

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárls Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Andrada, Telésforo
Avalos, Cárls G.
Correas R., Ramon
Chiapponi, Márcs
Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo
Gallardo González, Manuel
Gandarillas, Javier
González, José Bruno
Lecaros, José Luis

Lira, Alejandro
Pinto, Joaquín N.
Santa Cruz Joaquín
Sundt, Lorenzo
Tirapegui, Maulen

Secretario
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Conversion pirítica

El convertidor actual para los ejes de cobre, en cualquiera de sus formas usuales, tipo de eje horizontal o vertical, no permite la conversión continua i la operación es necesariamente intermitente. Las desventajas de la discontinuidad de un procedimiento son manifiestas; significan una pérdida de tiempo entre una i otra operación; traen consigo un gasto de energía, que, como en los convertidores, es de consideración, i que incluye el trabajo manual, que es costoso.

No es raro entonces que muchas de las energías de los expertos se consagren a resolver entre los variados problemas que los convertidores presentan, el de la continuidad de la operación. Algunas soluciones tentadas prácticamente han fracasado por diversas razones imprevistas, i actualmente el convertidor Mahnes-David con pequeñas modificaciones que no le han arrebatado su nombre, continúa con sus inconvenientes ocupando el lugar que a aparatos mas perfectos, aun no descubiertos, pertenece.

Con motivo del nuevo procedimiento Garretson, i que se basa en la fundición de los minerales i conversión de los ejes, continuamente en un mismo aparato, hemos concebido algunas ideas sobre la conversión continua de los ejes, i que esponemos a continuación.

Pero ántes diremos, en unas pocas palabras, en qué consiste el procedimiento Garretson. Los minerales se funden en un horno de viento especial para obtener un eje de cobre; bajo la sección de las toberas, el eje se separa de la escoria, en un crisol dividido por un tabique en dos secciones en que se acu-

mulan por separado el eje i la escoria. El eje en el crisol es convertido a cobre mediante el aire bajo presion que entra por una serie de toberas especiales, se agrega constantemente sílice para escorificar el óxido ferroso.

La idea de este procedimiento no es nueva i ya ántes se habia puesto en práctica con resultados negativos, pues es fundamentalmente falsa, en cuanto a la posibilidad de la conversion continua. En efecto, el crisol en que se efectúa la conversion está siempre recibiendo cantidades nuevas de eje, que impiden la conversion completa; el único resultado obtenido es el de elevar la lei del eje resultante, cualquiera que sea la cantidad de aire soplada, i si es posible transformar en cobre aun el eje que va entrando, se necesita sin embargo, interrumpir la reaccion para vaciar el cobre i la escoria, que, de otra manera escaparían mezclados en gran proporcion, por la agitacion que en el baño produce el viento, i aunque no para la escoria que debe ser refundida, para el cobre obtenido, seria este resultado inadmisible; de modo, pues, que la operacion tiene siempre que ser intermitente.

La idea que nosotros queremos lanzar se apoya en la igualdad teórica que existe entre la conversion de los ejes i la fundicion pirítica de los minerales. Sabemos que prácticamente los dos procedimientos se apartan entre sí en la forma de los aparatos i conduccion de las operaciones; sabemos tambien que la fundicion pirítica es mucho mas perfecta en su marcha que la conversion de los ejes en el convertidor; i que, por consiguiente, para remediar los defectos de la conversion, que no existen en el horno de fundicion pirítica podemos elegir entre muchos el camino que nos acerque a este último procedimiento.

El horno de fundicion pirítica, como el convertidor, mantienen las reacciones de la operacion por medio del calor de oxidacion de los sulfuros de fierro principalmente; en el primer caso el combustible es la pirita o en el segundo, el azufre i el fierro del eje; en ámbos casos los productos de la operacion se separan por densidad.

El horno de fundicion pirítica aventaja al convertidor principalmente en que la operacion es continua, i en que la sílice necesaria para la escorificacion del óxido ferroso se suministra sin gasto ninguno especial de tiempo i trabajo, en forma de trozos, como el resto de los componentes de la carga. Como se sabe, la calza de los convertidores así eliminada significaría una economía mui considerable en el costo de la conversion. Seria tambien posible efectuar la conversion con viento a presiones menores, capaces de ser producidas por sopladores rotatorios (ventiladores), mucho mas económicamente que con máquinas sopladoras de piston (compresoras).

La concentracion menor del cobre en la conversion (a lo mas de 1:2,5), la menor cantidad de azufre i fierro oxidados exigirían posiblemente para mantener la temperatura necesaria al procedimiento una velocidad de reaccion i por consiguiente una presion de viento mayor que en la fundicion pirítica, pero aun suponiendo que ella fuera igual a la actualmente empleada en los convertidores, las ventajas enunciadas de la *conversion pirítica* la harían surgir.

Actualmente The Connersville Blower Co. construye ventiladores que trabajan en los hornos a una presion de 0.246 kgs. por c. c. (3,5 lbs. por pulgada

cuadrada) desplazando 506 m. c. por minuto (17863 piés cúbicos) prácticamente. Como los convertidores pueden trabajar hasta con 0.35 kgs. por c. c. (5 lbs. por pulgada cuadrada) se ve que no es mui grande la diferencia, entre la fundicion pirítica i la conversion, relativa a la presion del viento. Obsérvese por otra parte que el gasto necesario para lanzar una cantidad dada de aire a 0.70 kg. p. c. c. es doble del que se necesita para lanzarlo a 0.35 kg. p. c. c.

Aunque para producir las reacciones, sea dentro del horno, sea dentro del convertidor, no es principalmente la presion del aire la que nos interesa, bastando que ésta sea suficientemente intensa para vencer la resistencia de la carga, i producir el tiraje, sino la cantidad total de aire que debemos introducir para oxidar al combustible, sin embargo, es de mucho interes tambien conocer la presion a que este aire se puede suministrar, pues la concentracion del calor i luego la elevacion de temperatura solo se consigue elevando la presion del viento, i no aumentando su cantidad; (aquella condicion incluye esta última; pero la última puede no incluir la primera si se cambia de aparato, empleando uno de mayor seccion).

Como el cobre es mas infusible que el eje i sobre todo mejor conductor del calor, es posible que la conversion de los ejes exija que los productos lleguen al crisol a mayor temperatura que en la fundicion a ejes. Posiblemente tambien un horno de crisol interior deberá ser empleado en ese caso, a fin de mantener al cobre suficientemente fluido.

El eje de cobre para ser convertido en el horno de fundicion pirítica debería ir ademas al horno en estado sólido, en grandes trozos, que serian fundidos sin necesidad de llevar, como actualmente en el convertidor, el calor latente de fusion.

Como el eje es un producto que ya ha sido fundido, no llevará al horno, como la pirita, una cantidad de azufre que escapa en estado libre, sin suministrar su calor para la produccion de las reacciones; no lleva tampoco la humedad de las piritas, en cuya volatilizacion se absorbe mucho calor. El eje, es, pues un producto mas activo que la pirita i exige de este modo, una menor cantidad de calor para entrar en reaccion.

Como las escorias producidas en la *conversion pirítica* no pueden ser abandonadas como estériles, por llevar una alta lei en cobre, tendrán que ser refundidas en el horno de minerales; nos interesará que esa cantidad sea la menor posible i a ello contribuiremos no agregando como en la fundicion pirítica flujos calcáreos, sino manteniendo la composicion de las escorias del convertidor.

La *conversion pirítica* es, pues, una operacion continua. Su posible inconveniente principal es el de la regulacion de la cantidad de aire necesario para la oxidacion. Un exceso de aire producirá cobre oxidulado; un defecto, cobre sulfurado. Pero como la composicion de los ejes puede conocerse fácilmente, se puede calcular i corregir experimentalmente la cantidad de aire necesaria.

Si el cobre obtenido debe ser refinado, el costo de la electrolisis podrá ser mas elevado con el cobre de menor lei así producido, que el cobre de convertidores, pero habria que hacer, para ver cual de los procedimientos de conversion es mejor, un cálculo comparativo de las dos operaciones en conjunto con la

separacion electrolítica. La compensacion que se produciria permitiria decidir entre los procedimientos.

Se hace tambien mas realizable, por medio de la conversion pirítica la transformacion en una sola operacion de ejes mas pobres que los que actualmente admite el convertidor, a cobre metálico. Desaparece en este caso el principal inconveniente que los convertidores presentan marchando con ejes de ménos de 40 % de cobre, que es el de un consumo anti-económico de la calza del convertidor. (No nos referimos al procedimiento Baggaley que no se ha jeneralizado). Subsiste, sin embargo, la desventaja de la excesiva produccion de escoria que es preciso volver a fundir. Se nos presenta de todos modos la combinacion, ántes mas imposible, ahora probable, de fundir los minerales a ejes pobres, (con menor pérdida de cobre en la escoria), i la conversion directa de ellos a cobre metálico (con mayor produccion de escoria que se debe fundir).

La conversion pirítica de ejes pobres, exige una cantidad mayor de aire que los ejes mas ricos; es preciso oxidar mayor cantidad de fierro i de azufre, la cantidad de eje aumenta, pero no significa esto que el horno se haga insuficiente; en realidad aumenta tambien su capacidad, i posiblemente un horno que convierte 20 toneladas diarias de ejes de 40 % de cobre, es tambien capaz de convertir la misma cantidad de 8 toneladas de cobre en 32 toneladas de ejes de 25 %; el volúmen de aire que deberá ser introducido aumentará en cambio, no solo proporcionalmente a la mayor cantidad de azufre i fierro que debe oxidar, sino en proporcion mas elevada para aumentar la velocidad de bajada del material i conseguir que ella sea suficiente para consumirlo en el mismo tiempo en que ántes con velocidad menor el horno era capaz de fundir inferior cantidad de eje.

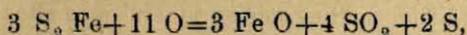
Como en la fundicion pirítica, en la conversion pirítica la capacidad del horno depende mui principalmente de la cantidad de aire suministrado. I así en Mount Lyell, Tasmania, se ha podido en un mismo horno, variando solo ese factor, fundir diariamente cantidades que oscilaban entre 300 i 700 toneladas.

Damos a continuacion algunas cifras que interesa conocer para poner en práctica la conversion pirítica i cuya deducccion tambien indicamos.

Supongamos un establecimiento que produzca diariamente 25 toneladas de ejes de 40 % i que deseamos convertir.

Teóricamente deducimos que este eje exige por 1,000 kilogramos 1415 m. c. de aire (50,000 piés cúbicos) a 17° c. i a la presion normal. Luego las 25 toneladas de eje exigen 35,375 m. c. de aire (1.250,000 piés cúbicos).

La pirita de fierro $S_2 Fe$, exige por tonelada, segun la ecuacion.



1,727 m. c. de aire (61,000 piés cúbicos), o sea algo mas que el eje supuesto. Sin embargo, en Mount Lyell se emplea en la fundicion pirítica una cantidad doble; en un horno de 300 toneladas se consumian por minuto (o sea por cada 0.21 toneladas de carga) 708 m. c. (25,000 piés cúbicos) de aire que se calentaba a 149° c. (300° F.). Sin conocer las causas de este exceso, podemos tam-

bien admitir para nuestro caso una cantidad doble de aire que introduciremos a la temperatura ordinaria, como es la práctica actual en Mount Lyell. El ventilador deberá entonces lanzar 70,000 m. c. de aire (2,500,000 piés cúbicos) diariamente, o sean 48.5 m. c. (1,740 piés cúbicos) por minuto. Uno de los catálogos de The Connersville Blower Co., indica entre los ventiladores de pequeña capacidad para fundir, uno que produce 77 piés cúbicos por revolución i que en marcha normal da 200 revoluciones por minuto, o sea que lanza 1,690 piés cúbicos de aire a diversas presiones. Llena, pues, nuestras exigencias.

La potencia necesaria para operar estos ventiladores es proporcional al volumen i presión del aire descargado. Cálculos aproximados pueden basarse sobre 0.5 H. P. por cada 100 piés cúbicos por minuto a la presión de 16 onzas por pulgada cuadrada. Si procedemos como en Mount Lyell en que se emplea una presión de 36 onzas, la potencia necesaria para accionar este ventilador a dicha presión, es según un diagrama comparativo de The Connersville Blower Co., de 18 a 20 H. P.

Mientras tanto una compresora de doble piston que descarga 18.84 piés cúbicos por revolución i da 76 R. P. M. necesita una potencia de 35 H. P. Como en el convertidor la presión mínima es de 6 libras por pulgada cuadrada, la potencia requerida es según el mismo diagrama de 50 H. P. Sin embargo, en el convertidor la cantidad de aire es próximamente la mitad, pues en él se acerca mucho al volumen teórico que hemos duplicado por analogía a la fundición pirítica de Mount Lyell, en cuyo caso la potencia necesaria sería de 25 a 30 H. P. Pero es posible que la cantidad de aire consumida en la conversión pirítica, sea también muy inferior a la supuesta, por diversas razones. En todo caso se palpa la economía de fuerza que la conversión pirítica significa.

Conocemos ya la clase de ventiladores que deberíamos emplear.

Ocupémonos ahora del horno. Como ya lo hemos dicho hai cierta ventaja en emplear un horno de crisol interior. La forma del horno es la del de fundición pirítica i sabemos que ésta puede efectuarse en cualquiera que no disminuya demasiado de sección en las toberas; un horno para minerales oxidados, por ejemplo, es aplicable a esta clase de fundición, porque tiene también un crisol interior. El horno para fundición a eje i para minerales de plomo, sería ya motivo de dudas, sobre todo el último. Un horno de Mount Lyell de 10m. \times 4.45 m. (40" \times 168") i de 6 m. (20') de altura funde alrededor de 300 toneladas en 24 horas, o sean 6.5 toneladas por pié cuadrado. Para convertir 25 toneladas de eje (que necesitarían 5 toneladas de Si O , con escoria de 30% Si O i 60% FeO) nos es entonces suficiente una sección de 4.6 piés cuadrados, que son abarcados por un horno circular de 0.70 m. (28 pulgadas) de diámetro. Los hornos de fundición pirítica son en jeneral mas altos que los hornos para fundición ordinaria i pasan de 6 metros desde el plan hasta la superficie de carga; el diámetro calculado, que tiene mas bien tendencia a ser menor, singulariza mas aun el horno para la conversión pirítica i obtenemos así un horno diez veces mas alto que ancho. Un horno de tan pequeña sección es, sin embargo, capaz de convertir 10 toneladas diarias de cobre, que no las producen muchos de nuestros mas grandes planteles de fundición.

Al terminar, insistimos en la observacion de que la posible dificultad de mas valor para establecer el procedimiento de la conversion pirítica es el de regular convenientemente la cantidad de aire en el horno a fin de obtener un producto con lei de cobre tal que no recargue demasiado el costo de los tratamientos siguientes, principalmente el de la electrolisis. Posiblemente una refinacion previa podria usarse para llevar el cobre a una lei mas ventajosa.

El costo i la instalacion del horno de conversion pirítica i del ventilador i el consumo de energía son menores que el costo e instalacion de los convertidores i compresores i el gasto de potencia que estos exigen.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



Procesos electrolíticos

I.—LA ELECTROLISIS EN JENERAL

Es un hecho que disoluciones de ciertas combinaciones químicas conducen electricidad con mayor o menor facilidad, mientras que otras la conducen mas difícilmente o no la pueden conducir en absoluto.

Los experimentos de químico-física vinieron a establecer que las disoluciones conductoras, conocidas en electro-metalurgia como *electrolitos*, están en un estado de disociacion; o en otras palabras, que los constituyentes de las moléculas de dichas disoluciones viven en un estado de intercambio rápido i constante i naturalmente no tienen una posicion fija en la molécula nombrada.

Estos constituyentes moleculares se denominan *iones* i dos de ellos forman el producto de disociacion de una molécula dada.

Los iones están cargados con electricidad, ya sea positiva o negativa, dependiendo naturalmente de su naturaleza, i ellos sirven o actúan como conductores de electricidad de un electrodo al otro en las operaciones electrolíticas.

