

BOLETIN DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

REVISTA MENSUAL

Para todo lo que concierne a la redaccion i administracion del BOLETIN, dirigirse al Secretario de la Sociedad Nacional de Minería.

Bibliografía

LA METALURJIA ACTUAL DEL COBRE

(Continuacion)

FUNDICION DE LOS MINERALES DE COBRE.

Como mui bien lo dice el señor Dyer Peters, el interes del fundidor está en separar de una vez, en forma de escoria, la mayor parte de las sustancias estériles contenidas en los minerales. El debe esperar poder concentrar el 90 por ciento del cobre, el 96 de la plata i hasta el 99 por ciento del oro contenido. Siendo imposible quemar en la calcinacion todo el azufre, resultará un eje o matte compuesto del resto del azufre en mezcla o combinacion con el cobre, fierro i demas metales.

El autor dá las siguientes reglas prácticas:

1 kilo de cobre se une $\frac{1}{4}$ kilo de azufre
 1 " " fierro " $\frac{1}{2}$ " " en

hornos cuya atmósfera no sea oxidante.

Un punto interesante i hasta ahora poco estudiado es la presencia de óxido magnético en los ejes cuando se trabaja con aire soplado con demasiada fuerza. La razon química de esto es que el óxido magnético no se combina con la sílice i que, una vez formado, se disuelve en los sulfuros que van a formar el eje. Los inconvenientes de esto son:

- 1.º Que se separa una parte del fierro necesario para la fundicion.
- 2.º Se hace mas difícil la disolucion de la plata i del oro.
- 3.º El peso del eje se hace mayor.
- 4.º El eje resulta mas duro i difícil para moler.
- 5.º La carga funde mal.

El remedio será emplear la misma cantidad de aire pero con ménos presion.

Una regla empírica para conocer aproximadamente la lei en cobre de los ejes fundidos en forma de cono, nace del hecho siguiente: cuando la lei es superior a 50 por ciento, el eje al enfriarse se quiebra en esca-

mas paralelas a la superficie i en trozos perpendiculares cuando la lei es inferior.

El autor ha estudiado la relacion mas conveniente entre las proporciones de sílice i bases que forman la escoria, para que ésta contenga el mínimo de cobre i plata i ha encontrado que la relacion de los pesos del oxígeno de la sílice por un lado i el del oxígeno de las bases por otro, dá una idea mucho mas cabal que considerando los pesos de los cuerpos mismos.

El cuadro siguiente muestra los resultados para un mineral rico en barita:

A		Oxígeno
Sílice.....	29.5	15.93
Protóxido de fierro.....	57.	12.54
Oxido de bario.....	7.2	1.08
		} 13.62

Relacion entre los pesos de oxígeno: 1.18.

Cobre contenido en las escorias: 0.380 con ejes de 38 por ciento.

Plata contenida en las escorias: 0.011.

B		Oxígeno
Sílice.....	33.1	17.87
Protóxido de fierro.....	52.9	11.63
Oxido de bario.....	6.1	0.91
		} 12.54

Relacion entre los pesos de oxígeno: 1.42.

Cobre contenido en las escorias: 0.31 con ejes de 40 por ciento.

Plata contenida en las escorias: 0.01.

C		Oxígeno
Sílice.....	36.7	19.81
Protóxido de fierro.....	45.2	10.00
Oxido de bario.....	8.6	1.29
		} 11.29

Relacion entre los pesos de oxígeno: 1.75.

Cobre contenido en las escorias: 0.44 con ejes de 43.3 por ciento.

Plata contenida en las escorias: 0.009.

En todo caso debemos tomar en consideracion, cuando se estudie una escoria nueva, su fusibilidad i su peso específico para la buena separacion de los ejes, como tambien su precio que proviene del precio de los fundentes.

En la fundición de los minerales de cobre, las escorias tienen un carácter ácido muy marcado. La mejor escoria será la que, cumpliendo con los caracteres arriba expresados, sea la más barata al mismo tiempo.

Si con razón se dice que las naciones tienen las instituciones políticas que merecen, se puede con toda propiedad decir que *los metalurgistas obtienen los productos que merecen sus escorias*, por cuanto la naturaleza de las escorias es fundamental en la fundición de todos los metales.

