, elevada ductilidad.

89.50 Al + 2.5 Cu + 1 Fe + 7 Zn, piezas fundidas ordinarias.

92.50 Al + 4 Cu + 1.5 Mg. + 2 Ni, gran resistencia a la tracción, compresión, y temperaturas elevadas.

ALEACIONES TRABAJABLES

Actualmente la casi totalidad de las aleaciones livianas (de Al), destinadas al trabajo mecánico, están constituidas por las del grupo duraluminio.

El nombre de este compuesto, desarrollado por Wilm, se emplea genéricamente, para denominar las aleaciones de Al, trabajables al calor, y de bajo contenido en Cu.

Los compuestos del tipo duraluminio, se caracterizan, además de lo anterior, por su endurecimiento al templárseles, además, de la modificación positiva, de sus propiedades mecánicas con el tiempo. Por otra parte, existen varias aleaciones que presentan las propiedades descritas, las que prácticamente, se clasifican en los siguientes grupos:

I.—Duraluminio ordinario.

II.—Zinc duraluminio.

III.—Duraluminio especial.

El duraluminio ordinario es ampliamente

te empleado e la actualidad y su composición varía entre los siguientes límites:

Cu.—3.5% - 4.5%
Mg.—0.5% - 1.0%
Mn.—0.5% - 1.0%
Al.—resto.

Como impurezas, se encuentran Fe y Si.

En cuanto a este último, que siempre se encuentra en el Al original ha constituido un factor favorable en el desarrollo del duraluminio, por cuanto, el compuesto intermetálico Mg₂Si, contribuye positivamente, al endurecimiento de la aleación.

La más notable propiedad del duraluminio y aleaciones derivadas, consiste en el hecho, de poder ser endurecido mediante el temple, a 500° C, seguido de acondicionamiento, por varios días, a temperatura ordinaria, operación, que se puede acortar, manteniéndosele, únicamente, a temperatura de 100° C, durante algunos días.

Las aplicaciones más recientes del duraluminio, se encuentran en las piezas motrices de automóviles y aeroplanos, siendo muy digna de mención la transmisión de duraluminio forjado, de algunos automóviles (Franklin, Hupmobile).

En el cuadro siguiente se encuentran las principales propiedades mecánicas, del duraluminio en planchas, según su tratamiento:

Cu 2.50%; Mg. 0.50%; Mn. 0.50%; Zn. 20,00%; Al resto.

«Zn-duraluminio» puede ser endurecido mediante el temple, y la edad. Las propiedades mecánicas, de este material, después de trabajado al rojo, mejoran marcadamente: planchas laminadas, templadas a 400° C, y relaminadas antes del endurecimiento, poseen las siguientes características: límite de elasticidad: 64,000 lb; resistencia a la tracción: 75,000 lb; elongación: 10%.

Del grupo de «duraluminos especiales», se ha empleado, extensamente, el Al: Cu: Mg: Ni = 92.5: 4: 1.5: 2, así como, la aleación: aluminio, magnesio, silicio, con más o menos, 1% Mg, y Si necesario para formar el siliciuro de Mg.

Esta última aleación, es trabajable al rojo, y es empleada en laminación, barras, tuberías y perfiles especiales. Es más blanda, y menos resistente, que el duraluminio ordinario, con resistencia a la tracción de: 48.000 lb. p. sq. in. forjadas y laminadas.

Con referencia, a otras aleaciones trabajables de Al, la Al:Cu = 96:4, con o sin 0.5% Mn, ha encontrado, cierta aplicación en laminado.

La conocida, bajo la denominación, de «plancha dura de aluminio» empleada considerablemente en el laminado, es la aleación: 98.5 : 1.5 = Al : Mn.

PROPIEDADES	CONDICIONES DEL TRATAMIENTO		
	Trab. en cal.	Templado	Fuertemente lam.
Resit a la tracc lb. p. sq. in. ...	55000-62000	25000-35000	67000-72000
Límite de elasticid. lb. p. sq. in.	30000-36000	..	55000-65000
Elongación sobre 2" en %.....	18 - 25	10 - 14	3 - 8
Dureza Brinnell.	93 - 100	54 - 60	130 - 140

El duraluminio ordinario no es una aleación para manufactura de piezas fundidas, encontrándose limitado su empleo a la manufactura de planchas laminadas, piezas forjadas y barras, tubos estirados o comprimidos.

El «Zinc-duraluminio», comprende, una serie de aleaciones trabajables al rojo, de composición semejante a la siguiente:

ALUMINIO Y ALEACIONES REFUNDIDAS

En la refundición, de desperdicios de aluminio, y aleaciones, no hay refino posible, como en el caso del cobre, y en consecuencia, los productos del retratamiento, serán siempre más impuros que el material original.

Estas impurezas, incluyen Fe, Si, Mn, y Zn; mientras que la aleación secundaria correspondiente a la N.º 12, puede contener: Fe, Mn, Mg, Sn, y Zn, además del Cu.

La mayor parte del aluminio, y aleaciones secundarias, provienen de los desperdicios de la elaboración de piezas para automóviles; este material aprovechable representa algo como 15% del peso metálico original.

En materia de flujos, en la refundición, una cuestión muy importante, sólo muy pocos se emplean en la práctica. Su objeto es reducir a un mínimum, las pérdidas por oxidación, y de originar, la coagulación del metal, cuando se trata de polvos o virutas impuros.

La recuperación en algunos casos puede ser tan baja como 40%, tratándose de estos materiales. Además del fundente 85:15 = Na Cl:Ca F₂, se emplean Zn Cl₂ y varias mezclas de fluoruros alcalinos y criolita.

Los desperdicios constituidos por escorias metálicas, generalmente se trituran y harnean, para remover antes de la fundición el óxido de Al contenido en ellos; las virutas y polvos de cepillo, fresas, taladros, etc. se someten a la acción de un separador electromagnético.

La carga, se agrega al horno de crisol o reverbero, mezclada con los fundentes.

La composición del Al, y aleaciones refundidas o secundarias, es muy variable, como que la operación tiene escaso control; pero en esta forma se pueden obtener los siguientes materiales: Al de 98-99% (pig); aleaciones pig N.º 12 y N.º 31 y los aluminios fundidos impuros.

Un análisis típico de un pig de Al secundario de 98-99% es Al 97.72%, Cu 0.42% Fe. 0.82%, Si. 0.30% Zn. 0.74%.

Pig de aleación secundaria N.º 12:

Al 89.9%, Cu 7.5% Fe 1.3% Si 0.3%, Zn 1.0%.

PRACTICA DE LA FUNDICION

Muchos tipos de horno se emplean en la fundición de Al y aleaciones en especial, los empleados para el latón y bronce y además, el crisol de hierro empleado en la fundición de metales blancos. Este último, es generalmente preferido en la producción de piezas fundidas, mientras el tipo reverbero, lo es en la manufactura de lingotes para planchas.

Una de las mayores dificultades en la

práctica de la fundición de Al y aleaciones, consiste en las pérdidas por oxidación y aun, con las mayores precauciones, se puede decir, que siempre existe una pérdida considerable. En la práctica, el metal y sus aleaciones, deben ser calentados, sólo hasta la temperatura necesaria para la colada. Como hemos dicho, en la colada no debe excederse para Al 750° C. Para la aleación N.º 12 hasta 800° C y como mínimum 700° C.

Las pérdidas de combustible, en la fundición de Al y sus aleaciones, son considerables, debido a la escasa eficiencia de los hornos, y comparativamente, alcanza a dos veces la cantidad requerida para el Cu y aleaciones.

Por ejemplo: el calor necesario para fundir y sobrecalentar la aleación N.º 12, puede estimarse en 284 cal. p. gr. = 517 B. T. U. p. lb.; al considerar una eficiencia de 100% de los hornos, se necesitarían las siguientes cantidades de combustibles: para fundir y recalentar 100 lb. de Al: 4.3 lb. carbón betuminoso; 3.7 lb. antracita; 4 lb. coque metalúrgico; 57 cu. ft. gas natural; 86 cu. ft. gas alumbrado; 431 cu. ft. gas pobre; 2.7 lb. fuel oil.

En la práctica, los consumos actuales en las fundiciones de aluminio metálico o desperdicios, son por 100 lb. de metal: 50 a 200 lb. de carbón o coque; 0.60 a 15 gal. de fuel oil y 150 a 1000 cu. ft. gas natural o artificial.

Refiriéndonos especialmente a los tipos de horno, en la práctica de la fundición del metal, se emplean los siguientes: hornos de reverbero a carbón, petróleo o gas. Hornos de crisol de hierro fijo y cubierto. Hornos de crisol de grafito cubiertos, estacionarios o rotarios y hornos eléctricos de varios tipos.

En especial para la producción de lingotes para laminación se han adoptado el reverbero y el crisol en forma de barril, de llama abierta mientras el tipo de crisol volcable para bronce predomina en las aleaciones para piezas fundidas en modelos así como el iron pot (crisol de hierro).

El incremento de la capacidad de las plantas se ha traducido en un mayor empleo del horno de reverbero, pero en la fundiciones siempre se le suplementa con una batería de iron pots.

Los productos de la oxidación que sobrenadan en el metal constituyen la escoria formada por Al₂O₃ y otros óxidos metálicos.

Además de la temperatura, tiene gran influencia en la alteración del metal fundido el carácter de la atmósfera del horno, es decir, según ella sea oxidante, neutra o

reductora, aunque técnicamente hablando estos conceptos tienen importancia sólo cuando se refieren a la composición química de la atmósfera, a las propiedades del metal o aleación sometida a fusión y a las acciones recíprocas que pueden ocurrir entre los gases del horno y el metal o aleación fundidos a las diversas temperaturas.

Una atmósfera con exceso de aire no sólo incrementa la pérdida de Al por oxidación sino también en caso de temperaturas anormales existe la tendencia a originarse AlN debido al exceso de N que pasa a la escoria. En general, la atmósfera debe ser, en lo posible, neutra.

En la preparación de aleaciones, los fabricantes de piezas o materiales a base de Al prefieren, por regla general, preparar ellos mismos sus metales partiendo de algunas aleaciones fundamentales que pueden ser adquiridas de los productores de Al como materia prima para las diversas manufacturas. En esta forma se transan en el mercado, aleaciones primarias y aleaciones secundarias (productos de refundición de residuos).

Sobre la base de estos materiales, los fabricantes fabrican sus aleaciones complejas mediante el agregado de los metales accesorios, lo que no obsta para que a veces se parta del metal puro.

En la fabricación de aleaciones Al Cu, partiendo del metal puro, en la práctica se acostumbra a agregar la proporción requerida de cobre en forma de la aleación dura 50 Al 50 Cu; también se emplea la 67 Al 33 Cu y 40 Al 60 Cu.

El hierro se agrega en forma de ferroaluminio y el Mg. en pequeños trozos de Mg. puro, introduciéndose en la carga desde un comienzo en un crisol perforado que después se retira.

El Mn y el Ni se agregan a la carga en aleaciones 25 Mn: 75 Al y 20 Ni 80 Al o también en láminas delgadas de Ni.

El Si en forma de la aleación 50 Al: 50 Si.

Los metales de bajos puntos de fusión como Zn y Sn se adicionan directamente.

En general se requiere una aleación intermedia para los elementos de alto punto de fusión. La mayor parte de ellas son quebradizas y pueden ser pesadas con mucha exactitud. Sus puntos de fusión son bajos y para fundirse sólo requieren un calentamiento prolongado.

Como flujo y purificador en estas operaciones se emplea $ZnCl_2$ en pequeñas cantidades.

En la obtención de piezas fundidas, es decir, en piezas obtenidas en moldes de arena se requieren especiales precauciones. Los modelistas adoptan una contracción lineal de 0.156 in. p. ft; pero lo más conveniente es determinar esta magnitud para cada aleación que se emplea. En el diseño de las piezas se debe cuidar que las variaciones de espesor en secciones contiguas sean graduales. La tierra empleada debe ser muy limpia y libre de sales y compuestos descomponibles por el calor y suficientemente porosa; debe evitarse un apisonamiento excesivo.

Como defectos típicos de la fundición en moldes de arena pueden citarse las sopladuras, porosidad, cristalización irregular inclusiones duras y trizaduras parciales.