Por consiguiente, cualquiera disolucion de una combinacion química, en que esta combinacion no exhibe este principio de disociacion, no es un buen conductor de electricidad.

Los iones en su trabajo de conduccion se mueven constantemente de un electrodo al otro, acarreando una cantidad definida de electricidad, i es, pues, natural que el grado de conductibilidad de una disolucion dependa del número de iones puestos en libertad, o en otras palabras, de la intensidad de la disociacion de dicha disolucion. Esta es la razon que esplica por qué sales que están en un estado de disociacion completa son tan buenas conductoras de electricidad, i esplica tambien por qué las disoluciones aumentan en conductibilidad con un aumento de temperatura, dado que el calor produce, o mas bien, asiste a la disociacion de las combinaciones químicas.

En una disolucion conductora o *electrolito* las cargas de electricidad posi-

va i negativa de los iones se contrapesan, es decir, en ella reina un estado de equilibrio eléctrico, sin embargo que cada ion conserva su carga propia e individual.

Si se sumerge en dicha disolucion dos electrodos i una corriente eléctrica se pone en circulacion, resulta que el electrodo denominado *anodo* se carga con electricidad positiva mientras que el otro electrodo conocido como *catodo* recibe la electricidad negativa. Los iones del electrolito o disolucion, cargados como ya se dejó dicho, unos con electricidad positiva i otros con electricidad negativa, están en un estado activo de movimiento o intercambio; permaneciendo, sin embargo, en parejas i no separándose individualmente.

Ahora bien, tan pronto como los electrodos se cargan de electricidad, una fuerza de atraccion i repulsion, nacida de este nuevo estado de cosas, pone a los iones de la disolucion en un movimiento diferente. Los iones negativos se dirijen hácia el electrodo positivo del circuito o *anodo*; ellos dan su carga negativa al anodo i no son ya, por lo consiguiente, atraídos por los iones positivos, es decir, ellos están ahora en un estado libre. Los iones positivos se conducen de igual manera con respecto al electrodo negativo del circuito o *catodo*. Esta verdadera emigracion de los iones hácia los polos del campo magnético tiene lugar continuamente i dura mientras se mantenga la corriente eléctrica en circulacion.

Lo curioso del caso es que los iones no se encuentran libres durante su viaje, sino que se mueven cambiando posicion con los iones de la molécula vecina, i así sucesivamente, hasta llegar al electrodo que los atrae, donde la ruptura de la molécula tiene lugar de una manera definitiva. Como fácilmente se comprende, los iones negativos viajan en una direccion mientras que los iones positivos viajan en direccion opuesta, lo que hace que el movimiento, cambiando posicion, sea algo simplemente natural i lójico. La velocidad con que los iones viajan, no es, sin embargo, uniforme, por lo que, a veces, resulta que la disolucion o electrolito está mas concentrada cerca del anodo que lo que está cerca del catodo o vice-versa. Por lo que se deja dicho, se puede deducir que la disociacion del electrolito o disolucion no es causada por la corriente eléctrica; ella es la causa directa de la fuerza i movimiento de las moléculas, mientras que la corriente eléctrica actúa solamente como un separador del ion positivo del negativo.

En todo trabajo electro-químico hai otro factor que merece ser considerado, i él es la *fuerza electro-motriz*. La corriente eléctrica tiene por objeto el separar los iones positivos de los negativos, o en otras palabras, el provocar una ruptura de la molécula. Se ha visto que los iones en la molécula no están mezclados; aunque tampoco están aislados; ellos se mueven constantemente cambiando posicion entre sí, pero la fuerza de atraccion los mantiene siempre en parejas, formadas por uno positivo i el otro negativo; i se necesita sobreponer a esa fuerza de atraccion otra fuerza mayor para así romper la union en que se encuentran.

Es claro i evidente que en cada molécula hai una cantidad definida de *fuerza atractiva* entre los iones, cantidad que varía de acuerdo con la naturaleza

de la molécula; el *voltaje* de una corriente debe ser, pues, lo suficientemente alto para que pueda conservar los iones, viajando en una misma direccion, hasta que lleguen a los electrodos donde se efectúa la ruptura final i definitiva de la molécula. Este voltaje puede ser teóricamente calculado por medio del *calórico de combinacion*, pero en el trabajo práctico de electro-metalurjia él se determina experimentalmente, i en la jeneralidad de los casos es mas alto que el que teóricamente se deduce.

Cuando dos planchas del mismo metal se sumerjen en la solucion o electrolito, sucede que no se produce diferencia en fuerza electro-motriz, tal cual acontece cuando dos metales diferentes entre sí, como zinc i cobre, por ejemplo, son sumerjidos en la disolucion. Elijiendo una disolucion apropiada i conectando las planchas del metal con un circuito eléctrico, sucede que el metal es disuelto en una de las planchas i depositado en la otra; la cantidad de metal trasportado por una corriente dada en una unidad de tiempo se espresa por la lei de Faraday, que dice que dicha cantidad es proporcional al peso atómico del metal dividido por la *valencia* en que él existe en solucion.

La refina electrolítica de los metales brutos o crudos que se obtiene de los procesos de piro-metalurjia o hidro-metalurjia se basa en el hecho de que si la disolucion usada como electrolito es apropiada a las circunstancias, el metal depositado en el catodo o electrodo negativo es prácticamente puro, no obstante que el anodo o metal disuelto haya sido o sea impuro. Las disoluciones usadas como *electrolitos* en electro-metalurjia son jeneralmente sales del metal que se desea refinar conteniendo cierta cantidad de ácido libre; disoluciones alcalinas se pueden tambien usar con ciertos metales, pero hasta el presente ellas no han jugado un rol comercial en los procesos electrolíticos.

Hoi por hoi solo se ha conseguido refinar electrolíticamente aquellos metales que se disuelven en el *electrolito* sin jenerar hidrójeno; metales que no pueden ser refinados en disoluciones acuosas, tales como aluminio, son electrolizados en electrolitos formados por un baño de materias fundidas.

La deposicion de metales puros depende del hecho de que cada metal tiene una fuerza electro-motriz de disolucion propia i definida; esta fuerza varía algunos centésimos de volt con la diferencia de concentracion de los electrolitos i es algo diferente para diferentes soluciones. La fuerza electro-motriz de disolucion se define como la diferencia de voltaje que existe entre el metal i el electrolito en que se sumerje (1). Una corriente eléctrica puede circular en cualquiera direccion del electrodo i disolucion, ya sea depositando o disoviendo el metal, sin que por esto altere la fuerza electro-motriz de disolucion.

Como resultado de lo que se deja dicho se desprende que si el anodo o producto metalúrgico, que se desea refinar, contiene un metal como materia prima o en exceso i una cantidad mas o ménos grande de otros metales o impurezas, sucede que el metal predominante será solamente disuelto por la disolu-

(1) Entiéndase que por *electrolito* me refiero a lo que dejo dicho, es decir: solucion *apropiada* del metal en cuestion.

cion o electrolito, en el caso que sea él el que exige la menor aplicacion de fuerza electro-motriz, mientras que los que exigen una aplicacion mayor de fuerza electro-motriz permanecen indisueltos, es decir, no son afectados por el electrolito o disolucion; igualmente, si la disolucion o electrolito contiene un metal disuelto en mayor proporcion que otros, sucede que dicho metal será depositado en el caso que tenga la fuerza electro-motriz de disolucion mas baja del grupo que se encuentra disuelto en el electrolito. Por consiguiente, la refina electrolítica tiene como base la siguiente regla:

«Los metales o impurezas de una fuerza electro-motriz de disolucion mayor que el metal que se desea refinar serán eliminados durante la refina como sales disueltas en el electrolito, puesto que ellos entran en disolucion primero que el metal en cuestion; ellos pueden ser precipitados del electrolito por medios químicos adecuados. Los metales o impurezas de fuerza electro-motriz de disolucion menor que el metal que se desea refinar serán eliminados al estado metálico, pues ellos no entran en disolucion en el electrolito».

El orden que a ciertos metales les corresponde a su fuerza electro-motriz de disolucion, es, partiendo de mayor a menor, como se detalla en la tabla siguiente:

TABLA NÚM. 1

Zinc	12
Cadmio	11
Fierro	10
Plomo	9
Estaño	8
Arsénico	7
Antimonio.....	6
Bismuto.....	5
Cobre.....	4
Plata	3
Mercurio	2
Oro.....	1

La eliminacion de impurezas al estado metálico, es, sin duda, la mas ventajosa en la refina comercial de los productos metalúrgicos, aunque a veces no se puede conseguir. Así, por ejemplo, en la refina electrolítica de la plata cuprífera, resulta que el cobre, teniendo una fuerza electro-motriz de disolucion mayor que la plata, es disuelto por el electrolito, enriqueciendo así la disolucion en cobre i empobreciéndola en plata.

En este artículo trataré de describir los procesos electrolíticos en uso comercial hoy dia, sin entrar en muchos detalles sobre la teoría de ellos, ya que creo que lo que dejo dicho explica de una manera jeneral los principios científicos en que estos procesos se basan.

II.—REFINA ELECTROLÍTICA DEL COBRE

Esta industria tuvo su nacimiento en el año 1869, en South Wales (Gran Bretaña) con la instalacion de Pembrey, cuya capacidad era de doscientas cincuenta toneladas anuales de cobre refinado. El procedimiento probó, sin embargo, ser de utilidad comercial i durante los diez años comprendidos entre 1870 i 1880, varias refinerías fueron establecidas en Francia, Alemania e Inglaterra. Esta industria, soportada por la demanda de cobre electrolítico, creció en los diez años siguientes de una manera rápida i la produccion de cobre electrolítico en 1890 se estima en *treinta mil toneladas americanas*. A partir del año 1890 la refina electrolítica del cobre pasó a ser un proceso industrial de jeneral aplicacion; su expansion en Estados Unidos de Norte-América i en la Europa misma es algo verdaderamente asombrosa. Hoi dia se estima que la produccion mundial de cobre electrolítico es de *cuatrocientas mil toneladas anuales*. El número de refinerías electrolíticas de cobre en funcionamiento es, hoi, por hoi, el que enseguida se detalla:

Estados Unidos de N. A.....	11 refinerías
Inglaterra.....	6 »
Alemania.....	9 »
Francia.....	4 »
Rusia.....	2 »
Austria-Hungría.....	2 »
Japon.....	2 »
TOTAL.....	36 refinerías

Este procedimiento de refina consiste en la electrolisis de una solucion ácida de sulfato de cobre con anodos hechos de cobre bruto o impuro i catodos de cobre puro.

La refina electrolítica del cobre tiene por objeto comercial purificar *este* metal i recoger los metales preciosos que al cobre acompañan. La purificacion del cobre es verdaderamente importante por cuanto las impurezas, tales como arsénico, antimonio, etc., disminuyen su conductibilidad de una manera alarmante.

No ménos interesante es la separacion de los metales preciosos que al cobre acompañan: el cobre en su forma metálica o como eje de cobre ha sido un excelente colector de oro i plata durante las operaciones de piro-metalurjia, i de aquí se desprende que dicho cobre, al término de ellas, suele contener cantidades no despreciables de estos metales; su separacion se hace, pues, necesaria i es altamente beneficiosa.

El metal impuro es usado como anodo i cobre puro forma el catodo o placa de depósito; el electrolito, como ya se dejó dicho, es una disolucion ácida de sulfato de cobre. Ahora bien, en presencia de una corriente eléctrica, el metal impuro es disuelto i las impurezas, incluyendo los metales preciosos, se elimi-

nan de acuerdo con los principios establecidos (tabla 1), mientras que el cobre casi químicamente puro se deposita en los catodos aproximadamente al mismo tiempo que los anodos se disuelven. Si nos fuera dado examinar el interior del electrolito con nuestra vista, nos admiraríamos grandemente de la agitación i movimiento constante de los iones en su camino o viaje de intercambio hacia los electrodos o polos. Una pulgada cúbica de cobre contiene, en números redondos, *sesenta mil billones de iones*, i el número de iones necesarios para formar una tonelada de cobre está fuera de nuestro alcance mensurarlo. Con todo esto, sin embargo, ion por ion, se precipita anualmente la mitad de la producción mundial de cobre.

El antimonio, que es una de las principales impurezas del cobre bruto, es parcialmente disuelto por disoluciones neutras o ácidas i forma parte del electrolito hasta que este último se sature; el resto del antimonio permanece en el anodo como sulfato básico. Si la solución es ácida, el antimonio no se precipita en el catodo, pero si la solución es neutra, el cobre electrolítico contendrá antimonio en cantidades mas o ménos considerables. El arsénico del cobre bruto se conduce durante este proceso de una manera análoga a la del antimonio. El oro i plata, en su forma metálica, se depositan en los residuos; aunque cierta cantidad de plata puede ser disuelta por disoluciones neutras, depositándose en los catodos, el cobre electrolítico contiene, jeneralmente hablando, pequeñas cantidades de plata que provienen de deposiciones mecánicas. El plomo forma un sulfato de plomo que se deposita en los residuos; el bismuto pasa directamente a los residuos o bien entra en disolución, separándose mas tarde de ella como una sal básica. Los sulfuros o selenuros de cobre que pueden existir en el anodo pasan directamente a los residuos sin sufrir grandes alteraciones; fierro, zinc, níquel i cobalto se disuelven rápidamente en el electrolito, el que de esta manera se neutraliza.

Hai una infinidad de procedimientos patentados en la refina electrolítica del cobre; todos ellos se derivan de dos sistemas conocidos como *sistema de series* i *sistema múltiple*.

El sistema múltiple es aquel en que los electrodos están colocados alternativamente, de manera que el anodo se conecta con el catodo.

En el sistema de series hai un anodo i un catodo principal conectados con un circuito eléctrico, i, entre el catodo i el anodo, planchas de cobre puro e impuro conectadas en parejas, pero aisladas del circuito, es decir, de los conductores de la corriente; el electrolito en este caso conduce la corriente eléctrica de los electrodos principales del estanque hacia las parejas de electrodos secundarios o aislados. Este sistema obedece al principio de que si se toma un estanque que contenga una disolución ácida de sulfato de cobre, dotado de un anodo i un catodo, al traves de los cuales hai una corriente eléctrica en circulación, i si se coloca una plancha de cobre entre el anodo i catodo, no conectada con ninguno de ellos, se observa que el lado de la plancha que mira al catodo se disuelve, mientras que la que mira hacia el anodo se reviste de una capa de cobre igual a la disuelta en el otro lado.

Entre los procedimientos del sistema de series, el que mas se usa es el

proceso Stallman, en el que los electrodos secundarios se arreglan juntos, separados tan solo por un vidrio grueso, i unidos eléctricamente en los bordes por medio de alambres o pequeñas planchas de cobre. Estas parejas, así arregladas, se colocan en número de seis o siete en cada estanque, entre el anodo i catodo principal del estanque, situado cada uno en un extremo del estanque i conectados con el circuito eléctrico. La electricidad llega a cada pareja transmitida por el electrolito o solución de sulfato de cobre. La gran ventaja de este sistema reside en la economía de conductores de cobre; su uso, sin embargo, es limitado; la práctica americana, es, sin duda, el sistema múltiple.

El cobre de los convertidores se modela en forma de planchas o placas de 90 centímetros de alto por 90 cms. de ancho i 1.8 a 20 centímetros de espesor; cada plancha tiene dos brazos en sus extremos superiores, los que sirven para colocarla sobre los conductores del estanque. Los estanques, hechos de madera i revestidos jeneralmente con planchas de plomo, son necesariamente mas altos i anchos que los electrodos; en los bordes laterales del estanque se colocan gruesas barras de cobre que actúan como conductores de la corriente eléctrica. Los anodos se suspenden en el estanque de manera que uno de los brazos descanse sobre una de las barras conductoras i el otro sobre un aislador.

