

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárlos Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario

ALBERTO HERRMANN

Amenábar Daniel
Andrada, Telésforo
Avalos, Cários G.
Chiapponi, Marcos
Elguin, Lorenzo

	Gallardo González, Manuel	
	Gandarillas, Javier	
	González, José Bruno	
	Lecaros, José Luis	
	Lira, Alejandro	

Pinto, Joaquin N.
Santa Cruz, Joaquin
Sundt, Lorenzo
Tirapegui, Maulen
Vattier Cárlos

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Métodos metalúrgicos actuales del oro i de la plata

Hoi dia la plata i el oro se estraen de sus minerales por los siguientes métodos, entre los cuales no incluimos los sistemas hidráulicos de dragado, etc., cuya eleccion no es dudosa.

- 1.º Fundicion en plomo de obra.
- 2.º Fundicion en eje de cobre o fierro.
- 3.º Amalgamacion directa o previa cloruracion.
- 4.º Hidrocloruracion o tuesta clorurante, seguida de amalgamacion o disolucion.
- 5.º Cianuracion.
- 6.º Hiposulfitacion.

1.º Si los minerales tienen plomo en cantidad comercial o suficiente para la fundicion, se seguirá este sistema de estraccion de la plata i del oro, caso de que los métodos hidrometalúrgicos, mas baratos, no sean mas provechosos. Si hai ventaja en estraer el plomo se recurrirá a la fundicion. Si ésta es mas ventajosa i se cuenta con minerales plumbíferos, éstos podrán mezclarse con las especies auríferas i arjentíferas exentas de plomo. Del plomo de obra obtenido, la plata i el oro se separan por copelacion, cuando el plomo sea escaso en los minerales i el litarjirio producido sirva nuevamente como colector en la fundicion; 2) por zincado (método de Parkes) si se quiere vender el plomo producido; 3) por el procedimiento Betts, de electrolisis del plomo de obra, en las condiciones del caso anterior, i cuando haya ventaja en esta eleccion.

2.º Minerales arjentíferos i auríferos con cobre podrán tratarse por fundicion hasta obtener eje o cobre metálico. Así se aprovechará, a mas de los metales preciosos, el cobre. Si la ganancia por métodos hidrometalúrgicos, como la cianuración, en la extracción única de la plata i del oro, con pérdida del cobre, es superior a la que produce la fundicion, la elección del método es manifiesta. Iguales observaciones son aplicables a piritas sin lei en cobre i con proporción de oro i plata.

De los productos cupríferos la electrolisis permite separar los metales preciosos.

Como en Chile no se paga el valor del oro i plata contenido en los ejes de cobre, i la electrólisis, que exige instalaciones costosas i en grande escala, está fuera del alcance de nuestros industriales, es de interes conocer otros sistemas de extracción, que, aunque antiguos i mas caros que los citados, pueden permitir la obtención de mayor ganancia a nuestros fundidores. Uno de ellos es la concentración del oro i plata en los *bottoms* de cobre, procedimiento factible por el pequeño fundidor. Del *bottoms* de cobre el oro i plata pueden separarse directamente por vía húmeda, o por una fusión con plomo, que los arrastra.

3.º La amalgamación directa o con el auxilio de reactivos químicos, de la cloruración por vía húmeda o tuesta clorurante, se empleará cuando sea método mas económico que los otros. En cada caso habrán de hacerse ensayos metalúrgicos para ver el rendimiento de la extracción. En igualdad de extracción para varios métodos hai que tener presente todavía que algunos son mas caros que otros; así sucede en muchos casos con la amalgamación respecto de la cianuración o hiposulfitación.

4.º La hidroclocuración i tuesta clorurante son métodos que no dan productos finales sino intermedios, tratables sea por amalgamación e hiposulfitación o por disolución acuosa, en el caso del oro. Este es el único en que el procedimiento recibe el nombre de cloruración.

El cloruro de oro obtenido se disuelve en agua i su solución se precipita con hidrógeno sulfurado, sulfato ferroso, carbon, u otros reductores. Si además el mineral contiene plata podrá ésta disolverse en hiposulfitos o en cianuro, según la mayor ventaja económica. Cuando hai muchas bases o metales solubles, el gasto de cianuro es enorme i hai que dar preferencia a la hiposulfitación, cuyo reactivo es mas barato.

5.º La cianuración se aplica cuando la indican como el método mas económico los ensayos metalúrgicos. La tuesta clorurante e hidroclocuración jeneralmente está refida con la cianuración de la plata (el cloruro de oro se disuelve en agua) por el fuerte gasto de cianuro que la disolución subsiguiente exige, debido a la presencia de sales solubles que lo destruyen. Damos en seguida un esbozo mas estenso sobre la cianuración de la plata i del oro.

6.º La hiposulfitación se emplea jeneralmente como complemento de la cloruración, para disolver la plata, pues siendo un reactivo mas barato que el cianuro, soporta las desventajas que eliminan al primero. Es poco eficaz en su

accion química sobre las especies mineralógicas crudas, de manera que es rara su aplicacion en este caso.

De las disoluciones en hiposulfito, la plata puede precipitarse como sulfuro o como plata metálica, con zinc, si el gasto de este reactivo es soportable.

JENERALIDADES SOBRE LA CIANURACION DEL ORO I DE LA PLATA

En sus rasgos jenerales indicamos en las líneas que siguen los diversos procedimientos que hoi día se usan en la cianuracion de los minerales de oro i plata.

Los minerales pueden haber sido previamente sometidos a otros tratamientos metalúrgicos, como la amalgamacion i tuesta i a algunos sistemas de preparacion mecánica, como la concentracion.

La molienda se efectúa jeneralmente con agua i con mucha frecuencia tambien en disoluciones cianuradas.

(En la molienda en seco hai pérdidas en los polvos, i ella no presenta ventajas de importancia principal). La molienda en presencia de cianuro contribuye a producir la disolucion parcial del oro i plata en esta operacion i, cuando es seguida de una amalgamacion subsiguiente, a aumentar la estraccion por el azogue, que se pone así en contacto con la superficie limpia i desoxidada de la plata i del oro.

Los aparatos de molienda mas usados son los pisones o bocartes i los trapiches o molinos chilenos. En planteles antiguos destinados a otros tratamientos metalúrgicos i reformados para el uso de la cianuracion se emplean tambien molinos Huntington, panes de amalgamacion i otros.

Si el mineral lleva oro libre o *metales cálidos* de plata (amalgamables sin reactivos) es conveniente la amalgamacion, que se produce, mediante el uso del azogue, en el aparato de molienda i en planchas de cobre amalgamadas colocadas a continuacion de los molinos del mineral.

Los molinos reducen el mineral de tamaño con gran desuniformidad i fácilmente puede separarse el producto en los aparatos de clasificacion mecánica en dos porciones: la de las arenas i la de los limos.

Para el tratamiento de cianuracion esta clasificacion es indispensable: El conjunto no podria cianurarse en estanques por el método de filtracion, pues el limo, muchas veces, ademas, arcilloso, impediria o retardaria de un modo inaceptable, la filtracion i lixiviacion en los estanques. Por otra parte, el tratamiento por agitacion no podria conducirse en presencia de las arenas pesadas que la perturbarian, sino la impedirian. Los agitadores Hendryx i Pachuca, no obstante, permiten la agitacion de arenas i limos juntos i su uso se jeneraliza.

De los aparatos de molienda, la pulpa del mineral debe, pues, conducirse a los clasificadores mecánicos, en cuyos detalles i disposiciones no es del caso detenerse.

Las arenas, desaguadas del exceso de líquido que suelen llevar, se someten a la lixiviacion con cianuro en estanques especiales por el método de filtracion, que, por no exigir gasto especial de enerjía motriz, es mas barato que los méto-

dos de lixiviacion de los limos. Cuando el método de filtracion no da buenos resultados a causa de la dificultad que el cianuro tiene para ponerse en contacto con las especies nobles que el mineral en grano grueso esconde, es preciso modificar el sistema de tratamiento. Para obviar este inconveniente, la arena debe reducirse de tamaño i trasformarse en limo, que se trata despues como indicaremos, en conjunto con la gran cantidad producida en la molienda primitiva.

La arena se reduce parcial o totalmente a limo, segun sea la clase del mineral. Esta operacion se efectúa en molinos tubulares i la molienda es húmeda, pues la arena lleva en promedio 50% de su peso, seca, en agua.

El limo se somete a la lixiviacion con cianuro en estanques provistos de agitadores, por el sistema de *agitacion*. Estos aparatos son numerosos en sus clases. Los mas usados son los de agitacion mecánica. Hai tambien otros agitados por el aire i vapor de agua. Producida así la disolucion de la plata i del oro en el cianuro, es preciso separar el limo de la disolucion. Tres son los sistemas actualmente usados. 1) Decantacion de la disolucion; 2) Filtracion sobre depression en filtros de succion; i 3) Filtracion bajo sobre presion en filtros prensas. La eleccion entre estos tres sistemas depende de las condiciones i recursos del plantel.

De las disoluciones arjentíferas i auríferas los metales nobles se precipitan en jeneral en cajas de zinc, mediante este metal, en forma de virutas, torneaduras, polvo, etc. La precipitacion por medio del sulfato de cobre no se ha jeneralizado. La electrolisis de las disoluciones cuenta tambien con muchas aplicaciones.

El precipitado de oro, plata i exceso de zinc se somete a un tratamiento por ácido sulfúrico para separar el zinc; método peligroso que ha costado algunas vidas tanto por el desprendimiento de ácido cianhídrico, proveniente del cianuro no bien separado, como por el de hidrógeno arseniado, proveniente de las impurezas del zinc. En otros planteles el precipitado es directamente fundido, produciéndose la volatilizacion i escorificacion del zinc, método que parece producir pérdidas de oro i plata durante la operacion. Se ha jeneralizado tambien la separacion parcial del zinc en virutas en exceso, mediante la tamizacion del precipitado. Hai establecimientos, por fin, en que el precipitado no se estrae de las cajas de zinc, hasta miéntras todo el zinc no haya sido consumido en la reaccion.

Las líneas precedentes dan lijerísima idea de los procedimientos mecánicos i físicos que hoi se emplean en la cianuracion de los minerales de oro i plata. Puede que otra vez toquemos la incipiente química del sistema.

En Chile este método metalúrgico no ha tomado gran vuelo, a pesar de que las instalaciones requieren poco capital. La metalurgia del oro, puede, no obstante, mostrar en el país algunos pequeños planteles de cianuracion. Pero los minerales de plata aun no se han cianurado en grande escala.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.

Anotaciones sobre fundicion de cobre

CALLOS

Designamos con el nombre de *callos* a las materias semi-fundidas que se incrustan en las paredes de los hornos de manga sobre la zona de fusion i de las toberas; contienen las partes mas refractarias de las mezclas, infusibles a la temperatura normal de los hornos; su aspecto es el de un conglomerado irregular, con trozos de cuarzo libre, etc., cementados por una escoria negra, semi-fundida, con partes de eje, ya formado, muchas veces.

Para destruirlos es preciso dejar bajar la carga del horno hasta que la zona de fusion aparezca en la superficie; su calor i el de nuevas cantidades de combustible contribuyen a reblandecer los callos i, finalmente desprendidos, a fundirlos; golpes de barras de fierro ayudan tambien a separarlos i echarlos a la zona de mayor calor; i en casos mas dificeles se recurre al auxilio de lechos de fusion mui fusibles, como escorias adecuadas, piedras calizas i otras mezclas que los fundidores llaman *tallas*.

CHANCHOS DE FIERRO

Los *chanchos de fierro* son trozos de fierro metálico reducido por el carbon i óxido de carbono de los óxidos de fierro i fundidos a la alta temperatura de la zona de fusion, finalmente enfriados i solidificados en el crisol interior o exterior del horno, cuya temperatura es inferior.

Se producen tambien en la fundicion de mezclas refractarias que llevan pirita o sulfuros de fierro; como es sabido, en tales condiciones, de elevada temperatura, el sulfuro de fierro experimenta una descomposicion que origina fierro metálico, el cual, en exceso i con una temperatura inferior del crisol, se deposita en estado sólido. En casos como éste, la tuesta previa de la pirita suele ser favorable a la eliminacion de estos chanchos, porque el óxido de fierro así formado se escorifica fácilmente en dichas condiciones.

La produccion de chanchos de fierro prueba que se está contraviniendo a una de las leyes científicas en que descansa la fundicion del cobre i que dice: La temperatura de formacion i fusion de la escoria será menor que la de reduccion del óxido de fierro,—que se debe escorificar,—a fierro metálico, i mayor que la de reduccion del óxido de cobre a cobre o sulfuro, porque en caso contrario, aquél seria arrastrado por la escoria.

Pero la fundicion conforme a las leyes metalúrgicas suele no ser muchas veces practicable ni comercial, i entónces debe aceptarse la produccion de fierro metálico i admitirse la accion de factores que no se contemplan en la fundicion correcta.

Hai casos, por ejemplo, en que no es posible preparar buenos lechos de fusion de un horno, sea por la imposibilidad práctica de conseguir los flujos encesarios, sea porque el costo de éstos no es económico, i en que la única fun-

dicion posible i comercial se hace con produccion de chanchos de fierro. Es preciso entónces elevar la temperatura a puntos extraordinarios a fin de producir la fusion de la carga; i junto con ella se obtiene la reduccion del fierro. Temperaturas menores serán insuficientes para efectuar la fundicion. Suelen elejirse condiciones intermedias, de temperatura relativamente baja, para evitar la gran reduccion de fierro, aunque con escorias dificultosamente fundidas.

A veces la produccion de chanchos de fierro es solo el resultado de una fundicion descuidada, fácil de subsanar: fundidores hai que tienden siempre a agregar al horno un exceso de carbon, con el cual creen poder corregir los defectos del trabajo; pero, en realidad, muchas veces no consiguen otro resultado que el de aumentar la capacidad reductiva del horno i así su propension a la produccion de fierro metálico.

Los inconvenientes de los chanchos de fierro son mui conocidos; a mas de perturbar i a veces de detener la marcha del horno, modifican las escorias en su composicion i, cuando son mui ácidas i pobres en fierro, las hacen mas infusibles aun. Tanto las escorias con excesiva cantidad de fierro, como las mui pobres en dicho metal, que suelen ser mas infusibles, obligando a producir temperaturas elevadas, son causantes de la formacion de chanchos ferruginosos.

Estos arrastran en jeneral cobre, en proporcion mui fuerte a veces; pero siempre llevan una lei suficiente para que su refundicion sea obligada, con lo cual se recarga el costo del tratamiento.

La *destruccion i tratamiento* de los chanchos ferruginosos son difíciles i costosos. Un medio consiste en elevar fuertemente la temperatura del crisol obstuido; con dicho objeto se usarán cargas mui fusibles i gran proporcion de combustible. Si el método no da buenos resultados, podrá apagarse el horno. Si éste es de crisol exterior podrá recurrirse al uso de los gases calientes para calentarlo; se le construirá una bóveda, asemejándolo a un horno de reverbero i por el labio de sangría del horno se dejará escapar, con las materias fundidas, parte o el total de los gases ardientes, cuya temperatura es capaz de producir la fusion del fierro solidificado, fácil de eliminar así en mezcla con el eje de cobre o el cobre metálico. Este sistema en marcha regular no es desde todos puntos de vista aconsejable, porque tiene una desventaja económica de importancia: la pérdida de calor producida por el escape de los gases aun ardientes del horno; la economía de combustible es manifiesta en los hornos de tiro superior en donde los gases antes de salir, abandonan la mayor parte de su calor a la carga superior próxima a entrar en fundicion.

En fin, he observado que los chanchos de fierro se pueden disolver con cierta facilidad mezclando a la carga de fundicion ejes de cobre de alta lei, 50%.

A obtener así éxito debe procurarse de elevar primero suficientemente la temperatura del crisol, para que el eje de cobre de alta lei no se enfríe a su vez. Ejes bajos en cobre son de una eficacia inferior. No nos detendremos aquí a inducir leyes o teorías al respecto de la constitucion de los ejes i para las cuales estos hechos dan alguna base.