Las sopladuras se deben a la alta temperatura de la fundición y la colada. La falta de uniformidad en la cristalización y las porosidades locales pueden señalarse como una característica de las aleaciones de Al de modo que en ciertas piezas fundidas es necesario verificar estos defectos. Su localización se practica de varias maneras. En piezas huecas se recurre al aire, vapor o agua a presión o a la solución de azul de metileno en gasolina para las piezas macizas. Si existen porosidades o defectos graves de cristalización, este líquido se difundirá hasta el otro lado de la pieza.

Las piezas porosas pueden ser tratadas por varios métodos de los cuales el más empleado es el del silicato de sodio. Para esto las piezas son primero humedecidas con una solución concentrada de silicato ($D=1.38=40$ Bé) durante una hora y luego sumergidas por uno o dos minutos en ácido sulfúrico dil. (25%) a continuación lavadas con agua. Luego se seca a algo más de $100^\circ C$ durante una hora por lo menos.

La presencia de inclusiones duras (hard spots) presenta marcado interés porque en muchos casos puede ser la causa de considerables pérdidas tratándose de piezas fundidas que deben ser trabajadas mecánicamente. En general, se pueden clasificar como inclusiones metálicas o no metálicas. Las primeras casi siempre corresponden a nódulos de hierro provenientes de los desperdicios y también a la aleación $FeAl_3$. Las segundas corresponden a trozos de ladrillos, cemento, crisoles, arena, arcilla, etc.

Las trizaduras de las piezas fundidas a base de aleaciones de Al constituyen el más

serio defecto encontrado hasta hoy en la práctica de la fundición y por sí solas representan un 2% de las pérdidas en esta clase de manufacturas sobre un total de 10%.

Se debe este defecto a la gran contracción en volumen que experimentan las piezas fundidas en aleaciones de Al al enfriarse y también por su escasa resistencia a los calentamientos y mientras más complicadas son las piezas, mayor frecuencia tiene el fenómeno.

En este sentido las aleaciones de Al que mejor resisten a las trizaduras son las que contienen Si.

FUNDICION A PRESION (DIE CASTING) Y FUNDICION EN MOLDES DE FIERRO (MOLD CASTING)

La producción de piezas fundidas de aleaciones de Al no es totalmente obtenida en moldes de arena; una parte se obtiene también por die-casting y otra por mold-casting.

El die-casting consiste en la introducción a presión de una aleación líquida en un molde de acero cerrado o die.

El empleo de moldes metálicos para la obtención de piezas fundidas se justifica en diversos trabajos en que hay que repetir piezas típicas y en que el molde de arena está en desventaja por el hecho de su confección y por el mayor trabajo mecánico que requieren las piezas obtenidas en este último. Las dimensiones y formas de las piezas fundidas en moldes metálicos son también más exactas y en muchas circunstancias casi no requieren acabado mecánico.

Prácticamente se pueden fundir toda clase de piezas en moldes de hierro, a menos de que sean muy grandes.

En lo referente al die casting se debe tener presente que las piezas de aleaciones de Al obtenidas en esta forma generalmente se presentan llenas de irregularidades y sopladuras a pesar de su superficie externa; pero basta remover esta un poco para descubrir las fallas.

Las máquinas para el die casting pueden ser a base de aire comprimido o a presión mecánica. Entre las primeras figuran las Hakanson, Kralund, Bungay, Doehler, Stewart y Sandage. El sistema de presión mecánica se conoce bajo la denominación de Cothias.

En la fundición la aleación es mantenida

entre 700° C y 750° C y el molde o cuño (die) hasta 500° C.

La presión de aire para forzar la aleación en el molde varía entre 100 y 1,500 lb.; en piezas corrientes, 500 lb. Cada mitad del molde puede estar constituida por un gran número de elementos que al ensamblarse constituyen dos porciones simétricas. Las cavidades interiores, e irregularidades de la pieza se producen mediante incrustaciones de acero tungsteno. Los cuños (dies) se hacen de acero-cromo-vanadio el que soporta hasta 1,500 coladas.

Preponderantemente se han usado en el die-casting las aleaciones N.º 12,90 Al: 10 Cu; 90 Al: 2 Cu; 8 Si y 90 Al: 8 Cu: 2 Ni.

Extensamente se emplea este método de fundición para la elaboración de las piezas pequeñas de automóviles y aeroplanos, aspiradores, máquinas de escribir, útiles domésticos, etc.

En la colada o fundición en molde de hierro el metal escurre al molde y se adapta gravitacionalmente. Es una forma intermedia entre la colada en molde de arena y el die casting, caracterizándose el producto en referencia por su mejor calidad en cuanto a uniformidad, continuidad y propiedades elásticas.

Los moldes se fabrican en fundición gris, rica en carbón o grafitico como la siguiente:

C. combinado 0.14% C. grafitico 3.35% Si. 2.4%. Mn. 0.43% S. 0.10 P. 1.3%.

La temperatura de operación de los moldes entre 325° C y 525° C.

Generalmente se pintan interiormente con una mezcla de silicato de sodio, cal y agua.

SOLDADURA

Diversos métodos se han propuesto; pero en todos los casos la junta falla después de algún tiempo en especial en medio húmedo.

La falla se origina por el hecho de que todas las soldaduras son electronegativas con respecto al Al de modo que en presencia de soluciones se produce la corrosión electrolítica con depositación de los metales y solución del Al. De modo que la soldadura no debe practicarse en casos de que deba quedar en contacto con soluciones o ser sometida a esfuerzos mecánicos, sino en general para suplir defectos en las piezas o en reparaciones secundarias.

Las soldaduras para aluminio y aleaciones consisten en aleaciones de bajo punto de fusión en que intervienen Zn, Sn y Al,

aun cuando muchas aleaciones complejas se han recomendado a base de Cu, Pb, Fe, Bi, Sb y otros metales.

El rol que desempeñan los otros metales fuera del Zn, Sn y Al en la soldadura, no es muy claro y aun en muchos casos se podría considerar perjudicial. La mayor parte de las soldaduras comerciales contienen 40-80% de Sn, 10-50% Zn y 0-10% Al. Su punto de fusión varía entre 200° C y 500° C, resistencia a la tracción 6,000-14,000 lb. y elongación 2% a 20%. Es recomendable una soldadura dúctil y la presencia de Cu o Sb o exceso de Al puede contribuir a la fragilidad y luego debe ser evitado. Normalmente la resistencia de la junta soldada es inferior a la del compuesto. Los flujos son innecesarios por regla general y la forma más conveniente de proceder es la siguiente: las superficies deben limpiarse cuidadosamente con papel esmeril o lima y luego recubiertas con una capa de soldadura, calentando las superficies y frotando la soldadura en ellas hasta que se obtenga una perfecta penetración del metal en las secciones. Luego se procede como en la soldadura ordinaria a caudín.

Para la penetración de la soldadura en las secciones se restriegan éstas cuando es posible con una escobilla de acero. Para este fin, también se procede a impregnar electrolíticamente las secciones con la soldadura; otras veces se les impregna de Cu. En todo caso la eficiencia de la soldadura depende de la adhesión entre la primera capa de soldadura y el aluminio o aleación.

La soldadura autógena al soplete es muy empleada en la industria para la obtención de juntas constituidas por Al puro o aleaciones puras en especial en el ajuste de estructuras, reparación de piezas fundidas, uniones de planchas etc., se obtiene así una junta regularmente firme, sobre todo si se ha procedido con cuidado. En este sentido en el ajuste de estructuras o perfiles, la soldadura autógena ha reemplazado en

muchos casos a la remachadura, plegamiento, etc.

En sí misma ésta consiste en hacer correr el metal líquido entre las partes que van a unirse previo calentamiento de estas secciones. Al operar sobre piezas de Al es corriente emplear un alambre de Al como material soldante como también para las aleaciones livianas se emplea una varilla de la misma composición de la aleación.

También se emplea la soldadura eléctrica.

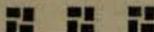
La principal dificultad consiste en la remoción del óxido de Al de ambas superficies, lo que se puede efectuar lavando y raspando estas superficies o químicamente mediante flujos. De éstos los más recomendables para la remoción del óxido son las mezclas de fluoruro y cloruros alcalinos tal como:

0.124 lb. K_2CO_3 - 0.33 lb. fluoruro de Li - 2.53 lb. NaCl - 3 lb. KCl.

No obstante en el caso de aleaciones en piezas fundidas se prefiere raspar las superficies. El soplete oxidrico se prefiere sobre el oxiacetilénico en especial tratándose de Al. En la soldadura de planchas, después de limpiar y calentar las superficies, la varilla cubierta de flujo es fundida y restregada en la línea de junta.

En la reparación de piezas fundidas se emplea una varilla de la misma composición efectuándose la operación sin flujo. La pieza debe ser cuidadosamente calentada en una área considerable al rededor de la fractura y aun totalmente para piezas mayores a 300°- 400° C. en un horno. Se procede entonces a fundir la vecindad de la fractura y en la cavidad que deja se introduce el metal de la varilla fundido al soplete. Con una varilla de fierro se bate y aprensiona el metal fundido para asegurar una perfecta interposición. La operación debe hacerse rápidamente. El enfriamiento debe hacerse lentamente en un calentador.

La soldadura de duraluminio debe ser sometida a tratamientos en caliente.



MEJORAMIENTO DE LA CAPACIDAD EXCAVADORA DE LAS DRAGAS

POR

F. L. BOISSONNAULT (1)

El máximo de producción en una draga de lavaderos depende principalmente del empleo del modelo más apropiado y del experto manejo del equipo. Una innovación que ha aumentado considerablemente la producción de las dragas en el lavadero de la Natomas Co., que funciona en el área Folsome de California, es la instalación de un control automático del motor, del winche del cable de traslado lateral. Este invento ha quitado algunas de las inseguridades del manejo de la draga debidas al «factor personal». Como se sabe la draga pivotea en torno de los anclajes de popa, que son unas dos barras de fierro macizo que se anclan en el fondo del pozo. La draga se hace oscilar lateralmente en torno de este eje por medio de los cables laterales, fijados al extremo bajo de la escala excavadora pasando en torno de los poleas de la orilla del pozo y siguiendo a los tambores del winche correspondiente; el cual es accionado por un motor de anillos deslizables.

Las operaciones de excavación se empiezan moviendo la draga hacia adelante, hasta encajar la cadena de capachos dentro del manto de cascajo, empujando los baldes o capachos contra un lado del corte, tirando para ello uno de los cables laterales y aflojando el otro. Es claro que la llenadura completa de los baldes depende mucho de la destreza del operador del torno. Así, si los baldes o capachos no se tiran rápidamente hacia el corte no se llenarán a toda su capacidad; mientras que, si se avanzan muy ligero resultarán recargados.

Frecuentemente cuando la draga se avanza hacia el próximo corte, el puntal de anclaje se pone de tal manera, que el arco seguido por la cadena de capachos no quede paralela con el corte anterior; o sea, en lenguaje de dragador, se produce un «corte de cuña», o sea un corte que es hondo en un extremo y poco profundo en el otro. En este

caso la cadena de capachos debe avanzarse más ligero cuando se aproxima al extremo bajo del corte y retardarla cuando se va acercando a la parte profunda; esto significa que la velocidad del winche debe aumentarse cuando se trabaja hacia el extremo bajo y disminuirla hacia el extremo profundo, para obtener en los baldes la llenada exacta y reducir el consumo al mínimo. Un operador experto en el torno cambiará la velocidad del motor según lo requiera el caso; no obstante, la experiencia ha demostrado que debido al factor personal, que esto implica, dicho ideal nunca podrá obtenerse en un winche de control manual en terrenos de calidad corriente.

El equipo y operación de los lavaderos de oro ha permanecido invariable por muchos años, y la mayor parte de los explotadores creen que el método común de operación manual, aunque no es perfecto, es casi lo mejor que puede hacerse.

El directorio de la Natomas Co., pensó, sin embargo, que era posible un mejoramiento en la capacidad de excavación, usando un control automático en el motor del torno o winche y plantearon la situación a los fabricantes electricistas. Aunque el problema es mantener la cargadura de los baldes constante, en primer término parece que la fuerza requerida por el motor de excavador es la que debe controlarse; sin embargo, pruebas preliminares parecen indicar que los mejores resultados se obtendrían controlando el motor del winche. La experiencia con el control automático confirma esto.