Los catodos o planchas sobre las que el cobre se deposita se preparan en estanques, separados de la manera siguiente:

Planchas de cobre de 90 centímetros de largo, 0,58 de ancho i de un grueso o espesor insignificante, se pintan con aceite i polvorean con grafito, teniendo cuidado de pintar los bordes con alquitran; estas planchas se colocan ahora en estanques especiales provistos de anodos i se las deja así por espacio de tres días, resultando la formación de un catodo de dos milímetros de grueso i de una estructura uniforme i consistente.

Los estanques comunes son de una forma angosta; ellos tienen cierta inclinación en el sentido de la corriente del electrolito.

La densidad de la corriente varía con la pureza del cobre que se desea refinar; en América con anodos hechos con cobre de los convertidores la densidad de la corriente varía de ocho a nueve ampéres por pié cuadrado de catodo área. La eficiencia de los procesos electrolíticos varía mucho: teóricamente, una corriente de diez ampéres debe depositar 10,032 onzas de cobre por pié cuadrado de catodo área, cada veinticuatro horas; sin embargo, jamas deposita mas de 9,84 onzas, lo que corresponde a una eficiencia del 98%.

El electrolito no varía mucho en composición en las diferentes refinarias; el es hecho jeneralmente de la siguiente manera:

75	partes o unidades	de peso de agua,
19	»	» de sulfato de cobre i
6	»	» de ácido sulfúrico (66° Beaumé).

El electrolito tiende ordinariamente a mantenerse mas o ménos puro, debido a las reacciones que tienen lugar entre las impurezas disueltas en él. Así, por ejemplo: bismuto i antimonio se precipitan como oxi-antimoniuro, oxidados

por el oxígeno del aire presente, el arsénico se combina ya sea con plomo o estaño i forma sales insolubles que se precipitan, etc.

En la práctica moderna se recurre a expedientes ingeniosos para provocar lo que se puede llamar una purificación parcial del electrolito; así se acostumbra agregar al cobre en el convertidor una pequeña cantidad de estaño, metal que sirve para eliminar el arsénico disuelto en el electrolito; cierta cantidad de ácido clorhídrico precipita la plata que puede existir en disolución i elimina el antimonio como oxi-cloruro de antimonio, i por último, el aire que se fuerza en el electrolito ayuda grandemente a estas reacciones químicas i precipita por sí mismo impurezas tales como el antimonio o el bismuto.

La precipitación total de las impurezas o regeneración del electrolito se ejecuta retirando cierta cantidad de circulación, cantidad que se conduce a estanques especiales provistos de ánodos insolubles de plomo, donde se depositan todas las impurezas. a excepción del hierro, el que se precipita por medio de cal u óxido de cobre.

Lo que el residuo se haya amontonado en el fondo del estanque en cantidad tal que justifique su extracción, se procede a ello estrayendo primero el electrolito. El residuo o lodo es cuidadosamente lavado i harneado; en esta harneadura se recojen grandes cantidades de cobre de un tamaño mas o ménos considerable. El producto harneado contiene jeneralmente oro, plata, platino, selenio, telurio, bismuto, arsénico, antimonio, cobre, plomo, etc.; la separación de estos metales se lleva a cabo por medios químicos, aunque hoy día se introducen procesos electrolíticos, tal como se verá mas adelante al tratar de la refina electrolítica del plomo.

III.—REFINA ELECTROLÍTICA DEL PLOMO

El plomo es usado en las operaciones de metalurgia como colector de metales preciosos, así es que su purificación o separación de la plata i oro es un hecho que se impone; los procesos de *Pattinson* i *Parkes* han sido usados, especialmente el último, durante largo tiempo para llevar a cabo dicha separación; el proceso Parkes, o sea la separación por medio del zinc, en boga hace tres o cuatro años atrás, es hoy día reemplazado rápidamente por el proceso electrolítico de *Betts*, que trataré de describir en este artículo.

El proceso *Betts* para refinar electrolíticamente el plomo platoso e impuro se basa en el hecho de que, si el metal impuro es usado como ánodo i una plancha de plomo puro como cátodo, dentro de una disolución ácida i diluida de fluosilicato de plomo ($\text{Pb Si F}_6, 4\text{H}_2\text{O}$), resulta que el plomo del ánodo se disuelve, depositándose en seguida prácticamente puro en el cátodo, mientras que las impurezas i metales preciosos se depositan en los residuos en forma de laminas o *slimes*.

Si se examina la tabla núm I se comprenderá fácilmente que la eliminación de las impurezas es, en este caso, efectuada al estado metálico, pues casi todas ellas (oro, plata, cobre, antimonio, arsénico, etc.) tienen una fuerza electromotriz de disolución mucho menor que el plomo, i no son, por consiguiente,

disueltas por el electrolito; este es un hecho ventajosísimo, pues tiende a conservar el electrolito constantemente puro i no exige su rejeneracion tal cual acontece en la refina electrolítica del cobre.

La preparacion del electrolito usado se lleva a cabo de la manera que sigue:

Se llena un estanque con cuarzo molido i agua i se introduce vapor de agua hasta obtener una temperatura uniforme de 100°C.; a partir de este momento, se agrega constantemente agua que contiene treinta i cinco por ciento de ácido fluorhídrico (HF) i se la deja pasar al traves del cuarzo del estanque; el cambio de ácido fluorhídrico (HF) en ácido fluosilícico (H_2SiF_6) se lleva a cabo rápidamente; este ácido fluosilícico (H_2SiF_6) es ahora recibido en otro estanque, donde se le agrega un exceso de carbonato de plomo, el que se disuelve, formando así el electrolito o disolucion de fluosilicato de plomo ($PbSiF_6$), a la que se le agrega ácido fluosilícico libre, hasta que llegue a obtener la siguiente composicion por cada cien centímetros cúbicos de disolucion:

17 gramos de fluosilicato de plomo i
7 » de ácido fluosilícico.

La composicion del electrolito varía con la naturaleza del plomo que se refina, es decir, con la naturaleza de las impurezas presentes. Se acostumbra tambien agregar cierta cantidad de jelatina, que hace que la deposicion del plomo en el catodo sea uniforme i sólida.

El plomo platoso e impuro se modela en la forma de anodos i se coloca en los estanques de acuerdo con el sistema múltiple, es decir, un anodo conectado con un catodo. Los catodos son planchas de plomo puro de mas o ménos las mismas dimensiones que los catodos cupríferos; los estanques hechos jeneralmente de madera están revestidos con asfalto. La electrolisis del plomo impuro se ejecuta usando una corriente cuya densidad varía entre 10 i 15 amperes por pié cuadrado de electrodo-área.

Este procedimiento, en uso hoi dia en cuatro o cinco de las grandes refinerías de plomo, reemplazará indudablemente al fastidioso proceso «Parke» en un corto espacio de tiempo.

La eliminacion de las impurezas es casi completa; para ilustrar mas este punto reproduciré ciertos análisis obtenidos durante una corta esperiencia personal con el procedimiento en cuestion.

En el laboratorio de metalurjia de la Escuela de Minas del Estado de South Dakota obtuve 850 libras del metal cuyo análisis reproduzco:

Pb—Plomo.....	78,80 %.
Sb—Antimonio.....	16,00 »
Cu—Cobre.....	3,50 »
Au—Oro.....	60 pesos chilenos por tonelada.
Ag—Plata.....	72 » » » »

Este metal fué el resultado de la fundicion de un mineral complejo, en cuyo tratamiento metalúrgico estaba interesado; la cuestion de refinar este metal

se presentó como un verdadero problema debido a la imposibilidad de usar el proceso Parkes; pues se trataba de recuperar el antimonio. Recurrí al procedimiento electrolítico de Betts, obteniendo los siguientes resultados:

Un depósito de plomo electrolítico que contiene solamente 0,016% de antimonio, no cobre, no oro i no plata i un residuo de la siguiente composición:

Pb—Plomo.....	4,9 %				
Sb—Antimonio	75,3 »				
Cu—Cobre.....	16,9 »				
Au—Oro.....	150 pesos chilenos por tonelada.				
Ag—Plata.....	240 »	»	»	»	»

El antimonio, cobre, oro i plata se recuperan de varias maneras, segun sea el sistema que se adopta para tratar estos residuos o lamas.

Gran parte del plomo de los residuos está mecánicamente mezclado, por lo que puede ser fácilmente recojido por medio de harneaduras, como acontece en el caso del cobre. Jeneralmente los residuos no contienen *gran cantidad* de cobre i antimonio, i en este caso, se funden en forma de anodos, llamados *metal doré*, los que son electrolíticamente refinados, como se verá al tratarse del oro i de la plata.

Si los anodos contienen mucho cobre i antimonio, sucede que el residuo del proceso electrolítico no se desintegra, sino que conserva su forma sólida, aunque todo el plomo haya sido estraído por el electrolito; este hecho curioso es de gran ventaja en el tratamiento subsiguiente. Estas planchas o residuos de anodos se colocan en una serie de estanques como anodos, usando una disolución de fluoruro de antimonio como electrolito i catodos hechos de planchas de cobre. El antimonio i cobre se depositan en los catodos, mientras que el oro i plata forman un residuo lamoso que se recoje, se funde en forma de anodos *doré* i se refina, como mas adelante se verá. La separación completa del cobre i antimonio se puede ejecutar perfectamente en el mismo estanque precipitando el cobre primero, resultado que se obtiene con los mismos electrodos i electrolito (S b F₃), cambiando solamente la densidad de la corriente.

El tratamiento del residuo producido durante la refina electrolítica del plomo i cobre es a veces difícil de llevar a cabo recuperando todos los constituyentes del residuo; la mayoría de los metales presentes pueden, sin embargo, ser recuperados a un costo insignificante sin ocasionar pérdidas de consideración.

IV.—REFINA ELECTROLÍTICA DE LA PLATA I EL ORO

Los procesos de refina del cobre i plomo, como asimismo los procedimientos de hidro metalurgia, tales como cianuración, cloruración, etc., dan como resultado final una elevación de oro i plata que jeneralmente contiene como impurezas cobre, zinc, platino, plomo, etc.; esta aleación, conocida como *metal doré*, es hoy día electrolíticamente refinada con el objeto de separar los metales preciosos unos de otros, en una forma mas o menos pura.

La separación de la plata es, en su mayor parte, efectuada por medio del procedimiento Moebius en el que el electrolito es un nitrato de plata acidulado, que, poco a poco, se convierte en una mezcla de nitratos de cobre i plata.

El *metal doré* se modela en forma de anodos, los que se suspenden sobre el estanque electrolítico incluidos en bolsas de jénero apropiado tales como lino, etc.; los catodos consisten en planchas de plata. La electrolisis se lleva a cabo llenando el estanque que contiene los electrodos con una disolucion acidulada de nitrato de plata o bien simplemente con una disolucion débil de ácido nítrico; el mantenimiento de una corriente de una densidad dada es en este proceso algo a que no se le debe dar gran importancia. Al principiar la operacion, es decir, cuando poco o casi nada de cobre ha entrado en disolucion, el uso de una corriente, cuya densidad es mayor que trescientos amperes por metro cuadrado, es a veces recomendable. Tan pronto como el cobre entra en disolucion es necesario bajar la densidad de la corriente a doscientos amperes por metro cuadrado i es tambien necesario aumentar el porcentaje de ácido nítrico *libre* en el electrolito.

La plata en una forma pura se deposita en el catodo formando hermosos cristales que son disgregados por medio de un limpiador automático conectado con el catodo. Esta plata cae al fondo del estanque donde es recojida de una manera conveniente; el oro, platino i otras impurezas del anodo, que no son disueltas por el electrolito, forman un residuo lamoso que se recoje en las bolsas en que los anodos se incluyen.

Hai varios otros procedimientos para refinar plata; pero el proceso Moelius es, a mi manera de entender, el único usado en una escala comercial, por lo que me limitaré a su descripción.

El residuo de este proceso i el producto final de ciertos procedimientos de hidro-metalurgia resulta a veces en la formacion de una aleacion de oro con pequeñas cantidades de cobre, plomo, plata, platino, etc.; la refina o separacion del oro de esta aleacion se lleva a cabo por medio del procedimiento electrolítico de Wohlwill, que consiste en electrolizar una solucion de cloruro aurífero (Au Cl_3) usando catodos de oro puro. La aleacion aurífera se modela en forma de anodos, los que se colocan en el estanque electrolítico que contiene electrolito a una temperatura de 70°C. ; el electrolito contiene de veinticinco a treinta gramos de oro por litro de disolucion i de veinte a sesenta centímetros cúbicos de ácido clorhídrico libre de una gravedad o peso específico de 1,19. Los catodos formados por planchas de oro electrolítico son del mismo tamaño que los anodos i se colocan a tres centímetros de distancia unos de otros. Las impurezas son en su totalidad disueltas por el electrolito, pero debido a la baja tension de la corriente tan solo el oro se deposita en el catodo; el plomo es, en ciertas cantidades, algo molesto i su presencia exige a veces el agregar ácido sulfúrico al electrolito.

V.—PRODUCCION ELECTROLITICA DE ALUMINIO

La reduccion del aluminio se lleva a cabo por medio de un proceso electrolítico, en el que el electrolito es un baño fundido o *disolucion ignea* del *fluoruro doble de sodio i aluminio*.

El único mineral de aluminio de importancia comercial, bajo el punto de vista metalúrgico, es la Bauxite ($Al_2 O_3$); mineral es éste que se le encuentra acompañado de cantidades relativamente pequeñas de óxido de fierro, titanio i silice; la purificacion del mineral ($Al_2 O_3$) es, pues, el primer paso que se debe dar en su tratamiento metalúrgico. Esta operacion se ejecuta en un horno eléctrico de forma circular revestido con una mezcla de óxido de aluminio ($Al_2 O_3$) i carbono, el piso del horno lo forma una masa sólida de carbono. La Bauxita, mezclada con la cantidad de carbono necesaria para reducir los óxidos de fierro, silicio i titanio, es introducida al horno que trabaja a una temperatura de *tres mil grados centígrados*; las impurezas ya nombradas son reducidas a su estado metálico i se depositan por gravedad en el piso del horno mientras que el óxido de aluminio puro ($Al_2 O_3$) se mantiene sobre ellas; el horno, es ahora transportado a un lugar frio donde se ejecuta el enfriamiento lento de la masa fundida.

El óxido de aluminio ($Al_2 O_3$), purificado de esta manera, es ahora reducido por medio de un proceso electrolítico de la manera siguiente: en un horno eléctrico, revestido con carbono que forma el *catodo*, se funde cierta cantidad de *cryolite* (fluoruro doble de aluminio i sodio) a la que se le agrega una cantidad pequeña de fluoruro de aluminio; el anodo del horno queda formado por barras de carbono que se introducen en el baño fundido de «*cryolite*»; el electrolito o *cryolite* puede mantener ahora en disolucion una cantidad de óxido de aluminio equivalente al veinte por ciento de su propio peso; esta cantidad de «*Bauxite*» purificada es ahora introducida poco a poco i su disolucion se efectúa a una temperatura de 850° c. con la misma facilidad que el azúcar se disuelve en agua a temperaturas normales.

El horno contiene jeneralmente de cuarenta i ocho a cincuenta anodos que consumen 200 amperes cada uno; la electrolisis se ejecuta con un gasto de fuerza electro-motriz correspondiente a cinco *volts*.

El aluminio reducido se deposita por gravedad en el piso del horno de donde se estrae por medio de un orificio que durante la operacion se mantiene cerrado con un blok de carbono.

Tal es, a grandes rasgos, el estado actual de los procesos electrolíticos en el campo metalúrgico; fuera de él, como, por ejemplo, en el ancho campo químico-industrial, ellos se han desarrollado talvez con mas perfeccion i, si se quiere, con mayor rapidez.