Los chanchos ferruginosos son quebradizos cuando su temperatura llega al rojo i entónces es fácil partirlos en trozos pequeños de 10 kgs. o ménos, que se

pueden fundir en el horno sin inconveniente. Una vez frios adquieren una tenacidad i dureza singulares; se dejan taladrar por eso con mucha lentitud, i el sistema mas rápido de hacerlo es con barrenos de rotacion; para quebrarlos debe usarse la dinamita u otros explosivos potentes.

Hai fundidores que prefieren fundir el chanco entero en una especie de forja o bajo hogar que se construye en el mismo sitio, calentada con coke i con viento forzado.

CHANCHOS DE COBRE

Los *chanchos de cobre* se producen con mayor facilidad en los hornos de manga que en los de reverbero. Muchos fundidores saben que no es conveniente la fundicion en ejes de mas de 50% por la produccion de chanchos de cobre.

Sorprende a primera vista, cómo es posible la formacion simultánea de cobre metálico i de ejes de 50% cuando hai ejes que pueden llevar hasta 80% de cobre. No necesitamos, para dar la explicacion, recurrir al empleo de las teorías abstrusas que únicamente se han construido sobre la constitucion de los ejes. Ella es bien sencilla. Si el lecho de fusion del horno lleva solo minerales de cobre sulfurados, como la calcopirita, i si admitimos que en el horno no se produce combustion alguna de azufre, tendremos un eje resultante de 34% de cobre, que es la lei de la calcopirita pura; si, en las mismas condiciones, la carga solo lleva el cobre en forma de bornita, el eje resultante tendrá una lei de 65% de cobre; i si, en fin, la carga lleva calcosina, el eje resultante tendrá 80%. Mas en el horno hai siempre combustion parcial del azufre, cuyo único efecto es el de elevar la lei del eje, pero no de producir cobre metálico, puesto que si el sulfuro es descompuesto, la causa es la accion oxidante del horno i no reductora. Ciertamente es que esta accion puede solo llegar al azufre del sulfuro de cobre, como en el convertidor, i no alcanzar hasta el cobre.

Cuando se produce cobre metálico al lado de ejes de baja lei, 50%, por ejemplo, podemos decir que los lechos de fusion llevan especies de cobre oxidadas; éstas en su imperfecta mezcla con las especies sulfuradas, llegan aisladas a la zona de reaccion i de fusion i se reducen a cobre metálico; en su camino descendente, bajo la zona de las toberas que es la de reacciones, el cobre así producido experimenta la fusion por la elevada temperatura, i su alto peso especifico lo arrastra rápidamente al plan del horno. Allí, cuando la temperatura es baja, se enfría fácilmente, debido a su punto de fusion mas elevado i a su mayor conductibilidad calorífica.

No hai, pues, gran probabilidad de formacion de chanchos cupríferos cuando los minerales fundidos están exentos de minerales oxidados o de color.

En este último caso se propende a su formacion en hornos de crisol exterior, cuya temperatura puede bajar mas fácilmente que en los de crisol interior. El mismo plan de los hornos de antecrisol suele enfriarse i cubrirse de chanchos de cobre; tal sucede cuando la zona de las toberas es mui elevada sobre el plan, 0.60 m. por ejemplo, construccion defectuosa que presenta mas

inconvenientes que ventajas. Una altura de 0.40 m. es, a mi juicio, mejor. Se encallan tambien los planes, por enfriamiento causado por radiacion, a falta de suficiente espesor de los ladrillos.

Para refundir estos chanchos, como los de fierro, formados en el plan de los hornos de antecrisol, deberá procurarse calentar el plan, lanzando, verbi-gracia, los gases ardientes de la combustion por la boca de sangría.

Hemos dicho, tocante a la produccion de cobre metálico, conjuntamente con ejes de cobre ferríferos, que en los hornos de reverbero esa posibilidad es mas remota. En ellas claro está desde que las materias que se funden permanecen mucho mayor tiempo en contacto, suficiente, en jeneral, para producir la combinacion total del cobre con el azufre. No obstante, he observado hornos de reverbero, que, fundiendo ejes tostados para obtener cobre, lo producian con pequeña proporcion de eje de 70 %, por consiguiente todavía ferrujinoso.

PODER DESULFURANTE DEL HORNO DE MANGA I FORMA DE SU CONTORNO INTERIOR.

El poder desulfurante del horno equivale a su capacidad oxidante del azufre i fierro, o sea, tambien a su capacidad reductiva, porque,—debemos insistir en ello,—ámbos efectos dependen en el horno especial solo de la proporcion de coke empleado; si éste está en gran exceso el horno producirá una atmósfera reductiva, i si está en defecto, tenderá a ser oxidante.

La forma del contorno interior del horno tiene gran influencia sobre esta accion. Estudiémosla, en su forma simple.

Hornos que disminuyen de seccion hácia arriba.—No son adecuados para la fundicion porque arrastran la zona de fusion hácia la seccion superior, mas estrecha, trabajan con tragante caliente, con pérdida de calor, i se enfrían inferiormente, produciendo la solidificacion de las materias ántes de su evacuacion. Son adecuados para la calcinacion, esto es, para trasformar la piedra de cal o carbonato de calcio, en cal viva, materia infundida que así puede extraerse fria del horno, sin inconveniente. Otras operaciones que no requieren ni experimentan la fusion pueden tambien usarlos, pero prácticamente se emplean en forma combinada, con contorno vertical en seguida i decreciente hácia su base, para evitar los descensos bruscos de las materias tratadas.

Hornos de paredes verticales, o de seccion constante.—Su efecto es simplemente el de producir la fusion, o sea la licuacion de las materias sólidas i se usan, por ejemplo, en la licuacion del fierro en lingotes, etc. En la fundicion de minerales de cobre se han recludo entre las antigüedades.

Hornos de seccion decreciente hácia abajo.—Son los mas adecuados para la produccion de las reacciones químicas, para los efectos oxidantes o reductivos. Un horno que decrece hácia abajo, tiene con igual altura, una mayor capacidad de material por unidad de seccion activa, que es la de las toberas, i la accion de ésta es proporcionalmente mayor. En tales hornos se consiguen tanto los efectos oxidantes como reductivos segun las proporciones de carbon i de aire que se hacen obrar. Así en los hornos que funden plomo i fierro i que necesi-

tan un fuerte poder reductivo la cantidad relativa de carbon es mayor que en los que funden cobre; en los de plomo, ademas, para mas intensificar este efecto, la inclinacion de las paredes es superior.

Los hornos de fundicion pirítica o autofundicion necesitan, por el contrario, una atmósfera fuertemente oxidante, i los mismos hornos serán mui adecuados con el empleo de una cantidad menor de carbon. No obstante, en la autofundicion los hornos pueden ser de paredes verticales, porque automáticamente se forma un contorno interior decreciente hácia abajo con la sílice de la carga. Esta regulacion automática muestra, pues, cuál es el contorno ideal para esta clase de reacciones. Pero si queremos producir la oxidacion en cargas de composicion química diversa, de las cuales no es posible obtener esta regulacion automática del contorno del horno, como verbi-gracia, en la oxidacion del azufre, fierro de ejes de cobre de 50 por ciento, mezclados con los fundentes i minerales necesarios, será preciso, para dicho objeto, usar hornos de paredes inclinadas i de seccion decreciente hácia abajo.

Hornos de esta forma no podrán ser demasiado altos, i como este factor es a veces necesario, se harán terminar por paredes verticales (hornos de fundicion de cobre i plomo) i si deben ser mas altos aun (hornos de fundicion de fierro) concluirán decreciendo a fin de evitar una capacidad excesiva de carga i de evitar una velocidad mui lenta de los gases, que, ya frios en la parte superior, se han contraido de volúmen. Cuando hai ventaja en mantener la pequeña velocidad de los gases, verbi-gracia, para evitar el arrastre excesivo de polvos, se deberá mantener la seccion superior mas grande.

El horno en cuestion evita, por lo demas, la ascension de la zona de fusion, porque los gases se expanden en la mayor seccion superior i se enfrían con mas facilidad.

Vemos, pues, que el poder desulfurante del horno depende en gran parte de su forma, la cual deberá ser decreciente hácia abajo.

Influye en mucho tambien a este respecto, la altura de la carga sobre la zona de las toberas; cuanto mas alta es ella, mayor es el tiempo en que es sometida a las reacciones de oxidacion, comenzando por una tuesta gradual hasta terminar en una fusion oxidante. El horno decreciente hácia abajo contribuye tambien, como hemos dicho, a aumentar el tiempo o camino de esposicion de la carga a las reacciones.

El exceso de carbon impide la produccion de la oxidacion del fierro i del azufre. Pero si reducimos su proporcion a términos mas bajos que en el caso normal en que se está empleando, como es lójico, el mínimo, a fin de aumentar el poder oxidante del horno, sucederá que éste espermentará un enfriamiento en razon de que el calor sustraído con esta menor proporcion de combustible no podrá ser suplido por el que pudiera dar el sulfuro de fierro. En efecto, éste, el eje, cuya temperatura de fusion es relativamente baja, se funde i su peso específico lo arrastra pronto debajo de la zona de las toberas escapando a la oxidacion. En un horno de forma dada i con cargas determinadas no podrá, pues, aumentarse así el poder oxidante. El único factor que con este fin

podria emplearse seria el que resulta de fundir con el horno mas lleno, a fin de aumentar el tiempo de oxidacion i tuesta, pero su influencia no es grande dentro de los límites que un horno definido permite.

Aumentar la presion del viento, para lanzar mayor cantidad de oxígeno al foco de las reacciones es contraproducente, pues la carga experimenta una fundicion mas rápida, hai ménos pérdida de calor por radiacion, i trasmision al agua de las chaquetas, i se produce un aumento relativo de carbon, que disminuye el poder oxidante. La fundicion mas rápida así obtenida, podrá, pues, significar una economía de combustible.

Una fundicion mas lenta, por el contrario, aumenta la intensidad de la oxidacion, pero el gasto de combustible se hace mayor.

Hai muchos otros factores que tienen pequeña influencia sobre el poder desulfurante, pero el principal está en la forma del contorno del horno.

COMBUSTIBLES

El sulfuro de fierro no puede, como hemos visto, sustituir como combustible al coke en el horno de fundicion, i esto, prescindiendo de su poder calorífico.

El eje o sulfuro combustible, experimenta una fusion que lo arrastra lejos de la zona de fusion i de oxidacion ántes de haber entrado en reaccion con el oxígeno. No sucede así con el coke que es infusible i se mantiene en la zona propia para su oxidacion. Necesitamos, pues, un horno de forma adecuada para impedir que el sulfuro fundido escape a la accion del aire, i esa forma es la decreciente hácia abajo.

Las planchas de fierro metálico, en cambio, desempeñan como combustible un papel mas parecido al del coke, porque no experimentando una rápida fusion, se oxidan con gran desprendimiento de calor ántes de escapar de la zona de las reacciones.

No sucede igual con los gruesos trozos o chanchos de fierro metálico que, con gran densidad, presentan una superficie de oxidacion reducida; así es que pasan por la zona de fusion sin alcanzar a oxidarse i como son mas densos que la escoria i eje, sobre los cuales flota i se quema el coke, se escurren al fondo sin modificacion.

No es, pues, la pequeña capacidad calorífica del eje o del sulfuro, la que, con reduccion de la proporcion del coke, conduce a un enfriamiento del horno, sino su fusibilidad, mientras que en el caso de los chanchos ferríferos es su densidad. Infusibilidad i pequeña densidad son entónces las dos cualidades que obligan al coke a oxidarse fácil i completamente.

TAMAÑO DE LAS CARGAS DEL HORNO

Tienen cierto efecto sobre el consumo de combustible, sobre todo, cuando, como en hornos pequeños i bajos, se funde con garganta caliente. Las cargas muy pequeñas no alcanzan a cubrir todo el coke en el horno i sucede entónces

que parte de él se quema sin producir calor útil, el cual escapa directamente con los gases sin haber cedido su calor.

MODO DE CARGAR EL COKE

He observado que se puede economizar combustible cargando el coke en el centro del horno. Así arde menor cantidad en contacto de las paredes i ménos calor es perdido por trasmision a las chaquetas.

PRESION DEL VIENTO EN LA FUNDICION

La presion del viento no tiene ningun efecto sobre la fundicion.—En jeneral se interpreta incompletamente la accion de este factor i hai muchos fundidores i metalurjistas que no lo comprenden bien. Debido a ello es que muchos creen que la presion del viento es la causante de los callos de fierro metálico que se enjendran con frecuencia en la fundicion. Nada mas erróneo. El siguiente ejemplo típico lo comprueba. En la conversion de los ejes de cobre se verifica una fundicion de una carga conspicuamente ferrujinosa con viento a alta presion, dos factores a que el fundidor atribuye los accidentes nombrados. Los hornos de manga, al contrario, funden mezclas ménos ferrujinosas con presiones mas débiles. ¿A qué atribuir entónces los callos de fierro? A una accion reductora, al exceso de carbon.

Hai casos en que puede observarse que una cantidad determinada de carbon es suficiente para la produccion de callos de fierro metálico, e insuficiente todavía para conseguir la buena fusion de la escoria resultante. ¿Qué hacer en tal caso? Soportar este efecto de las condiciones de la fundicion, o modificar la mezela? En el primer caso, debe tenerse presente que el fundidor ha salido del marco en que toda fundicion de cobre debe llevarse; conviene recordar aquí las bases de la *fundicion normal* de cobre i que no siempre se tienen presentes.

Se dice, en jeneral, que la fundicion del cobre se basa en las tres leyes siguientes relativas a la formacion del eje:

1.^a La cantidad de azufre del lecho de fusion fija la cantidad del eje.

2.^a El cobre del lecho de fusion se une al azufre, formando sulfuro cuproso, S. Cu₂.

3.^a El resto del azufre se une al fierro para formar sulfuro ferroso, SFe.

No hacemos hincapié sobre la forma química en que el azufre, el fierro i el cobre se combinan. No interesa tal problema en nuestro tema.

Pero se suele olvidar que tambien deben sentarse leyes en cuanto a la formacion de la escoria. Peters mismo es mui vago en sus apreciaciones a este respecto i solo dice: (*Principles of Copper Smelting*, páj. 341).

Deberá fundirse (la escoria) a una temperatura apropiada, es decir, a una temperatura suficientemente alta para que las reacciones en el horno se efectúen bien, i lo bastante baja para no gastar demasiado combustible.

Pero la verdadera base en que debe apoyarse la formacion de la escoria es ésta:

Su temperatura de formacion i de fusion deberá ser menor que la de reduccion de los óxidos de fierro a fierro metálico (chanchos), a fin de conseguir la escorificacion, que se desea, i superior a la temperatura de reduccion del óxido de cobre a cobre o sulfuro, a fin de evitar la escorificacion del cobre.

El caso a que anteriormente nos hemos referido, de produccion de callos sin conseguir la fusion de la escoria, queda contemplado por la lei que acabamos de enunciar.

Dejemos esta digresion, recomendando a los metalurjistas el estudio de los libros primitivos sobre la fundicion de cobre en hornos de manga, pues, pasa con mucha frecuencia que en la evolucion i progreso humanos se dejan olvidados muchos conocimientos útiles i de provechoso uso.

La presion del viento no es, pues, la causa de los callos de fierro. Quienes han tenido la idea de pensar en la diferencia que hai entre *presion* i *volúmen*, talvez puedan culpar a este último factor de la formacion de los callos. Pero, sin divagar mas, podemos decir que la causa es el exceso de carbon.

Para evitar la formacion de callos, se dice, debemos disminuir la presion del viento i para ello bajar la carga del horno. Esto hasta cierto punto es exacto. Pero cuando se pregunta por la razon misma, no se suele encontrar la explicacion. Hela aquí: Bajando la carga del horno, disminuye la resistencia al paso del aire, la cantidad de éste aumenta en proporcion, i con ello se quema el exceso de combustible que producía la reduccion de los óxidos férreos. Volvemos a encontrar en el exceso de combustible la causa de los callos. Mantengamos entónces la carga alta, que así aprovechamos mejor el calor, i quitemos el exceso de combustible reductor.

La presion del viento no juega el rol de importancia exajerada que se le atribuye en la fundicion. Es a la cantidad de viento a la que debemos asignarle un factor de tal magnitud. Se me dirá que es una nimiedad insistir tanto sobre esta diferencia, i que implícitamente el que habla de presion de viento entiende su verdadero significado. No obstante, por lo que hemos escrito, se ve que se termina por olvidarlo.