La carga del motor del excavador tiene las siguientes componentes:

- 1) Una carga de fricción mecánica relativamente grande;
- 2) Una carga debida a la elevación efectiva del material contra la gravedad, y
- 3) Una componente pulsatoria, relativamente grande, causada por el golpe sucesivo de los baldes en el banco o manto.

(1) Tomado del Engineering and Mining Journal de Septiembre de 1934, por el ingeniero señor Eduardo Nef. A.

La componente debida a la elevación del material es la única que es casi proporcional al volumen del material contenido en los baldes. Esta componente es relativamente pequeña, porque el material no se levanta verticalmente sino a un ángulo que varía de 15 a 45 grados con la horizontal. Así, la componente de la gravedad no se mantiene constante para un peso dado en los baldes, sino que varía entre un 26 a un 70 por ciento del peso, dependiendo de la hondura del banco.

Tan pronto como la velocidad del cable lateral aumenta, la componente pulsatoria crece, pero el período entre las pulsaciones, casi tres segundos, es tan prolongado que es difícil absorberla con relays comerciales.

En el proyecto adoptado finalmente se usan relays corrientes en el motor del winche principal, para mantener el torque casi constante, ajustando la resistencia secundaria en pequeñas cantidades. Por este medio puede regularse la velocidad para un torque aproximadamente constante, ya que el torque mismo tiende a aumentar o disminuir con la velocidad. Si el motor del winche está trabajando a cierta velocidad, para un torque determinado, y la excavación se ahonda, los baldes no se llevan bien y el torque cae y los relays primarios reguladores tienden a cortar la resistencia. Tan luego como la velocidad aumenta el torque aumenta un poco hasta que se alcanza determinada velocidad, que lleva al torque hasta el grado a que se fijaron los relays.

El control automático del winche, en su forma más esencial consiste en un switch principal, de tambor, operado por un servomotor. Además existen interruptores secundarios, relays de regulación y relays auxiliares. Todos estos dispositivos están montados en un tablero adecuado. El servo-motor es accionado por 2 relays de corriente inductora, muy sensibles; pero resistentes; uno de éstos hace girar en un sentido dado, el tambor del switch principal a fin de aumentar la velocidad del winche; el otro invierte el sentido de giro del tambor para el caso de disminuir la velocidad. Los relays auxiliares son de tiempo, y tienen por objeto absorber las fluctuaciones momentáneas y evitar el embalaje del motor. El servo-motor y el circuito del control se alimentan con corriente continua que suministra un rectificador «rectox». Estos dispositivos permiten el empleo de un servo-motor de velocidades ajustables que también se pue-

de detener por medio de un freno dinámico, con lo cual se pueden tener altas velocidades en el tambor. Con el control de corriente continua también es posible usar relays auxiliares de tiempo, de un tipo sencillo y resistente.

El control automático del winche se usa en combinación con el control manual de resistencia, que corrientemente se emplea, y la disposición de ambos es tal que el automático actúa solo cuando el manual está en el primer borne de la partida; cuando el control manual se mueve a cualquiera otro borne, el manejo del winche queda enteramente en las manos del operador. El control automático también puede desconectarse en cualquier momento por un botón de presión que queda cerca del control manual.

En el dragado de un área el método acostumbrado es empujar la draga a través de un extremo al otro, y después volver por un corte adyacente. La formación geológica variará en las diferentes partes de una propiedad, pero habrá casi siempre el mismo promedio en dos cortes colindantes. Por ello es posible hacer una comparación de la excavación hecha en ellos dos. En un período de 15 semanas, anterior a la instalación del primer winche con control automático, se tuvo un promedio de excavación de 366 yardas por hora. En las trece semanas siguientes al control automático, trabajando en un terreno colindante al anterior, el cubicaje excavado subió a 434 yardas; o sea un aumento de 19% con la correspondiente disminución en el tiempo empleado para atravesar la misma extensión de terreno. Este terreno fué clasificado como una formación de arcilla pegajosa y cascajo. En una formación de cascajo medianamente arcilloso el promedio de excavación antes y después de instalar el control automático dió 430 y 450 yardas respectivamente o sea un aumento de casi el 12%. Este incremento de la capacidad de excavación implica también un aumento en los costos de operación, pero no en la misma proporción; pues, los gastos generales quedan constantes en uno y en otro caso. Sólo dos items de los costos de operación crecen con el aumento de la capacidad de dragado y éstos son:

1.º Potencia consumida, y

2.º Ciertos materiales de reparación, como ser: bordes de los cachos, planchas perforadas para los harneros y correa transportadora de los relaves.

Para hacer estas observaciones más con-

cretas, estimaremos algunas cifras basándo-
las en las operaciones actuales de las excava-
ciones de la «Natoma». Con control ma-
nual tendremos: para cada draga:

Total de dragado por año en yardas cúbicas	3.000.000	
Costo total de fuerza al año.	\$ 40.000	dollars
Costo total de repara- ciones.....	42.000	
Costo total de opera- ción al año.	140.000	
Costo medio por yarda, en centavos (U. S. Cy	4.66	
Después de la instalación del control automático tendríamos:		
Aumento en costo de fuerza en un 7% ...	2.800	dollars
Aumento en costo de reparación en un 10%	4.200	
Total del costo de ope- ración anual	7.000	
Costo total de operación anual por draga.....	147.000	
Total de dragado anual suponiendo sólo un promedio de aumento del 12%	3.360.000	yds.Cu

Promedio del costo por
yarda centavos (US.
Cy).....

4.37

Esto indica un ahorro de 0.29 ctvs. por
yarda cúbica o sea cerca de \$ 10.000 por año,
únicamente en la operación. Además al
control automático debe abonársele el
interés correspondiente al 12% del total de
las ganancias que corresponden al terreno
explotado por dicha draga, ya que la gana-
cia total se obtendrá un 12% más pronto
que con el sistema anterior. Aun más, la
cifra supuesta, por el aumento en las repara-
ciones, tomada como 10%, se considera
como muy subida. Todavía no se puede
tener cifras exactas, pero existe la seguridad
que éstas serán más bajas. La economía que
se alcance con el uso del control automático
depende principalmente, de la naturaleza
del terreno. Si éste es uniforme y de fácil
manipuleo no se puede esperar enormes au-
mentos en la capacidad excavadora. Sin
embargo, en la excavación de terrenos duros
o de dureza variable, como es el promedio
de la zona en trabajo en la actualidad, la
experiencia efectiva demuestra que el win-
che de control automático aumenta las
ganancias considerablemente.



DETERMINACION DE FACTORES DE MOLIENDA (1)

POR

MAGNE MORTENSON

Trondhjem, Noruega

Es interesante llegar a establecer factores de molienda que se refieran a la resistencia de los minerales a la molienda.

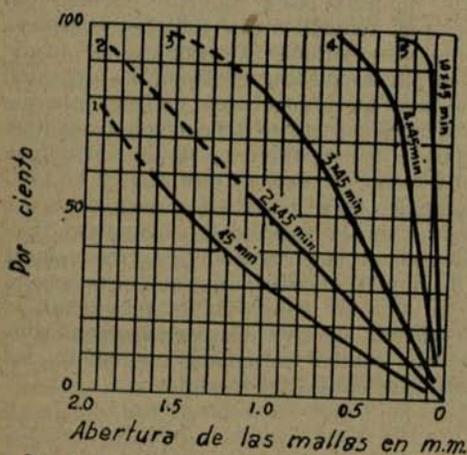


Fig. 1.- Ensayos de tamizaje con cuarzo.

Los ensayos de tamizaje sobre diferentes minerales molidos bajo las mismas condiciones, pueden usarse como base para tales comparaciones. La fig. 1 representa gráficamente los ensayos de tamizaje sobre cuarzo puro molido en iguales condiciones durante distintos períodos de tiempo, en los que se tomó como unidad 45 minutos.

Las dos curvas del gráfico 2 representan los ensayos hechos en triplicado, como control de los anteriores. Se observa que los resultados concuerdan, y de consiguiente son fáciles de reproducir y son dignos de confianza.

Los resultados de molienda sobre varias piritas tratadas en las condiciones standard usadas para el cuarzo y en la misma unidad de tiempo (45 minutos) se consignan en el gráfico 3.

Comparando la curva de un mineral con

las curvas del cuarzo, los minerales pueden referirse al intervalo entre las curvas n . y $n+1$ del cuarzo. La molienda durante cuarenta y cinco minutos reduce al mineral al mismo tamaño que al cuarzo molido durante n . a $n+1$ veces cuarenta y cinco minutos.

En esta forma se dedujeron los siguientes factores de molienda: piritas varias 2,5—4; magnetita 3—4; granito de grano fino 3; gneiss 3—4; gabro de saursorita 2,7; jaboncillo 8.

La molienda en gran escala se hace generalmente en molinos con clasificadores en circuito cerrado. En tal caso cada partícula de cuarzo debe pasar a través del molino y clasificador n . veces a fin de reducirse al mismo grado de fineza que una partícula de mineral con factor de molienda n .

Como la molienda en circuito cerrado difiere algo de la molienda de laboratorio, en molinos de porcelana, sin clasificador, debe buscarse la constante de comparación entre los dos métodos.

En las pruebas que se citan en este artículo, se usó el siguiente procedimiento:

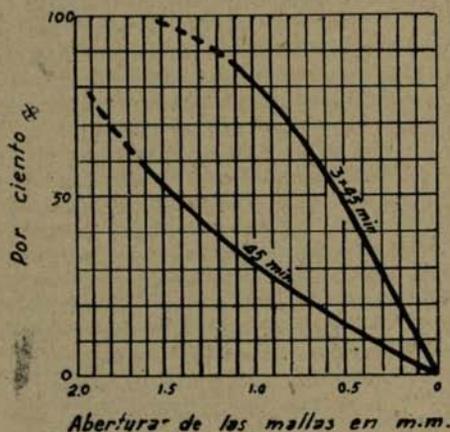


Fig. 2.- Pruebas de control para determinar la precisión del gráfico 1

(1).—(Traducido del Engineering and Mining World por Armando Orrego, alumno del 5° año de la Escuela de Minas de Copiapó).

las muestras se trituraron en chancadora y su largo de 110 mm ($4\frac{1}{2}$ "'), la velocidad Dodge con la abertura de descarga graduada de 75 r.p.m. y la carga de bolas de 2,1 kg

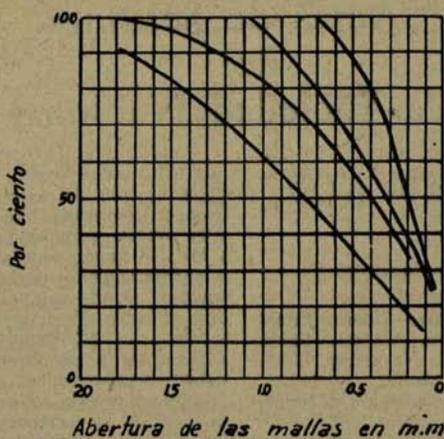


Fig. 3.- Ensayes de tamizado con pirita

en 6 mm. se separó por harneado un producto de 1,6—2,5 mm el cual se destinó a la molida en un molino de porcelana. El diámetro del molino era de 254 mm (10") (4,6 lb) de bolas de fierro fundido. Se usaron en cada prueba 2,1 kg. de mineral y 1000 cc de agua (1).



Actas de Sesiones del Directorio de la Sociedad Nacional de Minería

SESION N.º 880 EN 20 DE JULIO
DE 1934

Presidencia de don Osvaldo Martínez C.

Estuvieron presentes los señores Alberto Echeverría, Arturo Griffin, Ernesto Kausel, Pablo Krassa, Carlos Lanas, Víctor Navarrete, Juan A. Pení y el Secretario-Director.

Lefda y aprobada el acta de la sesión anterior, se dió cuenta:

1.º De una comunicación de la Confederación de la Producción y del Comercio relacionada con un proyecto sobre salario mínimo presentado por el Senador don Juan Pradenas Muñoz al Congreso Nacional.

El señor *Presidente* explica las actividades desarrolladas por el Directorio sobre este cuestión. Dice que la Comisión de Delegados de la Sociedad ante la Confederación de la Producción y del Comercio, convocada especialmente para tratar de esta materia, aceptó, en último extremo, el establecimiento del salario mínimo, pero a condición de que se definiera con exactitud tal concepto y se evitara al respecto la intervención política de los funcionarios del Gobierno.