Desearia revistar en este artículo los procedimientos eléctricos de fundicion i los nuevos procesos electrolíticos que dia a dia se patentan en Estados Unidos, Alemania, Francia, Inglaterra, etc.; pero ello me parece innecesario. Los procedimientos de fundicion eléctrica pueden formarse un porvenir en la re-

duccion de minerales de fierro, pues ellos son minerales oxidados; pero «*jamás conquistarán un puesto de importancia comercial en la reduccion de los sulfuros de cobre i plomo*». A este respecto me voi a permitir repetir las palabras de uno de los mas distinguidos metalurjistas de nuestra época, Mr. Robert C. Sticht, de Australia: «*Así como en la ciencia de las matemáticas hai métodos claros, artísticos e intelectuales o indirectos, truncados i fastidiosos para la resolucion de cualquier problema; así tambien se puede decir que los procesos de fundicion oxidante o neumática vienen a formar la «SOLUCION MAS ELEGANTE I CLARA» del problema que tenemos que resolver o sea la reduccion de los sulfuros metálicos. Hai tan solo hoi dia una fuerza conocida, cuyo poder sobrepase a la accion neumática de nuestros HORNOS (1) i convertidores, ella es la electricidad; sin embargo, se puede decir que la fundicion eléctrica no reemplazará jamás a la fundicion neumática, a no ser que la electricidad se adquiera de la bóveda celeste a un costo ENTERAMENTE NOMINAL*».

Igual cosa se puede decir de los procedimientos electrolíticos patentados para el tratamiento de ejes o sulfuros de cobre o plomo.

Nueva York, julio 20 de 1908.

IGNACIO DIAZ OSSA,

Injeniero metalurjista.



Consideraciones sobre las existencias de Salitre en los diversos distritos salitreros. (2)

Uno de los puntos mas importantes que es necesario conocer, tanto para el Fisco chileno como para los consumidores de abonos azoados, es la duracion de las reservas del nitrato.

Este problema, desgraciadamente, no tiene aun solucion, a pesar de las investigaciones recientes, por estar aun mui léjos de agotarse la superficie calichosa cateada tanto por el Estado como por los particulares. Ademas, como en jeneral se procede a las cubicaciones teniendo en vista los sistemas de elaboracion que se emplean en el momento de practicar los cateos, se comprende que las cifras a que se llega no corresponden a la realidad de las cosas, puesto que solo se toma en cuenta la cantidad de caliche aprovechable para la industria en aquel momento.

Así por ejemplo, si en los primeros tiempos de la ocupacion chilena solo

(1) *Hornos*: se refiere a hornos piríticos.

(2) Consideramos de interes para los lectores del BOLETIN la reproduccion de este capítulo, tomado de la obra recientemente publicada por los señores Javier Gandarillas i Orlando Ghiotto Salas, titulada: «La Industria del Salitre en Chile».

se beneficiaban en Tarapacá caliches de mas de 35% de lei, es natural que no se considerara en las cubicaciones los caliches de lei inferior como material aprovechable. Del mismo modo, si en Taltal se elaboraba allá por los años de 1895 caliches de 28 a 30%, es razonable pensar que los técnicos, como Darapsky, que trataron de hacer un avalúo de la riqueza salitrera de esa rejion, se limitaran a considerar los materiales de leyes análogas o superiores. De allí en parte los errores en que han incurrido varios autores al tratar de elucidar este asunto, siendo que ademas han procedido sin tener a la vista cateos prolijos para llegar a cubicaciones exactas.

La práctica ha venido a consagrar posteriormente el principio fundamental de que sin cateos minuciosos toda estimacion es errónea.

Son muchos los casos que comprueban este hecho.

La Compañía de Salitres de Antofagasta, entre otras, pudo ubicar muchos títulos salitreros en rejiones que han sido despues ocupadas por particulares i no lo hizo por haber considerado esos terrenos demasiado pobres de lei, mientras tanto, despues de cateados, han resultado contener un promedio adecuado para el beneficio. En jeneral, se ha negado la existencia de caliches en muchas pampas por la sola inspeccion ocular i por uno que otro tiro aislado sin resultado.

La evolucion de la industria hácia un período mas adelantado de los sistemas de beneficio no ha sido sino la consecuencia natural del alza de los precios en los últimos seis años.

En la actualidad se puede decir que en jeneral las cubicaciones están basadas sobre la apreciacion de los caliches de lei superior a 15%.

Si estamos aun léjos de poder resolver la cuestion de cuánto durará aun e salitre del Desierto, vamos a hacer una tentativa para esponer cuál es el estado actual de las cosas, analizando distrito por distrito a la luz de los datos que nos suministran los costosos cateos efectuados en los últimos tiempos.

Tarapacá

SALITRE CONTENIDO EN TERRENOS PARTICULARES

Segun la Memoria de la Delegacion Fiscal de Salitreras de 1900, la cantidad aproximada contenida en estos terrenos era de 407.160.000 quintales españoles. Este dato, a pesar de ser impugnado por los señores Semper i Michels, no resulta exajerado, como se verá mas adelante.

Terrenos rematados por particulares en 1901.....	qq	19.216.000
» » » » » 1903 ...	»	27.303.000
		453.679.000
Ménos esportacion desde 1900-1906 inclusive....	»	166.569.000
Existencia probable para 1907	»	287.110.000

Esta cifra no resulta de ningun modo abultada i se justifica por el plazo de duracion que se atribuye a las oficinas de Tarapacá. En el cuadro de oficinas inglesas insertado en este Apéndice, la duracion de 24 oficinas ubicadas en Tarapacá oscila entre 10 i 33 años, pudiendo considerar 15 años como un promedio prudente. Estendiendo estas condiciones a las demas oficinas tendria mos que la cantidad de salitre seria mas bien de

$$15 \times 24.000.000 = 360.000.000 \text{ qq}$$

SALITRE CONTENIDO EN LOS TERRENOS FISCALES

Los terrenos cateados por el Fisco, con el objeto de enajenarlos en subasta pública, son los siguientes:

Terrenos fiscales de Tarapacá	Nitrate explotable en Q. M.
Terrenos vecinos a la Estacion de Nivel.....	1.189.576
» » a Paccha.....	699.364
» » al S. O. de Carolina.....	270.690
» » al S. de Sloga i Santa Rita.....	1.899.901
» » al S. de Santa Rita.....	2.865.804
» » al Oeste de Santa Rosa de Huara.....	525.997
» » de Santa Laura de Wendell Lote N.º 1.....	4 782.300
» » » » » N.º 2.....	2.650.000
» » de Nueva Soledad.....	4.500.000
» » de Barrechea.....	2.000.000
» » de San Juan de Soledad.....	3.749.000
» » a Santa Lucia.....	4.089.000
» » a Providencia.....	237.369
» » al Sur de Cataluña.....	498.086
» » en Pintados.....	989.129
» » de los Angeles i terrenos vecinos.....	1.139.000
» » a Pan de Azúcar.....	4.649.500
» » de Peña Grande Lote N.º 1.....	7.240.432
» » » » » N.º 2.....	7.250.568
» » entre Banda i Carolina.....	200.000
» » de Nebraska.....	5.000.000
» » del Salar del Cármen i terrenos anexos.....	2.745.186
» » a la Union (Sur)..	229.714
» » al Este de Alianza.....	784.905
» » al Oeste de Alianza.....	4.180.000
» » al Sur de Alianza (Santa Emma)..	3.459.000
» » al Norte de la Granja.....	2.642.000
» » al Sur de la Granja.....	2.708.077
» » de la pampa Santa Elena.....	854.158

74 028.146

74.028.146 Q. M.=160.930 750 Q. españoles

que, sumados al total calculado anteriormente, da para la existencia total de Tarapacá:

Terrenos particulares.....	287.110.000
Terrenos fiscales.....	160.930.750

Existencia actual.....	448.040.750 Qtls. españoles

Toco

TERRENOS PARTICULARES

Si para Tarapacá puede calcularse una existencia relativamente probable, no sucede otro tanto con este distrito, que es uno de los mas vastos i ménos conocido de la rejion salitrera. Sin contar con los yacimientos de los llanos de la Paciencia, que están aun inexplorados, i las estensas llanuras al oriente del Loa, donde hai la certidumbre de encontrar importantes yacimientos, tenemos un sinnúmero de depósitos mas o ménos importantes, desde la faja de terreno mensurada en la actualidad hasta la costa, de que da fe la larga lista de pedimentos hechos en este distrito. En los registros que hemos tenido a la vista hai 259 pedimentos de descubridores i 737 de estacados, lo que hace un total de 1.514 estacas bolivianas o sean 3.885 estacas chilenas, equivalentes a 388.500 hectáreas. Comparando esta cifra con la estension mensurada, que es mas o ménos de 18.000 hectáreas para las pertenencias antiguamente constituidas i 45.000 para las que se encuentran en vias de tener título definitivo (Concesion Oudarza), vemos que no alcanzan a la sesta parte.

No pretendemos servirnos de estos datos con el objeto de deducir la cantidad de salitre que podria existir en esta superficie, sino para demostrar que está fuera de duda que el área calichosa de este distrito, es inmensa, i que si no se han hecho cateos para reconocerla es únicamente por la razon de que los Tribunales no han reconocido aun el derecho de mensurar de los peticionarios (Véase Apéndice XVII.)

La cifra de $98.500.000 \times 30.000.000 = 128.000.000$ qq españoles, que dan los doctores Semper i Michels, nos parece, por otra parte, pecar por defecto.

Para llegar a un cálculo aproximado del salitre contenido en los terrenos mensurados en tiempo de la dominacion boliviana, vamos a hacer primero una estimacion del promedio del salitre contenido en una estaca chilena en Tarapacá.

Segun la Memoria del Delegado Fiscal de Salitreras de 1900, la superficie de los terrenos en poder de particulares era en esa parte de:

15.558 estacas peruanas equivalentes a 329.898 estacas chilenas

Agregando a este cómputo el área de los terrenos rematados posteriormente:

1—Remate de 1901.....	20.655
2— » » 1903.....	28.934

tenemos un total de..... 479.487 estacas chilenas

Sumando ahora la existencia probable, que forma el remanente de los terrenos de Tarapacá, con el total de las esportaciones habidas desde el orijen de la industria salitrera (1830), segun los datos agrupados en la Estadística del señor Alberto Herrmann, (1) obtendremos el término medio del contenido de cada estaca chilena:

Esportacion de Tarapacá hasta 1902 inclusive.....	455.128.339
Desde 1902 a 1906 inclusive.....	93.846.658
<hr/>	
Esportacion total.....	548.974.997
Existencia actual.....	287.110.000
<hr/>	
	836.084.997

Este contenido repartido en 479,5 estacas chilenas, da para una, un promedio en cifras redondas de 1.750.000 quintales españoles.

Creemos no apartarnos mucho de la realidad si atribuimos a los terrenos del Toco por comparacion con la zona proverbialmente rica de Tarapacá, un contenido de 1.200.000 qq por estaca chilena, es decir, cerca de 30% menor.

Si del total de las 180 estacas chilenas mensuradas en el Toco sustraemos las 30 que corresponden a los estacamentos Union i Bellavista, que aparecen entre los terrenos cateados por el Fisco mas adelante, nos quedan 150 estacas para los terrenos particulares (2).

Tendremos así en 150 estacas, a razon de 1.200.000 qq.—	180.000 000
Menos esportacion total de Tocopilla, hasta 1906 inclusive.....	» 46.439.589
<hr/>	
Existencia actual de estos estacamentos.....	133.560 411

TERRENOS FISCALES

Los cateos hechos por el Fisco están consignados en el siguiente cuadro, segun los datos contenidos en las Memoria de la Delegacion:

(1) Herrmann.—La produccion en Chile de los metales i minerales mas importantes, de las sales naturales, del azufre i del guano, desde la Conquista hasta fines de 1902.

(2) Segun la Delegacion Fiscal, los terrenos en posesion de particulares comprenden solo 130 estacas: entre otras, 20 estacas están en litijio entre el Fisco i los particulares.

Terrenos fiscales	Nitrato explotable en Q. M.
Oficina Union.....	12.437.082
Terrenos al Oeste de Union	977.640
» entre Candelaria i Bellavista.....	5.671.880
» de Bellavista.....	7.358.815
» al Sur de Bellavista (Cateos de 1899).....	13.188.457
» al Sur de los anteriores Pampas Coya (Cateos de 1900).....	22.347.095
» al Sur de éstos (Cateos de 1901).....	14.272.163
» entre Peregrina, Casualidad i Empresa.....	5.558.229
» al Oeste de Buena Esperanza	3.066.537
» al Norte de Santa Fe	3.093.800
<hr/>	
Existencia actual.....	Q. M. 87.971.498
Los 87.971.498 Q. M. equivalen a.....	191.242.380 Qtles. Españoles
Que agregados a los anteriores.....	133.560.411 » »
<hr/>	
dan un total de.....	324.802.791 » »

Antofagasta

Los terrenos mensurados de antiguo en este distrito pertenecian a la Compañía de Salitres de Antofagasta i comprendian el Salar del Cármen, con una estension aproximada de 11.500 hectáreas; una concesion de 25 estacas bolivianas, equivalente a 64 chilenas; i 38 estacas concedidas por las autoridades chilenas. Su ubicacion se hizo, como se acostumbraba en aquellos tiempos, abarcando la superficie que a la vista parecia presentar mayor interes i no es extraño que encerraran partes enteramente estériles.

Las ubicaciones efectuadas desde 1900 a la fecha se han hecho sobre la base de cateos mas o ménos prolijos i en estas condiciones se ha procedido a tomar la parte calichosa de los terrenos. Es así que una estaca bien mensurada puede contener de 1.000.000 a 1.500.000 qq., mientras que con el sistema antiguo podia ocurrir que muchas no pasaran de 500.000 qq., i otras tuvieran aun ménos.

Tanto las pertenencias de Tarapacá como las del Toco no fueron cateadas ántes de mensurarse i por esta misma razon sucede que jeneralmente solo una tercera parte de la superficie comprendida dentro de la mensura es calichosa, siendo lo demas estéril.

Segun un registro de las mensuras practicadas en este distrito i Aguas Blancas, publicado en Santiago en 1905, el total de la superficie mensurada (sin comprender el Salar del Cármen) es de 293 estacas chilenas mensuradas, como sigue:

De 1880 a 1883.....	38
En 1901.....	17
En 1903.....	73
En 1904.....	165
<hr/>	

TOTAL..... 293

A éstas hai que agregar las 25 estacas bolivianas de la Compañía de Antofagasta, equivalentes a.....	64
i las mensuras de:	
1905	8
1906	9
1907	5
Lo que hace, segun datos de la Delegacion Fiscal, un total de	<hr/> 379

Adoptando la cifra de 900.000 para el contenido de cada una, nos parece quedar debajo de la realidad, porque, al lado de pertenencias relativamente pobres ubicadas sin cateos completos, como hemos dicho, existen otras con un contenido superior a 2.000.000 de qq., i tambien hai depósitos enteramente escepcionales, como los del Boquete, que dan mas de 4.000.000.

Segun esta base tendremos:

Contenido de 379 estacas de propiedad par- ticular a razon de 900,000 qq.....	341.100.000
Esportado hasta la fecha.....	25.138.983
	<hr/>
Existencia actual.....	315.961.017

En este distrito, como en los siguientes, no existen cateos fiscales, por cuanto no se ha verificado aun la liquidacion de los títulos salitreros por mensurar. Solamente cuando todos los dueños de derechos salitreros, que se han presentado ante los tribunales ántes del 8 de junio de 1906 hayan ubicado sus pertenencias en conformidad a los decretos de mensura, vendrá a quedar deslindada la propiedad fiscal.

En todo caso, como el registro de pedimentos no difiere del de las mensuras sino por 36 estacas, queda mucho mas circunscrita que en ningun otro distrito la propiedad particular.

Aguas Blancas

Los primeros peticionarios que se mensuraron en este distrito procedieron a constituir su propiedad con mui someros cateos, comprendiendo dentro de las 152 primeras estacas que ubicaron hasta 1881, terrenos estériles o salares. Esto ocurrió principalmente a los estacados que pidieron a continuacion de las descubridoras.

Las mensuras se han vuelto a practicar sin interrupcion desde 1899.