Para comprender el efecto de la presion podemos asimilar el camino del aire a traves de la cañería i del horno, al circuito eléctrico, el cual se caracteriza por los tres factores *diferencia de potencial*, E; *resistencia eléctrica del circuito*, R; i *corriente eléctrica*, I; resultante de los dos factores primeros. La relacion entre estas cantidades es

$$I = \frac{E}{R}$$

De igual manera el camino del aire puede apreciarse por la fórmula:

$$V = \frac{P}{R}$$

en la cual V es el volúmen de aire que fluye por unidad de tiempo; P, la presion de aire, semejante a la presion eléctrica o diferencia de potencial; i R, resistencia de friccion, etc., de las cañerías de la carga del horno, etc.

Sabemos que el voltaje o presión eléctrica E , no produce *efectos directos*. Los fenómenos eléctricos en un circuito son causados por la corriente I , la cual no solo depende de E , sino que también de R ; de ahí que con diferentes E podemos tener el mismo efecto I , o que con un mismo E tengamos diversos efectos I (variando R).

En el horno de fundición, de igual modo, una misma presión puede producir diversas corrientes o volúmenes de aire, según el valor de la resistencia R . En ésta, la parte eminentemente variable es la que corresponde a la carga del horno.

Los efectos que se atribuyen a la presión P , corresponden a la cantidad de aire por unidad de tiempo, V .

Bajas presiones son susceptibles de producir chanchos de fierro, cuando hai excedente de combustible; i altas presiones (cargas altas, R , elevado), con ménos combustible, de no tener efecto tan perjudicial.

Así como la potencia eléctrica es $E I = I^2 R$, la potencia mecánica del viento es $P V = V^2 R$. Conocidos P i V , es fácil calcular R .

La capacidad de viento del horno es

$$C = \frac{Vt}{P},$$

así como la capacidad eléctrica es

$$C = \frac{It}{E} = \frac{Q}{E} \quad (t = \text{tiempo}).$$

La capacidad de fundición del horno es proporcional a la capacidad de viento; cuanto mayor éste es, más rápida es la combustión i la fundición.

Conviene, por tanto, fundir rápidamente; las pérdidas de calor por radiación i transmisión serán menores, i como consecuencia se tendrá una economía de combustible.

La capacidad de viento del horno queda determinada por la fórmula dada

$$C = \frac{Vt}{P}$$

i sustituyendo P por su valor $V R$, tenemos que

$$C = \frac{t}{R}$$

Vemos en estas fórmulas que la capacidad del horno es proporcional a V , R i P .

Discutiremos solo los valores de V i R ; P depende de ellos.

V deberá ser máximo. Su límite lo fijará:

1.º La capacidad del ventilador; el gasto de energía, no podrá considerarse excesivo, pues se compensa con el menor gasto de combustible en la fundición; i

2.º La condición de la carga del horno; si el combustible (carbon, sulfuros) es muy grueso en tamaño no podrá absorber i quemar tanto oxígeno como en caso de ser más menudo i, por tanto, de mayor superficie activa.

R deberá ser mínimo; el lecho de fusión, por consiguiente, será bajo; su límite, lo fijará la temperatura de los gases que no debe ser demasiado alta, a fin de disminuir la pérdida de calor.

FORMA DE LAS TOBERAS

La forma de las toberas tiene gran influencia sobre la fundición.—Hemos hecho observar que grandes volúmenes de aire producen el enfriamiento con efecto de la distribución irregular que impide el íntimo contacto del oxígeno i carbon. Por consiguiente, mayor número de toberas de menor sección (para igualar la superficie) permitirían una combustión más perfecta en la zona de fusión. El límite ideal práctico será al respecto producir un plano de aire homogéneo. Los hornos *Herbetz* de aspiración llenan esta condición. El crisol interior está separado del resto del horno; el aire entra por el espacio que queda entre ambas partes, i la corriente se produce por sección mediante un inyector de vapor.

Usense, pues, en los hornos comunes, de sopladores positivos, toberas rectangulares, muy largas i angostas, provistas de caja de viento.

Los hornos de grandes dimensiones soportan presiones superiores a los pequeños por esta razón: el viento se distribuye con más uniformidad por toberas relativamente pequeñas.

TIPOS DE HORNOS DE MANGA

Nos ocuparemos de los que se destinan a la fundición de cobre.

Ya hemos estudiado la forma del contorno interior.

Crisol.—Son preferibles los hornos de crisol exterior o antecrisol móvil sobre ruedas o transportables por grúas, a fin de sustituirlos fácilmente en casos de enfriamiento.

El crisol interior, menos fácil de mover, guarda mejor el calor i por eso se recomiendan para la fundición directa a cobre metálico, que requiere mayor temperatura i más protección que el eje, contra las pérdidas de calor, que deja escapar fácilmente.

Plan del horno.—Su distancia a la sección de las toberas no será excesiva a fin de evitar su enfriamiento, 0.40 metros me parece distancia recomendable. Estará montado sobre ruedas.

Forma de la sección horizontal.—Será circular o poligonal en tanto lo permita la presión del viento, que no puede atravesar distancias muy grandes: 1.20 metros me parece un máximo de diámetro.

Toberas.—Se harán muy numerosas i pequeñas, i si fuera posible se susti-

tuirán por una sola rectangular, a fin de tener la mayor uniformidad en la sección de combustión.

Labios de sangría.—Prefiero los horizontales a los labios ascendentes, que no permiten limpiar con facilidad el plan interior del horno. Los labios horizontales llevarán en su extremo exterior un ladrillo refractario alto, i serán cubiertos de brasca a fin de que las materias fundidas se escurran del labio a un nivel superior al de salida del horno, para así evitar el escape del viento. La sangría será, pues, continua i el labio horizontal permitirá limpiar fácilmente el horno con solo quitar el ladrillo refractario.

Chaquetas.—En lo posible deberá usarse una sola serie a fin de disminuir el número de cañerías de agua i el de residuos o concreciones que limpiar. Si las aguas son ácidas o cupríferas las chaquetas no podrán ser de fierro.

VIENTO CALIENTE

Téngase presente que disminuye el poder oxidante del horno, puesto que exigiéndose menor cantidad, ya que su temperatura es elevada, las reacciones de oxidación se reducen i el grado de concentración de los ejes resulta menor. En caso de poderse calentar con economía, puede significar una ventaja comercial, puesto que reduce el gasto de combustible en la fundición.

Como el aire caliente ha sufrido una expansión, el tamaño de las toberas deberá aumentar proporcionalmente.

ESCORIAS SIN SÍLICE

Juzgamos de interés reproducir lo que el doctor J. Percy dice en el tomo I de su «Tratado completo de Metalurgia», del año 1864, con referencia a estas escorias.

En las páginas 66, 67 i 68 de la edición francesa, encontramos:

Fusibilidad de ciertos compuestos que no contienen sílice, alúmina, etc.—La alúmina puede jugar el papel de ácido i de base; esto queda probado por la composición de los minerales llamados *espinelas*, que se encuentran bien cristalizados, i que se componen exclusivamente de alúmina con una base del tipo R O combinados en proporciones atómicas definidas. Ebelmen ha producido artificialmente compuestos de esta naturaleza, perfectamente cristalizados, además en diferentes minerales, tales como la *estaurolita*, la *cianita* i la *caolinita*, la alúmina, puede considerarse, juega el rol de base, siendo la sílice el ácido. En muchos silicatos que contienen alúmina i bases del tipo R O las funciones de la alúmina, en el estado actual de nuestros conocimientos, no pueden determinarse con certidumbre. Parece, según los ensayos precedentes, que cuando una mezcla que contiene silicato de calcio, de la fórmula $2\text{SiO}_3, 3\text{CaO}$, i bastante cal, además, para formar el silicato de la fórmula $\text{SiO}_2, 3\text{CaO}$, se somete a muy elevada temperatura, se puede obtener una masa aglomerada; pero se desagrega fácilmente, i gran parte de la cal se convierte en *cáustica*, como si no se hubiese combinado al silicato. Además, Sefström ha observado que agregando alúmina

a la mezcla del silicato de calcio i cal en proporcion tal que se combine formando 3CaO , $2\text{Al}_2\text{O}_3$ (es decir, una mezcla representada por la fórmula 3CaO , $2\text{SiO}_2 + 3(\text{CaO}, 2\text{Al}_2\text{O}_3)$), el efecto del calor es mui diferente; se obtiene así una masa bien liquidada, cuya superficie es irregular i cubierta de pequeños cristales aciculares en la parte superior, es de color azul-gris; pero hácia abajo, donde está en contacto con el carbon de leña, tiene el brillo del fierro. Esto se debe a la presencia de la dosis mínima de fierro, que se encuentra en los reactivos empleados. Por su color i aspecto de su fractura se asemeja al fosfato de calcio; su peso específico es 2,888.

Sefström ha repetido los siguientes ensayes sobre la formacion de los aluminatos de calcio, en un horno de su invencion.

3CaO , $2\text{Al}_2\text{O}_3$. Con una mezcla compuesta segun esta fórmula, obtuvo una escoria porosa de color amarillo claro. En un segundo ensaye el producto resultó compacto, negro, de peso específico igual a 2.76. Calentado al soplete se ponía amarillo recordando a la cera de este color. En una tercera prueba, despues de una hora de viento, el producto fué análogo al precedente. De todos los aluminatos preparados por Sefström, este último fué el mas fusible.

CaO , Al_2O_3 . Dos ensayes dieron por resultado una masa fundida compacta, cuyo color, en el centro, era intermediario entre el gris, amarillo i pardo; la fractura era brillante i cerosa; contenía pequeñas porciones blancas de materia no fundida.

3CaO , Al_2O_3 . Escoria fundida, vidriosa, verde amarilla. El soplete se pone gris claro i no se funde. Este aluminato posee la misma propiedad notable del silicato correspondiente, es decir, de reducirse a polvo en poco tiempo. Sin embargo, el hecho no se produjo con este aluminato sino algunos meses despues.

Sesquióxido de fierro i cal.—El autor ha encontrado que estas sustancias, en ciertas proporciones, dan una escoria bien fundida. Una mezcla compuesta de 10 gr. 364 de sesquióxido de fierro puro i de 6 gr. 478 de mármol blanco (= 3 gr. 628 de cal), es decir, en la relacion de $\text{Fe}_2\text{O}_3 : \text{CaO}$, que se sometió en un crisol de arcilla tapado, a una alta temperatura, produce una masa perfectamente fundida, que despues de haberse quebrado por su mitad, se asemeja a una escoria vidriosa, negra opaca. El crisol tenía un gran hoyo despues de la fusion. En un segundo ensaye sobre una mezcla dosada segun la misma fórmula, de 2 gr. 591 de sesquióxido de fierro i 1 gr. 619 de carbonato de calcio, calentado en un crisol de arcilla, revestido interiormente con una hoja de platino, la masa se fundió perfectamente, escapando a traves del crisol.

Terminaremos con estas observaciones sobre la materia en cuestion: El Fe_2O_3 se combina con la CaO , formando la que se llama *ferrato de calcio*, $\text{Fe}_2\text{O}_4\text{Ca}$. Minerales con gran cantidad de peróxidos de fierro podrán, pues, fundirse con ventaja con cal, que no exige, la reduccion previa a FeO , difícil en los hornos de reverbero. *La cal puede, entónces, sustituir a la sílice en la fundicion de minerales ferruginosos.*

¿Cual es el efecto de la temperatura sobre las mezclas de ferróxido, FeO , i de cal? ¿Existe, pues, el *ferrito de calcio*, $\text{Fe}_2\text{O}\text{Ca}$ o $\text{Fe}_2\text{O}_3\text{Ca}$? La cal, en tal

caso, podría sustituir a la sílice escorificante del óxido ferroso producido en la conversión del cobre; los forros ácidos de los convertidores se sustituirían por forros básicos de cal, cuando en ello hubiera conveniencia. Una sujestion mas: ¿La cal podría escorificar al óxido ferroso usándola en forma de polvo sobre el baño de escoria? Si así fuese, se evitaria el costoso trabajo de la colocacion de los forros.

PRODUCCION DE COBRE NEGRO EN HORNOS DE MANGA

El mayor precio que el cobre en barra tiene en el mercado sobre el eje, es motivo de estímulo para los pequeños fundidores que producen eje en hornos de manga i que no cuentan con un plantel de conversión, léjos de su alcance por el elevado costo de instalacion. La produccion de cobre negro en hornos de manga es para ellos, pues, de gran interes.

Así como el horno de reverbero permite fundir primero a eje i despues el producto, en ellos tostados, a cobre en barra, igual cosa podrá hacerse en el horno de manga. El cobre obtenido no alcanza, por supuesto, al alto grado de pureza del de convertidores, i su precio será inferior. Sin embargo, hai ventaja comercial en producirlo, porque el mayor costo de fundicion i las pérdidas mas grandes son compensadas i sobre pasadas por el mejor precio del producto.

En una pequeña fundicion del centro del país, se ha estado tratando de realizar el problema en cuestion i aun no se llegaba a resolverlo del todo, pues los productos de cobre obtenidos tenian leyes todavía bajas, cobre de 90% en parte i ejes de 55% ademas. En dicha fundicion se refunden los ejes de primera fundicion, o de 50% con minerales de color principalmente i se obtienen como productos, una tercera parte del cobre en forma de cobre agrío de 90% al rededor, i dos terceras partes de eje de 55%. El sobre precio obtenido por la venta de estos dos productos es superior al costo de refundicion de los ejes de 50% i al valor de las pérdidas en la escoria, que en dicha operacion llegan a 1%.

Veamos algunos datos numéricos al respecto, i abordemos despues el problema metalúrgico.

Primero indicamos el costo de fundicion: El plantel dispone de un horno de manga con capacidad de 30 toneladas diarias (es cilíndrico i su diámetro es de 1.20 m.)

Junio de 1909.

Gasto diario (operarios, fuerza, luz, arriendos, herramientas, aceites, fletes, amortizacion, etc.).....	\$ 180
Coke gastado (fundicion de 30 toneladas en 24 horas empleando 12% de coke), 3,600 kilogramos, a \$ 70 por tonelada de 1,000 kgs.....	252
TOTAL.....	\$ 432

Costo de fundicion por tonelada de lecho de fusion o de mezcla, a 30 dias de trabajo por mes.....

Miremos ahora el costo de repaso del eje de primera fundicion con minerales oxidados, a fin de obtener cobre ágrío i eje mas rico.

100 kgs. de eje de 50%, que valen (segun la Revista Jackson).....	\$ 510
220 kgs. de mineral de 12%, (100 kgs. de 10% valen segun la misma Revista \$ 6.59 con escala de subida de \$ 0.76) con valor de 60 kgs. de espejuelo, flujo cuyo valor es.....	0.70
46 kgs. de coke, a.....	3.15
Otros gastos (a \$ 180 en 24 horas, a razon de 25 toneladas fundidas en tiempo).....	2.80
Valor total invertido.....	\$ 75.49

El producto obtenido, compuesto de cobre agrio de 90% i de eje de 55% tiene una lei media de 67% i su cantidad es de 116 kilogramos, lo que significa una pérdida de 1% en la escoria, mas o ménos.

Este producto se paga como un eje con escala de subida, que es de \$ 1.30 por unidad en 100 kgs. Siendo \$ 51 el valor de 100 kgs. de eje de 50%, los 116 kgs. de 67%, valen.....	\$ 84.79
Que es el valor recuperado. Como el valor invertido es de.....	75.49
la ganancia es de.....	\$ 9.30

Esta utilidad se refiere a una carga de 380 kilogramos, i como el horno funde 25 toneladas diarias, el número decargas es de 65 de modo que la mayor utilidad diaria alcanza a la suma de..... \$ 604.50

Como se ve, a pesar de la imperfeccion de la operacion, el resultado es halagador i hai motivo para estudiar detenidamente este problema.

Analizando el procedimiento técnico usado en la fundicion en referencia veo que la produccion del cobre agrio o negro de 90% en el horno corresponde sencillamente al de los minerales oxidados que se reducen al estado metálico durante la fundicion. El eje, por sí solo, experimenta una concentracion de de 5% por la débil atmósfera oxidante del horno. No habria, pues, motivo de reparar el eje a no ser que esa pequeña concentracion dé al nuevo eje un valor que pague su refundicion. La verdadera ganancia se encuentra en la reduccion directa de los minerales oxidados a cobre negro, aun con la fuerte pérdida que en la escoria se experimenta.