El señor Dyer Peters clasifica en tres métodos el tratamiento de los minerales de cobre:

a).—*Horno de cuba* con combustible carbonizado i atmósfera reductiva. Es este el caso de los hornos de manga, que convienen a toda clase de minerales, tanto óxidos como sulfuros.

b).—*Horno de reverbero* con combustible de llama i atmósfera indiferente. Conviene especialmente para los sulfuros.

c).—*Fundición pirítica o sulfurosa* sin combustible i con atmósfera oxidante. Conviene para los sulfuros i cuando hai exceso de éstos puede agregarse metales oxidados. (1)

Hai consideraciones generales, comunes a los tres métodos; por lo cual, como muy bien dice el autor, i siendo necesario, para explicar los fenómenos, entrar algo en la teoría, conviene más dejar momentáneamente a un lado las semi-teorías de los hombres prácticos o empíricos i tratar francamente la parte científica, reduciéndola a sus más sencillos elementos.

En la metalurgia de cada metal, una afinidad química es la predominante, i ésta sirve siempre de guía para todas las reacciones; así, por ejemplo, en la industria del hierro este punto predominante, esta reacción, es la ejercida por el carbono; en el tratamiento del cobalto i níquel fué por mucho tiempo el arsénico; en la metalurgia del cobre es su afinidad para el azufre. Estos elementos que el autor llama, con justa denominación, protectores, podrían también designarse como *concentradores*; es su presencia la que protege los metales contra la oxidación i que permite su concentración en un producto intermedio o final. Así, por ejemplo: si se trata una mezcla de óxidos de hierro i de cobre en ausencia del azufre, parte de ambos metales pasarían juntos a la escoria i la otra parte se reduciría al estado metálico dando una aleación sin valor i sin uso. Cuando hai azufre presente éste *protege* al cobre, tanto contra la oxidación como contra su combinación con la sílice i la reducción por el carbono, i se concentra al estado de sulfuro en un eje o matte que consta de una combinación del cobre con azufre i otros metales sulfurados, principalmente hierro.

En esta concentración aparecen fenómenos secundarios de mucha importancia: así por ejemplo, si se funde óxido de cobre con sulfuros de otros metales, se forma sulfuro de cobre, ácido sulfuroso i los otros metales pasan a formar parte de la escoria siempre que predomine la acción oxidante, o bien se juntan al sulfuro de cobre para formar el eje.

Si el cobre estuviese solo se formaría una combinación que contendría una parte de azufre por cuatro

de cobre; pero esta combinación de 80 por ciento de cobre i 20 por ciento de azufre no es conveniente obtenerla por muchas razones, entre otras porque así se pierde mucho cobre en las escorias i porque el calor no es suficiente ni en el horno ni en el crisol para mantener bien fluido el baño.

Existiendo un exceso de azufre, consecuencia de la calcinación incompleta, se formará protosulfuro de hierro FeS (1.75 de hierro por 1 de azufre) que se mezcla en cualquier proporción con el subsulfuro de cobre Cu_2S i constituyen así juntos ejes de riqueza variable.

Debe cuidarse de que no exista un exceso de azufre por cuanto así se obtienen ejes más pobres i porque formándose el protosulfuro de hierro se quita a la escoria parte de este último elemento que debe unirse a la sílice.

Llegamos pues a la conclusión de que el buen éxito de la fundición de los minerales tostados depende en gran parte de la buena calcinación.

Al considerar la clase de eje que puede resultar de una fundición, debe tenerse muy en cuenta que existen otros metales que pueden combinarse con el azufre i formar parte de los ejes. Damos en seguida una lista en que los metales van clasificados, en orden decreciente según su afinidad por el azufre; en esa lista se observa que el metal antepuesto quita por fusión todo su azufre al que viene después:

Cobre, hierro, estaño, zinc, plomo, plata, antimonio, arsénico.

Así observamos que el hierro descompone al sulfuro de plomo dando plomo metálico i sulfuro de hierro; el hierro, en la amalgamación, descompone al sulfuro de plata dando plata metálica que se amalgama i sulfuro de hierro inerte; también el antimonio puede reducirse por fundición de su sulfuro con hierro metálico.

Si los minerales por fundir contienen otros cuerpos como arsénico, antimonio, telurio, selenio, etc., éstos pasarán a formar parte del eje. También se encuentra en el eje hierro magnético (como lo hemos visto anteriormente) i hierro, cobre i plomo metálico cuya presencia es más difícil de explicar.