Segun las mensuras i datos de la Delegacion Fiscal de Salitreras, habia mensuradas:

en 1899.....	246 estacas
» 1900.....	21 »
» 1901.....	17 »
» 1902.....	54 »
» 1903.....	73 »
» 1904.....	24 »
» 1905.....	44 »
» 1906 (1).....	253 »
» 1907.....	101 »
	813 »
TOTAL.....	813 »

En la actualidad hai un total de 813 estacas ubicadas en una superficie mui estensa, que va desde el Cordon de la Costa hasta el Cerro de Providencia, i abarca, hácia el sur, hasta cerca del límite norte del departamento de Taltal.

Debido a las malas ubicaciones de algunos estacamentos primitivos solo atribuiremos un promedio de 700.000 qq. a cada estaca mensurada, para el objeto de calcular las existencias, sin decir con esto que no existen estacamentos mucho mas favorecidos entre los que se han ubicado despues de un cateo minucioso.

Contenido de 813 estacas a 700.000 qq.	
cada una.....	569.100.000 Qtls. Esps.
Esportacion hasta 1906 inclusive.....	6.118.951 » »
	Existencia actual..... = 562.981.049

El total de pertenencias del registro de peticionarios alcanza a 1.421, es decir, al doble de lo que hoi existe mensurado, debiéndose este hecho al gran número de estacas pedidas por los amigos o parientes de los descubridores.

Taltal

Desde 1876 hasta 1882 se ubicaron 361 estacas en este distrito, situadas en su mayoría en la parte central del departamento i hácia la parte Norte del Valle del Chaco. Como en los distritos anteriores, la falta de recursos para los cateos entre los dueños de títulos salitreros, estacados en su mayor parte, los obligaba a mensurarse a continuacion de los descubridores en terrenos muchas veces completamente estériles. Por este motivo i debido tambien a que en esta rejion los depósitos salitreros tienen frecuentes interrupciones, ocurre que al lado de una estaca buena existe una enteramente pobre.

Hasta fines de 1902 se había mensurado 530 estacas, procediendo casi en todos los casos a cuadrar la pertenencia sin un cateo completo. Puede decirse que solamente despues de los cateos sistemáticos practicados por la Comision

(1) Los datos correspondientes a los tres años indicados, nos han sido suministrados por el Ministerio de Hacienda, despues de consultada la Delegacion Fiscal de Salitreras.

Alemana, se hicieron mensuras cuidadosas tratando de encerrar la mayor estension de superficie calichosa. Hasta enero de 1908 se han ubicado en Taltal 1.273 pertenencias en la forma siguiente:

Segun la Memoria de la Delegacion de	1900	
existian mensuradas a fines de...	1899	392
Mensuras practicadas en.....	1900	71
»	1901	36
»	1902	31
»	1903	90
»	1904	42
»	(1) 1905	205
»	1906	302
»	1907	104
		<hr/>
		1273

Las 639 estacas mensuradas desde 1902 hasta 1907 inclusive, pueden repartirse, mas o ménos, en la forma siguiente:

200 hácia la parte Norte de la antigua rejion salitrera, hasta el límite Norte del departamento;

250 al sur del valle del Chaco, hasta el límite sur del departamento;

189 agrupadas en la parte central.

Los cateos practicados en la parte del centro i del Norte han demostrado que las pertenencias nuevamente mensuradas contienen 1.000.000 i 1.500.000 qq., pero para compensar la menor existencia en las pertenencias del sur, que puede estimarse en conjunto en unos 600.000 quintales por estaca i el menor contenido aun de las estacas mal ubicadas en tiempos anteriores, fijaremos un promedio de 700.000 qq, a cada estaca para el cálculo de las existencias actuales.

Con esta base tendremos:

1273 estacas con 700.000 qq. c/u	891.100.000
Exportacion hasta 1906 inclusive	43.686.724
	<hr/>
	847.413.276

Chañaral

En este distrito hai un centenar de pertenencias mensuradas, i segun los informes de los ingenieros que han hecho las cubicaciones, se puede fijar un promedio de 500.000 qq. cada una de ellas

100 estacas, con 500.000 qq. c/u..... 50.000.000

(1).—Datos suministrados por el Ministerio de Hacienda despues de consultada la Delegacion Fiscal de Salitreras. Los datos correspondientes a 1907 han sido obtenidos de la Delegacion directamente.

Las pertenencias que figuran en el registro de peticionarios dan para Taltal i Chañaral un total de cerca de 3.000, lo que hace una diferencia de 1.800 estacas aproximadamente con las actualmente mensuradas.

RESÚMEN

Sumando los totales encontrados para las existencias que pueden cubirse prudencialmente con los datos que poseemos, en la actualidad tenemos:

Tarapacá.....	448.040.750
Toco.....	324.802.791
Antofagasta.....	315.961.017
Aguas Blancas.....	562.981.049
Taltal.....	847.413.276
Chañaral.....	50.000.000
TOTAL.....	2.549.198.883

Esto es 2.550.000.000 de quintales españoles, en cifras redondas.

La cifra anterior no nos da, sin embargo, el dato de cuál es la verdadera existencia de nitrato en el Desierto, puesto que para deducirla seria preciso agregar las inmensas reservas que aun resta por mensurar i catear.

No nos aventuraremos en la tarea de cifrar las existencias presumibles, pero diremos lo que todos los salitreros reconocen unánimemente.

En Tarapacá los cateos fiscales, tanto al Norte de las pampas actuales como al Oriente de la pampa del Tamarugal i al Sur de Lagunas, han revelado la existencia de numerosas Pampas de baja lei que hoi día no convendria explotar, pero que pueden suministrar la materia prima para la industria del porvenir.

El Toco es un distrito que está empezando a desarrollarse i su área calichosa no es inferior a la de los distritos de mas al Sur, a juzgar por el gran número de denuncias hechos en esta rejion. Los cateos no pueden iniciarse mientras no se falle la cuestion relativa al derecho de mensura de los títulos de oríjen boliviano; pero existe la evidencia que este distrito no será con el tiempo inferior a Tarapacá en cuanto a la cantidad de salitre.

El distrito de Antofagasta no ha podido ser mejor reconocido en su parte oriental, en la faja que comprende las salitreras del Boquete, por no existir mas títulos que puedan ubicarse en aquella rejion, pero todo induce a creer de que éstos no son depósitos aislados, sino que pertenecen a una verdadera formacion salitrera que corre de Norte a Sur con sus ramificaciones hácia el Poniente.

En el distrito de Aguas Blancas se ha cateado una estension enorme i se ha encontrado buen caliche en todos los puntos manifestados por los primeros exploradores. Al número de estacas mensuradas habria que agregar un número considerable que están en vias de serlo. Aquí, como en el distrito anterior, la falta de títulos para la zona del Oriente de Pan de Azúcar no ha permitido desarrollar los cateos en esa direccion. La ubicacion de las 10 estacas de Pampa

Loreto en esta rejion, con mui buenos caliches, hace esperar que los yacimientos se prolonguen hácia el Norte.

En el inmenso distrito de Taltal, el mayor en superficie, los cateos últimos permiten conjeturar importantes descubrimientos en la parte Norte. La parte oriental es aun poco conocida. Hácia el sur las leyes disminuyen i los depósitos de importancia son mas escasos; pero existen reservas considerables de baja lei i poco espesor, que la industria podrá aprovechar cuando se agoten los yacimientos principales. Como en Aguas Blancas, las Comunidades salitreras siguen mensurando nuevos terrenos en este distrito que no han entrado en los cómputos hechos.

Con lo anteriormente espuesto creemos que quedarán desvanecidos los temores de presenciar el agotamiento de los nitratos naturales en un lapso de tiempo mas o ménos corto, a pesar del incremento constante del consumo.



Estimacion de un fundente piritoso, con azufre i fierro en las fundiciones de minerales de cobre (1).

(Conclusion)

Los progresos dados a conocer i verificados en la Compañía de Tennessee hasta mediados del año 1904 han continuado mejorando, a tal punto que si las condiciones favorables del mercado lo permitiesen, podría esta Compañía aumentar la produccion de $12\frac{1}{2}$ millones de libras de cobre que fué en el año 1907, a 20 millones, porque las minas, la fundicion i el ferrocarril todo ha sido equipado al objeto.

Las condiciones metalúrgicas de mejoramiento tambien han correspondido a los fines que se proponia la intelectual administracion técnica de esta compañía. Se notó que la superficie o seccion de las toberas por donde se introduce el aire al horno, eran pequeñas para obrar sobre las costras que se producen dentro del horno; se vió tambien que al aumentar dentro de ciertos límites la seccion de las toberas se aumentaba correlativamente la cantidad de aire, dando como resultado una capacidad mayor en los hornos, a tal punto que a fines de 1907 están funcionando cuatro hornos haciendo la misma cantidad de trabajo que seis hornos en el resto del año.

El señor Channing ya citado, en el E. & M. J. de 4 de enero de 1908, páj. 9, dice: «Se trata materialmente de aumentar bastante la abertura de las toberas, haciendo de cada par de ellas una tobera larga con partes perforadas, i se espera que el tonelaje del horno, sea aun aumentado mayormente. El volúmen aumentado de aire, es bastante curioso, ha resultado en una mayor cantidad de

(1) En el Boletín de julio de este año, páj. 303, en la 5.^a línea se lee 8%, debiendo ser 8 unidades.

(FeO) óxido de hierro en la escoria i una consiguiente reduccion en la cantidad de sílice necesaria; o mejor dicho por un aumento en la lei del eje. Durante la primera parte del año el primer eje era como de 10% de cobre, actualmente rara vez baja de 19%, i a veces con un nuevo horno i las toberas bien abiertas, se ha conseguido hacer eje de 30% de cobre de una manera continua por 48 horas. Hai posibilidad con el tiempo que la operacion de repaso, o concentracion sea del todo eliminada, por ahora es todavía mui temprano de predecir un cambio tan radical. Ahora que el problema de hacer ácido sulfúrico es de tan gran importancia como la produccion del eje, se hace necesario de considerar mui materialmente el volúmen de aire que se suministra al horno, aun, sin embargo las indicaciones señalan la probabilidad que todo el aire dentro de un límite razonable introducido al horno se combina, ya sea con el carbono del coque, o con el azufre i el hierro del mineral.

En la fundicion de Tennessee los humos sulfurosos que se escapaban al aire perjudicaban a la agricultura por cuyo motivo habia pleitos contra la Compañía de parte de los agricultores, la Corte Federal ha dejado las cosas al tiempo por un permiso posponiendo el juicio indefinidamente, hasta que la Compañía ha hecho una instalacion para aprovechar los humos sulfurosos en la elaboracion de ácido sulfúrico, i ha realizado una de las instalaciones mas importantes en los Estados Unidos, con una capacidad de 400 toneladas de ácido de 60° Beaumé.

Con un gasto de \$ 504,525 deducido de las ganancias de 1907 se ha hecho la instalacion para la elaboracion de ácido sulfúrico.

Una parte considerable de la produccion de ácido sulfúrico será empleada en la fabricacion de superfosfatos como fertilizantes, de los yacimientos de fosfatos que hai próximos.

Otro de los progresos que se ha podido realizar cuando se tiene una proporcion conveniente en piritas de hierro cobrizo es el poderlas fundir i reducir las a eje de 50 a 70% de cobre con un gran ahorro de combustible, aun mucho mayor que en el de las fundiciones piríticas en el horno de manga, i es la fundicion de las piritas en el convertidor con tan solo un gasto de 6 (seis) kilogramos de coque por tonelada métrica de mineral fundido. Me refiero a la fundicion pirítica de Knudsen impiantada en Sulitelma en Noruega a los 67° 15' de latitud boreal.

Lo que sigue mas abajo relativo a esta fundicion es extractado en parte i en otra tomado al pié de la letra del artículo publicado en el E. & M. J. de mayo 12 de 1904, i cuya traduccion hecha por el que suscribe fué publicada en este Boletín en el mes de junio de 1904. La construccion del convertidor es distinta a la de los convertidores ordinarios mui usados en las fundiciones de cobre. Las toberas están situadas sobre unos pocos centímetros sobre el fondo, siendo el espacio entre las murallas del fondo, mui angosto. El forro es de ladrillo de magnesia, la arcilla refractaria se escorifica i dura poco tiempo.

Se comienza el trabajo en el convertidor con una nueva carga mientras que está aun caliente al rojo de una operacion anterior. El convertidor se llena con coque justamente un poquito encima de las toberas—como con 40 kilógra-

mos de coke—i tan pronto como el coke está ardido se llena el convertidor con el mineral con $7\frac{1}{2}$ toneladas, se hace pasar la corriente de aire con presión de 5 libras i se va aumentando de 10 a 15 libras. Una acción muy poderosa tiene lugar desde luego, i como 10 (diez) minutos después se tiene el mineral fundido delante de las toberas. Cuando el mineral fundido cubre las toberas, se aumenta la presión a 20 (veinte) libras, con lo cual se corre la totalidad de la carga. Los sulfuros se funden primero, i la roca que forma la escoria no se funde generalmente antes de una i media hora de haber comenzado. La ley de cobre en la masa fundida es más o menos la misma que en el mineral crudo, pero desde este momento comienza la concentración del eje. Un mineral de 6% de cobre necesitará ordinariamente $1\frac{1}{2}$ hora para dar un eje de 40% i como dos horas para llegar a un eje de 60 a 70%.

Toda la fundición toma entre tres i cuatro horas, como 45 minutos en la sangría i limpiar un poco el convertidor, así es que toda la carga requiere de 4 a 4 horas i media.

Los minerales fundidos en Sulitelma contienen de 6 a 8% de cobre, 32 a 34% de azufre, 34 a 36% de fierro, 2 a 4,5% de alúmina. Este método de fundir se ha experimentado ahora en muchos otros minerales sulfurosos i la calidad o ley de la constitución química del mineral conveniente es muy lata. El procedimiento no solo es adecuado para mineral en colpa, pero también para una mezcla de mineral en colpa, arena i finos (relaves).

Por todo coste la compañía de Sulitelma produce el cobre amollado como a £ 36 la tonelada métrica.

La Compañía de Sulitelma tiene dos convertidores en que verifica la fundición pirítica, de capacidad de 50 toneladas diarias cada uno (1), i diez convertidores del tipo de Manhés para la conversión del eje a barra. Hace cobre amollado de 99,2.

En 1906 la Compañía proyectaba aumentar las instalaciones para hacer más extensivo el procedimiento pirítico de fundición en el convertidor Knudsen, que está dando los resultados más satisfactorios.

El ensanche i remodelación de la fundición, según disposiciones proyectadas por el gerente general, señor Knudsen, están en construcción i talvez ya terminadas i en trabajo.

La administración de la Sulitelma es progresista i hasta la fecha no ha llegado a toda su capacidad productora; funde los minerales de mejor ley en cobre i los más pobres son esportados principalmente para el Reino Unido, para las fábricas de ácido sulfúrico con aprovechamiento de todos los metales contenidos en los residuos. En 1907 ha fundido 13.000 toneladas en el convertidor Knudsen i esportado más de 100.000 toneladas de minerales piritosos.

La sociedad anónima de minas de cobre de Majdanpek, en Servia, oficina principal en Bruselas, con 3.000.000 de francos de capital, construyó en 1907

(1) Dos hornos de chaquetas de agua de los conocidos i reputados fabricantes americanos Fraser i Chalmers, han sido abandonados, dejados del uso como fierro viejo desde la instalación de fundición en los convertidores.

una instalacion para fundir 200 toneladas diarias por el procedimiento pirítico de Knudsen. (Copper Hand book 1907).

Conocidas como son las ventajas de la fundicion pirítica, cuando las condiciones de los minerales se prestan, i reconocido de que son favorables en alguna localidad, es que el jóven i estudioso ingeniero de minas señor F. A. Sundt ha indicado que la fundicion pirítica puede efectuarse en Caldera con los minerales de la mina Viuda, del mineral del Algarrobo, mezclando en proporcion de 1,000 kilogramos de minerales de la mina Viuda con 300 kilogramos de piritas de Tierra Amarilla. El señor Sundt da a conocer la composicion de ámbos minerales i por la proporcion en que se mezclan i la del fundente que se propone agregar, resultaria la mezcla con la composicion de:

30%	de	azufre
21.2	de	silice residual
25	de	hierro
6.4	de	cal
4.6	de	cobre

El resto es arsénico, magnesio, ácido carbónico, etc.