Merece, pues, estudiarse en cada caso cuál de los sistemas de tratamiento es mas económico.

Si la fundicion directa a cobre negro, con gran pérdida del metal en la escoria, o la fundicion en eje con menor pérdida en la escoria.

En el plantel de fundicion de que nos ocupamos, la obtencion directa del cobre negro resulta ser mas ventajosa comercialmente.

A fin de aumentar la cantidad de cobre en barra producido, el fundidor i dueño resolvió tostar el eje, pero la operacion efectuada en pilas o parvas era

tan larga e imperfecta que la lei del producto refundido esperimentó, un pequeño aumento poco económico.

Llamado a estudiar el problema me trasladé a la fundicion. Despues de algunas tentativas para oxidar el azufre del eje en el horno, durante la fundicion misma, hube de convencerme de su imposibilidad. Sin poder, pues, efectuar una fundicion oxidante, no vi otro camino que el de efectuar una tuesta previa del eje. Ella debia ser conducida con rapidez i si era posible, llevada a muerte, esto es, espulsando prácticamente todo el azufre. Deseché entónces la oxidacion en pilas, i por analogía con la tuesta en reverberos, pensé en hacerla en el mismo horno de manga, manteniendo la operacion con el calor de la oxidacion del eje a espensas del viento forzado del soplador.

El calor desprendido para esta operacion era tal que el eje en trozos de 10 c. de tamaño esperimentaba una fusion, que lo hacia descender bajo la zona de oxidacion impidiendo su combustion perfecta. Hice mezclar entónces el eje mas finamente triturado con minerales de cobre de color, a fin de evitar la fusion.

La operacion no exige mas combustible que un poco de leña para iniciarla i dar fuego al eje.

Dejé la fundicion ántes de concluir la esperimentacion, cuyos resultados ignoro. Pero no hai cuestion en la practicabilidad de una tuesta de esta naturaleza. Su ventaja es la rapidez i bajo costo, el principal de los cuales, a mas de los salarios, es el del movimiento del ventilador. La tuesta, puede hacerse continua i miéntras la zona de oxidacion, caliente, se mantiene en la superficie de la carga, a donde sube fácilmente el fuego, en hornos cilíndricos, la carga tostada, aglomerada i fria se estrae por la parte inferior del horno, a igual de lo que sucede en los hornos de cal, cuya forma podria imitarse para esta aplicacion.

No entramos en mas detalles, sobre la conduccion sencilla de esta operacion.

El eje tostado de ese modo a muerte se mezcla ya con los minerales que forman el lecho de fusion, es despues directamente fundido a cobre impuro.

Siempre habrá una pequeña proporcion de eje rico, pues el azufre no puede espulsarse en su totalidad.

Con algo de estudio i vijilancia, opino que se llegaria a producir cobre de 96% o mas, que se paga como cobre en barra i no como eje con escala de subida cual acontece con el cobre ménos rico.

Este método de produccion de cobre en barra es en mi opinion, el sucesor inmediato del antiguo método de trabajo esclusivamente en hornos de reverbero i que aun se conserva en los dos grandes planteles de Lota i Guayacan con admiracion de quienes conocen las ventajas económicas del sistema ultra-moderno de produccion de cobre en convertidores.

Cuando sucede lo que a nuestros pequeños fundidores, escasos de dinero para aprovecharse de los últimos i mas económicos métodos de trabajo, un

procedimiento completo en hornos de manga como el que hemos indicado, les permite, a pesar de todo, obtener una mayor utilidad en su pequeña industria. Para ellos la gran industria con todos sus progresos está fuera de su alcance.

ALGUNAS OTRAS VENTAJAS DE LA PRODUCCION DE COBRE EN BARRAS

A mas de la mayor utilidad obtenida en la venta de un producto de alta lei en cobre, que hemos demostrado en el acápite anterior, existen ventajas de transporte que no hemos aun considerado.

Estas son:

- 1.^a Menor peso del cobre en barra que el cobre en eje;
- 2.^a Ahorro de molienda del eje, a fin de ensacarlo;

Hai fundidores que evitan la molienda a mano o mecánica, echando el eje todavía caliente al agua, en la cual se desmorona i reduce fácilmente a polvo frio. En esta forma los sacos duran mas.

- 3.^a Pérdidas en la molienda; i
- 4.^a Gasto de sacos, que es considerable.

F. A. SUNDT,

Ingeniero de Minas,
Profesor Extraordinario de Metalurjia
en la Universidad de Chile.

(Continuará)



Los minerales de plomo i zinc de Missouri *

LAS REJIONES MINERAS DE SOUTHEAST I SOUTHWEST MISSOURI.—CARÁCTER GENERAL DE LOS MINERALES,—MÉTODO I COSTOS DE ESPLOTACION I BENEFICIO.

Missouri ocupa el segundo lugar entre los Estados en la produccion de minerales de plomo, i el primero entre los productores de zinc. La minería está confinada a dos rejiones, el Southeast i el Southwest.

La rejion del Southeast produce minerales, que en números redondos, dan en la fundicion 100,000 toneladas de plomo en lingotes anualmente; la rejion del Southwest, o Joplin, produce 25,000 toneladas de plomo i 140,000 toneladas de zinc.

En ámbos campos las condiciones externas son favorables. La minería está situada en el centro de las grandes rejiones agrícolas del valle del Mississippi, en que el costo de la vida es barata, el trabajo abundante, el combustible i el transporte baratos, i en que los mercados están a un paso. Los factores internos tambien son favorables para los bajos costos. Las profundidades alcanzadas no son grandes i los depósitos mineralizados son estensos. En SE. Missouri los

(*) *The Engineering & Mining Journal*, Septiembre 26, 1908.

depósitos son persistentes, aunque algo irregulares, mientras que los de Joplin no solo son irregulares sino inconstantes. En ambas regiones, sin embargo, los reconocimientos por sondas resuelven las incógnitas del subsuelo. En ambos distritos también los minerales se prestan para la concentración con agua.

En el distrito del SE., desgraciadamente, hay poco que ver en cuanto a informaciones de las compañías mineras. Las anotaciones siguientes son de mi propia observación, y aunque no puedo responder de la exactitud de mis números aplicados a compañías aisladas, creo que pueden considerarse como un promedio bastante aproximado de la región en conjunto.

Plomo de Southeast Missouri.—La base minera del SE. Missouri son depósitos plumbíferos con un promedio de 5% o muy poco más de plomo metálico. La galería se encuentra diseminada en la caliza, aunque generalmente la mayoría del plomo está limitado a las ricas cajas de las vetas. El mineral se concentra bien, puede obtenerse un producto de 65 a 70% con un rendimiento de 80%. Hablando comercialmente, el mineral lleva, pues, 4% de plomo neto. Los reconocimientos han probado que los depósitos son muy persistentes y estensos, aunque presentan irregularidades que no necesitan tiempo para descubrirse.

La formación se presenta casi horizontal, aunque no son raras las inclinaciones de 3 a 10 grados. Tiene, en toda su extensión, un suave manteo al SO. El mineral que se explota actualmente se encuentra en los 100 pies más inferiores de la calcárea de St. Joe, y a menudo en la base de esta formación en el contacto con una arenisca inferior. Ocasionalmente sucede que en los 100 pies que se acaban de mencionar, hay enriquecimientos sucesivos que hacen explotables los depósitos unos sobre los otros. En este caso es preciso trabajar a varios niveles. Pero es más común encontrar solo un gran manto irregular de mineral inmediatamente sobre la arenisca, de manera que puede trabajarse en un solo plan; a pesar de esto, a veces el mineral suele clavar hacia arriba de cierta distancia sobre el nivel general. Los depósitos superiores son relativamente sin importancia.

En el verdadero distrito de Flat River, estos depósitos están distribuidos en varias zonas paralelas, manteniendo el N. 50° O. Estas zonas se extienden en un espacio de cerca de 3 y media millas de ancho de NE. a SE., y de cerca de 9 millas de NO. a SE. Se espera que estas zonas se extiendan tanto hacia el NO. como el SE. Creo que hay muy buenos motivos para suponer el descubrimiento de nuevos depósitos hacia el SE. de los ahora trabajados. Hay ya algunas indicaciones de tres de tales depósitos en el extremo O. de la región.

Ignoro por qué el mineral sigue este camino NO. a SE., nunca he podido ver ningún sistema de rajaduras en tal dirección. La mayoría de ellas tienen rumbo E. a O. o NE. a SE. Estas fisuras presentan la más clara relación con los depósitos de minerales, que a menudo las siguen en grandes distancias a ambos lados de ellas.

La zona metalífera lleva algo de plomo diseminado en la roca a ambos lados de las fracturas explotables que solo son de 5 pies de espesor. Aparentemente las rajaduras son la fuente del mineral que lo ha derramado a las rocas

vecinas. El mineral mas rico está, pues, en las fracturas, empobreciéndose hácia los lados, de modo que en el medio de dos fracturas el mineral puede ser tan pobre que no hace cuenta su explotacion.

El mineral es explotable en espesores que varían desde 6 hasta 100 piés a lo mas.

Esploraciones en la rejion del Southeast.—Se deduce evidentemente de lo que precede, que el reconocimiento de estos depósitos por el sistema de piques i galerías usado en las minas del oeste seria difícil i poco satisfactorio. Para seguir al mineral por los laboreos, es casi necesario ir explotándolo al mismo tiempo. Las irregularidades en direccion vertical son suficientes para que impidan seguir tras del mineral por galerías horizontales; i las irregularidades horizontales son tan considerables que tampoco es posible mantenerse dentro de las fracturas, a ménos que no se esté dispuesto a ascender i descender por ellas. Si el mineral se levanta se deberá subir con él; si descende, habrá que bajar siguiéndolo.

El problema de empuentar el mineral hácia adelante ha conducido enteramente a la perforacion con sondas de diamante desde la superficie. Ella varía en dificultad segun la profundidad. La formacion mantea nuevamente hácia el SE., i la superficie se eleva un poco en esa direccion. La parte sud-occidental de la rejion es, por eso, la mas profunda. En las antiguas minas de Flat River, la profundidad de la arenisca solo es de 300 a 400 piés. En las minas mas nuevas como en Derby (Federal) i Hoffman (St. Joe) la profundidad es de 500 a 600 piés. En la parte mas honda entre Leadwood i Frondale la profundidad es de 500 a 800 piés. Cuando la hondura no es superior a 550 piés, el sondaje se efectúa todo en una roca mui favorable; pero cuando es superior, aparece la calcárea Potosí, que es una formacion mui dura, i en ese caso es preferible usar una sonda de percusion i despues poner el taladro de diamante.

La sonda se usa primeramente para determinar la posicion jeneral de la fractura metalizada haciendo una línea de sondajes en direccion NE. a SO. a intervalos de cerca de 200 piés. Cuando se encuentran minerales de plomo de valor, los sondajes se hacen a distancias menores siguiendo su direccion jeneral NE. a SE. Si el mineral se encuentra en gran cantidad en 15 a 20 sondajes se justifica la perforacion de un pique. Por regla jeneral, no es conveniente determinar exactamente la magnitud del depósito por sondajes mientras no se haya avanzado en su explotacion i obtenido mas conocimiento de sus peculiaridades.

Debido a la naturaleza blanda de los minerales mas ricos, los testigos de la sonda invariablemente dan una muestra inferior del valor del mineral. Aun donde el terreno es perforado con mas cuidado, la explotacion minera produce de 20 a 100 % mas de plomo en el mineral que la cantidad indicada por la sonda. Es mui comun encontrar partes estériles, en medio de un buen depósito en las zonas de friccion de las fracturas. A causa de la forma irregular del depósito, material estéril, se introduce al medio de los espacios mineralizados. Por estas razones sucede a veces que la mitad de los sondajes, en buena rejion mineralizada, no encuentran mineral pagable.

El costo del sondaje durante muchos años ha ido subiendo por el precio creciente de los diamantes i del trabajo, Donde los sondajes, 10 años atras, se hacian por 40 a 50 c. el pié, en 1007, costaban de \$ 1 a 1.25. En los sondajes mas profundos, en que la caliza Potosí es taladrada, el costo alcanza probablemente a \$ 1.50 por pié. Talvez recientes mejoras han vuelto a reducir los precios.

La descripcion anterior se refiere especialmente a las minas de la vecindad de Flat River solamente. En Bonne Terre los depósitos son algo diferentes, pues el eje mas largo parece estenderse de NE. a SE. en vez de NO. a SE. Estos depósitos están al NE de las zonas mineralizadas de Flat River. Parece ahora mui probable que se establecerá una relacion entre Bonne Terre i Flat River.

Estension del distrito.—El distrito propiamente de Flat River, que contiene minas reconocidas, tiene una área cuadrilateral de 30 millas cuadradas, o 19,000 ács. Si estendemos las líneas hasta llegar a Bonne Terre i Irondale, formamos una área triangular de cerca de 60 millas cuadradas, o 38,000 ács. Esta área produce actualmente plomo metálico en la proporcion de cerca de 90,000 toneladas por año. La produccion se duplicó desde 1901 a 1907.

Fuera de esta área hai un número de otros lugares en que se han explotado minerales de la misma clase. En Doe Run, Fredericktown i Mine La Motte, hai importantes minerales que defieren de los anteriores solo en que están en estensiones mas pequeñas de calcáreas, interrumpidas por rocas del granito preexistente. En Fredericktown los minerales contienen ademas del plomo, cobre, níquel i cobalto. En la mina North America, en esa rejion se han encontrado abundantes minerales con 5% de cobre i 2.5% de níquel i cobalto. Todo indica la posibilidad de estenderse a la minería del cobre en esa vecindad. Los minerales de cobre tienen exactamente los mismos caracteres estructurales que los depósitos arriba descritos, escepto en que en vez de galería pura, el mineral es principalmente sulfuros de cobre, níquel i cobalto.

El problema de la explotacion en la rejion del Southeast.—La parte mas difícil de las operaciones mineras actualmente es la exploracion preliminar por la sonda. Esta determina la profundidad de los piques i su situacion. Usualmente un solo nivel es necesario, pero como el mineral no yace exactamente en un plano horizontal, se hace necesario el empleo de carros tirados a máquina, lo que, a mi juicio, se haria por el mejor método eléctricamente. Este sistema se ha instalado en uno de los planteles federales i es mui eficaz. Debe, a veces, tambien tomarse disposiciones para un desagüe de carácter secundario, de depresiones a que no alcanza la estacion de desagüe principal.

El laboreo es mui sencillo. No se emplea fortificacion. Se dejan pilares circulares que contienen de 10 a 15% de mineral. A menudo es posible dejar pilares en las partes mas pobres del depósito siguiendo el depósito a lo largo de la fracturas. Sondajes subterráneos se hacen en algunas minas para reconocer las corrientes de agua. Estas son fracturas, llevando tanta agua que si se encuentran casualmente, traen consecuencias desastrosas. Hai piques con mucha agua i que producen 1,300 a 1,500 galones por minuto. El producto

diario de los piques es de 300 toneladas cada uno, pero puede aumentarse grandemente mediante el uso de máquinas eléctricas, cubriendo grandes áreas cada pique. La ventilacion puede asegurarse perforando con sondas anchos hoyos desde la superficie.

El equipo de potencia mas económico empleado en la rejion es el del plantel de la St. Louis Smelting and Refining Company. Aquí una instalacion central a vapor acciona un compresor i una instalacion eléctrica. La concentracion, estraccion i desagüe se hacen eléctricamente; igualmente se hace el trasporte de varios piques al plantel de concentracion.

El costo de laboreo, estraccion i desagüe es de \$ 1 a 1.50 por tonelada, al cual hai que agregar 10 c. por tonelada, por gastos de sondaje, i otros 10 c. por trasporte del mineral al establecimiento de concentracion. El costo total resulta, pues, de \$ 1.30 a \$ 1.70 puesto en este último.