Los sulfuros de bario i calcio son elementos perjudiciales a los ejes; tienen muchos inconvenientes:

- 1.º Disminuyen la capacidad de disolución del eje para los metales preciosos;
- 2.º Disminuyen el peso específico del eje i por lo tanto la facilidad de separación entre él i la escoria;
- 3.º Acarrearán al eje sustancias inútiles en él i que hacen falta en la escoria.

A.—HORNOS DE CUBA

El sistema de tratamiento de los minerales de cobre en hornos de cuba, tiene, en el estado actual un carácter esencialmente americano.

Se sabe que tanto en Inglaterra como en Chile los hornos favoritos son los de reverbero i en Alemania la industria del cobre no tiene una importancia muy grande; allá usan hornos de manga.

El autor cita el carácter misterioso que tenían los hornos de manga hace 25 años, con sus grandes precauciones al ponerlos en fuego i para hacerlos trabajar regularmente, sus dimensiones colosales, verdaderos monumentos de ladrillos refractarios i ferre-

(1) Sobre este tercer método se publica un artículo que da a conocer la fundición pirítica o sulfurosa en sus detalles.

tería, i en los cuales constantemente se tenia el temor de la formacion de los molestos *chanchos* de fierro.

Hoi dia el horno es mui sencillo de la naturaleza de los *Water-jacket* con un empleo moderado de ladrillos refractarios, su camisa de agua i un trabajo regular i sencillo. El aire se introduce a ellas por 10 a 20 toleras i es comprimido por una máquina soprante a razon de unos 4 metros cúbicos por segundo i con una presion de 5 m. m. de mercurio. Se repasan mui pocas escorias de operaciones anteriores, i todo tiene en la marcha un carácter industrial i ordenado. La marcha del horno es bastante rápida para no dejar tiempo suficiente ni oportunidad al fierro para reducirse al estado metálico. Un tratamiento de 100 hasta 150 toneladas diarias es comun i regular. Las escorias se granulan por una corriente de agua o se amolda en ladrillos que se emplean en usos diversos.

Las ventajas de los hornos con chaqueta de agua son muchas:

1.º El horno es de construccion sencilla; una vez acumulados los materiales el horno puede armarse en tres dias;

2.º Para empezar el trabajo no se necesita las precauciones que son indispensables en los hornos de albañilería maciza que es necesario acostumbrarlos poco a poco a la temperatura que deben soportar;

3.º Las composturas son mui fáciles sin necesitar obreros especiales como con los hornos de sistema antiguo; así mismo es mas sencillo conseguir con ellos un trabajo regular;

4.º Los *chanchos* i pegaduras que tan fácilmente se forman en los hornos de trabajo lento, son evitados casi por completo en estos nuevos hornos enfriados lateralmente i recorridos continuamente por escorias bien fluidas.

Los inconvenientes en cambio son poco importantes, siendo preferentemente el de mas importancia la escasez o mala calidad de las aguas.

Así, será casi seguro que no podrán emplearse estos hornos en el desierto de Atacama, ni usando aguas cargadas con sales de sulfatos ácidos de fierro o cobrizas. Se ha dicho que era peligroso hacer pasar el agua tan cerca del fuego porque podia evaporarse o rompiéndose la camisa entrar agua en el horno; pero estos peligros no pueden considerarse de importancia porque mucho mas espuesto seria entonces el uso de los calderos a vapor.

La única objecion sería es el consumo de coke para calentar el agua; es seguro que en esto existe una pérdida de calórico, llegando a demostrar el autor que esta pérdida varia entre 2.5 hasta 10.5 % del combustible empleado. Sin embargo, haciendo el cálculo para un horno que trata en 24 horas mas 100 toneladas de carga se ve que este gasto no pasa de 15 a 20 centavos oro por hora, es pues, relativamente poco.

Las chaquetas de agua se constituyen de dos modos:

1.º Chaquetas de agua de fierro colado; i,

2.º Chaquetas de agua de fierro forjado, acero o cobre laminado.

Los primeros hornos con chaquetas de agua se emplearon por primera vez en Norte-América exclusivamente para la fundicion de minerales de plomo; pero habiéndose concluido éstos en los mismos i habiéndose transformado en minerales de cobre, se tuvo

por necesidad que aplicar el uso de estos hornos al cobre, lo cual habiendo dado buenos resultados pronto se jeneralizó llegando así a usarse en la metalurjia del cobre un horno que primitivamente era únicamente usado en la metalurjia del plomo.