Dice el señor Sundt: «como en toda fundicion pirítica hasta hoy conocida, habrá que emplear cierta cantidad de coke que fluctuará seguramente al rededor de 4%. La conveniencia de adoptar la fundicion pirítica queda en este caso de manifesto, si se observa que es mucho mas barato comprar como combustible las piritas necesarias para el procedimiento, en vez del coke, de precio mucho mayor».

Agrega aun mas todavía: dice que miétras estuvo ocupado en la Sociedad Industrial de Atacama, en Caldera, tuvo ocasion de saber que en los minerales de la mina Viuda se encuentran las condiciones necesarias para llevar a cabo la fundicion pirítica, i de que la Compañía de Lota, dueña de esta mina, está terminando la instalacion de un horno de manga de capacidad probable de 60 toneladas en 24 horas, i de que la mina Viuda puede producir minerales en abundancia para alimentar este horno.

«El horno aunque no construido para fundir piríticamente, se presta sin duda para efectuarla, pues la inclinacion de sus paredes que deberá ser mayor, se produce interiormente durante la fundicion por sí sola, mediante un esqueleto de silice, principalmente, que se forma sobre la seccion de las toberas.»

Este último inciso es mui importante para desvanecer el temor que pueda tener algun fundidor, que, teniendo un horno de manga, no se atreva a lanzarse a la fundicion pirítica, teniendo minerales que sean adecuados. Bajo este punto de vista estimo mui conveniente citar lo que dice el señor Channing, presidente de la Compañía de Tennessee, en su colaboracion de fecha 12 de junio de 1905 en el «Pyrite Smelting», página 254, para dar aliento i estímulo a manera de un tónico fortificante a la timidez natural que trae todo cambio de procedimiento en cualquiera industria i para darle mayor valor a la citacion, pongo el testo mismo en el idioma inglés que dice: «The blast furnace is exactly the same one that was formerly used for smelting roasted ore, and we have not

found the necessity of any marked change in pyrite smelting. Perhaps, here may be a good place to mention that the only change which it was found necessary to make in the furnace was the elimination of the old Boston and Montana type of cast-iron, brick lined crucible, and its replacement by water jackets and cast-iron soleplate; so that the present furnace is practically water-jacketed all the way down.» Cuya traducción es como sigue: Este horno de manga es exactamente el mismo en que se fundían anteriormente minerales calcinados i no hemos encontrado necesario un cambio sustancial para verificar la fundición pirítica. Tal vez sería conveniente mencionar el solo cambio que se juzgó necesario hacer en el horno, fué la eliminación del crisol del tipo antiquado de Boston i Montana de fierro colado, forrado de ladrillo i su reemplazo por chaquetas de agua i la cerradura del fondo de una plancha de fierro fundido; de manera que el horno actual es de chaquetas de agua en toda su parte de abajo.

Respecto a la modificación indicada por el señor Channing, al horno es muy fácil hacerla i si una compañía no tiene los recursos del caso, es fácil recurrir al pueblo inmediato donde haya una maestranza o a la del ferrocarril próximo.

El cambio de pasar de la fundición de minerales calcinados, a la de minerales crudos verificado en la Tennessee, era trascendental por la capacidad de sus hornos. i a este respecto traduciré otra parte de la colaboración acabada de citar del señor Channing. «El mes de mayo nos ha dado el mejor resultado, que hemos alcanzado desde el cambio de la fundición, i se divisan los progresos que estamos seguros de obtener. En mayo hemos fundido 19.000 toneladas en tres hornos, con mas 1.000 toneladas de ejes comprados; si incluimos la escoria de los convertidores, i productos de hornos de manga i primer eje fundido, hemos tenido que fundir mas de 30.000 toneladas por mes. El coke total para fundir estas 30.000 toneladas fué como de 1.500 toneladas equivalente a un 5%, cifra que se estima considerablemente mas elevada que lo que se debería haber consumido con motivo de haber usado combustible de un stock de un residuo de coke menudo i tambien del consumo extra de combustible por haber tenido que fundir costras».

La instalación que había entonces era de tres hornos de 56" x 180" al nivel de las toberas, i de 18 piés de altura desde las toberas al piso de alimentación. Luego despues se ha aumentado en cuatro el número de hornos, i sus dimensiones son de 56" x 270", casi triplicado, de esta manera, la capacidad de fundición.

Si el señor Sundt ha encontrado que los minerales de la mina Viuda se prestan para la fundición pirítica, tambien debo decir que desde el primer momento que me llamó la atención esta manera de fundir los minerales piritosos, he estimado que los minerales de La Higuera, del Labrar, están en las mismas condiciones que los de la mina Viuda, lo mismo que los minerales que son fundidos en la zona de Carrizal, se prestarían admirablemente por su gran contenido de fierro i azufre para la fundición pirítica, pero la fundición conveniente en estos casos sería como la que se verifica en Sulitelma en el

convertidor e instalada al pié de las minas. Estimo conveniente el convertidor en lugar del horno de manga, porque el agua para las chaquetas podria escasear al verificar la fundicion en horno de manga, al pié de las minas, como tambien por el menor consumo de combustible en el convertidor, i la ubicacion al pié de las minas casi siempre tendria la ventaja de poder usar como fundente la sílice de los desmontes con lei apreciable de cobre de 2 a 5%. El convertidor Knudsen de preferencia al horno de manga tendria ademas la ventaja de poder elevar la lei del eje de 50 a 70 si fuese conveniente, con lo cual habria un ahorro en el tonelaje de trasportar el eje, cuando no se hace la conversion a barra.

Haciendo las instalaciones al pié de las minas, en el caso de escasez de agua para los motores, para las compresoras de aire, se podria optar por los motores a parafina que reuneu la ventaja de ser mas económicos.

Pero la ventaja mayor todavía de hacer las instalaciones de fundicion al pié de las minas, o a poca distancia, cuando hai facilidad para establecer el transporte de una manera económica, es el gran ahorro de los fletes del mineral, i de evitar con los distintos movimientos inherentes al transporte las pérdidas consiguientes, que no son insignificantes.

Así se reducirian notablemente los gastos de transporte ya sea en mulas, carretas i de ferrocarriles, que casi siempre tienen tarifas exhorbitantes, por no decir casi prohibitivas.

Este artículo no está destinado para las personas técnicas, sino para los que no lo son. He deseado hacer llegar al conocimiento de una parte de los lectores del *BOLETIN*, interesados en la fundicion de minerales, la importancia que tiene en las fundiciones de cobre particularmente una cierta proporcion de hierro de fierro i azufre, ya sea de piritas, chalcopiritas o de pirrotita en el lecho de fusion en el horno de manga, en presencia jeneralmente de una gran cantidad de sílice i alúmina, para lo cual he tomado como punto de partida el estudio hecho por el metalurgista americano señor Reybold, en el cual ha calculado las fuentes de calor que se producen en el horno de manga, i la manera cómo se gasta o se distribuye en su consumo.

Se ha visto la fuente de calor que proporciona el azufre i el fierro de las piritas, i como consecuencia de ello, el aprovechamiento a que se ha llegado en lo que se llama la fundicion pirítica o semi-pirítica, para lo cual se ha manifestado con acopio de datos las ventajas obtenidas en la fundicion de Tennessee fundiendo minerales de tan poca lei de cobre, acortando la pérdida en cobre en las escorias a un límite que parece difícil ir mas allá, con un gran ahorro de combustible carbonáceo, hasta llegar a la fundicion pirítica en el convertidor Knudsen con un gasto tan solo de 6 kilogramos (seis) de coke por tonelada métrica de mineral fundido.

Es de esperar que entre nosotros, en tiempo no lejano, en lugar de quemar u oxidar el azufre i el fierro con molestias al vecindario, i perder inútilmente el calor que desarrollan en su combustion, sea hecha esta operacion en otra forma en el horno de manga, con el aprovechamiento del calor para la fundicion a eje de los mismos minerales con un pequeño consumo de combustible, como ya se ha manifestado.

Para concluir este pequeño trabajo talvez ya pasado para muchos, citaré las últimas líneas de un artículo sobre fundicion pirítica publicado en el *Mining Journal* de Lóndres del 25 de enero de este año, del metalurgista Redick R. Moore.

«He ideado un horno i método de fundir piríticamente por el cual la concentracion i procedimiento entero puede ser controlado ciertamente por el metalurgista i en la cual no se necesita mas o a un ménos habilidad y destreza que en la fundicion ordinaria a eje, i estoi solamente esperando los medios de demostrarlo sobre la base de un trabajo ante la fraternidad minera».

JOSÉ BRUNO GONZÁLEZ J.,
Ingeniero de Minas.

El costo de explotacion i beneficio de los minerales. Condiciones jenerales

DISCUSION DE LOS FACTORES QUE INFLUYEN EN SUS VARIACIONES.—LOS BAJOS PRECIOS DE LA PRODUCCION SUELEN SIGNIFICAR MAYORES GASTOS. PÉRDIDAS DE MINERAL A MENUDO DESCUIDADAS.

El capítulo siguiente es el primero de una discusion jeneral sobre el costo de produccion de los minerales en las principales rejiones de Estados Unidos i en algunas otras partes del mundo. He tenido la fortuna de recibir la crítica i las observaciones de distinguidos mineros, entre los que puedo citar a F. W. Bradley, Dr. James Douglas, J. Park Channing, Prof. H. L. Smyth, T. A. Rickard, W. R. Ingalls, Cortland E. Palmer i C. P. Perin. No puedo, naturalmente, reunir todas estas ideas sin modificar las mias. La materia es mui estensa i al ocuparme de los detalles, no digo que todos son de aplicacion jeneral. Sin embargo, donde me ha sido posible, he adoptado las observaciones que he recibido, muchas de las cuales me han sido valiosas.

El plan de los artículos es discutir, primero, los factores que determinan variaciones en el costo, i despues, mostrar cómo influyen estos factores en la produccion del carbon, fierro, plomo, zinc, cobre i oro. El órden en que estos artículos aparezcan no está resuelto. El primero, es una discusion de los factores que regulan el costo.

Primero es necesario definir lo que se entiende por el costo de produccion. Puede dividirse la materia en tres partes:

A) El empleo del capital en adquirir la oportunidad de trabajar una mina, es decir, la propiedad del suelo o el arriendo.

Como el valor de esta clase de propiedades es solo una anticipacion especulativa de las utilidades que se espera obtener en su explotacion, i es, ademas,

a menudo, apreciada de un modo caprichoso o desordenado, prefiero eliminar este elemento de la discusion. Veo, sin embargo, que en materia de finanzas prácticas este valor debe, por regla jeneral, considerarse.

B) El empleo de capital para equipar i preparar una mina i para proveerla de establecimiento de beneficio.

C) Costos de operaciones corrientes, incluyendo impuestos, mantenimiento de la organizacion de la compañía, seguros, litijios, etc.

Para los propósitos presentes separaré B i C i mi definicion es: el costo completo de preparacion, equipo e iniciacion del trabajo, considerando el interes del capital necesario para estos fines mientras no produzca dividendos.

Como todos sabemos, por pocos conocimientos que se tenga sobre esta materia, el costo de explotacion en las diferentes rejiones está sujeto a grandes variaciones. No estoy seguro de que los factores que regulan estas variaciones se hayan establecido claramente.

Se puede hacer una division jeneral entre factores que son esternos o fortuitos, i los que provienen de condiciones internas de los depósitos mineralizados. Es evidente que ninguna cualidad del depósito puede influenciar a alguno de los siguientes grupos de condiciones:

(1) El costo i calidad del trabajo i de los materiales de trabajo.

(2) El clima, altura o distancia de los centro poblados.

(3) La dureza de las rocas vecinas, la cantidad de agua, la profundidad desde la superficie.

(4) Las facilidades i costos de trasportes a los establecimientos de beneficio o mercados. Todas las condiciones anteriores varian de un punto a otro e introducen diferencias en el costo de explotacion, aunque no tan grandes (como se verá despues) como las causadas por las cualidades inherentes a los mismos depósitos mineralizados.

COSTO DEL TRABAJO I MATERIALES DE TRABAJO

Los salarios en las minas de los Estados Unidos varían entre 20 c. i 50 c. por hora. Comunmente la diferencia en parte desaparece por la eficiencia variable de los hombres. Donde los salarios son bajos, la demanda de trabajo es pequeña; los hombres mas competentes se van constantemente a localidades mas favorecidas, i los restantes no están sujetos al estímulo de una viva competencia, frustrándose constantemente los resultados. En cambio, donde los salarios son subidos, los hombres mas ambiciosos e intelijentes son atraidos i ellos compiten entre sí.

Es difícil fijar cifras para la compensacion que así se produce, pero no seria talvez mui equivocado decir que la mitad de las diferencias aparentes desaparecen. Algunas autoridades en la materia diran que desaparecen casi completamente. Los señores Taylor i Brunton me dicen que en los planteles de muestras en Cripple Creek, Colo, donde los salarios son de 40 c. por hora, i en Salt Lake City, donde los salarios son de 25 c. por hora, hai pequeña diferencia

en el costo del trabajo por tonelada muestreada. Si suponemos que miéntras la diferencia en salarios se representa por 20 i 50 i la diferencia en el costo de la eficiencia por 35 i 50 (o 70 i 100), deducimos que la variacion en el costo del trabajo es solo próxima a 30% del máximo. Como el valor del trabajo es jeneralmente de 60% del costo total corriente de la explotacion, las diferencias en los salarios permiten estimar una variacion algo superior a 18%.

En el mundo, en jeneral, fuera de Estados Unidos, puede haber rejiones en que las diferencias de salarios sean mas importantes que dentro de Estados Unidos. Sin embargo, en las pocas partes importantes de que yo tengo algun conocimiento, como Transvaal, India i Méjico, en que el trabajo de los indíjenas se emplea mui estensamente con mui bajos precios, es bien sabido que los costos no son mas bajos que en el trabajo similar en Estados Unidos. Se observa que donde el trabajo es mui barato hai poco o ningun empleo de maquinarias i el rendimiento del hombre es comparativamente bajo. Donde se emplea gran número de indíjenas en grandes establecimientos, ellos deben ser vijilados por hombres blancos que hacen poco trabajo efectivo, i reciben salarios mas elevados que los que ganan en su pais.

En los paises que hablan idioma inglés, en que la minería es una industria jefe, puede decirse que las condiciones relativas al trabajo son casi idénticas a las de Estados Unidos. No parece probable, por eso, que mis conclusiones respecto a las variaciones producidas por los salarios en Estados Unidos necesiten modificarse esencialmente para aplicarse a importantes centros productores del resto del mundo. Variaciones extremas deben confinarse principalmente a localidades aisladas i anormales.

El costo de los materiales de trabajo afecta directamente el costo de la explotacion. Los materiales importantes son el combustible, materiales de fortificacion, explosivos, acero i herramientas. En Estados Unidos el precio de estos elementos no varía profundamente en los importantes centros mineros i no pasa de 50% del máximo. Como los costos reunidos de varios materiales de trabajo es escasamente superior a 20% del costo total de explotacion, una variacion de 50% en esos precios producirá una diferencia de 10% solamente en el costo.

El costo de los materiales de trabajo en otras partes del mundo está sujeto aparentemente al mismo grado de diferencia que el costo del trabajo, pero debe notarse que en ningun pais, como India i Sud-Africa, en que el precio del trabajo es nominalmente bajo, el costo de los materiales de trabajo es en jeneral visiblemente mas elevado que en Estados Unidos. En el Transvaal, por ejemplo, Ross E. Browne estima que el costo adicional de estos materiales, comparado con California, alcanza aproximadamente a 10% del costo total de explotacion.

CONDICIONES DEL SUB-SUELO

La dureza de la roca es tambien un factor comparativamente poco importante.