El problema de la concentracion de los minerales.—La concentracion actualmente está mui bien dirigida. El mineral se reduce al tamaño de 9 mm.; los trozos menores se separan en harneros inmediatamente despues de la molienda. Despues de molido el mineral se clasifica por diversos tamices de 9 a 2 mm. i los productos se concentran en cribas. Los *tailings* de las cribas gruesas se vuelven a moler. El material menor de 2 mm. se clasifica i trata en mesas Wilfley como los *tailings* remolidos. Los productos medios de las mesas se muelen en molino Huntington i se tratan despues en Fruevanners.

El costo de la concentracion en planteles para 1.000 toneladas varía de 30 a 75 c. por tonelada. El costo de un plantel de concentracion con la estacion de potencia para las minas puede estimarse en \$500,000 para 1,000 toneladas de capacidad. La nueva instalacion hecha por la Federal Lead Company se espera que podrá tratar 2,400 toneladas diarias. Es construida de acero i concreto, tiene un gran plantel para aire comprimido i otro para fuerza eléctrica, i secciones mui estudiadas para la molienda i el muestreo. Su costo es de \$ 900,000.

El problema de la fundicion de los minerales.—La fundicion puede considerarse sobre la base de la compra de minerales o sobre la operacion de las minas. El mineral sale de la concentracion en forma de concentrados con 70 de plomo i 50 % de humedad. Los fletes a East St. Louis son de cerca de \$ 1.50 por tonelada seca. Este mineral puede venderse a los fundidores que pagan el 90% del plomo segun los precios corrientes, con un recargo de \$ 6 a \$ 8 por tonelada de carga para la fundicion. Con estos datos, el costo de flete i tratamiento será el que sigue:

	Plomo 4 c.	Plomo 5 c.	Plomo 6 c.
Flete.....	\$ 1.50	\$ 1.50	\$ 1.50
Beneficio, digamos.....	7.00	7.00	7.00
Deducion de 10 %, 140 lb.....	5.60	7.00	8.40
TOTAL.....	\$ 14.10	\$ 15.50	\$ 16.90

Sobre la base de la fundicion propia de los minerales, el costo es aproximadamente de \$ 6 por tonelada i la pérdida con la mejor práctica, 3 %.

	Plomo 4 c.	Plomo 5 c.	Plomo 6 c.
Flete i tratamiento.....	\$ 7.50	\$ 7.50	\$ 7.50
Deducciones, 42 lb. de plomo.	1.68	2.10	2.52
TOTAL.....	\$ 9.18	\$ 9.60	\$ 10.02

Con precios medios habria una economia de cerca de \$ 5.50 por tonelada de concentrados en una fundicion propia. Pero debe recordarse que los costos anteriores pueden solo conseguirse en un plantel de gran tonelaje, como de 3,000 a 4,000 por mes.

El costo del total de operaciones puede entonces indicarse así:

Reconocimientos	\$ 0.10 a 0.10
Labores de piques.....	0.15 a 0.15
Explotacion.	1.00 a 1.50
Trasporte al plantel de concentracion.....	0.10 a 0.10
Concentracion.....	0.30 a 0.75
Gastos jenerales.....	0.10 a 0.26
Gastos del mineral bruto.....	\$ 1.75 a 2.86

El menor de estos costos representa el de grandes i potentes depósitos metalíferos, con relativamente poca agua, concentracion barata i rendimiento de no mas de 75% en la concentracion, una administracion simple i económica. Las cifras mas elevadas se aplican a depósitos de ménos potencia, gran cantidad de agua, costosa concentracion sin un rendimiento de 85% i una administracion espendiosa.

Sigamos con los dos grupos de condiciones, costos en la fundicion hasta producir lingotes de plomo de mineral de varias clases, admitiendo como precio del plomo 5 c. por libra.

1.—COSTO DE ESPLOTACION, CONCENTRACION, \$ 1.75.—ESTRACCION, 75 %

	Contenido de los concentrados %	Costo de fundicion	Costo total	Costo por lb. de plomo en centavos
Con mineral de 4%	4.3	\$ 0.41	\$ 2.16	3.60
» 6%	6.4	0.62	2.37	2.65
» 8%	8.6	0.82	2.57	2.22
» 10%	10.8	1.03	2.78	1.85

2.—EXPLOTACION, CONCENTRACION, \$ 2.86.—ESTRACCION, 85%

Con mineral de	4%	4.85	\$ 0.47	\$ 3.33	4.90
»	6%	7.27	0.70	3.56	3.50
»	8%	9.70	0.94	3.80	2.86
»	10%	12.10	1.17	4.03	2.37

Si todos los costos se mantienen iguales, excepto la concentracion, tendremos:

3.—COSTO TOTAL POR LIBRA DE PLOMO

	1. Rendimiento de 75% centavos	2. Rendimiento de 85% centavos	
Con mineral de	4%	3.60	3.95
»	6%	2.65	2.84
»	8%	2.22	2.31
»	10%	1.85	1.98

Se deduce que para cualquier mineral semejante explotado en el distrito de Flat River, una concentracion mas barata, es una economía esencial, i que no seria negocio si los costos aumentaran en 45 c. por tonelada para obtener un rendimiento adicional de 10%.

Costo de produccion de plomo en la rejion de Flat River.—El costo medio del plomo en lingotes producido para el mercado de St. Louis, se aproxima en esta rejion a 3.00, 3.25 c. por libra, datos que pueden obtenerse de los informes de la St. Joe Lead Company, que ha pagado mas de \$ 5.700,000 en dividendos i construido sus instalaciones para una produccion de 300,000 toneladas de plomo. El costo, por supuesto, fluctúa con el tiempo. Siempre es posible, en períodos de depresion producir a mas bajo costo reduciendo los salarios i restringiendo las obras de construccion i los reconocimientos; en cambio, en tiempo de bonanza se elevan los salarios i se hacen gastos desusuales de reconocimientos, etc. Es un hecho, que en los años siguientes al pánico de 1893, el plomo se vendió sin pérdidas en el mercado de St. Louis, proveniente del distrito de Flat River, al precio tan inferior de 2.6 c. por libra; pero en el período de bonanza de 1906 a 1907, es dudoso que alguna de las minas produjera plomo a menos de 4 c. la libra.

Jeneralizaciones sobre la minería del plomo.—Desde puntos de vista económicos podemos dividir los minerales de plomo en tres grupos: 1. sulfuros diseminados que pueden concentrarse en alto grado; 2. sulfuros de vetas de fractura, llevando casi invariablemente plata a menudo, oro i cobre, concentrables en grado moderado; 3. carbonatos i bolsones ricos de sulfuros que no se pueden concentrar mas que por escojido a mano.

1. En la primera clase he citado solo los minerales de Missouri.

Es de observar que el problema minero aquí, i los costos, son mui semejantes a los de las minas de cobre de Lake Superior. En ámbos casos los costos de explotacion, concentracion i fundicion se reducen a \$ 2 o 3 por tonelada de concentrados. Los minerales de plomo diseminados contienen tres veces mas plomo que los que contienen en cobre los minerales de Lake Superior, i el precio del plomo es un tercio del del cobre.

2. Los ejemplos de Coeur d'Alene i de Broken Hill en Australia, son casos mui semejantes al problema minero de cobre de Butte. En ámbos casos la explotacion es mas bien costosa debido a las necesidades de una exploracion estensa, relleno i fortificacion costosos, i cierto escojido del mineral. La proporcion fundida es menor en el caso de las minas de plomo, pero, en cambio, el concentrado es mucho mas rico imponiendo mayores cargos por flete i refinacion del lingote. Un promedio aproximado de la lei en las minas de Coeur d'Alene es de 6,5% de plomo i 3,5 onzas de plata, lo que puede compararse con 174 lb. de plomo por tonelada. Los minerales de Broken Hill llevan 9.9% de plomo, 5.5 onzas de plata i 0.005 onzas de oro, equivalentes a 272 lb. de plomo (1) por tonelada pequeña. Estas cifras pueden compararse con el equivalente de 87 lb. por tonelada en que yo estimo el promedio de los minerales de Butte durante 13 años.

En el caso de la Coeur d'Alene los costos actuales de explotacion, concentracion i fundicion los he computado a \$ 5.70 por tonelada, o en Broken Hill a \$ 9 por tonelada, debiéndose la diferencia principalmente al grado de concentracion. El costo del plomo es aproximadamente igual en ámbos lugares. Notamos otra vez aquí que el plomo se presenta en los minerales en cerca de tres veces mas cantidad que el cobre en los minerales de Butte, cuesta un tercio de él i se vende a un poco ménos de un tercio de ese precio.

3. No he dado un ejemplo mui patente de la tercera clase de minerales de plomo. Park City sirve como un ejemplo parcial. Las minas de Tinctic, Utah, Eureka, Nevada, Sta. Eulalia, en Méjico; Leadville i Aspen, Colorado; muchas otras pertenecen a este tipo. Sin duda los costos son elevados. Los minerales de escojido a mano en Coeur d'Alene i Park City cuestan por su explotacion de \$ 10 a 15 por tonelada. En Leadville los costos pueden haber sido menores, pero lo dudo. En Aspen fueron tan elevados como aquellos. Los costos de fundicion son correspondientemente elevados. Tales minerales mui raras veces son explotados por plomo solo; los valores en oro i plata a menudo son mui superiores al del plomo. Indudablemente en promedio, los costos son casi proporcionales a los valores. Es mui posible que haya ejemplos extraordinarios de bonanzas explotadas a bajos costos i altas utilidades, pero estas bonanzas a menudo no duran mucho. Para minerales de esta clase el costo de exploracion es inevitablemente alto. No conozco ningun caso de minerales de plomo escojidos

(1) En ámbos casos admito que cuando el plomo vale 4.6 c. por libra, la plata vale 60 c. por onza. Esto no es exacto fuera de Estados Unidos. En Australia podemos calcular el valor del plomo solo en 3.15 c., por consiguiente, el valor total del mineral de Broken Hill espresado en plomo seria de 306 libras.

a mano, no concentrables, cuya explotacion i venta cueste por lo ménos \$ 20 por tonelada, el promedio es probablemente de \$ 30 a lo ménos.

La rejion zínquifera de Southwest Missouri.—El distrito produce 60% del zinc de Estados Unidos i, por consiguiente, ocupa en la industria del zinc el mismo lugar que en la industria del fierro ocupan las minas de Lake Superior. Talvez ninguna otra rejion de igual importancia es tan poco comprendida por los mineros de otras partes.

La rejion de Joplin es mui estensa, habiéndose explotado minerales en mayor o menor cantidad en una zona de cerca de 2,000 millas cuadradas, pero dentro de este gran campo la produccion principal ha venido de tres a cuatro localidades. De éstas la mas importante puede llamarse la zona Webb City, que se dice haber producido cerca de la mitad de toda la cantidad. En la inmediata vecindad de la ciudad de Joplin, hai mui estensas zonas mineralizadas que se estienden en direccion NO. a SE. Una tercera rejion que ha tenido una gran produccion, está en las proximidades de Galena, Kansas. Trataré de hacer una descripcion jeneral de estos depósitos tomando como ejemplo la zona de Webb City.

Esta área productora se estiende desde Oronogo en el NO. a Porto Rico i Duenweg en el SE. en una distancia de 10 millas. En esta distancia el ancho medio de la zona es talvez de tres cuartos de milla, aunque en algunas partes se estiende a una milla i media i se estrecha en otras a un cuarto de milla. De un modo aproximado, estimo que la estension productiva es de 4,800 acres. No seria inexacto describir esta rejion como un depósito continuo, a pesar de que muestra grandes irregularidades. La produccion total de esta zona ha sido aproximadamente de 3.000,000 de toneladas de zinc, minerales de zinc i plomo, provenientes de la explotacion i concentracion de 75.000,000 de toneladas de roca. El valor efectivo obtenido ha sido de cerca de \$ 90.000,000, pero con los precios presentes el total seria mucho mayor. La produccion de la zona en 1907 fué de 109,229 toneladas de minerales de zinc con un valor de \$ 5.000,000, i 24,336 toneladas de plomo con un valor de \$ 1.700,000, haciendo aproximadamente un valor total en el terreno de \$ 6.700,000. El zinc obtenido de esta produccion puede estimarse en 55,000 toneladas, con un valor en St. Louis de \$ 6.390,000. Los lingotes de plomo beneficiados pueden estimarse en 19,000 toneladas, con un valor en St. Louis de \$ 1.985,000. El precio medio del zinc fué de 5.812 c. en St. Louis, i el del plomo 5.225 c. Con estos precios, la ganancia media para el minero fué de \$ 45.23 para los minerales de zinc i \$ 68.73 para los de plomo.

Resena de la jeolojía de la rejion de Joplin.—Las rocas en que se presenta el mineral constituyen una formacion de mantos horizontales de cuarcitas i calizas de cerca de 250 piés de espesor. En la base de la formacion hai un persistente manto de *flint*, de mas o ménos 20 piés de espesor, llamada cuarcita de Grand Falls. Sobre ésta hai calcárea que contienen muchas capas i nódulos de *flint*. Orijinalmente esta formacion de calcáreas cuarzosas estaba toda cubierta por una pizarra negra, que casualmente tenia algo de carbon. La mayor

parte de esta pizarra se ha destruido por la erosion, pero ciertas porciones de de ella existen todavía en forma de largas fajas que rellenan las depresiones en la calcárea subyacente.

Los depósitos de la rejion están todos contiguos a estas áreas de pizarra comprimida, presentándose bajo o a lo largo de las fajas de pizarras. Estos se llaman corrientemente «soapstone bars». La explicacion que creo la verdadera respecto del oríjen de las fajas de pizarras i de los minerales es la siguiente:

Las calcáreas, a lo largo de ciertas líneas (de un oríjen al presente no explicado) fueron disueltas mientras que la formacion de pizarras quedaba cubriendo toda la rejion. Las cavernas formadas por esta disolucion finalmente se agrandaron tanto que profundizaron dejando que la pizarra superior los rellena en estensiones hasta de 150 piés debajo de la formacion de calcárea cuarzosa. La disolucion de la calcárea no afectó a los mantos de arenisca. Estos se rompieron, debido a los huecos producidos por la disolucion de la cal. El resultado fué que debajo i a lo largo de los rellenos de pizarras habia grandes cantidades de *flint* triturado mezclado con el limo proveniente de la pizarra blanda superior. Habia tambien masas de calcárea, de todos tamaños, que quedaron en los costados i en el fondo de los huecos rellenos. Los residuos calizos aumentan en cantidad desde el centro hácia afuera hasta encontrar las masas sólidas no descompuestas.

El mineral se ha depositado en las masas brechiformes de *flint*, contacto de calcáreas i arcillas que ocupan el espacio entre la pizarra comprimida en el centro de las fajas i la formacion inalterada en el fondo i los lados. El mineral se introdujo por aguas superficiales. Naturalmente el depósito del mineral no fué uniforme. Se supone que la materia orgánica de la pizarra fué el agente precipitante de los sulfatos de zinc i plomo traídos por las aguas superficiales durante el fenómeno de la erosion de la planicie de Ozark al SE. En cierta proporcion el mineral se encuentra en masas mui irregulares en el terreno alterado, contiguas las fajas pizarreñas, o «soapstone bars».

Naturalmente, los canales de disolucion, como los desiertos, causantes de los huecos rellenos, eran de variada estension i profundidad. Este es el caso. En algunos de los grandes canales la calcárea ha desaparecido completamente hasta el fondo de la formacion calcárea cuarzosa i el terreno fracturado profundiza hasta la base, la cuarcita de Grand Falls. Esta cuarcita es una estrata quebradiza de *flint* que contiene innumerables fisuras que permiten la fácil circulacion del agua. De este modo se ha depositado mucho mineral en ella. Se llama «sheet ground». Este mineral, aunque exactamente de la misma composicion i oríjen que el otro, se distingue notablemente de él en varios respectos. En vez de hallarse en una masa fracturada a lo largo de los «soapstone bars» se presenta bajo las sólidas masas primitivas de calcáreas. En vez de estar en masas de forma irregular, forma un manto horizontal regular, como los de carbon. Lateralmente su estension es variable, como tambien su riqueza, pero la mineralizacion es mui uniforme sobre estensas superficies, a menudo de ancho de 2,000 piés. Nunca debe olvidarse, sin embargo que la «sheet ground» está

siempre adjunta al *loci* de mineralizacion —la «soapstone bars». Forma estensos clavos debajo de la calcárea bordeando los mas profundos i mas mineralizados canales. A menudo se estiende a 1,000 piés desde los canales, mui raramente hasta 2,000 piés.