El señor *Villaseca* se extiende en diversas consideraciones acerca de los proyectos que se han presentado sobre la fijación del salario mínimo. Agrega que una Comisión designada por la Confederación de la Producción y del Comercio se ocupó de este problema, en una sesión a la que él no pudo asistir por encontrarse en otra reunión análoga de esta Sociedad, y después de los estudios del caso, elaboró un informe que, entre otros puntos, admite la designación de Comités Departamentales formados por patronos, obreros e Inspectores del Trabajo, para que señalen de tiempo en tiempo, anualmente, por ejemplo, el salario mínimo que debe pagarse en cada departamento; la fijación del salario por regiones y por cada industria; la implantación del salario familiar, es decir, para casados; la determinación de salarios por patronos y obreros; la resolución de las dificultades o desacuerdos entre ambas partes a cargo del Juez del Trabajo, que resolvería jurídicamente el asunto; etc. etc. Manifiesta el señor *Villaseca* que don Enrique Lira Urquieta ha redactado otro proyecto que guarda mucha semejanza con los puntos indicados en el informe de la Comisión referida. Lo da a conocer en líneas generales, y termina expresando su creencia de que el actual mecanismo contemplado en el Código del Trabajo, para la fijación del salario mínimo, es más peligroso que las disposiciones contenidas en los proyectos a que acaba de aludir.

El señor *Pení* estima que no existe peligro alguno

en la fijación del salario mínimo, con arreglo al Código del Trabajo vigente, porque hay un límite muy preciso para señalarlo: no puede ser inferior a los $\frac{2}{3}$ ni superior a los $\frac{3}{4}$ del salario normal o corrientemente pagado en la misma clase de trabajo. Donde está el peligro en esta cuestión, dice el señor *Pení*, es en la intervención de los funcionarios del Estado que siempre se inclinan a favorecer a los obreros, ya que sus puestos se deben regularmente a conveniencias políticas. Insiste sobre este aspecto del problema que juzga esencial en la correcta y equitativa aplicación de las disposiciones legales de que se trata.

El señor *Secretario* cita un caso ocurrido a él en San Antonio. Dice que, estando al frente de la Gobernación y tratándose de fijar el salario mínimo de los jornaleros del puerto, no hubo forma de llegar a un acuerdo con los elementos obreros, a pesar de los buenos oficios de autoridades y funcionarios de la Inspección del Trabajo, debido exclusivamente a que los delegados obreros eran substituidos casi diariamente por sus Instituciones, no respetando en ningún caso las instrucciones que habían dado a sus delegados, o a los acuerdos a que se había llegado. Tal estado de cosas, dice, provocó un «lock-out» patronal, única actitud que resolvió el problema. Concluye expresando que lo expuesto y mil otras observaciones hechas durante su carrera administrativa lo hacen considerar que la aplicación general del salario mínimo será una causa de conflictos.

El señor *Krassa* expone su opinión acerca del concepto de salario mínimo, y estima que su fijación resulta inconveniente hacerla por zonas. A su juicio, tal determinación debería estar a cargo de una Comisión Central, ajena a los intereses en lucha, y constituida por personas preparadas e imparciales, que establecerían las bases científicas de un salario vital, único en el país, y mirando sólo al obrero, a sus necesidades más elementales de alimentación, vivienda y vestuario, y no a otros factores que vienen a complicar la cuestión. Por lo demás, agrega el señor *Krassa*, para la industria minera no envuelven gravedad estas medidas, porque en ella se pagan ordinariamente buenos salarios.

Después de otras observaciones formuladas al respecto por los señores Lanas y Navarrete, se tomaron los siguientes acuerdos:

1.º Reunir todos los antecedentes relacionados con el salario mínimo, para pasarlos a la Comisión de Legislación Social, a fin de que ésta prepare el material necesario, en caso que la Sociedad deba participar en los estudios del proyecto de ley correspondiente; y

2.º Facultar a los Delegados ante la Confederación de la Producción y del Comercio para expresar que la Sociedad acepta en principio el salario

mínimo, pero a condición de que no irfluyan en su fijación los elementos políticos, ni los funcionarios administrativos de Gobierno.

Se levantó la sesión a las 20,50 horas.

(Fdo.) Osvaldo Martínez
Presidente

(Fdo.) Isidoro Huneus,
Secretario

SESION N.º 881 EN 24 DE AGOSTO DE 1934

Presidencia de don Osvaldo Martínez.

Estuvieron presentes los señores Juan Brüggén, Alberto Echeverría, Ernesto Kausel, Pablo Krassa, Carlos Lanas, Roberto Müller, Walter Müller, Víctor M. Navarrete, Eduardo Ovalle, Juan Agustín Penf y el señor Isidoro Huneus, Secretario-Director.

Se aprobó el acta de la sesión anterior, con una modificación formulada por el señor Secretario-Director referente a las palabras pronunciadas por él en el debate sobre el problema del salario mínimo.

Se dió cuenta en seguida:

1.º De una comunicación de la Unión Panamericana sobre intercambio técnico-científico entre los países que forman la Unión Panamericana.

—Se acordó agradecer esta comunicación, ofreciendo los servicios de la Sociedad para cualquiera obra de propaganda y fomento de la industria minera.

2.º De una carta-circular de la Liga de Acción Nacional, por la cual invita a los miembros de la Sociedad para concurrir a ciertos actos que ese organismo está organizando en homenaje al Poder Ejecutivo.

—Pasó al archivo.

3.º De una comunicación de la Sociedad de Fomento Minero de Tarapacá y otra de la Asociación de Mineros de Copiapó, por las que dan cuenta de su fundación, sus finalidades y la designación de sus Directorios.

—Se acordó agradecer estas comunicaciones, ofreciendo el concurso de la Sociedad para la marcha de esas nuevas instituciones.

4.º De una nota del Secretario General del Consejo Superior del Trabajo, don Oscar Alvarez, por la que solicita de la Sociedad la designación de sus representantes ante el referido Consejo.

—Se acordó designar a los señores Juan Agustín Penf, Federico Villaseca y Alberto Echeverría para representar a la Sociedad ante el Consejo Superior del Trabajo.

5.º De una nota del Presidente de las Comisiones de Constitución, Legislación y Justicia y de Industria, Unidas, de la H. Cámara de Diputados, por la cual invita a la Sociedad para que se haga representar por un delegado en las sesiones que sobre legislación petrolera están ocupándose dichas comisiones.

El señor *Presidente* expresó que, por la premura del tiempo y ante la imposibilidad de citar al Directorio, con la rapidez requerida, él propuso a don Víctor Navarrete para desempeñar el cargo referido, y ahora pide al Directorio tenga a bien confirmar lo obrado por él.

—El Directorio ratificó la designación hecha por el señor *Presidente*.

6.º De una copia de la nota del señor *Presidente* de la Asociación Patronal Chilena del Trabajo don Camilo Carrasco Bascuñán, por la que explica al señor *Presidente* de la Confederación de la Producción y del Comercio el retiro de la Asociación Patronal de dicha entidad.

—Después de un ligero cambio de opiniones, a indicación del señor *Presidente*, se acordó expresar al señor *Presidente* de la Asociación Patronal los sentimientos de la Sociedad Nacional de Minería por su retiro de la Confederación, sin pronunciarse sobre las razones que haya tenido para adoptar tal resolución, dejando constancia al mismo tiempo de los agradecimientos que el país debe a la Asociación Patronal por el esfuerzo que realizó para fundar la Confederación de la Producción y del Comercio, organismo que está destinado a un gran porvenir y al cual la Sociedad Nacional de Minería seguirá prestando su más amplia cooperación.

Se acordó también enviar una copia de esta respuesta al señor *Presidente* de la Confederación de la Producción y del Comercio.

7.º De una nota del señor *Presidente* de la Confederación de la Producción y del Comercio, señor Jaime Larraín, por la que solicita la designación de un delegado de la Sociedad al Comité Ejecutivo de dicha Confederación de entre las personas que la representen actualmente en el Consejo Central.

—Se acordó designar para tal cargo a don Juan Manuel Valle, dejándose constancia de que el señor Valle actuará dentro del referido Comité Ejecutivo en representación del Gremio de la Minería, y el señor Juan Agustín Penf, en representación de la Sociedad Nacional de Minería.

8.º El señor *Secretario* pide la aprobación del Directorio para cancelar una factura a la Importadora de Papel por la cantidad de \$ 463,90 correspondiente a la confección de placas para las direcciones de socios y suscriptores del Boletín Minero.

—Se aprobó el pago indicado por el señor *Secretario*.

9.º De una carta del señor Director de la Caja de Crédito Minero, señor F. A. Sundt, por la que contesta una comunicación que le envió anteriormente la Secretaría acerca de la disposición de algunos útiles dejados por la expresada Caja en el local de la Sociedad.

—Se acordó encomendar al señor *Secretario* se acercara al señor Sundt para precisar el alcance de la palabra «servirse» a que se refiere su respuesta.

10.º Se dió cuenta de comunicaciones relacionadas con el «Boletín Minero» de don Oscar Peña y Lillo, del Instituto de Ingenieros de Minas, de don Gustavo Reyes y don Fernando Benítez.

—Se debatió ampliamente esta cuestión, y se llegó a los siguientes acuerdos:

1.º Aprobar el proyecto de bases para pedir propuestas de publicación del Boletín Minero, elaborado por la Comisión respectiva, y solicitar esas propuestas, desde luego, a las imprentas y editoriales más importantes, eliminando la cláusula 6.ª del proyecto; y

2.º Designar un Comité Ejecutivo formado por los señores *Presidente* y *Secretario* de la Sociedad y el señor Krassa, con el objeto de estudiar

las economías que podrían introducirse a la actual organización del Boletín Minero, para que, comparando las ofertas recibidas con las modificaciones introducidas en la impresión del Boletín Minero, elija el sistema más ventajoso para la Sociedad y lo ponga en práctica, sin oír nuevamente al Directorio.

A continuación el señor *Navarrete* da cuenta de su labor desarrollada en el seno de la Comisión de la Cámara de Diputados que se encuentra estudiando el proyecto de ley petrolera enviado últimamente por el Gobierno al Congreso. En primer término, manifiesta sus agradecimientos al Directorio por la designación que se le ha hecho, y agrega que, cumpliendo su misión, él expresó en la Comisión referida que la opinión de la Sociedad Nacional de Minería sobre el problema petrolero estaba condensada en el memorándum que envió la Institución al Gobierno recientemente. Pidió un estudio más amplio de la cuestión, que tomara en consideración todos los aspectos, insistiendo en mantener los derechos del Gobierno en Magallanes para explorar y explotar con prescindencia de intereses extraños, los yacimientos de petróleo de esa zona. Con tal motivo, recomendó la dotación de fondos para proseguir normalmente las exploraciones de Magallanes. Recomendó el establecimiento de una empresa nacional, que desde luego se haga cargo de la venta y distribución del petróleo y sus derivados en todo el país, que tome en arriendo del Estado el monopolio de las refinerías de petróleo y que se obligue a financiar las exploraciones petrolíferas reservadas al Estado, encargándose de su futura explotación. Agregó el señor *Navarrete* que el ambiente que domina en la Comisión es muy favorable a la política sustentada al respecto por la Sociedad: si el proyecto no se modifica en sus puntos principales, será rechazado. Dice que en el Instituto de Ingenieros existe la misma opinión de la Sociedad. Termina diciendo que el señor Ministro de Fomento, ante la casi unanimidad de

opiniones desfavorables al proyecto del Gobierno, ha declarado que estaría dispuesto a modificar éste con arreglo a los juicios emitidos por la Sociedad y el Instituto de Ingenieros.

El Directorio aprobó por unanimidad lo obrado por el señor *Navarrete*.

A raíz de la exposición del señor *Navarrete*, el señor *Presidente* manifestó sus deseos de que la misma Comisión nombrada por el Gobierno, que estudió el proyecto de ley petrolera, se ocupe de la redacción del nuevo proyecto que se presentará, en reemplazo del presentado por el Gobierno, y que ha merecido tantas críticas.

El señor *Peni* propuso el ingreso a la Institución de don Agustín Edwards. Hizo resaltar la importancia de la incorporación del señor Edwards a la Sociedad, en atención a los descollantes méritos que adornan su personalidad.