En cualquier caso la dureza afecta solamente una parte del trabajo subte-

ráneo: el arranque de mineral. La uniformidad del terreno es mucho mas importante que la dureza. La fortificacion o enmaderacion es a menudo un ítem digno de consideracion.

El aumento en profundidad va en incremento del costo de estraccion i desagüe, que debe tenerse presente a este respecto, pues, si una mina tiene solo una profundidad de 100 piés, debe proveerse de maquinarias para este objeto con la agregacion de algunos hombres para manejarla. A medida que aumenta la profundidad, el único cambio que se debe hacer es el de poner maquinarias mas poderosas i aumentar la fuerza motriz. El aumento de costo, entónces, está léjos de ser proporcional a la profundidad. Una consecuencia de la estrema profundidad que podia fácilmente preverse es el costo diario del transporte de los obreros a i desde los sitios de trabajo. En el caso de la Calumet & Hecla, las máquinas de estraccion emplean dos horas por jornada para entrar i sacar a los operarios. Esto no solo representa un gasto considerable en sí mismo, por simple trabajo, sino que significa una mayor pérdida de tiempo de los obreros, que es una pérdida para la compañía.

La temperatura de las labores frecuentemente llega a ser motivo de considerable importancia. Una temperatura elevada puede ser producida por el clima o gran profundidad, o presencia de aguas calientes o sustancias que produzcan calor. Solo en este último caso puede decirse que el calor es una cualidad inherente al depósito. Ha habido casos de temperaturas tan elevadas en las minas que casi ha impedido el trabajo, pero ordinariamente el límite alcanzado en las minas es de 80 a 90 grados F. aproximadamente. Estas temperaturas afectan las energías de los obreros adversamente, aunque éstos concluyan por acostumbrarse i no sufran malas consecuencias para su salud. La importancia de este factor es estremadamente difícil de apreciar en cifras, aunque en el caso de la Calumet & Hecla, Anaconda i United Verde, para citar ejemplos de importancia, la pérdida de efectividad en el trabajo por esta causa debe representar anualmente una suma mui grande.

CLIMA, ALTURA I POBLACION

La influencia del clima, aunque indirecta, es poderosa sobre la vida i el esfuerzo humanos. A veces en rejiones donde hai lluvias excesivas, calores estremados o condiciones insalubres, el efecto puede ser la limitacion de la magnitud de las operaciones. Así, en Ecuador, Sud-América, un establecimiento ha estado funcionando 25 años, pero debido a las influencias climatéricas no ha sido nunca posible mantener mas de 60 mineros efectivos, aproximadamente, aunque la administracion económica de la propiedad requiere el empleo de varias veces ese número.

La altura excesiva i grandes distancias de las vías de transporte significan limitaciones semejantes en las empresas. Cuando varios factores de esta clase se presentan en la misma localidad, el efecto resultante es de dificultades casi insalvables para el éxito de las operaciones; pero, por regla jeneral, donde se han descubierto minas importantes, se han eliminado la mayoría de estas difi-

cultades. Por ejemplo, en la rejion de San Juan de Colorado i en Cerro de Pasco en el Perú, se han dado facilidades de trasportes adecuados i las únicas condiciones adversas todavía existentes son la altura i el clima desagradable que tienen, ámbos, pronunciados malos efectos sobre la ejecucion del trabajo.

TRASPORTE I VENTA DEL PRODUCTO

Las facilidades para el transporte pueden considerarse adecuadas cuando son suficientes para conducir la produccion de una mina i para entregar con prontitud los materiales necesarios, pero la suficiencia en este sentido no significa bajos precios. El transporte es en muchos casos uno de los mas vitales elementos de costo en la explotacion. Este caso se presenta particularmente cuando los productos tienen que embarcarse a distancias considerables. Respecto del carbon i del fierro es materia de conocimiento comun que el transporte es a menudo el único factor importante, i aun en el caso de los metales preciosos, algunas veces el costo de transporte a los planteles de estraccion iguala, si no excede, al costo de la explotacion. La íntima relacion de este hecho con los métodos del trabajo de minas i los resultados de la mera cuestion de los costos de transporte en sí mismo se describirán despues.

Otro factor que con frecuencia es de importancia considerable es la cuestion comercial de la venta de los productos. Esta es hecha algunas veces por contrato con agencias de compra-venta; i a veces por las compañías mismas. En todo caso debe considerarse en adiccion al costo de venta el éxito obtenido, cuando se dispone de cantidades considerables del producto. Es en este respecto especialmente cuando el costo del trabajo de las minas i beneficio puede influenciarse grandemente por el efecto que produce este factor, al determinar el volúmen de las operaciones.

Difícilmente se podria concebir que todos estos factores obraran al unísono, es decir, que todos ellos fueran igualmente malos en una rejion i buenos en otra. En cuanto concierne a las condiciones naturales, tales como la dureza de la roca, profundidad i cantidad de agua que hai que agotar, es en realidad excesivamente raro que tales factores obren en una rejion con toda su intensidad; pero no debe olvidarse que los factores externos restantes ejercen su efecto sobre los esfuerzos del hombre mismo. Si la mina está situada léjos de centros poblados, es razonable suponer que el clima i la altura son desfavorables. Esto significa jeneralmente que el trabajo es caro e ineficaz i los materiales de trabajo, subidos; los trasportes, difíciles i dispendiosos. Estos factores, por eso, probablemente se producen juntos i si uno es favorable todos lo son i *vice versa*.

El total de las variaciones de costo que se deben a la coincidencia de estos factores internos, es, por eso, considerable i suficiente para impedir el trabajo de abundantes i valiosos productos, tales como el carbon, minerales de fierro o sal, en rejiones donde todas estas condiciones son malas. Puede decirse que los factores anteriores son los que, por regla jeneral, gobiernan las variaciones del costo de los productos minerales de bajo precio i abundantes.

FACTORES INTERNOS

Los factores internos: 1) el tamaño i situacion de los depósitos metalíferos; 2) la relacion del material útil i la ganga; 3) los problemas que lleva envuelto el tratamiento metalúrgico.

Estos factores introducen inmensas diferencias en costos. Por ejemplo, en la minería del oro vemos que la Alaska-Treadwell ha explotado, beneficiado i vendido su mineral a \$ 1,28 tonelada, mientras que en la Compañía Bird en Colorado, produciendo mineral aurífero sujeto a los mismos procedimientos, cuesta \$ 12,50 la tonelada. Los salarios son los mismos, la roca es de la misma dureza, el agua no es problema en ningun caso, el método de explotacion aun es prácticamente igual. La administracion jeneral de la Treadwell es probablemente mas económica que la de la Compañía Bird, pero la diferencia no debe buscarse en este sentido. Ella reside en los factores mencionados anteriormente i esos factores son tan importantes que merecen una consideracion mas detenida.

Si tenemos un producto de material homogéneo de mas de cuatro piés de espesor i continuo, es evidente que los laboreos pueden hacerse en su mayor parte, si no del todo, dentro del material que se debe extraer. Prácticamente todo golpe produce mineral. Pero redúzcase el espesor que se va a explotar a 1 pié, i nos encontramos al instante en la necesidad de abarcar 3 piés de materia estéril por cada pié de materia útil, ademas de que hai que gastar trabajo en separarlas. Aquí empleamos a un tiempo una enorme proporcion de trabajo perdido que se limita por el valor del mineral. Ahora interrúmpase la continuidad del depósito i será evidente que las labores tendrán que hacerse enteramente a traves de materia estéril hasta encontrar i descubrir los minerales ocultos. Esto evidentemente aumentamos el costo; i como cuesta casi lo mismo obrar con una que con otra clase de roca, es evidente que el costo para explotar depósitos angostos i discontinuos puede ser muchas veces superior al costo de explotacion de depósitos mas anchos para cavar las labores dentro de ellos. Se establece una especie de línea de division con un espesor de 4 piés aproximadamente. Depósitos de mas espesor solo permiten moderadamente abaratar la explotacion comparativamente con depósitos de ese mismo espesor.

La forma de un depósito tiene mucha influencia en el costo de estraccion. Así, en los mantos de antracita, en Pensilvania i en varias otras rejiones, los mantos están situados en una sucesion de dobladuras con recuestos que constantemente están variando. El efecto de esto es doble. Primero, hace mas difícil el trasporte del material de las labores de trabajo a las canchas de estraccion; i en segundo lugar, hace necesario una gran cantidad de trabajo perdido para llegar a las diversas partes de los mantos i tambien impide un trabajo regular sistemático. Estos dos factores son suficientes para introducir un gran aumento de costo sobre el de la explotacion de mantos planos no fracturados.

Los saltos en los mantos o vetas i la existencia de zonas estériles, introducen complicaciones semejantes a las causadas por las dobladuras, pero mucho

mas variables en su naturaleza. Las dobladuras de la formacion son invariablemente rejionales i su efecto es uniforme en todas las minas de una rejion, miéntras que series de fallas pueden solo afectar una mina de un grupo en que esa mina tenga precisamente tan buen mineral como su vecina.

HOMOJENEIDAD DEL MINERAL

La homojeneidad del mineral es un factor de gran importancia. Esta condicion indica si es necesario someter al tratamiento metalúrgico una parte o el total del depósito mineralizado. Si solo una parte se debe tratar así, tenemos un mineral concentrable. El modo cómo yace el mineral en la roca encajante determina la forma en que la concentración se hará. En todo caso, el procedimiento de concentración envuelve pérdidas i gastos, i la cuestion de a qué extremo debe ella llevarse depende del costo i naturaleza del tratamiento metalúrgico siguiente.

Este último costo depende primeramente de la proporción del mineral que se va a beneficiar. Esta proporción varía en diferentes minas de 2 a 100%. Obviamente, cuando solo es de 2%, el costo del beneficio aplicado a esa parte del mineral será menor que cuando todo se beneficia. El problema metalúrgico inherente se resuelve cuando solo la cuestion de la seleccion se ha decidido.

BAJOS COSTOS DE ESPLOTACION PUEDEN SIGNIFICAR MAYORES GASTOS SUBSIGUIENTES

Lo anterior parece una explicación suficiente del hecho de que es necesario discutir con la explotación los procedimientos, según los cuales se van a beneficiar los minerales. No es posible trabajar una mina con inteligencia sin ejecutar las economías que en la preparación mecánica pueden significar una simplificación de las operaciones. Los esfuerzos para alcanzar el «record» de bajos precios por tonelada en muchos casos han traído en actuales buenas minas, como consecuencia, pérdidas. A este respecto no puedo hacer otra cosa mejor que recordar algunas observaciones de un artículo publicado en el *Engineering and Mining Journal*, hace algunos años, sobre *Costos de explotación en Cripple Creek*.

«Ponemos como ejemplo práctico, un depósito de 10.000 toneladas de mineral, con una onza de oro por tonelada. Este mineral puede embarcarse sin escojimiento con una bonita utilidad, como se ve:

Valor en bruto del mineral.....	\$ 200,000
Costo de explotación de 10,000 tons. a \$ 3 la tons....	\$ 30,000
Fletes i beneficios, \$ 8.25.....	82,500
Costo total.....	\$ 112,500
Utilidad.....	\$ 87,500

«Pero supóngase que eliminamos la mitad del mineral por escojimiento. Haciéndolo, botamos 5.000 toneladas con un valor medio de \$ 2,50 por tonelada, o sea \$ 12.500. El costo del escojimiento, a 50 c. por tonelada, será \$ 2.500 mas. Entónces tendremos:

5.000 toneladas con valor de \$ 37,50 por tonelada...	\$ 187,500
Costo de explotacion i escojimiento a \$ 6.50..	\$ 32,500
Fletes i beneficio a \$ 11.25.....	56,250
	<hr/>
Costo total.....	\$ 88,750
	<hr/>
Utilidad.....	\$ 98,750

«En otros términos, la pérdida bruta en este caso ha llegado a \$ 12,500. El costo de explotacion por tonelada se ha mas que duplicado; el costo de flete i beneficio por tonelada es mayor en mas de \$ 3. El resultado aparente, segun el superintendente, es mui malo; sin embargo, ha conseguido una mayor utilidad para la compañía de \$ 12,500 en la venta.

«En el primer caso, nuestro costo total de explotacion, flete, beneficio, es solo de \$ 11.25 por tonelada; en el segundo, es de \$ 17.75 por tonelada; pero hai mas valor en el costo mas alto. Este es un ejemplo de que se ha prescindido en la práctica».

Una falsa economía a menudo suele provenir tambien de la explotacion de cantidades demasiado grandes de minerales para presentar una produccion mayor, cuando la mina no está en esa condicion. La consecuencia es que hai que explotar materias estériles a pura pérdida, pero como esta pérdida está dentro de las mismas bases que la anterior, no parece necesario seguir en su discusion.

EFFECTOS DE LAS PÉRDIDAS EN LA DETERMINACION DE LOS COSTOS

Las pérdidas en la explotacion, preparacion mecánica i beneficio, a menudo llegan a un total verdaderamente alarmante. Ahora como es por sí mismo evidente que los métodos rudos, envolviendo altas pérdidas, pueden ser baratos en vista de los costos de la operacion, se presenta siempre la cuestion de si hai alguna economía con los bajos precios obtenidos a espensas de pérdidas indebidas, o en cambio, si la alta eficiencia de los métodos no puede mantenerse a espensas de los subidos costos. Pienso que rara vez se ha considerado que hai tales pérdidas sustanciales en todas las secciones de los negocios. Si oimos una discusion sobre pérdidas de preparacion mecánica en una rejion, no se ve que la cuestion de la pérdida de la mina quede ignorada; si se llama la atencion sobre las pérdidas en las minas, pueden callarse las pérdidas en la fundicion. Parece conveniente entónces fijar la atencion en algunos hechos sensibles que conciernen a las pérdidas.

Nunca ha habido mina de que se haya estraído todo el mineral útil.

El mineral está espuesto a perderse por diversas causas. Si el depósito es

ancho, suelto i homogéneo, como en las minas de fierro de Lake Superior, el mineral se pierde por descuidos inevitables en su explotacion. Parte se olvida i pierde cuando se laborea para llegar hasta él. Parte del mineral se mezcla constantemente con arenas o rocas i se abandona porque su lei ha disminuido. Parte se atierra durante el arranque, de tal modo que no se puede recuperar. Sistema, cuidado i gastos contribuyen en mucho a disminuir estas pérdidas. Puede suceder que mas allá de cierto límite el costo del perfeccionamiento de la estraccion aumente mui rápidamente, i, en resumidas cuentas signifique un explotacion diferente i mas caro.

Como las minas se trabajan para obtener utilidades i no ganancias brutas de la produccion, suele ser mas económico elejir un método barato en que las método de pérdidas de mineral sean grandes.

Por ejemplo, supóngase un mineral con valor de \$ 2 por tonelada que pueda explotarse con una estraccion de 90 % a \$ 1.25 por tonelada, i por otro método con 75 % de estraccion pueda explotarse á 90 c. por tonelada.—100 toneladas de mineral, en los dos casos, darian los resultados siguientes:

MINERAL CON \$ 2 POR TONELADA

	Tons.	Costo	Valor	Utilidad	
Primer caso.....	90	\$ 112.50	\$ 180.00	\$ 67.50	
Segundo caso.....	75	67.50	150.00	82.50	= \$ 15 de ganancia

MINERAL CON \$ 5 POR TONELADA

Primer caso.....	90	\$ 112.50	\$ 450.00	\$ 337.50	
Segundo caso	75	67.50	375.00	307.50	= \$ 30 de pérdida

Es evidente pues que aun para los materiales mas homogéneos el costo de la explotacion se afecta directamente por el valor del producto.