Volviendo a las chaquetas, tenemos:

1.º Las chaquetas de fierro colado son construidas por secciones que se ajustan unas con otras para hacer el revestimiento completo. Debe emplearse el menor número posible de estas piezas i ligarlas unas con otras de modo que sea fácil cambiar una seccion cuando sea necesario. Tienen el inconveniente inherente al material de que se componen, de poderse rajar o quebrar con facilidad ya por golpes o tambien por los cambios de temperatura sobre todo en los climas mui fuertes; para evitar esto en lo posible conviene mantener el agua dentro de las chaquetas de modo que su temperatura sea tan constante como se pueda i que salga mas o ménos con 70 grados.

2.º Las chaquetas de fierro forjado, tal como las fabrica la casa Fraver i Chalmers, son algo mas caras pero mucho mas seguras.

Tambien se emplean en la fundicion del cobre hornos rectangulares del tipo Raschette. Estos se hacen tambien con chaquetas de fierro o cobre siendo este último metal mui recomendable cuando los minerales por tratar pueden dar origen a cloruros o sulfatos de cobre, por cuanto en este caso se evita la corrosion que es mui notable i perjudicial cuando la chaqueta es de fierro.

No seguiremos al autor en la descripcion de los detalles de la fundicion; contiene el libro en esta parte interesantes datos acumulados como son por un hombre práctico e instruido.

Aun cuando el 90 por ciento de los hornos de fundicion de América del Norte sean del tipo que hemos descrito, existen algunos hornos de ladrillos que se aproximan a este tipo por tener una circulacion de agua en el interior de las paredes. (1)

En jeneral estos son rectangulares del tipo Raschette. En estos hornos sucede que pasado algunos meses de trabajo la corrosion tiende a darles una forma iléptica por la falta de enfriamiento.

Bajo un punto de vista jeneral el autor piensa, i la práctica parece confirmarlo, que el trabajo rápido (*fast driving*) acarrea una reduccion mas imperfecta de los minerales; pero que, sin embargo, esta diferencia con el caso en que se trabaje con lentitud, queda encerrado entre límites prácticos i aceptables como se muestra en el cuadro siguiente:

Presion del aire en centímetros de agua	Produccion en toneladas por 24 horas	Cobre en por ciento contenido en las escorias
2.32	16.25	0.20
4.64	21	0.35
9.28	31.5	0.30
13.92	44	0.31
18.56	64	0.31
27.84	86.2	0.51

(1) Esta disposicion es mas o ménos parecida a la de los hornos del Establecimiento Maitenes, Las Condes; pero aqui el serpentín de tubos está colocado esteriormente a la muralla de modo que la enfria directamente siendo ademas mui delgada la muralla en toda la estension enfriada por el serpentín.

Presion del aire en centímetros de agua	Produccion en toneladas por 24 horas	Cobre en por ciento contenido en las escorias
37.12	87.5	0.40
41.76	91	0.42
46.40	99.5	0.42
55.68	113	
60.23	111	
65.00	116	0.66

Si a estos datos agregamos el hecho de que con las presiones grandes las escorias eran pastosas i que parecía pasar por el horno mas aire del necesario para la combustion del coque, veremos que los límites para un trabajo activo son mui grandes sin tener necesidad de llegar a los extremos.

El autor cita experiencias hechas con el objeto de sustituir parcialmente el coque por la leña en la fundicion de minerales de cobre en hornos de cuba. Cita que el poder calorífico de la leña está en la relacion de 1 a 2,5 con el del coque, i que el uso parcial de la leña parece oxidar mayor cantidad de azufre dando por resultado un eje mas rico en cobre. Creo que de todos modos, considerando la pequeña cantidad de carbon que de la leña resulta, sus productos volátiles abundantes deben ejercer un papel reductivo sobre los minerales.

El uso de hullas da un resultado parecido i los humos abundantes i negros que resultan tienen marcado olor sulfuroso, parece que se forma en parte sulfuro de carbono que se quema en la parte superior del horno. Con ciertos carbonos naturales puede, sin ningun perjuicio en la buena marcha del horno, reemplazarse hasta 25 por ciento del coque de la carga.