—Se aceptó por unanimidad al señor Edwards en su carácter de socio de la Institución y miembro del Directorio. Al adoptarse esta resolución, se recordó la destacada actuación de los ilustres antepasados del señor Edwards en el desarrollo de la minería nacional.

Finalmente, se tomaron los siguientes acuerdos:

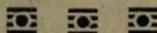
1.º Designar al señor Percy A. Seibert, en reemplazo del señor Craig, mientras éste permanezca ausente del país; y

2.º Autorizar al señor Secretario para ponerse al habla con el señor Mariano Riveros, a fin de nombrar a un Director que represente al salitre y que asista a las sesiones.

Se levantó la sesión a las 20,30 horas.

(Fdo.) OSVALDO MARTÍNEZ C.,
Presidente

(Fdo.) *Isidoro Huneeus*,
Secretario



CONSULTORIO JURIDICO DEL BOLETIN MINERO (1)

CONSULTA N.º 41.—*Le agradeceríamos se sirviese esclarecernos la discusión que tenemos sobre el siguiente punto:*

Yo sostengo que el Código de Minería exige que el ingeniero o perito coloque él mismo los hitos de deslindes y no indique solamente los puntos en los que éstos se construirán. Mi colega dice lo contrario, y me asegura que él acostumbra fijar los sitios en que los hitos se construirán. ¿Quién está en la verdad? DOS INGENIEROS.—SANTIAGO.

RESPUESTA.—El art. 54, n.º 5.º, del Código de Minería establece claramente que el ingeniero o perito colocará hitos sólidamente construídos y bien perceptibles, a lo menos en cada uno de los vértices de la pertenencia o del perímetro del grupo de pertenencias contiguas. De manera que, según la letra y el espíritu de la ley, el ingeniero o perito tiene la obligación de colocar él, personalmente, los hitos de deslindes en cada uno de los vértices de la pertenencia o grupo de pertenencias, cuya mensura se está ejecutando.

Esta disposición se ha dictado para evitar las dificultades que presentaba el Código de Minería de 1888 sobre esta materia, y que se palpaban perfectamente en la diligencias de reposición de linderos.

Como se recordará, en el imperio de aquel Código, ocurría que el ingeniero o perito se limitaba a señalar los puntos en que debían colocarse los hitos de deslindes, los que se construían más tarde por el interesado, en esos mismos puntos o en otros diversos, alterando por completo, en este último caso, la ubicación exacta de la pertenencia o grupo de pertenencias en el terreno.

CONSULTA N.º 42.—*Ruego a Ud. contestarme a la siguiente consulta:*

Soy dueño de una mina de oro, cuyo tra-

bajo acabo de empezar. Pero, apenas he iniciado esta labor, el dueño de la estancia en que se encuentra la mina me ha notificado que me ha dicho que lo único que yo puedo sacar de su propiedad son los desmontes, pero de ninguna manera puedo excavar los terrenos para explotar las vetas. Como yo no concuerdo con esta opinión, le suplico se sirva expresarme si él tiene o no derecho para impedir mi trabajo. En caso que yo fuera obligado a pagarle una indemnización por el deterioro de los terrenos, le agradecería decirme cual sería el monto de la indemnización por cada tonelada de mineral extraído A. R.—COMBARBALA.

RESPUESTA.—El dueño de la estancia a que Ud. se refiere no puede impedir que Ud. explote las substancias minerales que existan en la superficie o en el interior de las pertenencias que Ud. posee en aquella propiedad.

Lo único que puede hacer es reclamar una indemnización por los perjuicios que realmente le ocasione Ud. con sus trabajos. Esta indemnización deberá ser fijada por acuerdo de Ud. y el propietario del suelo o, en su defecto, por resolución judicial.

No hay, pues, ninguna tarifa o regla sobre el monto de las indemnizaciones que al respecto deban pagarse, el cual se fija, como se ha indicado, en cada caso particular y según las circunstancias L. A. S.—FREIRINA.

CONSULTA N.º 43.—*Desearía saber su opinión sobre la siguiente pregunta:*

¿Tiene alguna responsabilidad el dueño de una mina respecto del pirquinero que sufre un accidente?—L. A. S.—FREIRINA.

RESPUESTA.—Estimamos que el dueño de una mina carece de toda responsabilidad en caso de accidente de un pirquinero, si éste no tiene sueldo, ni recibe asignación alguna, sino que se limita a trabajar la mina, dejando sólo para él una parte de los minerales o cubriendo cierta regalía a favor del dueño.

(1) La correspondencia deberá ser dirigida a «Consultorio Jurídico del Boletín Minero», Casilla 1807, Santiago.

CONSULTA N.º 44.—Aprovechando los servicios de esta Sección, me permito pedirle me conteste a la siguiente consulta:

He solicitado varias pertenencias de carbón, que luego mensuraré. Pero, me ocurre ahora una gran sorpresa, pues, se me ha presentado un señor que alega ser concesionario de varios lavaderos de oro, que cubren totalmente mis pertenencias, de modo que, según este señor, mi manifestación es nula, puesto que él se ha hecho dueño de todas las substancias minerales que existen en sus lavaderos. ¿Es esto efectivo? Le ruego se sirva ilustrarme sobre esta cuestión, que tiene para mí tanta importancia D. V.—VALDIVIA.

RESPUESTA.—De acuerdo con el art. 82 del Código de Minería, el concesionario de placeres metalíferos (arenas auríferas, en este caso) no se hace dueño del carbón.

En consecuencia, Ud. puede constituir legalmente su propiedad minera sobre los terrenos mencionado, aunque existan en ellos concesiones de lavaderos de oro. Eso sí que Ud. no podrá perturbar las labores de los concesionarios más antiguos.

CONSULTA N.º 45.—Me tomo la libertad de molestar su atención, para que se digne contestarme a lo siguiente:

Me han encomendado mensurar una mina

que se encuentra en una zona muy difícil, sumamente accidentada, lo que hace costosísimo el transporte de cemento, agua, etc. para levantar el hito de referencia. Mi pregunta es si para ejecutar esta mensura ¿puedo tomar como hito de referencia el de otra pertenencia vecina, que se ha construido en un punto muy sólido y adecuado? E. P.—CALAMA.

RESPUESTA.—El Código de Minería permite aprovechar en una mensura los hitos del Estado, siempre que éstos se encuentren a una distancia no mayor de tres kilómetros de la pertenencia o pertenencias respectivas. Además, deberán cumplir con las exigencias contempladas en el inciso final del art. 40 del citado Código, o sea, estar ubicados por alguna oficina técnica del Estado y corresponder a operaciones topográficas o geodésicas, cuyas coordenadas se hayan determinado.

Pero, no permite aprovechar para ello los hitos de referencia de otras pertenencias que no sean contiguas y de unos mismos dueños.

La ley no ha autorizado, al mensurar, aprovecharse de los hitos de referencia de otras pertenencias vecinas y de distintos dueños, porque ello envuelve serios obstáculos para la conservación de los hitos.



PROMEDIO DIARIO Y MENSUAL DE LOS PRECIOS DE LOS METALES.

AGOSTO DE 1934

MERCADO DE LOS ESTADOS UNIDOS.

Agosto	Cobre Electrolítico			Estaño de los Estrechos Nueva York	Plomo		Zinc St. Louis
	Interno		Export Refinery (c)		Nueva York	St. Louis	
	«Blue Eagle» F. ob. Valley (a)	Basis «Blue Eagle» Refinery (b)					
1	9.00	8.775	6.925	51.700	3.75	3.60	4.300
2	9.00	8.775	6.925	51.650	3.75	3.60	4.300
3	9.00	8.775	6.925	51.700	3.75	3.60	4.300
4	9.00	8.775	6.925	51.700	3.75	3.60	4.300
6	9.00	8.775	6.925	51.725	3.75	3.60	4.300
7	9.00	8.775	7.000	51.700	3.75	3.60	4.300
8	9.00	8.775	6.975	51.750	3.75	3.60	4.300
9	9.00	8.775	6.950	52.275	3.75	3.60	4.300
10	9.00	8.775	7.000	52.000	3.75	3.60	4.300
11	9.00	8.775	7.000	52.050	3.75	3.60	4.300
13	9.00	8.775	6.975	52.900	3.75	3.60	4.300
14	9.00	8.775	6.975	52.750	3.75	3.60	4.300
15	9.00	8.775	6.925	52.350	3.75	3.60	4.300
16	9.00	8.775	6.875	52.150	3.75	3.60	4.300
17	9.00	8.775	6.875	52.350	3.75	3.60	4.300
18	9.00	8.775	6.850	52.250	3.75	3.60	4.300
20	9.00	8.775	6.800	52.200	3.75	3.60	4.300
21	9.00	8.775	6.750	52.025	3.75	3.60	4.275 a 4.300
22	9.00	8.775	6.775	52.050	3.75	3.60	4.250 a 4.275
23	9.00	8.775	6.800	51.950	3.70	3.60	4.250
24	9.00	8.775	6.850	51.725	3.70	3.55	4.250
25	9.00	8.775	6.825	51.750	3.70 a 3.75	3.55 a 3.60	4.250
27	9.00	8.775	6.825	51.950	3.75	3.60	4.250
28	9.00	8.775	6.800	51.700	3.75	3.60	4.250
29	9.00	8.775	6.800	51.450	3.75	3.60	4.250
30	9.00	8.775	6.800	51.425	3.75	3.60	4.225
31	9.00	8.775	6.750	51.500	3.75	3.60	4.200
Promedio del mes		8.775	6.885	51.953	3.747	3.597	4.281

PROMEDIO DE LA SEMANA

1	8.775	6.950	52.042	3.767	3.617	4.300
8	8.775	6.963	51.704	3.750	3.600	4.300
15	8.775	6.971	52.388	3.750	3.600	4.300
22	8.775	6.821	52.171	3.750	3.600	4.292
29	8.775	6.817	51.754	3.738	3.588	4.250

PROMEDIO POR SEMANA CALENDARIO

4	8.775	6.942	51.825	3.750	3.600	...
11	8.775	6.983	51.917	3.750	3.600	4.300
18	8.775	6.913	52.458	3.750	3.600	4.300
25	8.775	6.800	51.950	3.738	3.588	4.267

a).—Cotización fijada por la NIRA para el cobre ofrecido al mercado interno que cumpla con los reglamentos del Código del cobre.

b).—Precio neto en refinerías de la costa del Atlántico rebajado en 0225 centavos por libra por concepto de intereses y gastos de entrega. Esta cantidad de 0225 cent. por lb., corresponde a la diferencia que resulta de la entrega en los Estados de New England.

c).—Las cotizaciones para el cobre de exportación son precio neto en las refinerías de la costa del Atlántico e incluyen ventas de cobre interno (doméstico) en el mercado extranjero. En negocios extranjeros de cobre la mayoría de los vendedores establecen un precio c. i. f. generalmente en los puertos de destino que son Hamburgo, Havre y Liverpool. Este precio c. i. f. tiene un recargo de 0.03 por libra sobre nuestra cotización f. o. b. refinería.

PLATA, ORO Y MONEDA ESTERLINA

Nueva York y Londres.