FÓRMULA DE SMYTH

El profesor H. L. Smyth deduce la espresion matemática para la proporcion del material que debe abandonarse con el fin de asegurar un costo de explotacion inferior por tonelada, como sigue:

Sea Q el número total de toneladas de mineral en el depósito, recuperable por el método mas adecuado; X , el número de toneladas, abandonado por cualquier otro método; p , la utilidad por tonelada, segun el método Q , i p' , la utilidad por otro método $Q-X$. Cuando $(Q-X)p'$ iguala a Qp , los dos métodos son igualmente aceptables. Segun esto:

$$\frac{p}{p'} = \frac{Q-X}{Q}$$

$$\frac{X}{Q} = \frac{p'-p}{p'}$$

Entonces $p' - p$ iguala a la ganancia por tonelada efectuada por el segundo método. La proporción del mineral que se puede sacrificar depende entonces de la relación de la ganancia a la utilidad por tonelada. Esta relación aumenta a medida que la utilidad disminuye; por eso para una ganancia dada se puede sacrificar una mayor proporción de mineral de bajo que no de subido valor.

OTRAS CAUSAS DE PÉRDIDA

En depósitos planos en roca dura, es casi siempre necesario dejar algo de mineral como pilares. Cuando los depósitos son muy inclinados, parte del mineral se deja generalmente en forma de pilares, a menos que el depósito sea muy pequeño. En tal caso, de grandes depósitos de minerales pobres, como en la Alaska-Treadwell, se dejan grandes cantidades de esta manera, no solo para asegurar la estabilidad de la mina sino también para disminuir el precio del trabajo. En todo caso, cuando se dejan pilares, hay la posibilidad de que por fin se pierdan algunos.

Cuando los minerales se escogen, esto es, cuando no son homogéneos, siempre se pierde parte de buen material por ignorancia o descuido. Cuando se rellenan o pircan las labores hay, invariablemente, cierta cantidad de buen mineral que cae y se pierde. Cuando los minerales pobres se escogen dentro de la mina, porque no pueden sacarse ni embarcarse con economía, hay una gran pérdida de valores metálicos, pero como no se puede decir que ese material es pagable, no se puede tampoco, en las condiciones presentes, considerar como una pérdida.

Estas pérdidas en las minas, creo que rara vez se determinan. Apreciaciones más o menos exactas hacen los ingenieros en el terreno, pero nunca se informa seriamente sobre estas pérdidas en las minas. De un modo general podemos decir que las pérdidas en las minas fluctúan entre 5% y 30% del mineral explotado.

PÉRDIDAS EN LA CONCENTRACION Y FUNDICIÓN

Las pérdidas en la concentración en algunas localidades se estudian concienzuda y exactamente; en otras partes se avalúan más o menos y en otras quedan ignoradas. Es corriente avaluar la extracción en la concentración en 80% a 90% y en cerca de 95% en la cianuración y cloruración. A veces, las pérdidas en la concentración de hecho alcanzan a 40% y aun a más. Cuando la concentración no se vigila sistemática y exactamente, las pérdidas son, por regla general, muy superiores a las que los propietarios se imaginan. No hay datos exactos al respecto.

Las pérdidas en la fundición probablemente se determinan con mucho mayor exactitud que en las minas y en la concentración; pero casi nunca se mencionan en los informes de las compañías. En esta sección del negocio es necesario considerar las observaciones más o menos generales de los metalurgistas.

La importancia y el efecto económico de las pérdidas experimentadas en

algunas rejiones se ven en el cuadro adjunto. Mucho cuidado debe tenerse en la interpretacion de estas cifras para propósitos económicos. Los valores que arroja son teóricos. El límite práctico de la estraccion es invariablemente inferior a 100%. El verdadero propósito del cuadro es mostrar, en la práctica corriente, el discutible terreno en que la disminucion de las pérdidas se compara con el aumento en la escala del costo.

PROPORCION DE LA ESTRACCION I DE LA PERDIDA EN 100 TONELADAS DE MINERAL EN AIGUNAS REJIONES MINERAS IMPORTANTES.

	Carbon de Pittsburg	Hierro de Lake Sup.	Plomo de S. E. Missouri	Zinc de S. W. Missouri	Cobre de Lake Sup.	Oro de Cripple Creek
Valor bruto en el terreno.....	\$ 119	\$ 800	\$ 460	\$ 500	\$ 280	\$ 1,000
Valor bruto extraido en la explotación.....	88	600 a 760	400	375 a 475	246	850 a 950
Valor bruto extraido en la concentracion.....	300 a 340	187 a 300	186	782 o 912
Valor bruto extraido en la fundicion.....	..	550 a 744	270 a 332	163 a 260	180	840 a 940
Pérdidas brutas sumadas.....	\$ 22	\$ 56 a 250	\$ 128 a 190	\$ 240 a 337	\$ 100	\$ 60 a 160
Por ciento de estraccion.....	80	70 a 93	58 a 72	33 a 52	64	78 a 94

Las pérdidas sumadas representan el máximo de gasto de operacion adicional teóricamente justificable por la desaparicion de las pérdidas.

Se ha visto en el caso de los minerales de Cripple Creek cómo los gastos de explotacion pueden llegar a ser tan bajos i se podria ver del mismo modo que los costos de concentracion i fundicion son tambien mui pequeños. De hecho están en situacion de ser así, i mas bien tienden a ser bajos que altos. Sin embargo, talvez conviene observar que el costo económico es siempre una funcion del valor del producto.

De los diversos productos de la minería solo el oro tiene un valor fijo. Cuando el precio es variable, la proporcion de la pérdida cambia constantemente, i los gastos empleados en la disminucion de las pérdidas tambien varían. Como el trabajo de las minas i establecimientos de beneficio es algo que no se presta por sí mismo a liquidaciones rápidas, el perfeccionamiento de los métodos para limitar las pérdidas tiende a hacerlos mas económicos, con mas bajos precios. Así, se proyectan planteles para cobre con rendimientos económicos a 13 c. libra, en vez de 25 c. i para el plomo, a 4 c. i nó a 6 c., etc

(Continuará)

Estudio de la Zona Carbonífera de Chile

(Continuacion)

Como lo hemos visto, la produccion total actual de las minas de la Compañía Arauco Limitada, alcanza a 130.000 toneladas anuales, pero su fuerza productiva es mui superior i podrá alcanzar fácilmente hasta una cifra mínima de 300.000 toneladas anuales, cuando estén definitivamente instaladas las reformas traídas por los nuevos injenieros que ha contratado.

Los yacimientos existentes en el fundo de Peumo, pueden tambien soportar una explotacion mui superior, el dia en que sean trabajados con talento i método, previo un reconocimiento cuidadoso de sus yacimientos. Ademas, la Compañía tiene también una reserva considerable de carbon en el fundo de Maquehua, que, aunque abandonado, contiene excelentes yacimientos carboníferos.

FABRICA DE BRIQUETAS (aglomerados)

En la explotacion del carbon de piedra, el producto que se estrae de las minas no tiene el mismo valor comercial, segun el grosor de los pedazos que forman el lote. Las partes demasiado finas tienen el inconveniente de no tenerse encima de las parrillas de los hogares, ademas de no dar paso en cantidad suficiente al aire necesario para una buena combustion. Si se aplica un tiraje forzado, muchas de las partículas mas pequeñas son arrastradas por la corriente i llevadas a la chimenea i hasta lanzadas fuera ántes de su combustion.

Es por este motivo que al salir de las minas i ántes de ser entregado al comercio, el carbon es conducido encima de los harneros que separan el producto graneado del carboncillo. Este último queda formado por el polvo i los mas pequeños pedazos.

Ciertas clases de combustibles minerales, i entre ellos casi todos los carbonos chilenos, tienen la mala propiedad de fragmentarse considerablemente i dejar en los harneros una cantidad de carboncillo que no baja del 30 al 40% de la totalidad.

Este producto, aparte de los defectos que hemos señalado, no pierde, en absoluto, nada de su valor teórico o sea de su poder calorífico; únicamente las dificultades que presenta para su empleo i su buen aprovechamiento en los fogones lo hacen perder casi todo su valor comercial, lo que ocasiona un perjuicio considerable a la explotacion del carbon; pues este producto es pagado al operario al mismo precio que el graneado, i entre tanto no puede ser vendido sino a un precio mui inferior i en una pequeña proporcion de la cantidad que se produce.

Por este motivo, en toda explotacion carbonífera, se hacen esfuerzos para aprovechar el residuo dejado por los harneros, sea en los propios motores de los establecimientos, sea en empresas anexas que se instalan al lado de las

minas; i hemos podido imponernos personalmente de que todos los minerales chilenos que hemos visitado, han provisto los calderos de sus maquinarias de parrillas especiales, en donde queman únicamente el carboncillo. A pesar de eso, las cantidades producidas en todas las minas son siempre mui superiores al consumo de sus maquinarias.

El combustible mineral constituye un producto de un valor social considerable i tiene la desventaja de no renovarse por sí mismo. El carbon retirado de las minas forma un vacío que no se rellenará. En Europa i en todas partes del mundo, hace ya muchos años que se han tomado las medidas para no perder tan valiosa materia.

Para devolver al carbon las cualidades perdidas por su fragmentacion, se le mezcla con una materia aglutinante, i puesta la masa bajo presion, se forman las «briquetas» o aglomerados, usados en grande escala en todos los ferrocarriles, en la marina i en muchas fábricas.

La materia aglutinante que se emplea para esa operacion es la breá mineral.

La Compañía Arauco Limitada, formada por capitales enteramente ingleses, es decir del país mas carbonífero del orbe, no podia olvidar esta industria, i hace diez o doce años atras, instaló al lado de sus minas una fábrica de briquetas.

El punto elegido para implantar esta industria, fué el pequeño puerto de Laraquete, en terrenos de su propiedad, a pocos metros de la línea férrea de Concepcion a los Rios de Curanilahue.

Se gastaron crecidas sumas en la instalacion. Las maquinarias vinieron todas de Inglaterra i el nuevo establecimiento quedó dotado de los adelantos mas modernos. Se iniciaron los trabajos con el mejor éxito i en poco tiempo se fabricó una gran cantidad de briquetas que recibieron del comercio una favorable acogida.

Pero no se habia contado con la huéspedá.

Cuando se instaló la fábrica, la breá era de libre internacion; pero a los pocos meses, cuando ya se podia esperar la recompensa de la iniciativa tomada i de los esfuerzos que junto con el dinero se gastaron, la breá fué gravada con un derecho de internacion de 15%.

Esta imposicion fué solicitada por unos fabricantes de breá nacional que buscaron el apoyo de la Sociedad de Fomento Fabril cerca de los Poderes Públicos i obtuvieron la aplicacion de este gravámen, i con el pretesto de proteger la industria nacional, provocaron la caída de una de las fabricaciones nacionales, tal vez de mas provecho, de mas valor, tanto desde el punto de vista económico como social.

Los componentes para hacer las briquetas son:

Carboncillo lavado.....	90%
Breá.....	10%

La breá que se emplea para esta industria es la de clase superior i *fabricada especialmente* para el objeto. Se saca del alquitran que deja como residuo

la destilacion del carbon en la fabricacion del gas de alumbrado; despues de haber sacado a esta materia todos los aceites livianos que impiden una buena aglomeracion, se mezcla con naftalina, con aceite grueso i otras sustancias que refuerzan el producto i forman la brea. Esta, para su empleo en la fabricacion de las briquetas, debe quedar con un grado de resistencia especial para su pulverizacion perfecta en los molinos i su mezcla íntima con la masa.

La Compañía Arauco hizo ensayos con brea fabricada en Chile; pero los resultados obtenidos no fueron satisfactorios. El producto nacional es mucho mas blando que el de Europa, presenta principalmente el gran inconveniente de no poder molerse con facilidad i no dar una materia de la calidad requerida para la fabricacion de las briquetas.

Se hicieron muchos ensayos; pero todos infructuosos.

En consecuencia, la Compañía Arauco Limitada solicitó del Supremo Gobierno la abolicion del impuesto sobre la brea, para la fabricacion de las briquetas. Sus varias solicitudes no fueron atendidas, i al fin de poco tiempo tuvo que paralizar su fábrica, perdiendo completamente estas valiosas instalaciones que podian constituir un timbre de orgullo para la industria chilena a la par que un provecho nacional, si se considera que la fabricacion de las briquetas da principalmente valor en una proporcion de 90% a un precioso producto de las minas, hoy casi totalmente perdido i abandonado.

Creemos deber nuestro, i a título de documentacion histórica-industrial, dar la relacion de este impuesto con las reflexiones que nos merece esta grave cuestion que afecta grandemente a la industria del carbon.

Estábamos en el año 1895; la situacion económica por la cual atravesaba el país era mala; el cambio internacional experimentaba una baja constante, i en el clamor que levantaban los economistas *ad hoc* para indicar los remedios al mal, se sentia un fuerte viento de proteccionismo *à outrance* en favor de la industria nacional.

El Gobierno acababa de encomendar a varias sociedades el estudio de un proyecto de reforma del impuesto de aduana.

La primera manifestacion oficial referente a la brea, la encontramos en un informe presentado con fecha 11 de febrero de 1896, por la Sociedad de Fomento Fabril, al Superintendente de Aduanas, en el cual pide que en el proyecto de reforma del impuesto de internacion, elaborado por orden del Supremo Gobierno, se incluyese (entre otros) el betun o brea para asfalto, entre los artículos que deben pagar impuesto de aduana, fijando este impuesto en un 15 por ciento.

Esta primera solicitud no fué oída, i en el proyecto que presentó en aquella época el Ministro de Hacienda al Congreso Nacional, la brea quedaba mantenida entre los artículos de libre importacion.

Con fecha 5 de junio de 1896, la Sociedad de Fomento Fabril, en nota dirigida al Ministro de Hacienda, renovó su primera peticion de 11 de febrero, agravándola en lo referente al producto que nos ocupa, que pedia se incluyera en el derecho comun, o sea con 25% de derecho de internacion.

La nota dice así:

III

«En el proyecto de V. S. la brea figura entre los artículos libres de derecho. La Sociedad considera que no hai motivos suficientes para acordar esa franquicia a un producto que se fabrica en el pais, estrayéndolo del alquitran en nuestras fábricas de gas; propone, pues, que se incluya en el derecho comun.»

Era a la sazón Ministro de Hacienda don Hermógenes Pérez de Arce.

Este contestó a la Sociedad de Fomento Fabril en una estensa nota, que tiene el número 470 i fecha 15 de junio de 1896, en la cual se lee esta última frase:

«Inspirado por estas convicciones de conveniencia jeneral del pais, empeñaré todos mis esfuerzos por conseguir que se dicten leyes encaminadas a fomentar la produccion nacional, i atenderé las indicaciones de la Sociedad de Fomento Fabril en favor de la industria nacional, *sin perder de vista un acuerdo equitativo en los casos en que una misma medida afecte intereses contrarios en dos o mas industrias.*»

El proyecto del Gobierno pasó al exámen de una comision especial que nombró la Honorable Cámara de Diputados. Esta comision evacuó su informe i en este documento la brea sigue incluida entre los artículos de libre internacion.

Fué entónces cuando el debate principió a tomar un carácter de intereses mas personales, terciando directamente en él, i con enerjía, los fabricantes de brea nacional.

En las actas de la Sociedad de Fomento Fabril encontramos las principales peripecias de esta lucha de intereses contrarios, que estractaremos:

Sesion del Consejo Directivo de 5 de setiembre de 1896.

Asistieron los señores consejeros Julio Tiffou, presidente accidental; Arturo Besa, Eujenio Jegó, Samuel Rodríguez Cerda, Tomas Stillmann i el secretario don Julio Pérez Canto.

Tambien asistieron los socios Otto Haebig i Alejandro Silva Ugarte.

Se dió cuenta:

.....
 «9.º De una solicitud que el señor Alejandro Silva Ugarte se propone presentar al Congreso i para la cual solicita el apoyo de la Sociedad, a fin de obtener que no se modifique el decreto conque actualmente está gravada (?) la brea extranjera que en el proyecto de reforma de impuestos de aduanas que estudia una comision especial de la Cámara de Diputados ha incluido entre los artículos libres de derechos. Teniendo en consideracion un acuerdo anterior i las circunstancias de tratarse de una materia que se estrae del alquitran que producen nuestras fábricas de gas i de constituir su preparacion una industria establecida en el pais, se acordó patrocinar la solicitud del señor Silva.»

(Continuará)