Estos resultados son diferentes a los obtenidos en la metalurgia del hierro en los altos hornos de la cual un empleo de combustible crudo da enfriamientos que no acarrear ventaja ninguna.

Una dificultad en los hornos de cuba consiste en el empleo de minerales molidos o aun llampos; en esos casos es necesario aglomerarlos previamente usándose en jeneral con este objeto, la cal. Estos conglomerados artificiales se deshacen parcialmente en el horno; pero esto viene a suceder despues que han sufrido una transformacion o alteracion importante en su composicion química, alteracion que los prepara para la fundicion con lo cual cesan los inconvenientes como efectivamente se ve en la práctica por los buenos resultados que se obtienen. Para esta aglomeracion se usa tambien la arcilla en proporcion de 2 hasta 5 por ciento con buenos resultados, pues la mayor cantidad de sílice que así se pone a la carga no es un inconveniente que valga la pena de considerarse mucho. Tambien el cemento da mui buenos resultados usando unos 8 por ciento i dejando secar algunos dias; pero esta sustancia es demasiado cara. Se ha ensayado ademas el uso del sulfato de protóxido de fierro que al transformarse en sulfato de peróxido adhiere la masa dando buenos resultados, pero tiene esta sustancia el inconveniente de quemar las manos de los operarios i hacer que los ejes resulten mas pobres en cobre por la adiccion indirecta de azufre.

El camino mas conveniente para conglomerar los minerales finamente molidos es de usar poco conglomerante, de cualquier especie, i formar así ladrillos a

una fuerte presion i secarlos a una temperatura conveniente; con buenas máquinas puede llegarse a obtener buenos ladrillos sin ningun conglomerante. Un taller con ocho operarios usando una fuerza de 10 caballos puede hacer unas 60 toneladas de ladrillos con un costo de medio peso oro. Conviene siempre usar un poco de cal o arcilla; unos dos a cuatro por ciento.

Un procedimiento de aglomerarlos minerales finos, mui orijinal es el mezclarlos con las escorias resultantes de la fundicion a cobre negro, escorias que de todos modos tienen que repasarse. Esta mezcla se hace ajitando la escoria fundida con un fierro i agregando el mineral; de ese modo puede llegarse a incorporar en las escorias hasta 100 por ciento de su peso en mineral. Se dejan enfriar estas escorias i se las quiebra en trozos del tamaño conveniente que pasan al horno.

La dificultad i el gasto para hacer estas aglomeraciones ha hecho estudiar detenidamente la importancia del inconveniente que el uso de minerales finos sin aglomerar, acarrea para la marcha de los hornos. Este estudio ha sido hecho para minerales arjentíferos, pero pueden, sus resultados, aplicarse perfectamente para los minerales de cobre.

Los ensayos se hicieron en un horno de trabajo lento i poca presion de aire usando un mineral regular al cual se agregaba proporciones crecientes de minerales finos. Sin considerar la série de inconvenientes resultantes como ser: mala marcha del horno, mayor trabajo para los operarios, mas pérdida de metal precioso en las escorias, etc., el inconveniente capital consiste en una gran reduccion de las cantidades fundidas.

El cuadro siguiente da las reducciones que tuvieron lugar por las adiciones de minerales finos que se indica comparados a la fundicion con carga ordinaria tomando esta como igual a 100 unidades en 24 horas.

Mineral fino agregado en por cientos	Rendimiento del horno tomando 100 como el rendimiento ordinario
10	92
20	80.5
25	80
30	64
35	56
40	51
50	42

Vemos, pues, que la disminucion es de suma consideracion. Se observa tambien que la influencia de los minerales finos se hace mucho mas sensible en los hornos estrechos que en los anchos i que lo mejor es emplear hornos Bachellette de ladrillos i parar de tiempo en tiempo la adiccion de minerales finos para hacer que el horno vuelva a su marcha normal.

No podemos abandonar la cuestion de los hornos de cuba sin decir algo sobre el aire i de las máquinas usadas para comprimirlo o máquinas soplantes. Estas son de dos clases:

1.) Verdaderas máquinas, que en caso de una obstruccion se detiene en su marcha o hacen que el viento excesivamente comprimido busque una salida cualquiera por algun punto que no sea su salida ordinaria.

2.) Ventiladoras que en caso de obstruccion continúan sus revoluciones sin un trabajo exajerado i sin comprimir el aire hasta forzarlo a buscar una salida anormal.