AGOSTO DE 1934

Agosto	MONEDA ESTERLINA		Plata		Oro	
	"Checks"(a)	"90 Días Demand"(b)	(d) Nueva York	Londres	Londres	(e) E. Unidos
1	5.03000	5.03125	46.375	20.4375	138 s 1 d	35.00
2	5.03250	5.03375	46.625	20.5625	138 s 2 d	35.00
3	5.03625	5.03750	46.750	20.5000	138 s 1½ d	35.00
4	5.04250	5.04375	47.000	20.6875	138 s ½ d	35.00
6	5.04000	5.04125	47.000	Festivo	Festivo	35.00
7	5.06125	5.06625	47.375	20.8125	137 s 10 d	35.00
8	5.05375	5.05750	48.000	20.9375	138 s ½ d	35.00
9	5.04750	5.05125	49.250	21.4375	138 s 1 d	35.00
10	5.08750	5.09375	49.750	21.4375	138 s 1 d	35.00
11	5.10250	5.10625	49.750	21.5625	138 s 1½ d	35.00
13	5.10125	5.10500	49.750	21.5625	138 s 3 d	35.00
14	5.09750	5.10125	49.750	21.6250	138 s 2½ d	35.00
15	5.07000	5.07750	49.750	21.7500	138 s 4 d	35.00
16	5.08000	5.08125	49.750	21.6250	138 s 1½ d	35.00
17	5.09750	5.10000	49.750	21.5625	138 s 3½ d	35.00
18	5.09125	5.09250	49.750	21.6250	138 s 4 d	35.00
20	5.08500	5.08625	49.750	21.6250	138 s 3 d	35.00
21	5.08625	5.08875	49.750	21.6250	138 s 2½ d	35.00
22	5.09125	5.09250	49.750	21.5625	138 s 7 d	35.00
23	5.08500	5.08625	49.750	21.5625	138 s 7½ d	35.00
24	5.07000	5.07125	49.625	21.5625	139 s 3 d	35.00
25	5.06500	5.06625	49.500	21.5000	139 s 5 d	35.00
27	5.06125	5.06250	49.625	21.5625	139 s 4 d	35.00
28	5.05500	5.05625	49.625	21.5625	139 s 1½ d	35.00
29	5.04125	5.04250	49.625	21.5625	139 s 4½ d	35.00
30	5.02250	5.02375	49.625	21.6875	140 s 3 d	35.00
31	4.99375	4.99500	49.625	21.8750	140 s 11½ d	35.00
Promedio por mes	5.06398	..	48.986	21.377	35.00

PROMEDIO POR SEMANA

1	5.03438	..	45.958
8	5.04438	..	47.125
15	5.08438	..	49.667
22	5.08854	..	49.750
29	5.06292	..	49.625

a).—Plata que no puede venderse al Gobierno de los Estados Unidos. Por decreto del 31 de Diciembre de 1933 el precio oficial fijado por el Gobierno de Estados Unidos para la plata dentro del país y recién extraída de las minas es de 0.64 1/2 cents. por onza troy.

b).—Precio oficial del oro en los Estados Unidos.

MERCADO DE LONDRES

AGOSTO DE 1934

Agosto	COBRE			Estaño		Plomo		Zinc	
	Standard		Electro- lítico (bid)	Al conta- do	3 meses	Al conta- do	3 meses	Al conta- do	3 meses
	Al conta- do	3 meses							
1	28. 6875	29. 0625	31. 7500	229. 0000	229. 0000	10. 8750	11. 1875	13. 3750	13. 6250
2	28. 7500	29. 1250	31. 7500	228. 7500	228. 7500	11. 0625	11. 3125	13. 5000	13. 7500
3	28. 8750	29. 2500	32. 0000	228. 6250	228. 6250	10. 9375	11. 2500	13. 6875	13. 7500
6	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo
7	29. 2500	29. 6250	32. 2500	227. 5000	227. 5000	10. 8750	11. 1875	13. 6250	13. 7500
8	28. 6250	29. 0000	31. 7500	227. 2500	227. 3750	10. 7500	11. 1250	13. 5625	13. 6875
9	28. 6875	29. 0625	31. 7500	228. 8750	228. 8750	10. 8750	11. 2500	13. 6250	13. 7500
10	28. 7500	29. 1250	31. 7500	227. 7500	227. 7500	11. 1250	11. 3750	13. 6250	13. 8750
13	28. 6250	29. 0000	31. 7500	228. 7500	228. 7500	11. 0000	11. 3125	13. 5000	13. 7500
14	28. 7500	29. 1250	32. 0000	230. 6250	230. 7500	10. 9375	11. 2500	13. 5625	13. 8750
15	28. 3750	28. 8125	31. 5000	229. 7500	229. 7500	10. 8750	11. 1875	13. 6875	13. 8125
16	28. 0000	28. 4375	31. 5000	228. 2500	228. 2500	10. 7500	11. 0625	13. 6875	13. 6875
17	28. 1250	28. 5000	31. 2500	228. 6250	228. 6250	10. 8125	11. 0625	13. 8750	13. 8750
20	27. 7500	28. 1250	31. 1250	228. 5000	228. 5000	10. 7500	11. 0000	13. 8125	13. 8125
21	27. 6875	28. 0000	30. 7500	227. 5000	227. 5000	10. 7500	10. 9375	13. 7500	13. 7500
22	27. 9375	28. 2500	31. 0000	226. 2500	226. 2500	10. 7500	10. 8750	13. 7500	13. 7500
23	28. 1250	28. 4375	31. 2500	226. 7500	226. 7500	10. 7500	10. 8750	13. 7500	13. 7500
24	28. 1875	28. 5000	31. 2500	226. 8750	226. 7500	10. 6875	10. 8125	13. 8750	13. 8125
27	28. 1875	28. 5625	31. 2500	228. 1250	227. 7500	10. 6875	10. 7500	13. 8750	13. 7500
28	28. 9375	28. 2500	31. 0000	227. 1250	226. 8750	10. 6250	10. 6250	13. 6875	13. 6875
29	29. 0625	28. 3750	31. 0000	226. 7500	226. 2500	10. 6875	10. 6875	13. 6875	13. 6875
30	28. 2500	28. 6250	31. 5000	228. 0000	227. 2500	10. 8125	10. 8125	13. 8125	13. 8125
31	28. 2500	28. 6250	31. 5000	228. 8750	227. 6250	10. 6875	10. 6875	13. 6875	13. 6250
Promedio por mes	28. 358	..	31. 483	228. 114	..	10. 821	10. 028	13. 682	13. 6250

Las cotizaciones de Estados Unidos que se indican en estas páginas están tomadas del Engineering and Mining Journal cuyos redactores para fijarlas hacen una estimación del gran mercado del consumo interno y para lo cual se basan en las ventas que anuncian los productores y las agencias vendedoras.

Estas ventas son reducidas a una base común que corresponde al precio al contado en Nueva York o en St. Louis, según se indica en los respectivos cuadros. Todos los precios internos están en centavos de dollar por libra. Las cotizaciones de cobre, plomo y zinc se basan en ventas para entrega inmediata y para entregas futuras. En cambio las de estaño se basan solamente en las de entrega inmediata.

Las cotizaciones de zinc son para el tipo «Prime Western» ordinario. El zinc en Nueva York se cotiza ahora con un premio de 0,35 cents. por libra sobre el de St. Louis. La diferencia corresponde al flete entre las dos ciudades.

Los precios de los contratos por zinc de alta ley entregados en el Este o en el centro de Estados Unidos tienen generalmente un premio de un centavo sobre el zinc «Prime Western».

Las cotizaciones de plomo reflejan los precios que se obtienen por plomo común y no incluyen aquellos tipos que tienen sobreprecio.

Los precios de Londres por plomo y zinc son los precios oficiales de la primera rueda de la Bolsa de Metales de Londres; los precios de cobre y zinc son los precios oficiales de los compradores en el cierre del mercado. Todos ellos están en £ por tonelada larga (2.240 £).

Las cotizaciones de plata de Nueva York son las que da la firma Handy and Harman y se expresan en centavos de oro por onza troy de plata de 990 milésimos de fino. La cotización de plata de Londres se expresa en peniques por onza troy de plata en barra de 925 milésimos de fino. Los precios en moneda esterlina representan la demanda del mercado a medio día.

ESTADÍSTICA DE METALES

PLATA Y MONEDA ESTERLINA

	Nueva York		Londres (contado)		Moneda Esterlina	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.	25.400	44.188	16.883	19.382	336.060	504.644
Febrero.	26.074	45.233	16.885	20.073	342.114	503.085
Marzo.	27.928	45.875	17.588	20.278	343.138	509.259
Abril.	30.730	45.180	18.440	19.740	357.565	515.210
Mayo.	34.072	44.226	19.046	19.276	393.106	510.510
Junio.	35.663	45.173	19.078	19.981	413.216	504.721
Julio.	37.630	46.310	18.341	20.512	464.760	503.990
Agosto.	36.074	48.986	17.877	21.377	449.944	506.398
Septiembre.	38.440	49.484	18.272	21.888	466.240	499.344
Octubre.	38.190	52.375	18.221	23.581	466.380	494.019
Noviembre.	42.974	18.428	514.573
Diciembre.	43.550	18.674	511.270
Annual.	34.727	18.144	421.530

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy; fineza de 999, plata extranjera.—Londres: peniques por onza, plata esterlina, fineza: 925.

COBRE

	F. O. B. Refinería Electrolytíca			Londres (al contado)			
	Doméstico		Export.	Standard		Electrolytíca	
	1933	1934	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.	4.775	7.890	7.831	28.557	32.560	32.244	35.614
Febrero.	4.775	7.777	7.844	28.481	33.072	32.556	35.969
Marzo.	5.011	7.775	7.837	28.179	32.497	32.370	35.512
Abril.	5.395	8.173	8.053	29.576	33.006	33.681	36.038
Mayo.	6.698	8.275	7.913	34.071	32.662	38.163	35.755
Junio.	7.773	8.594	7.705	36.759	32.149	41.000	35.339
Julio.	8.635	8.775	7.146	37.917	29.707	41.571	32.778
Agosto.	8.768	8.775	6.885	36.071	28.358	40.227	31.483
Septiembre.	8.753	8.775	6.586	35.122	27.511	38.339	30.556
Octubre.	7.950	8.775	6.315	33.656	26.753	36.977	29.478
Noviembre.	7.851	30.588	33.898
Diciembre.	7.885	31.306	34.329
Annual.	7.025	32.524	36.359

Cotización de Nueva York, centavos oro por lb.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

PLOMO

	Nueva York		St. Louis		LONDRES			
	1933	1934	1933	1934	Contado		3 meses	
					1933	1933	1934	1934
Enero.	3.000	4.000	2.875	3.900	10.458	10.833	11.304	11.517
Febrero.	3.000	4.000	2.875	3.900	10.431	10.719	11.634	11.913
Marzo.	3.146	4.000	3.021	3.900	10.609	10.821	11.545	11.842
Abril.	3.260	4.179	3.135	4.042	10.872	11.122	11.500	11.794
Mayo.	3.654	4.140	3.525	3.900	12.095	12.372	11.051	11.341
Junio.	4.173	3.975	4.023	3.825	13.280	13.571	11.054	11.253
Julio.	4.452	3.772	4.303	3.623	13.411	13.613	10.813	11.045
Agosto.	4.500	3.747	4.350	3.597	12.182	12.457	10.821	11.028
Septiembre.	4.500	3.685	4.350	3.535	11.932	12.229	10.388	10.613
Octubre.	4.313	3.654	4.176	3.504	11.804	12.102	10.359	10.554
Noviembre.	4.288	4.146	11.537	11.778
Diciembre.	4.141	4.042	11.431	11.658
Annual.	3.896	3.735	11.670	11.940

Las cotizaciones de Nueva York y St. Louis, centavos por libra.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

(a) Corrección.

ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1933	1934	1933	1934
	ESTRECHOS		AL CONTADO	
Enero.....	22.692	51.891	145.708	226.631
Febrero.....	23.500	51.668	148.544	226.731
Marzo.....	24.221	53.838	149.120	233.863
Abril.....	27.136	55.622	157.944	239.181
Mayo.....	36.051	53.541	186.207	234.239
Junio.....	44.097	51.271	219.966	226.875
Julio.....	46.356	51.930	216.673	230.381
Agosto.....	44.794	51.953	215.210	228.114
Septiembre.....	46.665	51.503	216.893	220.888
Octubre.....	47.858	50.951	223.455	230.587
Noviembre.....	53.011	226.772
Diciembre.....	52.936	227.678
Anual.....	39.110	194.510

Cotizaciones de Nueva York, en centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

ZINC

	St. Louis		Londres			
	1933	1934	1933	1933	1934	1934
			Contado	3 meses	Contado	3 meses
Enero.....	3.018	4.271	14.381	14.595	14.688	14.946(a)
Febrero.....	2.666	4.384	13.866	14.119	14.844	15.125
Marzo.....	2.987	4.368	14.647	14.674	14.735	15.033
Abril.....	3.298	4.370	14.951	15.208	14.916	15.200
Mayo.....	3.805	4.346	15.505	15.660	14.772	14.966
Junio.....	4.348	4.240	16.988	16.774	14.241	14.467
Julio.....	4.878	4.317	17.795	17.789	13.466	13.693
Agosto.....	4.916	4.281	16.869	17.031	13.682	13.756
Septiembre.....	4.699	4.049	16.810	17.042	12.644	12.847
Octubre.....	4.748	3.832	16.310	16.599	12.217	12.353
Noviembre.....	4.520	15.048	15.349
Diciembre.....	4.461	14.826	15.059
Anual.....	4.029	15.666	15.825

Cotizaciones de St. Louis, centavos por Lb.—Londres £ por ton. de 2.240 £ lbs.