Prácticamente toda la explotacion floreciente de la «sheet ground» hasta la fecha, se ha limitado al gran canal mineralizado de Webb City, entre Orongo i Porto Rico. Jeneralmente se cree que este manto contiene al rededor de 3% de la roca arrancada en minerales de zinc i plomo. El mineral de zinc da promedios próximos a 80% de plomo. El mineral se estrae por molienda i lavado en planteles de concentracion, que aprovechan 60% del zinc i 90% del plomo contenido en la roca. El rendimiento total alcanza a $66\frac{2}{3}\%$.

RECONOCIMIENTOS

El único método ahora empleado en la exploracion de los minerales es el de la sonda. Los depósitos irregulares contiguos a los «soapstone bars» son mui angostos. La estension vertical es a menudo mayor que la anchura. Por consiguiente, al buscar tales depósitos es necesario hacer sondajes mui próximos entre sí. Un sondeador experimentado puede formarse buena idea de la clase de minerales que encontrará por la de la roca que perfora. Si encuentra poco mineral en terreno abierto, es decir, de material estratificado destruido, colocará sus sondajes a distancias no mayores de 50 piés hasta encontrar mineral explotable. En seguida se buscará el mineral en la direccion de las fajas. Cuando éstas son pequeñas e irregulares, a menudo es necesario hacer tres i cuatro sondajes por acre. Como los costos de sondaje son, en promedio, de 80 c. a 90 c. por pié i los taladros en término medio tienen 175 piés, podemos decir que el costo de investigacion por acre es de \$ 500.

En los mantos de arenisca no se necesita un sondaje tan prolijo. Debido a la mayor uniformidad de los depósitos, con frecuencia basta explorar el terreno con un sondaje por cada dos acres, de una profundidad media de 200 piés, i con un costo de \$ 200 aproximadamente. El costo actual de reconocimiento por acre en este terreno es probablemente inferior a \$ 100, pero me parece que propiamente debería ser de \$ 200.

Es costumbre mui jeneral apreciar el valor del mineral a ojo simplemente. Los testigos de la sonda salen en forma de arena gruesa angulosa, que es lavada por el sondeador en un batea con agua, i por mera observacion juzga de si el mineral es o no explotable. Si las muestras indican solo pequeñas cantidades de mineral, a su juicio insuficientes para justificar su explotacion, anota «pocas pecas de plomo o zinc». Si cree que hai dudas, escribe «pecas» o «buen plomo», o las dos.

MÉTODOS DE ESPLORACION

La explotacion de este mineral se entenderá fácilmente con la descripcion anterior de sus depósitos. Debido a la poca profundidad de los minerales, no

hai necesidad de hacer piques costosos de mucha profundidad. Siendo la profundidad máxima de 250 piés, i por término medio de 175 piés en la explotación, es evidente que pueden labrarse a mui bajo costo piques de un solo compartimiento, excepto en los casos raros en que es necesario estraer gran cantidad de agua. Es probable que el costo medio de los piques de la rejion de Joplin no sea superior a \$ 4,000. De aquí que es mas barato trabajar las minas con numerosos piques en vez de estensas galerías subterráneas. Es tambien evidente que ademas de la cuestion del costo primitivo, el acarreo superficial o exterior del mineral es mas barato que el transporte subterráneo.

El resultado de estas observaciones es que en la rejion el método adoptado consiste en tener una instalacion de concentracion alimentada con el mineral de varios piques, efectuándose el transporte al plantel por planos en rampa enriellados.

Los métodos de estraccion son únicos i en consideracion de las condiciones mui satisfáctorios. El mineral se acarrea en capachos, llamados en la localidad «cans», con capacidad de 800 lb. Estos «cans» se llevan en pequeños carros de ruedas subterráneos a los piques donde se enganchan al cable de estraccion por un operario especial. La máquina de estraccion eleva el carro a un nivel algo superior al de la cabeza del maquinista, engarfia un gancho en el fondo del carro, el cual se vacia en una tolva cuando empieza a descender otra vez. Se vuelve a subir el carro despues, para desenganchar el garfio i descender nuevamente. En manos de un hombre experimentado estas operaciones solo duran algunos segundos. De esta manera se estraen 400 carros por jornada, o sean 160 toneladas. Solo se ocupan dos hombres con un salario total de \$ 5 por dia. La estraccion misma cuesta \$ 250. La máquina i tolva para la estraccion significan \$ 600 mas. Es evidente que este método de trabajo, aunque parece rutinario, es excesivamente eficaz i barato. El costo actual por tonelada estraída no es superior a 5 c.

La explotación subterránea exige la eleccion del terreno a fin de dejar en pilares la menor cantidad de mineral rico i sin hacer peligrar la resistencia del cerro. En los depósitos irregulares superiores, esta eleccion da oportunidad para ejercitar la destreza. En los mantos el trabajo es mas regular i seguro. De un modo jeneral se puede decir que las ventajas de los depósitos superiores en cuanto a riqueza i blandura de la roca, están casi equiparados con la mayor uniformidad i persistencia de los mantos. Hai, en realidad, mui pequeña diferencia entre los métodos empleados en las dos clases de minas. En los depósitos superiores irregulares el mineral se estraee de grandes masas irregulares; i en los mantos de masas horizontales de 8 a 20 piés de grosor, que son en grandes áreas, tan regulares como los mantos de carbon. Las únicas diferencias en la explotación de estas dos clases de minas son de naturaleza sin importancia que se pueden comprender fácilmente con la descripcion anterior, no siendo necesario continuar.

Métodos de concentracion.—El visitante de otras rejiones está en condicion de sorprenderse mucho del atraso de los métodos de concentracion empleados, i mas de un injeniero ha creído ver en esta rejion un campo de aplicacion de

métodos mas perfectos. Pero nada se ha hecho en tal sentido, pues, quienes lo han pretendido se han apoyado en algunos errores fundamentales sobre las condiciones de este distrito.

La concentracion de Joplin, hai que confesarlo, solo estraee al rededor de 60% del mineral de zinc. La proporcion indicada varia mucho en los diferentes establecimientos. La variacion, sin embargo, no se debe a la práctica de las operaciones, sino al carácter del mineral. Las maquinarias solo pueden estraer el mineral libre que puede separarse fácilmente de la ganga por una molienda gruesa. El zinc restante que queda incluido en forma de pequeñas partículas en un producto secundario de cuarzo no puede estraerse sino por una molienda mui fina i métodos mucho mas caros que el mineral estraído no alcanzaria a pagar.

Los aparatos ordinarios no son mas que tres grandes cribas Cooley completadas por una o dos mesas Wilfley. Las cribas Cooley son del tipo del Harz, pero tienen corrientemente de cinco a siete celdas. El mineral, reducido a un tamaño de media pulgada, pasa a la criba mas gruesa que retiene algo de los granos mas grandes de plomo i hace una concentracion imperfecta del zinc. Este producto intermediario, despues de ser triturado en un molino de cilindros, entra a una segunda criba llamada «limpiador». Los *tailings* de esta criba a veces se hacen pasar por otra criba mas pequeña para un tratamiento posterior, i cierta proporcion del material mas fino se estanca para ser sometido a la accion de una o dos mesas Wilfley. El costo ordinario de los establecimientos de concentracion es de \$ 10,000 a \$ 20,000 i tienen una capacidad de cerca de 15 toneladas por hora. Los planteles mas grandes de esta rejion han costado al rededor de \$ 50,000 i tienen una capacidad de 35 toneladas por hora.

Pérdidas en la explotacion. — Debe recordarse que la minería del zinc fué en un principio accesoria de la del plomo que se desarrolla próxima a la superficie. Al principio el mineral de zinc se vendia corrientemente a precios mui bajos. Se concentraba en cribas de mano, pero despues se instalaron máquinas mui primitivas i baratas.

Como el plomo se encontraba casi en la superficie en pequeños depósitos irregulares, no se pensó en una explotacion en grande escala. Uno o dos mineros pagaban derechos a los hacendados que les permitian trabajar estos depósitos. Dos hombres no podian esplotar mucha estension, por consiguiente, no se arrendaron mas que algunos acres. Los depósitos de plomo se cambiaron en minerales de zinc i los pequeños arrendatarios continuaron beneficiando en sus cribas solo los bolsones mas ricos de zinc. De este modo la minería se desarrolló aumentando la estension i número de pequeños pedimentos. El sistema tiene todos los errores que se puede suponer, pero era el único que las circunstancias permitian. El siguiente resumen de los resultados del trabajo indica las fuertes pérdidas que se producian.

Tomando 100 toneladas de mineral de 5% en zinc metálico, tenemos las siguientes conclusiones aproximadas:

4.—COSTOS I PÉRDIDAS DEL MINERAL DE ZINC

	Costos	Pérdidas	Total
Valor del mineral de zinc a 5 c. en St. Louis, 100 tns. de 5%.....			\$ 500.00
Pérdidas en la explotación, 10%.....		\$ 50.00	
Explotación, 90 tns. a \$ 1.05.....	\$ 94.50		
Pérdidas en la concentración, 40%.....		180.00	
Concentración de 90 tns. a \$ 0.25.....	22.50		
Pérdidas en la fundición, 12%.....		35.10	
Fundición i amortización.....	54.00		
Trasporte.....	9.15		
Total.....	\$ 180.65	\$ 265.10	\$ 345.75
Utilidad aproximada.....			\$ 54.25

Esto indica un rendimiento en la explotación de \$ 450; en la concentración de \$ 270; en la fundición de \$ 234.90. El costo aproximado es de 36.1% del valor total; las pérdidas de 53%; la utilidad de 10.9%. La utilidad sobre el valor obtenido es de 23% i esta utilidad queda dividida así: fundición, \$ 14.25 o 26%; derechos, 15%, \$ 23.60 o 43%; minas, \$ 17.15 o 31% de la utilidad total.

El costo en Joplin.—El costo en la región de Joplin es muy incierto, debido a la falta de exactitud en las informaciones concernientes al tonelaje beneficiado. La relación acompañante de la Grace Zinc Company ilustra el punto. Los «cans» extraídos, en el vocabulario vulgar, se refieren a carros, que en gran parte se suponen de una capacidad de 1,000 libras. Es un hecho que esto no es así; algunos opinan que su capacidad es de 900 i otros 800 libras. Con cualquiera de estas dos bases el tonelaje sería muy superior al que resulta de la base empleada en la relación del costo. La estimación de este tonelaje se basa en el contenido de estos carros, con capacidad para 1½ a 2½ toneladas en los cuales se envía el mineral al plantel de concentración. Gran cantidad se abandona como estéril. Si admitiéramos que los «cans» contienen 800 libras cada uno, nuestro tonelaje sería de 156,000 i el costo en vez de ser de \$ 1.41 se reduciría a 1.10. Si los «cans» se consideraran de 900 libras de capacidad, el tonelaje llegaría a 180,000 i el costo descendería a 95 c. La ley inferior del mineral i particularmente el método de explotación i sistema de arrendamiento que se han adoptado impiden la realización de proyectos que permitirían una determinación más exacta del tonelaje.

5.—GRACE ZINC COMPANY

Producción i costos, abril 1.º 1905, a enero 1.º 1908

«Cans» extraídos.....	390,346
Toneladas por concentrar.....	121,291
Toneladas de mineral mezclado recuperadas.....	5,307

CORTE DE EXPLOTACION

	Por tonelada polvo	Por tonelada concentrados	
Quebrantamiento del mineral.....	\$ 0.40	\$ 9.03	\$ 47,939.43
Trasporte.....	0.21	4.85	25,722.82
Estraccion.....	0.15	3.32	17,616.19
Desagüe.....	0.10	2.27	12,050.81
Reconocimientos.....	0.09	2.10	11,160.39
Fortificacion.....	..	0.09	452.18
Concentracion.....	0.23	5.33	28,304.19
Gastos jenerales.....	0.15	3.56	18,870.34
Construccion.....	0.08	1.74	9,248.40
Total.....	\$ 1.41	\$ 32.29	\$ 171,364.75
Pago de patentes.....	38,957.55
Valor neto del mineral.....	231,230.21
Gasto total.....	171,364.75
Utilidad neta.....	\$ 49,865.46

Una cuenta mas exacta del costo se basaria en el tonelaje de concentrados producidos. Su cantidad es, por supuesto, determinada exactamente. Es probable que las cifras dadas en el cuadro adjunto den una idea precisa de los costos de explotacion i concentracion en la region de Joplin.

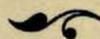
No he hecho estimacion sobre los gastos de amortizacion, que deberian hacerse para cada caso en especial. El costo actual de los planteles fuera de los de construccion i exploracion es probablemente de \$ 20,000. Todas las reparaciones se hacen por gastos de operacion.

La construccion requiere probablemente mas atencion que el plantel mismo. Probablemente la cantidad de \$ 3,000 anuales, en adiccion a los costos dados, seria un interes holgado del valor del establecimiento.

En el cuadro V esta cantidad corresponderia a \$ 8,000 i el costo total por tonelada que se concentra seria (de \$ 1.49, i por tonelada de concentrados, de 6 34.

Admitiendo la última cifra como el costo completo de explotacion i concentracion, i que los concentrados con 60% de zinc se fundan a \$ 14 por tonelada, con una pérdida de 12%, llegamos a la conclusion que 1,956 lbs. de zinc cuestan \$ 48,04,54 c. por m. Aunque indudablemente es exacto que algunas minas en todo tiempo, i la mayoría de ellas en cortos períodos, pueden producir el zinc mas barato, creo que el dato anterior es un promedio preciso.

JAMES R. FINLAY.



Las fuerzas hidráulicas de Chile

SU APROVECHAMIENTO EN TRACCION, ALUMBRADO, FUERZA MOTRIZ, INDUSTRIAS QUÍMICAS, METALÚRGICAS I FABRILES I EN LA AGRICULTURA

Publicamos en seguida un estudio que el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería ha enviado al Ministerio de Industria i Obras Públicas, proponiéndole algunas medidas para el estudio de las fuerzas hidráulicas disponibles.

Dice el informe:

Santiago, julio 14 de 1909.—Señor Ministro:

La Sociedad Nacional de Minería, llamada por sus estatutos a velar por los intereses de la industria del país, ha creído de su deber hacer presente al Supremo Gobierno la conveniencia de provocar el estudio de las grandes fuerzas hidráulicas disponibles, que encontrarían aplicación no solo en la minería, sino en las industrias metalúrgicas, fabriles i químicas, en el alumbrado de las poblaciones i en los trasportes, sin contar con que podrían servir aun para la agricultura.

Con el objeto de ilustrar el criterio del Gobierno sobre el desarrollo que han tomado en Europa estos estudios i la importancia que se les ha atribuido, cábeme la honra de esponer someramente lo que se ha practicado en la rejion de los Alpes, por Italia, Suiza i Francia, países que son, sin duda, los mas favorecidos por sus fuerzas hidráulicas.

Las autoridades federales suizas empezaron una investigación sobre esta clase de trabajos el año 1891, creando un servicio especial para estudiar el régimen de los rios i determinar los elementos para calcular las fuerzas hidráulicas utilizables. Con este objeto la Sección Hidrométrica, que estendió sus trabajos a la superficie total del territorio, dividió el país en catorce secciones, i fraccionó los estudios de cada una, en cuatro partes independientes unas de otras.

Primera parte.—«Superficie de las hoyas hidrográficas de recepción, divididas en zonas de trescientos en trescientos metros sobre el nivel del mar»;

Segunda parte.—«Estaciones de nivelación i referencia con perfiles transversales i pendientes del agua en su superficie»;

Tercera parte.—«Perfiles longitudinales de los rios en las secciones utilizadas por la industria o las que pueden ser utilizables. Perfiles transversales principales, con indicación de los puntos de referencia de la nivelación»; i

Cuarta parte.—«Aforo de los rios i curvas del gasto de agua en las estaciones de nivelación».

Con estos antecedentes puede juzgarse cuál es la situación i la importancia de la fuerza motriz que aun no ha sido utilizada, i todavía se puede apreciar con bastante certidumbre si la fuerza puede ser aprovechada de un modo racional.