El autor, conforme tambien con la idea de los mejores ingenieros, es de opinion que el primer tipo, encierra la verdadera máquina soplante que los americanos llaman *máquina positiva*. Las ventajas que tienen las máquinas de Root, Baker, etc., es debido a que el volúmen i la presion del aire pueden variarse a voluntad con un gasto proporcional de fuerza motriz.

En las ventiladoras que constituyen el segundo tipo, una presion alta cuesta mucho mas que una presion baja i un gran volúmen.

En la práctica de los hornos de cuba se necesita que la presion del aire, mas que su cantidad o volúmen, pueda variarse a voluntad. Con las máquinas positivas es fácil, reduciendo el diámetro de las toberas, obtener una gran variacion de la presion del aire, i no reducir demasiado su cantidad por minuto, con solo un poco mayor gasto de combustible. Con los ventiladores una presion mas alta necesita una velocidad mucho mayor en el movimiento de las correas, poleas, etc. i puede por eso presentarse una imposibilidad completa de aumentar la presion.

En los hornos de cuba, sea para fundicion de fierro u otros metales, la produccion, las demas condiciones iguales, es proporcional a la cantidad de aire insuflado por minuto; pues cada kilógramo que se quema delante de las toberas se convierte en gas que sale del horno i forma un vacío que viene a ser reemplazado por la carga que baja poco a poco dejando arriba un espacio disponible para la nueva carga. Es, pues, la actividad de produccion, proporcional al carbon quemado i, por lo tanto, proporcional al aire que se emplea para esta combustion. Ahora bien, el peso del aire es proporcional al producto de su volúmen por su presion, i resulta que para un mismo peso de aire hai un trabajo diferente segun se use poca o mucha presion. Este hecho es mui conocido de los metalurjistas i tambien el que es mas ventajoso para aumentar la produccion, emplear el aire a presiones fuertes que no en grandes toberas.

El uso de manómetros para conocer bien las diversas circunstancias del trabajo es de suma importancia, pudiéndose comparar a la necesidad de la brújula para la navegacion.

El precio de fundicion en hornos de cuba varia mucho segun sean los precios de mano de obra, coke i fuerza motriz.

Jeneralmente se acepta que se funden 7 partes en peso de un mineral de composicion conveniente con una parte de coke.

El autor da el precio para la fundicion de minerales de cobre de 5 a 6 por ciento en dos hornos de 50 toneladas de capacidad diaria suponiendo que el mayordomo gana 5 dollars por dia i los operarios de 2 a 2.50; el coke lo estima a 6.50 la tonelada i el combustible crudo a 4.25. Me parece el coke demasiado barato i que no está en relacion con el combustible crudo. Con estos datos encuentra el autor:

Por tonelada [de mineral beneficiado en dos hornos de chaqueta de agua de 50 toneladas cada uno: (pesos oro).

Mano de obra $\frac{1}{2}$ dia a 2.6.....	\$ 0.33
Coke 15/100 toneladas a 6.50.....	0.97
Hulla 3 por ciento a 4.35.....	0.12
Gastos para comprimir el aire.....	0.10
Tratamiento de los hornos condensados i escorias ricas.....	0.25
Almacen, otros gastos, etc.....	0.23
Total por tonelada.....	\$ 2.00

Las casas Fraser i Chalimers en sus catálogos hablan de 5 a 30 dollars o pesos oro por tonelada de mineral beneficiado. Parece pues que las condiciones arriba apuntadas son mui favorables sobre todo en lo referente al combustible.

F. GAUTIER.

(Concluirá)

Ensayes de cobre

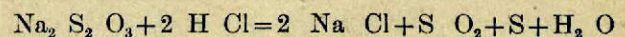
PRECIPITACION DEL COBRE POR MEDIO DEL HIPOSULFITO DE SODIO SEGUIDO DE LA CALCINACION DEL SÚLFURO DE COBRE PARA CONVERTIRLO EN ÓXIDO, POR NISSENSON I NEUMANN.