(a).—Corregido 14.943

CADMIO Y ALUMINIO

	Cadmio		Aluminio	
	1933	1934	1933	1934
Enero.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Febrero.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Marzo.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Abril.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Mayo.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Junio.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Julio.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Agosto.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Septiembre.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Octubre.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Noviembre.....	55.000	23.300
Diciembre.....	55.000	23.300
Anual.....	55.000	23.300

Cotizaciones:

Aluminio en centavos por libra, de 99% de ley

Cadmio en centavos por libra.

ANTIMONIO, MERCURIO Y PLATINO

	Antimonio (a)		Mercurio (b)		Platino (c)	
	Nueva York		Nueva York		Nueva York	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	5.722	7.198	48.500	67.538	26.480	38.000
Febrero.....	5.738	7.172	48.614	72.011	24.000	38.000
Marzo.....	5.901	7.545	52.676	75.472	24.667	38.000
Abril.....	5.876	7.918	54.580	75.930	26.800	38.000
Mayo.....	6.264	8.465	56.500	75.577	28.500	36.538
Junio.....	6.500	7.900	60.038	75.000	30.000	36.000
Julio.....	7.262	8.024	62.900	75.000	32.320	36.000
Agosto.....	6.986	8.514	63.500	75.000	33.000	36.000
Septiembre.....	6.880	64.580	34.560
Octubre.....	6.843	66.500	36.000
Noviembre.....	7.113	66.000	37.583
Diciembre.....	7.250	66.330	38.000
Anual.....	6.528	59.227	30.993

(a).—Cotizaciones del antimonio en centavos por libra, para calidad corriente.

(b).—Mercurio en dólares por frasco de 76 lb.

(c).—Platino, en dólares por onza trov.

LINGOTE

	Bessemer		Basico		N.º 2 Fundición	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Febrero.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Marzo.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Abril.....	14.50	18.48	14.00	17.48	14.50	17.98
Mayo.....	15.42	19.00	14.42	18.00	14.92	18.50
Junio.....	16.00	19.00	15.00	18.00	15.50	18.50
Julio.....	16.50	19.00	15.50	18.00	16.00	18.50
Agosto.....	17.00	19.00	16.00	18.00	16.50	18.50
Septiembre.....	18.00	17.00	16.50
Octubre.....	18.00	17.00	17.50
Noviembre.....	18.00	17.00	17.50
Diciembre.....	18.00	17.00	17.50
Anual.....	16.24	15.41	15.91

Cotizaciones del hierro en dólares por ton. de 2.240 lbs. F. O. B. en las Fundiciones de Mahoning Shenango Valley, flete a Pittsburgh: 1,89 dólares.

INFORMACIONES SOBRE SOCIEDADES ANONIMAS MINERAS

SOCIEDAD	Núm. de acciones	Valor pagado	Capital	Fecha del último Balance	Fondos acumulados	Utilidad del último ejercicio	DIVIDENDOS		Precio 1933	
							1933	1934	Más alto	Más bajo
Arauca, Estaño	200.000	£ 1.-	£ 200.000	31-XII-933	£ 125.281.-2.-0	£(Per.) 4.230.-17.-0
Amigos	240.000	\$ 5.-	\$ 1.200.000	31-XII-933	£ 76.840	426.775.21	2.25	0.50
Batucó	980.000	4.-	3.920.000	31-XII-933	79.813.08	29.472.50	5.25	2.-
Carahue.—Oro	1.500.000	1.-	1.500.000	30-VI-933	£	7.50	3.-
Cerro Grande.—Estaño	200.000	£ 1.-	£ 200.000	31-XII-933	£ 10.535.-6.-6	£(Per.) 1.210.1.1.	15 5/8	5.-
Colquiri.—Estaño	800.000	\$ 5.-	\$ 4.000.000	31-XII-933	7 7/8	2.50
Condoriaco.—Plata	950.000	\$ 4.-	3.800.000	24-V-934	\$ (Per.) 23.207.62	9.-	4.25
Chañaral.—Oro	700.000	5.-	3.500.000	30-VI-933	(Per.) 2.477.80	9.-	4.25
Dichas.—Oro	1.500.000	2.-	3.000.000	31-XII-933	38.045.71
Disputada.—Cobre	600.000	25.-	16.000.000	30-VI-933	\$ 3.573.738.53	(Per.) 1.723.090.77	25.62	6.50
Elisa de Bordos.—Plata	380.000	10.-	3.800.000	30-VI-933	39.25	12.75
Guanaco.—Oro	201.039	10.-	2.010.390	31-XII-933	127.369	\$ 780.138.79	47.-	32.-
Higuera.—Cobre	600.000	10.-	6.000.000	31-XII-929	(Per.) 125.482.54	2.25	0.45
Las Condes.—Cobre	1.000.000	10.-	10.000.000	31-XII-933	161.060.14
Marga-Marga.—Oro	1.900.000	1.-	1.900.000	31-XII-933	(Per.) 70.205.53	5.-	1.-
Minerva	150.000	10.-	1.500.000	30-VI-932	(Per.) 13.905.25	9.50	2.-
Montserrat.—Estaño	939.102	£ 1.-10.-0	£ 1.408.653	31-XII-933	£ 10.000.-0.-0	£(Per.) 5.149.-8.-8	16.-	6.-
Morococala.—Estaño	500.000	1.-	500.000	31-XII-933	888.-1.-4	17.761-7-0	4.-	32 5/8
Ocuri.—Estaño	250.000	1.-	200.000	31-XII-932	627.-3.-1	(Per.) 12.445.15.-3	\$ 2.50	17.75	9.-
Oploca.—Estaño	600.000	1.-	600.000	31-XII-933	143.339.-8-10	(Per.) 50.890-16-0	190.-	74.-
Oruro.—Estaño	450.000	\$ 20.-	\$ 9.000.000	31-XII-933	Bs. 1.201.719.87	Bs. 709.965.20	\$ 6.-	4.-	87.50	30.-
Patiño.—Estaño	1.380.316	Do. 20.-	£ 6.250.000	31-XII-933	£ 693.706.-19-8	£(Per.) 205.-310-9-8	630.-	247.-
Presidenta.—Plata	500.000	5.-	2.500.000	30-VI-933	(Per.) 73.434.29	3 5/8	1.75
Tocopilla.—Cobre	400.000	£ 1.-	£ 16.000.000	31-I-934	\$ 6.589.495.17	\$ 3.412.832.99	\$ 6.-	7.-	135.-	60.50
Lebu.—Carbón	1.075.280	\$ 7.-	7.526.960	31-XII-933	(Per.) 96.011.92	3.60	1.10
Máfil	Pref. 400.000 Ord. 160.000	10.- 50.-	\$ 12.000.000	30-VI-933	289.529.52	\$ 65.317.03	5.-	5.-
Carbonífera Lota.—Carbón	3.687.500	80.-	\$ 295.000.000	31-XII-933	£ 16.933.566.-45	\$ 10.484.375.86	\$ 200	\$ 1.30	37.25	29.-
Schwager.—Carbón	1.000.000	£ 1.-	£ 1.000.000	31-XII-933	£ 80.305.17.11	£ 19.184-7-1	220	1.50	49.-	34.-

COTIZACIONES DE ACCIONES DE SOCIEDADES MINERAS

(Precios del Cierre en el último día de cada semana).

TITULOS			AGOSTO DE 1934				SEPTIEMBRE DE 1934				
	Diciembre	Junio									
	31 de 1933	30-1934	Sábado 2	Sábado 9	Sábado 16	Sábado 23	Sábado 1.	Sábado 8	Sábado 15	Sábado 22	Sábado 29
Amigos		6 n	8 3/4 ep	8 3/4 ep	9 tp	9 tp	8 1/2 v	7 1/2 n	6 3/4 v	7 1/2 c	6 1/2 n
Batuco	3 v	2 1/2 c	5 ep	5 1/2 vp	5 ep	4 1/2 t	4 1/2 v	4 3/4 c	4 3/4 c	5 1/2 c	4 1/2 n
Carahue	3 1/2 t	3 13	3 1/2 c	4 1/2 n	4 v	4 3/4 t	4 3/4 c	4 3/4 t	5 c	5 v	4 1/2 c
Chañaral		7 7 c 0	9 1/2 ep	9 3/4 tp	9 1/2 ep	8 3/4 vm	8 1/2 c	10 v	9 1/2 c	10 1/2 c	10 3/4 t
Cerro Grande	14 3/4 ep	14 3/4 c	15 vp	15 1/2 n	16 vm	16 1/2 vp	16 1/2 v	15 1/2 t	15 1/2 v	15 1/2 c	14 1/2 n
Colquiri	7 1/2 n	19 t	17 1/2 c	18 1/2 tm	18 1/2 cm	18 1/2 n					
Condoriaco	5 1/2 v	6 c	6 1/2 c	7 1/2 ep	7 1/2 ep	7 1/2 cb	7 c	6 1/2 n	6 1/2 c	6 1/2 t	6 1/2 v
Dichas		1 1/2 c	1 1/2 n	2 1/2 c	2 c	2 1/2 v	2 1/2 c	2 1/2 c	2 1/2 c	2 1/2 v	2 v
Disputadas	21 3/4 n	21 1/2 c	17 1/2 n	19 3/4 vp	18 1/2 n	18 n	17 3/4 n	17 c			14 1/2 n
Espino	0.90 n		1 n	1.60 v	0.70 c	1.25 n	1.40 v	1 1/2 v	135 n	1.30 c	1.20 n
Elisa de Bordos	21 n	6 3/4 c	5 n	4 1/2 n	5 3/4 n	5 c	5 c	5 1/2 c			4 1/2 n
Gatico			0.50 c	0.55 n	0.70 c	0.70 n		0.70 c			
Guanaco	44 1/4 n		42 1/2 cm	46 3/4 tpv	46 vm	47 tmv	48 1/2 n	47 1/2 t	46 1/2 t	46 1/2 c	44 v
Higuera	4 c		0.55 n	0.55 n	1 1/2 n	0.85 n	0.90 c		0.85 n	0.85 n	
Lota	31 1/2 tm	33 3/4 t	34 vm	34 ve	33 3/4 ve	34 1/2 tp	34 1/2 v	34 n	33 3/4 c	34 1/2 c	34 v
Lebu	2 3/4 t		3 3/4 c	4 c	4 1/2 n	4 v	3 1/2 c		3 1/2 v	3 3/4 c	4 v
Minerva	6 1/2 n		2 3/4 c	2 1/2 v	2 1/2 v	2 1/2 n	2 1/2 v	2 1/2 n	2 t	2 n	
Máfil	5 n		5 n	5 n	5 n	5 n					
Marga-Marga	1 n		0.50 v	1 v	0.90 v	0.90 v	0.90 n	0.85 n			
Monserrat	12 1/2 vp	10 1/2 c	10 1/2 tp	11 cp	11 1/2 c p	11 1/2 tp	11 1/2 v	10 1/2 t	10 1/2 c	10 1/2 c	10 1/2 t
Morococala	31 1/2 n	38 c	35 1/2 n	37 n	37 vn	36 1/2 n		36 n			
Ocuro	20 3/4 tmv		19 1/2 n	20 1/2 n	20 3/4 n	20 1/2 n					
Oploca	176 n		172 vp	177 n	173 vm	174 n		167 n			149 v
Onix	1.40 n	3 3/4 c	3 1/2 n	4 c	4 v	3 1/2 v	3 1/2 c	3 3/4 v	3 t	3 c	
Oruro	84 1/2 vp	114 1/2 c	106 1/2 ep	112 cp	110 1/2 cm	111 ep	110 v	107 c	107 c	109 c	
Patiño	505 ep		463 n	370 n	360 n	383 tm	372 c		344 t	350 t	320 n
Potasa	4 v		3 n	3 n	3 n	3 n					
Presidenta	2 1/2 c	2 n	2 v	2 1/2 n	2 1/2 v	2 1/2 n	2 3/4 t	2 1/2 n			2 1/2 v
Schwager	39 1/2 n		44 tpv	44 n	44 1/2 n	45 1/2 n	44 1/2 c				
Tocopilla	94 1/2 cm	107 1/2 t	96 1/2 tp	97 1/2 tp	96 cc	91 1/2 ep	95 3/4 t	90 1/2 t	87 v	88 1/2 v	82 v
Totoral		5 1/4 t	4 1/2 n	4 1/2 n	3 1/2 n	4 1/2 c	5 n				1.80 v
Vacas		2.80 c	225 n	2.70 tv	2.35 tv	2.60 v		210 v			
San Vicente							4 n				