Los gastos anuales para el funcionamiento de este servicio los calculaba

un *Mensaje* al Parlamento el 4 de junio de 1895 en 40,000 francos por año i la duracion probable de estas operaciones se estimaba en 10 años.

En Francia existia ya, ántes del año 1897, una estadística bastante completa hecha por la oficina de la Hidráulica Agrícola, del curso inferior de los los rios i canales navegables, así como cuadros mui detallados de las plantas hidráulicas existentes; pero solo el año 1898 se preocupó el Gobierno de comisionar al ingeniero de puentes i calzadas Mr. Tavernier para estudiar las grandes fuerzas hidráulicas de Los Alpes, trabajo que este distinguido ingeniero hizo en un interesante informe, pasando en revista las cuestiones de estadística, de economía pública i de lejislacion i donde solo tomó en cuenta las fuerzas superiores a 200 caballos.

Estos estudios movieron al Gobierno, en mayo de 1903, a confiar a los ingenieros Tavernier i de la Brosse la mision especial de organizar i dirigir los estudios de las fuerzas hidráulicas en las rejiones montañosas de Francia.

El estudio metódico, así emprendido, tiene como base el mismo plan propuesto por la Oficina Hidrométrica del Gobierno Federal de Suiza i los resultados de estos estudios están consignados en los tres gruesos volúmenes publicados hasta ahora que dan la composicion de las hoyas hidrográficas por alturas, con mapas jenerales de las mismas, los perfiles longitudinales de los rios, con planos i detalles diversos i, en fin, los aforos efectuados en cada hoya, con las curvas de gasto anual i las cotas de altura del nivel del agua.

En Italia, como en Francia, existian hasta el año 1894, estadísticas industriales de las fuerzas hidráulicas aprovechadas; pero una circular de julio de 1894 encomendó a los ingenieros del Cuerpo del Jenio Civil el censo de las fuerzas hidráulicas utilizables.

El año 1899 existia ya una estadística mui completa de las derivaciones industriales superiores a 200 caballos; pero por falta de datos sobre los estudios de la Comision nombrada, no podemos esponer el plan de trabajo por ella seguido, limitándonos a dejar constancia de que esos estudios se prosiguen.

No es de estrañar el interes con que estas naciones han emprendido estos estudios, desde que la electricidad ha afirmado su superioridad como ajente de transmision de la enerjía acumulada en las nieves de las rejiones montañosas. Los trasportes de fuerzas de 200 a 300 kilómetros son hoi día un hecho frecuente, i las condiciones especiales para las instalaciones hidro-eléctricas de que una vez amortizado su capital, sus gastos de explotacion son mui inferiores a los gastos de las plantas de vapor, les auguran un porvenir mui brillante en muchos paises.

El ingeniero de puentes, señor Blondel, hoi distinguido profesor en la Escuela de Puentes i Calzadas de Paris i uno de los principales propagandistas de las transmisiones eléctricas en Francia, resume el rol social de la electricidad, en las tres consecuencias siguientes:

- 1.^a La tradicion del taller establecido dentro de una familia, de una jene-

ración a otra i su desarrollo, gracias a la posibilidad para el obrero de aumentar con buena cuenta su potencia de producción i de transformar en colaboradores a los miembros de su familia. Sin esperar poder suprimir hoy los grandes talleres, se puede al menos detener la tendencia de la industria a la concentración en todos los oficios compatibles con el trabajo a domicilio.

2.^a El mejoramiento de la vida rural i de la agricultura, que se puede ya palpar en muchas rejiones, con la multiplicación en las aldeas i en los fundos de máquinas agrícolas accionadas por motores eléctricos, i con el alumbrado eléctrico de sus habitaciones i construcciones agrícolas, la reducción de los riesgos de incendios, que de ahí fluye, i las facilidades de regadío obtenidas por bombas eléctricas, etc., etc.

3.^a La creación en los centros agrícolas de industrias mecánicas que pueden permitir la suspensión de trabajo en el período de las cosechas i que permiten al trabajador agrícola aumentar sus recursos con una remuneración de operario industrial, conservando al mismo tiempo las ventajas de la vida del agricultor.

Agrega el señor Blondel la siguiente apreciación del distinguido economista Paul Leroy Beaulieu, que dice que del mismo modo que el siglo XIX ha visto la creación de una larga industria a lo largo de los terrenos carboníferos i especialmente en la gran zona que se extiende desde el Pas de Calais, atraviesa la Bélgica i llega hasta Westfalia, el siglo XX verá, sin duda, establecerse otra grande industria al pie de los Alpes, en Francia, Suiza, Italia i Austria.

Termina diciendo que este mismo fenómeno se produce ya en nuestros días en los Estados Unidos al rededor de las caídas del Niágara i en California al pie de las montañas Rocallosas. La península Escandinava i especialmente Noruega están llamadas a encontrar una nueva riqueza en sus caídas de agua.

Dadas las condiciones naturales de nuestro país, que guardan tanta semejanza con las de las rejiones ya citadas, por lo favorecidas que son por sus grandes i numerosas caídas de agua, salta a la vista que seria del mayor interés disponer de todos los datos técnicos referentes a su aprovechamiento, para el momento en que llegue la oportunidad de hacerlo.

Como se ha visto anteriormente, el estudio de las grandes fuerzas hidráulicas de las rejiones montañosas en un país bien conocido topográficamente, como la Suiza, exijia un lapso de tiempo de diez años, mas o menos. En el nuestro, habria que consultar, por lo menos, un tiempo doble.

Los interesantes problemas de la electrificación de nuestros ferrocarriles, tracción urbana, alumbrado de poblaciones, fuerza motriz a domicilio i, por fin, los no menos importantes problemas de las industrias electroquímicas i metalúrgicas, aconsejan prepararse para un porvenir no lejano.

Para ilustrar con un ejemplo la importancia que tendrian estos estudios, bastará decir que los Ferrocarriles del Estado solos han consumido durante el año pasado al rededor de 400,000 toneladas de carbon, que representan un valor

de mas de 14.000,000 de pesos. Esta cantidad podria economizarse anualmente en la electrificacion de los ferrocarriles i corresponde a un capital invertido de \$ 140.000,000.

En vista de estas consideraciones, la Sociedad Nacional de Minería ha encontrado conveniente pedir al Supremo Gobierno la creacion de una oficina dependiente del Ministerio de Industria, para que organice los trabajos relativos al estudio de nuestras fuerzas hidráulicas, ciñéndose en lo posible al plan elaborado por las comisiones francesa i suiza que se han ocupado de esta materia.

La idea que propone la Sociedad no significa en manera alguna que se vaya a crear, desde luego, un nuevo rodaje de la administracion con numeroso personal, sino que bastaria para echar las bases, el siguiente personal: Un ingeniero jefe, dos ingenieros ayudantes, dos niveladores, un archivero i dos dibujantes.

Este Directorio confia que US., penetrado como está de la importancia que estos estudios pueden reportar al pais, ha de dispensar favorable acogida a las medidas que tengo la honra de someter a la aprobacion de ese departamento.

Dios guarde a US.—(Firmados).—CÁRLOS BESA, presidente.—O. Ghigliotto Salas, secretario.— Señor Ministro de Industria i Obras Públicas.—Presente.

DECRETO DEL MINISTERIO DE INDUSTRIA I OBRAS PÚBLICAS QUE ORGANIZA EL SERVICIO DE ESTUDIO DE LAS FUERZAS HIDRÁULICAS DEL PAIS

«Santiago, 26 de julio de 1909.—Sec. 1.^a—Núm. 1,358.—Considerando que es de interes público conocer todos los elementos necesarios para poder aprovechar las grandes fuerzas hidráulicas del pais, susceptibles de ser empleadas en la electrificacion de los ferrocarriles, en el alumbrado, fuerza motriz i traccion urbanos; i en las industrias agrícolas, fabriles, químicas i metalúrgicas, decreto:

1.º Contrátase al ingeniero don Oscar Schmidt para que bajo la dependencia de la Junta que designa el artículo 5.º de este decreto, organice i dirija el servicio de estudio de las grandes fuerzas hidráulicas aprovechables, i en especial las que están situadas en las rejiones montañosas del territorio nacional, por ser de una captacion mas fácil i económica.

2.º Para llevar a cabo estos estudios, el señor Schmidt tomará como base, en sus líneas mas jenerales, el plan de trabajos análogos ejecutados por la Seccion Hidrométrica del Gobierno Federal de Suiza i los de la Comision Francesa, designada por el Ministerio de Agricultura de Francia con fecha 25 de marzo de 1903.

3.º El señor Schmidt presentará el plan definitivo que deberá seguir para practicar los estudios indicados, teniendo presente que su objeto primordial, es dar a conocer aquellas grandes fuerzas hidráulicas que se hallen en condiciones económicas mas favorables de aprovechamiento, sin perjuicio de la formacion de la estadística completa de las fuerzas disponibles.

4.º El señor Schmidt dará principio a los estudios mencionados, circunscribiéndolos a la parte central del pais, donde las fuerzas hidráulicas pueden encontrar una aplicacion mayor i mas inmediata.

5.º El señor Schmidt dependerá en el ejercicio de las funciones que se le encomiendan por este decreto, de una junta directiva, compuesta de tres miembros, elejidos uno por cada una de las Sociedades Nacional de Minería, de Fomento Fabril i Nacional de Agricultura.

El presidente que elija esta Junta será el órgano de comunicacion con el Ministerio de Industria i Obras Públicas.

6.º El señor Schmidt gozará del sueldo que le corresponde a razon de doce mil pesos (\$ 12,000) anuales, que se le pagarán por la Tesorería Fiscal de Santiago.

Dedúzcase el gasto del ítem 939 de la partida 15 del Presupuesto de Obras Públicas.

Refréndese, tómesese razon, rejístrese i comuníquese.—MONTT.—*Pedro García de la Huerta.*



La industria salitrera

INFORME JENERAL DE LA COMISION CONSULTIVA NOMBRADA POR DECRETO
DE 6 DE MARZO DE 1909

Señor Ministro:

La comision que se sirvió nombrar el departamento del cargo de US. por decreto núm. 355, de 6 de marzo último, presenta a US. el resultado de sus deliberaciones.

Para el mejor desempeño de su cometido, la comision se dividió en tres sub-comisiones, acordando distribuir entre ellas los diversos temas indicados en el decreto supremo. Redactados los informes, fueron discutidas sus conclusiones, armonizándolas en su conjunto i en orden a las ideas dominantes en la comision. De estos trabajos dejan constancia los distintos anexos que se acompañan a la presente comunicacion, i que US. ha de servirse tener por parte integrante de nuestro informe.

Seis fueron los puntos sometidos al estudio de la comision. Para la redaccion definitiva de los acuerdos i conclusiones adoptadas, los seguimos en el orden enumerado en el decreto.

I.—PROPAGANDA DEL SALITRE

El análisis hecho de la organizacion de los actuales servicios de propaganda, nos demuestra que ella corresponde a los fines que se persigue i que ha ido desarrollándose en forma satisfactoria, si se considera la inversion anual verificada para tal objeto. Es posible ensancharla mas; pero para ello es preciso contar con mayores recursos.

La comision estima, pues, que la propaganda debe ser mantenida en la

forma en que se practica, dándole naturalmente mayor impulso en aquellos paises en donde el consumo efectivo está mui distante del consumo teórico, i llevándola a los centros agrícolas en donde es nulo el empleo del abono.

Tres son, en jeneral, las causas que se oponen al crecimiento del consumo, o que esplican, en algunos casos, la lentitud o paralización de su progreso: el desconocimiento de los beneficios i del empleo del salitre, la competencia de los abonos similares i la carencia de corrientes comerciales regulares.

La vulgarización de los usos del salitre como abono, es decir, como una de las materias primas de la industria agrícola, es el principal objeto de la Asociación i de sus dependencias. Convendría completarla estendiéndola al campo netamente industrial, i este fin justifica la proposición hecha en el informe de la primera sub-comisión, para instituir premios anuales i permanentes al procedimiento esclusivo que emplee el salitre de Chile como materia prima, con esclusión de todo otro producto azoado.

La competencia de los demas abonos queda reducida a la lucha por el menor precio de la unidad de ázoe, en igualdad de poder fertilizante, i a este respecto, la comisión no podría aconsejar otro medio de ejercer la acción del Estado que el estímulo a los estudios e investigaciones relativas a los métodos de elaboración, al menor costo de producción, a la economía en el combustible, etc. En el mismo programa queda comprendida la idea de una organización comercial que suprimiendo los intermediarios i comisionistas que intervienen en la compra en la costa, como en el acaparamiento, o en la venta del artículo en los mercados de consumo i en su fletamento, llegará al resultado de poner en la relación mas directa posible al productor con el consumidor, con evidente rebaja del importe final del artículo.

En el exámen del tercero de los puntos enunciados, en el de la falta de corrientes comerciales establecidas, como causa que justifica la nulidad o escasez del empleo del salitre en diversos paises, la comisión considera que puede el Estado tomar injerencia efectiva, sea ensayando en pequeña proporción el envío de cargamentos o estableciendo depósitos, subvencionando líneas de vapores o destinando al objeto los trasportes de la Armada Nacional. Pero, dada la naturaleza de las funciones de la comisión, hemos creído que bastaba insinuar estas ideas, sin mayores detalles, a fin de que sean suficientemente estudiadas ántes de llevarlas a la práctica.

Comprendiendo que el interés del Estado por mantener i desarrollar la propaganda es mayor i mas permanente que el de cada uno de los industriales, i en atención a la estrecha situación actual de la industria, es lógico pedir al Fisco que contribuya al mantenimiento i ensanche de los servicios con una erogación mas cuantiosa que la industria. Para que esta contribución sea regular i puedan fundarse sobre ella servicios que una vez establecidos seria perjudicial restringir, proponemos que se destine una cuota fija por quintal i en proporción a la cantidad de salitre que se esporte.

Haciendo justicia a la corporación denominada «Asociación Salitrera de

Propaganda», juzgamos conveniente que los servicios continúen dependiendo de la direccion actual. La organizacion actual i comercial del salitre se prolonga a todo el mundo i tiene ramificaciones que jamas podria abarcar o manejar el gobierno de un Estado.

Pero el Estado necesita conocer la forma en que se administran los fondos que eroga para la propaganda i aun debe abarcar nuevos horizontes en materia de salitre, en la forma que lo detalla la sub-comision correspondiente. Es por eso que proponemos el ensanche de la actual Inspeccion Fiscal en Europa, llamada a prestar útiles servicios, cooperando a la unificacion de los métodos de los delegados, supervijilando su trabajo i orientado al Gobierno i al pais en los nuevos rumbos del comercio i de la industria de abonos azoados.

Al estudiar la organizacion de los servicios fiscales en Europa, se propuso en el seno de la comision la creacion de un alto Consejo Directivo de Salitre, en la forma en que está instituido para el crédito hipotecario agrícola, la Caja de Crédito. La idea mereció la aprobacion de la mayoría de los informantes, pero quedó reducida a términos que permiten su inmediata realizacion, por simple reglamentacion del Ministerio de Hacienda. En este caso, se trataria del nombramiento de un comité de alta direccion de los servicios fiscales relativos a la industria salitrera.

En órden a la esposicion anterior, la comision presenta a US. las conclusiones siguientes:

1.^a El Estado destinará un penique por cada quintal de 46 kilogramos de salitre que se esporte para fomento de la industria, sea propendiendo al abaratamiento de la produccion, a la estension del consumo o a la apertura de nuevos mercados.

Para este efecto se reservará la cuota indicada del derecho de esportacion percibido i se consultará en cada presupuesto anual, la suma que corresponda a la esportacion del año anterior, en la forma que el Presidente de la República lo reglamente.

2.^a Los servicios de propaganda científica e industrial continúan a cargo de la Asociacion Salitrera de Propaganda i de sus delegaciones en la forma en que se hallan establecidos.

3.^a El Estado entregará anualmente a la Asociacion Salitrera una suma igual, a lo ménos, a la que acuerden erogar los industriales, para el pago de los servicios de dicha corporacion.

4.^a La propaganda comercial, el fomento de la industria en el sentido de abaratar el costo de produccion, i los servicios fiscales relativos al salitre, tanto en el pais como en el extranjero, dependerán del consejo directivo del salitre.