(Chem.—Ztg. 95, núm. 71)

Vortmann i Orlowski ya habrian propuesto en los ensayes por cobre, hacer su precipitacion de disoluciones ácidas por medio del sulfito de sodio i convertir el precipitado en subsulfuro de cobre ($Cu_2 S$) calcinándolo en una corriente de hidrógeno. Pero siendo esta calcinacion con hidrógeno mui molesta en la práctica, sobre todo cuando tienen que hacerse muchos ensayes, se puede simplificar el procedimiento bastante i sin quitarle nada de su exactitud, convirtiendo el precipitado en óxido de cobre por medio de una calcinacion en la mufla.

Esto es aplicable cuando acompañan al cobre metales que no tienen influencia sobre el precipitado del cobre, como ser: cadmio, plomo, o tambien con metales que pueden fácilmente separarse ántes de la precipitacion (plomo, estaño, plata, etc.) El bismuto se separa con el cobre; pero su presencia es bastante rara.

Arsénico, antimonio i estaño solo precipitan de disoluciones ácidas en pequeñas cantidades, i en jeneral cuando el cobre se ha precipitado todo i cuando, por un hervor prolongado, se ha espesado el ácido sulfuroso:



Al calcinar, los indicios de estos metales se volatilizan i el estaño se puede separar ya al hacer la disolucion en ácido nítrico.

De minerales de cobre i plomo se tomará para el ensaye 1 gramo que se disuelve en ácido nítrico, se evapora con agregacion de ácido sulfúrico hasta que aparezcan vapores blancos de este ácido, se deja enfriar, se agrega con precaucion un poco de agua fria,

después unas gotas de ácido clorhídrico para precipitar la plata i se separa esta por filtración. En seguida se precipita con unos 5 gramos de hiposulfito de sodio, se hierve hasta que el licor aparezca claro i transparente encima del precipitado, se filtra sobre caliente, se la lava bien con agua caliente, se quema el filtro i calcina el precipitado, en un crisol de peso conocido, en la mufla hasta que dos pesadas sucesivas den igual peso para el óxido de cobre. Comparando con resultados obtenidos por electrolisis, tres pruebas dieron los siguientes resultados:

Ensaye electrolítico.	Por precipitación con hiposulfito.	
	1. ^a pesada	2. ^a pesada
14.88 %	14.90 %	14.92 %
19.17 "	19.20 "	19.21 "
20.21 "	20.25 "	20.23 "

Se evita con este sistema el uso de hidrógeno sulfurado, i marchando fácil i rápidamente el lavado con agua caliente, pueden hacerse varios ensayos simultáneamente. Una pequeña cantidad de sulfuro de arsénico que podría quedar con el precipitado, se volatiliza por completo al calcinar. Cuando hai *antimonio* la mayor parte de este queda ya como residuo en la primera filtración; el resto desaparece por la calcinación de los sulfuros obteniéndose un óxido de cobre completamente exento de antimonio.

Tratándose de ensayar latón, residuos de cobre o ejes, se disolverá 1 gramo en 7 centigramos de ácido nítrico de 1.4 de peso específico se evapora a sequedad, se calienta con ácido sulfúrico diluido hasta que aparezcan los vapores de este ácido, se diluye después de dejar enfriar, con un poco de agua, se filtra i se precipita el filtrado con 5 gramos de hiposulfito de sodio i se prosigue como se indicó anteriormente. En el filtrado del sulfuro de cobre puede determinarse el zinc.

El bronce se disuelve en ácido nítrico i se puede determinar el estaño del polvo blanco que en la disolución queda como residuo; en el líquido que pasa por el filtro se determina el cobre del modo ya citado.

Entre los otros procedimientos empleados para determinaciones de cobre, la determinación volumétrica con *cianuro de potasio* no da nunca resultados bien exactos por la imposibilidad de reconocer con bastante precisión el fin de la reacción, resultando generalmente leyes demasiado subidas. La *electrolisis* da buenos i exactos resultados con bastante rapidez, pero no pueden emplearse directamente cuando hai un poco de arsénico o antimonio.

El ensaye *colorimétrico* da bastante buenos resultados siempre que el contenido en cobre no pase de 1 por ciento. El ensaye *sueco* poco usado en el continente pero mucho en Inglaterra i América del Norte, se hace más rápidamente que el electrolítico; pero sacrificando un tanto de la exactitud, especialmente cuando el contenido en cobre es poco, también en este sistema constituye un inconveniente la presencia del arsénico a antimonio. Según *Warren* se puede hacer la precipitación del cobre en este sistema con fierro, zinc o cadmio; cuando se trata de ensayar latones también puede usarse como precipitante el magnesio. Según *Dulín* se usa en Norte América, tanto en las pruebas con cianuro o iodo

como en las electrolíticas, precipitar previamente el cobre hirviendo su disolución con hojas de aluminio, disolver nuevamente el cobre así precipitado i hacer la determinación sobre esta nueva solución; pero con esto, sin tomar en cuenta que puede dañarse algo la exactitud, se hace el ensaye mucho más complicado.