v = vendedor
c = comprador
ep = comprador próxima

vc = vendedor contado
vp = vendedor próxima
n = nominal

PRODUCCION DE COMPAÑIAS MINERAS.—AÑOS 1933-1934

COMPAÑIAS	Año 1932	Año 1933	Octubre 1933	Novbre. 1933	Dicbre. 1933	Enero 1934	Febrero 1934	Marzo 1934	Abril 1934	Mayo 1934	Junio 1934	Julio 1934	Agosto 1934	Septbre. 1934
Carahue—oro grs.						10.131,60	6.122,30	930,98	2.711,60	868,50	397,70	585,70	10.273,60	8.846
Cerro Grande—Est. Tons. .		54.000	4.500	4.500	4.500	6.955	6,955	6.955,—	6.955,—	6.955,—	6.955	6.955,—	8.846,—	1.549
Araca—Estaño T.	1.273													
Colquiri—B. Estaño QM ...	2.164	1.357	133	144	207	177	162,	208,—	245,—	180,—	155			
Condoriaco—oro kgs.		49.521	5.636	7.125	4.515	4.538	5.603,—	4.858,—	4.977,—	6.013,—	5.722	5.522,—	5.734,—	5.953
Condoriaco—plata kgs.		833.657	114.373	132.765	156.600	145.498	140.928,—	122.960,—	124.488,—	100.716,—	110.381	119.823,—	113.096,—	97.059
Disputada—cobre T. Concent.	18.536	19.793,89	1.549	1.746	1.900	2.054,62	1.602,—	1.635,—	1.674,—	1.096,—	959	1.725,—	2.040,—	
Elisa de Bordos.—Plata fina														
Kgs.		1.374.478	252.755	271.805	516.937	185.884	186.128,—	215.280,—	123.582,—				15.275,—	
Elisa de Bordos.—Oro fino														
Kgs.		9.735		4.819	4.916	4.129	4.889,—	7.220,—	3.386,—	6.893,—				
Guanaco—oro gr.	102.234	127.146	12.480	8.323	12.632	10.600	7.812,—	5.300,—	7.224,—	6.893,—	11.587	4.529,—		
Lebu—(Carbón) T.	29.793	31.368,70	2.242	2.297	2.339	1.788	806,20	984,—	795,—	1.386,—	12.71	1.543,—		
Minera e Ind. (Carbón) T. .	597.524	882.214	83.074	81.067	79.526	87.400	80.084,—	82.878,—	77.717,—	79.430,—	82.679	88.532,—	89.122,—	80.085
Morococala B. Estaño Q. . .	28.259	520	850			450		530,—						
Ocuri—B Estaño Q. Es.	2.744	2.763	222	226	225	234	248,—	330,—	236,—	100,—	127	140,—	244,—	313
Oploca—B. Estaño Q. Es. . .	38.166											240,—		
Oruro—B. Estaño T.	1.905	1.355	120	120	90	120	65,—	105,—	110,—	104,—	95	115,—		140
Oruro—Plata K.	28.679	38.044	2.909	3.017	3.625	2.509	1.508,—	2.514,—	2.882,—	2.907,—	2.962	3.550,—		4.121
Oruro—Cementos de Cobre .							4.093,—	11.071,—	6.026,—					
Patíño 1.ª quin. Estaño T. . .		4.354	338	376	403	316	254,—	250,—	318,—	253,—	335	317,—		296
Patíño 2.ª quin. Estaño T. . .	8.188	1.831	174	136	109	196	146,—	150,—	82,—	147,—		308,—	700,—	
Schwager (Carbón) T.	302.113	455.003	42.849	33.960	38.353	36.408	44.680,—	43.961,—	47.716,—	44.582,—	51.017	55.888,—	56.256,—	45.729
Tocopilla Cobre Concent. 28%	14.405	13.106	805	870	920	935	840,—	880,—	900,—	860,—	925	800,—		
Tocopilla Liquid. Concent.														
U-S.		281.077,76	24.086	25.709	27.832	29.279,03	25.590,76	26.684,94	27.554,66	25.852,49	27.100,24	21.212,41	20.219,32	15.467,13
Tocopilla Liquid. oro contenido		18.349,64	1.268,20	1.370,60	1.449,38	1.473	1.323,34	1.386,36	1.417,06	1.354,86	1.457,10	1.260,32	1.299,72	1.047,64
Panulcillo Total en U-S.		90.166,71	6.610,80	9.735,12	9.736,65	12.465,72	11.480,70	12.890,47	16.863,—	11.112,83	11.349,13	9.719,51	10.016,59	9.651,54

B. Barrilla
T. Toneladas

Q. Quintales
Q. M. Quintales Métricos

Kgs. Kilógramo
O. Onza
Gr. Gramos.

SECCION ESTADISTICA MINERA

INDUSTRIA CARBONERA

AÑO 1934	PRODUCCION DE			AGOSTO				SEPTIEMBRE				
	ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO		PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
					Bruta	Neta	Obreros	Empleados	Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.º Departamento de Concepción	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	6.556	6.474	545	24	6.476	6.388	620	24	
				6.630	6.270	433	8	4.110	3.760	423	8	
Total				13.186	12.744	978	32	10.586	10.148	1.043	32	
2.º Bahía de Arauco	Arauco	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager	Lota	88.189	83.944	6.152	283	78.177	74.165	6.113	282	
	Arauco		Chiflón Puchoco 1, 2 y 3	56.256	50.946	3.521	214	45.729	40.579	3.508	220	
Total				144.445	134.890	9.673	497	123.906	114.744	9.621	502	
3.º Resto provincia de Concepción	Cañete Arauco	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia	1.578	1.086	437	16	737	322	387	15	
			Curanilahue y Plegarias	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total				1.578	1.086	437	16	737	322	387	15	
5.º Provincia de Valdivia	Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil	816	785	48	1	705	677	54	1	
			Arrau	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total				816	785	48	1	705	677	54	1	
6.º Territorio de Magallanes	Magallanes Río Verde	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	2.082	2.894	75	4	2.982	2.894	75	4	
			Elena	1.804	1.757	28	2	1.899	1.847	30	2	
			El Chino	165	165	19	4	165	165	19	4	
			Esperanza	80	80	3	—	67	67	3	—	
			Magallanes	935	899	36	3	935	899	36	3	
Total				5.966	5.795	161	13	6.048	5.872	163	13	
Totales generales				165.991	155.309	11.297	559	141.982	131.763	11.268	563	
Totales del mes anterior				165.335	152.570	11.299	558	165.991	155.300	11.297	559	
Igual mes del año anterior				145.797	130.903	10.050	535	133.086	118.942	10.152	546	

PRODUCCION DE COBRE FINO.—AGOSTO DE 1934

COMPAÑIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL				N.º de Accidentes (Hospitalizados)
	Toneladas	Ley %	Toneladas	Ley %	OBREROS		EMPLEADOS		
					Chile-nos	Extran-jeros	Chile-nos	Extran-jeros	
Chuquicamata.	691.808.00	1.777	9.683.988	99.9597	5.096	112	963	43	47
Potrerrillos.	138.522.63	2.097	2.321.293	99.31	1.244	12	309	25	4
El Teniente.	547.326.00	2.220	7.207.000 B 2.661.000 R	99.41 99.92	6.007	8	856	85	11
Naltagua.	3.016.27	14.047	497.710	99.25	428	..	35	1	5
M'Zaita.	3.564.00	15.850	557.000	99.10	1.045	..	77	12	6
TOTALES.	1.384.236.90	..	22.927.991	..	13.820	132	2.240	166	73
TOTAL MES ANTE-RIOR.	1.525.039.53	..	21.565.231	..	12.387	76	2.133	161	59

PRODUCCION DE COBRE FINO.—SEPTIEMBRE DE 1934

COMPAÑIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL				N.º de Accidentes (Hospitalizados)
	Toneladas	Ley %	Toneladas	Ley %	OBREROS		EMPLEADOS		
					Chile-nos	Extran-jeros	Chile-nos	Extran-jeros	
Chuquicamata.	759.345.00	1.601	11.438.484	99.9599	5.409	125	987	51	31
Potrerrillos.	118.638.26	2.288	2.325.608	99.2300	1.242	12	310	24	10
El Teniente.	522.364.00	2.205	3.906.000 B 5.604.000 R	99.3700 99.9100	5.890	7	850	84	7
Naltagua.	2.699.41	12.435	237.000	99.2500	445	..	35	1	4
M'Zaita.	3.136.50	18.400	542.600	99.2500	1.033	..	79	12	3
TOTALES.	1.406.203.17	..	24.054.322	..	14.021	144	2.261	172	55
TOTAL MES ANTE-RIOR.	1.384.236.90	..	22.927.991	..	13.820	132	2.240	166	73

MINERALES DE CONCENTRACION Y EXPORTACION COMPRADOS POR LA CAJA DE CREDITO MINERO EN SUS AGENCIAS
EN SEPTIEMBRE DE 1934

CONCENTRACION				NOMBRE DE LAS AGENCIAS	EXPORTACION			
Mineral Peso	Ley Media	Oro Fino	Valor Pagado		Mineral Peso	Ley Media	Oro Fino	Valor Pagado
Seco-Kgs.	Grs-ton.	Grs.	\$		Seco-Kgs.	Grs. ton.	Grs.	\$
1.416	16,2	22,9	211,26	Tocopilla				
31.404	20,0	629,6	6.987,13	Antofagasta (Sali Hochschild)				
				Antofagasta (A. Smelting Co.)				
				Taltal				
636.574	18,9	12.059,8	112.205,89	Cuba	212.782	54,2	11.528,6	204.368,04
332.450	17,1	5.687,0	50.339,83	Carrera Pinto	69.798	65,2	4.551,9	84.450,78
953.095	17,1	16.263,2	153.337,23	Copiapó Agencia	201.307	69,3	13.945,7	265.922,73
595.638	14,6	8.129,0	62.486,13	Copiapó (Sali Hochschild)				
282.715	12,8	3.629,3	25.655,22	Copiapó (Co. A. Smelting)				
389.632	17,8	6.928,5	68.793,54	Punta del Cobre	104.537	57,1	5.972,1	106.635,81
178.453	30,1	5.372,0	57.802,06	Carrizal Bajo	223.761	42,8	9.568,9	144.401,17
289.127	24,5	7.099,0	79.833,44	Freirina	160.135	60,6	9.707,6	177.275,09
127.877	14,4	1.709,9	12.941,30	Vallenar				
339.149	13,8	4.685,6	41.513,51	Condoriraco	7.279	53,5	389,7	6.630,67
10.152	9,7	98,3	385,85	Coquimbo	8.110	190,2	1.542,4	35.317,20
41.838	11,2	468,7	2.858,30	Coquimbo (S. A. Metal Co)				
				Andacollo				
89.980	16,4	656,7	5.746,94	Ovalle				
821.750	14,1	11.586,8	87.085,43	Punitaqui	32.929	50,1	1.648,5	26.236,77
20.772	15,7	327,2	3.235,74	Combarbalá	4.812	40,8	196,3	2.878,05
8.779	14,1	124,2	1.466,47	Auco	5.083	37,6	191,1	2.566,40
26.426	16,4	434,0	4.569,32	Espina				
51.791	17,0	883,1	9.365,69	Cabildo	788	47,8	37,7	485,31
				Valparaiso (M. Hochschild)				
				Valparaiso (S. A. Metal Co)				
1.335	23,7	31,7	363,20	Quebrada de Alvarado				
8.288	13,6	44,7	412,43	Tiltil				
20.859	22,4	467,0	5.192,85	Curacavi	25.332	53,2	1.348,5	21.829,40
7.449	14,3	106,4	1.117,25	Santiago	501	176,6	88,5	1.991,17
49.339	16,4	812,1	8.355,56	Graneros	13.731	41,4	568,8	8.510,43
5.260.988	16,8	88.257,6	802.262,51	Total Agencias	1.070.885	57,2	61.286,3	1.089.499,0