II.—ELABORACION DEL SALITRE

Cuanto haga el Estado por estimular los estudios e investigaciones relativas a mejoras de los procedimientos de elaboracion del nitrato, contribuirá a abaratar el costo de produccion i, por consiguiente, ademas de eficaz proteccion a

la industria, será el mas poderoso aliciente para el aumento del consumo. Segun hemos dicho ya, el alto precio es uno de los obstáculos para el empleo mas considerable del salitre.

La comision considera indispensable la creacion de un laboratorio industrial que seria la verdadera seccion técnica de los servicios fiscales del salitre. Ademas del estudio de los privilejios, de la esperimentacion de los principios científicos aplicados a la industria, serviria de oficina esperimental, en escala semi-industrial, para conocer el valor de los inventos o reformas patentadas. En el laboratorio se seguiria la marcha de los demas abonos azoados, se prepararia el personal superior de la industria, se analizarian las diversas clases de caliche, etc.

Se ha propuesto la organizacion de un concurso internacional de inventores i la institucion de grandes premios, i al respecto se hallará entre los anexos un minucioso proyecto del señor Schiattino. Aprobando en jeneral la idea, la comision no considera que tenga antecedentes suficientes para poder precisar las condiciones i aun la naturaleza misma del concurso. Pero con la creacion del consejo directivo i la formacion del Laboratorio Industrial podrán fijarse definitivamente las bases de un certámen i su preparacion científica previa. El laboratorio, ademas de seleccionar los privilejios, consistentes en inventos orijinales, en forma de procedimientos usuales, o en aplicacion de principios, demostraria la eficacia de los nuevos métodos, vulgarizaria sus beneficios, i no hai que perder de vista que un invento serio tendria suficiente recompensa en el privilejio mismo, garantizado por la lei en forma amplia para su autor.

La comision acordó recomendar al Supremo Gobierno las siguientes proposiciones del señor Díaz Ossa, en orden a los privilejios exclusivos:

a) Publicar los pliegos de los que han caducado, sea en cuanto al tiempo de esplotacion, sea respecto al plazo de implantacion;

b) Publicar los informes periciales de los privilejios vijentes, clasificándolos en debida forma para establecer los derechos de cada inventor;

c) Procurar que todo privilejio relativo a salitre sea examinado por los mismos peritos, estableciendo, si fuera posible, reglas minuciosas respecto de los detalles de que debe constar cada informe.

US. se servirá designar al funcionario que se encargue de las publicaciones a que hacemos referencia, i tendrá a bien solicitar del Ministerio de Industria la adopcion de la última de las medidas propuestas.

La enseñanza técnica que hoi se da en el curso superior de la Universidad i que se propone dar en cursos secundarios de Iquique i Antofagasta tendria su base en el Laboratorio Industrial. La comision recomienda al señor Ministro las ideas enunciadas por el señor Díaz Ossa que es al mismo tiempo profesor de tecnologia del salitre de la Universidad.

III.-- CENTRALIZACION DE LA VENTA

El año 1903 los señores Antonio Gibbs e Hijos, de Lóndres, propusieron el prospecto de «contrato de consignacion de salitre», que US. encontrará en los

anexos, i en 1908 fué sometida al Comité de Lóndres la idea de una centralizacion de las ventas, en los términos de que dan cuenta los documentos publicados en la circular número 46 de la Asociacion Salitrera de Propaganda.

El objeto de simplificar la actual organizacion del comercio del salitre es doble: en primer lugar se trataria de acercar al consumidor i al productor, suprimiendo los comisionistas i especuladores, i en segundo, se perseguiria la estabilidad del precio, cuya incertidumbre actual es otro de los obstáculos para el aumento del empleo del salitre.

El Estado no puede impedir una organizacion de los productores encaminada a estos fines i no debe ver peligro alguno en que la combinacion de productores, una vez renovada, se prolongue hasta influenciar el comercio del artículo en forma benéfica para la industria, para el Estado i para el consumo. Pero no existiendo por el momento ningun proyecto concreto, la comision no juzga necesario estenderse sobre este particular, sin perjuicio de las demas referencias de este informe sobre ventas directas i propaganda comercial.

IV.—EXISTENCIA CALCULADA DEL SALITRE

Por las razones que se esponen en los informes de las sub-comisiones, la comision considera necesario continuar el reconocimiento de los depósitos salitrales, explorando las pampas i cubicando los terrenos en la forma mas amplia que sea posible. Es necesario demostrar la duracion casi indefinida de la industria, para desmentir la afirmacion del próximo agotamiento de las salitreras, que sirve de base a la fabricacion de abonos azoados.

Este trabajo puede llevarse a cabo conjuntamente con el estudio jeológico de las provincias de Tarapacá i Antofagasta.

Hai, así mismo, conveniencia en uniformar los procedimientos de la Delegacion Fiscal de Salitreras con los de la Oficina de Mensura de Tierras, que emprende en estos momentos la publicacion del mapa jeneral de Chile.

V.—SITUACION DE LOS ABONOS SIMILARES CON RELACION AL SALITRE

La comision se adhiere al informe de carácter técnico presentado por el señor Díaz Ossa, acepta sus conclusiones i considera que es preciso seguir de cerca los progresos de la fabricacion de abonos similares al salitre. Esta tarea puede ser encomendada con ventaja al Laboratorio Industrial propuesto.

VI.—CONSTITUCION DEFINITIVA DE LA PROPIEDAD SALITRERA

La comision acepta las conclusiones recomendadas en el informe de la tercera sub-comision, con leves alteraciones, pero insistiendo en dos puntos no comprendidos en él: en la necesidad de que se fije un plazo dentro del cual hayan de instaurarse las acciones contra el Fisco, fundada en títulos salitreros de Tarapacá, que no emanen del Gobierno de Chile i no hayan sido reconocidos por éste; i en la utilidad que habria para la industria salitrera en someter a las disposiciones del derecho comun relativas a hipotecas, a la propiedad salitrera.

En consecuencia, la comision acuerda recomendar al Supremo Gobierno: 1.º Que se declare oficialmente que no se innovará en materia de derecho salitrero por los agentes del Ejecutivo en nada de aquello que revista los caracteres de un hecho consumado i legalmente establecido; 2.º Que el Ministro impartiera instrucciones a los agentes de defensa fiscal, dentro o fuera de Santiago, para que procuren abreviar en cuanto sea posible, los trámites de todo juicio i todo procedimiento sobre la constitucion de la propiedad salitrera, tomando como norma invariable de defensa la jurisprudencia uniforme que hayan sentado los tribunales de justicia; 3.º Que el Supremo Gobierno encarezca al poder judicial la conveniencia de fallar preferentemente los juicios salitreros; sobre todo en aquellos en que la sentencia debe afirmar una doctrina o sentar jurisprudencia en materias de jeneral aceptacion; 4.º Que se proponga una lei con los siguientes objetos: 1.º Radicar en Santiago o en el juzgado del lugar donde tenga su asiento la Delegacion Fiscal, todo juicio o procedimiento sobre constitucion de la propiedad salitrera en que sea parte o tenga interes el Fisco; 2.º Que ninguna pertenencia minera pueda concederse en la zona salitrera sin oír previamente al Delegado Fiscal de Salitreras; 3.º Que la representacion judicial del Fisco en cuestiones salitreras, fuera de Santiago, sea conferida al Delegado Fiscal de Salitreras, sin perjuicio de las atribuciones legales del Director del Tesoro; 4.º Que el Ejecutivo pueda someter a un tribunal arbitral la decision de toda cuestion salitrera pendiente o que ocurra en lo sucesivo.

Finalmente, con respecto a la embargabilidad i enajenacion de la propiedad salitrera, la comision considera que en vista de la jurisprudencia sentada en órden a la aplicacion del art. 4.º de la lei núm. 1,992, de 27 de agosto de 1907, hai conveniencia en proponer una lei de carácter jeneral que, respetando los derechos preexistentes i su proposicion, considere aplicables a la propiedad salitrera las disposiciones del derecho comun sobre hipoteca i demas gravámenes reales.

VII.—CONSEJO DIRECTIVO DEL SALITRE

A fin de ejecutar el programa que dejamos indicado i para atender en lo sucesivo a las importantes cuestiones derivadas de la industria salitrera, la comision considera de gran importancia la medida ya insinuada, de crear un Consejo Directivo del Salitre, en que tenga representacion el Estado i la Industria.

Hai actualmente tres reparticiones administrativas relacionadas con el salitre: la Delegacion Fiscal que reside en Iquique, la Inspeccion Fiscal en Europa i la Cátedra de la Universidad, con su pequeño laboratorio. La importancia que toma la industria, la situacion que se le crea con la concurrencia de otros abonos, la accion que el Estado se propone en lo futuro, son argumentos que justifican la creacion de este nuevo cuerpo consultivo i que podria tambien exigir el ensanche del Ministerio de V. S. en una seccion mas. El Consejo llena por el momento esta necesidad i puede ser organizado por un simple decreto reglamentario, quedando la otra idea para mas tarde, en vista de la experiencia i de las posibles necesidades del servicio.

La idea del Consejo obedece, además, a establecer la unidad de la acción del Estado i de los industriales, i mui especialmente a formar una tradición uniforme que es necesaria para el cumplimiento del programa que nos ha cabido la oportunidad de presentar a V. S. Hai, además, muchas otras materias que una comisión transitoria, como ha sido la nuestra, no puede resolver, ni aun conocer i que dependen de acontecimientos eventuales e imprevistos.

Las líneas generales de este proyecto son:

1.º Créase un Consejo Directivo del Salitre que tendrá a su cargo el estudio i dirección de todas las materias relativas a la industria i al comercio del salitre, que conciernan al Estado o que son comunes al Estado y a la Industria.

2.º Son atribuciones del Consejo Directivo del Salitre:

La supervijilancia de los trabajos de la Delegación Fiscal de Salitreras, en orden a la mensura de terrenos entregados a particulares, al reconocimiento de terrenos salitrales i al estudio jeológico de la región salitrera.

Las instrucciones a la Inspección Fiscal en Europa, en lo que se refiere a las informaciones estadísticas i al control de los servicios actuales de propaganda.

La dirección de la propaganda comercial, entendiéndose por tal los ensayos de organización de ventas directas, la subvención a las líneas de navegación, las franquicias que se acuerden para el fomento del consumo, lo relativo a los embarques i trasportes en la región salitrera i, en general, todo aquello que no esté incluido en la propaganda llamada científica o industrial.

La supervijilancia de la enseñanza técnica i del laboratorio industrial, la preparación de concursos i el establecimiento de premios.

La dirección de los ensayos, investigaciones i esperimentos de nuevos procedimientos o reformas de los actuales.

3.º Dependen, en consecuencia, del Consejo Directivo: la Delegación Fiscal de Salitreras, la Inspección Fiscal en Europa i el actual servicio técnico de salitre.

4.º El Consejo propondrá el reglamento interno que ha de reir sus funciones.

VIII.—OTROS PROYECTOS

Tanto la comisión como las sub-comisiones han tomado en cuenta el proyecto del señor Darío Schiattino i acuerdan los infrascritos transcribirlos a V. S. para su conocimiento. La trascendencia de él nos induce, además, a pedir a V. S. que en el caso de crear el Consejo Directivo propuesto, sea remitido a esta repartición para su debido estudio. Gran parte de las medidas que el señor Schiattino propone, están contenidas en el conjunto de las que indicamos a V. S. en el curso del presente informe; i otras exigen, a nuestro juicio, mayores antecedentes para su resolución.

Respetando, pues, las ideas de su autor, las consideramos de difícil aplicación i creemos que forman solamente una iniciativa apreciable que es menester tener presente para más tarde.

De pronta resolucion, en cambio, nos parece la proposicion del señor Fisher Rubio para liberar de derechos a los sacos salitreros, o para devolver el impuesto a los que sirvan para el salitre esportado. En órden a este punto, son tambien atendibles las ideas del señor Schiattino.

Los sacos pagan hoi un derecho de 15% sobre el avalúo, con escepcion de los llamados «metaleros», que fueron exceptuados por la lei especial núm. 1,003, de 21 de enero de 1898. Las mismas consideraciones que primaron para otorgar esta concesion en favor de la minería, deben hoi ser invocadas en pro de la explotacion salitrera.

Acompañan a la presente comunicacion las actas de la comision, los informes de las sub-comisiones, los estudios de los señores Schiattino i Díaz Ossa, i los demas documentos que se espresan en las actas de la 3.^a i 4.^a reuniones.

La Comision encarece a V. S. la adopcion de las medidas propuestas, i especialmente de las siguientes: creacion del Laboratorio Industrial; ensayo por cuenta del Estado, de propaganda comercial, en los paises donde la internacion sea nula o de poca importancia; organizacion de concursos para alentar i premiar la mas económica produccion del salitre; i el reconocimiento de las pampas salitreras.

Al término del presente informe, el señor Schiattino deja constancia de que, a su juicio, la comision debió pronunciarse respecto de su proyecto, en especial sobre la modificacion de los derechos fiscales i la concentracion de las ventas, en la forma espresada en sus informes.

Al dar por concluidas las tareas que el Ministerio de V. S. se sirvió encomendarnos, réstanos agradecer a V. S. i por el intermedio de V. S. al Supremo Gobierno, la confianza con que nos honró, i hacer pública la esperanza que tenemos de que no será perdido el concurso con que hemos tratado de contribuir a la estabilidad i al progreso de la industria del salitre.

Santiago, 31 de mayo de 1909.—(Firmados).—Rafael Sotomayor.—Francisco J. Castillo.—Ramon Bascuñan V.—Enrique Fisher Rubio.—Manuel Salinas.—Belisario Díaz Ossa.—J. E. Pini.—Darío Schiattino.—Luis Navarrete, secretario.

Boletín de precios de metales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de julio

COTIZACIONES EN LONDRES

COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS	COBRE EN BARRA a 3 meses	PLATA EN BARRA a 2 meses	SALITRE
	La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq. español
Julio 3.....	£ 59.13.9	23 7/8	8.6
» 8.....	58.16.3	23.7/16	8.5.1/2
» 15.....	58.11.3	23.1/2	8.6.1/2
» 22.....	59.18.9	23.7/16	8.7
» 29.....	59. 3.2	23.3/8	8.6.1/2
Término medio del mes.....	59. 6.9	23.1/2	8.6

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS	Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO.			FLETE POR VAPOR	
			Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Habre, sh. p/. t/.	A New York dollars p/ ton.
Julio 2.....	£ 59.10.0	10.17/32	\$ 123.60	51,54.1/2	6.55	30.0	\$ 8.75
» 16.....	58.17.6	10.23/32	120,05	49,95	6.36.1/4	30.0	8.75
» 30.....	59. 5.0	10.1/2	123,40	51,41.1/2	6.54	30.0	8,75
Término medio del mes...	10.9/16	122,35	50.97	6.48.1/3

PLATA—SALITRE—CARBON

FECHAS	PLATA	SALITRE		CARBON		
	Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Julio 3.....	\$ 75.20	6.11	18.9	30 a 32	25.6 a 26.0	27 a 28
» 17.....	72.80	7.0	20.0	30 a 32	26	24.6 a 25.6
» 31.....	74.35	6.11	18.9	30 a 32	26.6	25.6 a 27.0
Término medio del mes.....	74,12	6.11	19.2

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS	Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO.			FLETE POR VAPOR	
			Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Habre, sh. p/. t/.	A New York dollars p/ ton.
Julio 2.....	£ 59.10.0	10.17/32	\$ 123.60	51,54.1/2	6.55	30.0	\$ 8.75
» 16.....	58.17.6	10.23/32	120,05	49,95	6.36.1/4	30.0	8.75
» 30.....	59. 5.0	10.1/2	123,40	51,41.1/2	6.54	30.0	8,75
Término medio del mes...	10.9/16	122,35	50.97	6.48.1/3

PLATA—SALITRE—CARBON

FECHAS	PLATA	SALITRE		CARBON		
	Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Julio 3.....	\$ 75.20	6.11	18.9	30 a 32	25.6 a 26.0	27 a 28
» 17.....	72.80	7.0	20.0	30 a 32	26	24.6 a 25.6
» 31.....	74.35	6.11	18.9	30 a 32	26.6	25.6 a 27.0
Término medio del mes.....	74,12	6.11	19.2