Metalurgia

FUNDICION SULFUROSA

Concentración en un eje del cobre, la plata i el oro, aprovechando el azufre como combustible

Entre todos los procedimientos de beneficio, la fundición es el más ventajoso i perfecto bajo el punto de vista absoluto.

Con los hornos de reverbero puede emplearse un combustible crudo; pero se gasta mucho en sustancias o materiales refractarios i en mano de obra.

Con el horno de manga se necesita un combustible especial, carbonizado; el coque o el carbon de leña.

En las mejores condiciones el gasto de combustible alcanza, por lo menos, cincuenta i sesenta por ciento del precio de costo de producción, i hai casos donde por esta razón la fundición es imposible.

Era pues una constante preocupación de los metalurgistas el poder aprovechar las ventajas económicas del horno de manga evitando el gran consumo de combustible.

La fundición sulfurosa que los norte americanos llaman *matte smelting* o *pyritic smelting*, parece ser una espléndida i grandiosa solución de la importante cuestión antes anotada. Es para nosotros una verdadera revolución en la metalurgia sobre todo para la plata i el oro, mas que para el cobre.

En una palabra, el azufre contenido en los minerales puede servir, mas o menos de combustible exclusivo en la fundición; i si los minerales no tienen azufre se agrega este cuerpo en la forma de piritita o de sulfuro de fierro para que desempeñe el papel del carbon.

Para hacer comprender bien el poder calorífico del azufre, debemos dar una ligera historia de la cuestión.

Los primeros esfuerzos para aprovechar el azufre contenido en los minerales como combustible empezaron, desde 1855, en el centro metalúrgico del Ural (Rusia). Semennikof empleaba el convertidor fijo de Bessemer; pero con pocos resultados. Mas tarde, en 1867, en la misma región, en Wotkinsk, Yossa i Lalein, trataron los ejes cobrizos fundidos; un año más tarde, en Suecia, Stridsberg i Kollberg, ensayaron la transformación en cobre de los ejes de Riddarhyttan. En fin, en 1878, John Hollway empleando el convertidor móvil de Bessemer ensaya, en Penistone (Inglaterra), el tratamiento por cobre de los minerales de Rio Tinto (España). Este famoso mineral tan abundante tiene mas o menos 3 por ciento de cobre, 48 por ciento de azufre, 40 por ciento de fierro i trazas de plata i oro.

Los ensayos de Hollway seguidos después en Madjapek (Servia), mostraron que era posible, por la

combustion del azufre i la oxidacion del fierro de la pirita, hacer una concentracion de todo el cobre i la plata en un *eje o matte*. Una vez iniciada la combustion de la pirita se verifica que ella continúa produciendo bastante calor para poder agregar minerales sólidos i que éstos se fundan.

Pero esta concentracion del cobre no era una solucion práctica i económica para el mineral de Rio Tinto, pues como se ve la mayor parte del azufre i del fierro se perdía por la combustion siendo que actualmente del azufre se hace ácido sulfúrico i los residuos del beneficio por cobre i plata entran en la metalurgia del fierro. El óxido de fierro, el Bluebilly sirve en la fabricacion de la gusa Bessemer por cuanto no contiene fósforo.

Por otra parte Hollway no salió triunfante en la transformacion del eje en cobre metálico; el metal se le solidificaba i tapaba las toberas.

Las memorables esperiencias de J. Hollway, con esa apariencia de mal éxito, dieron oríjen a la gran industria de la conversion de los ejes de cobre en cobre metálico por el procedimiento David i Manhes i tambien a la fundicion sulfurosa.

D. P. David, injeniero del establecimiento d'Eguilles (Francia), de propiedad del señor Pedro Manhes i que fabricaba planchas de cobre, se puso a estudiar la razon por que, en las esperiencias de Hollway, el metal reducido del eje de cobre por la accion oxidante del aire se solidificaba tapando las toberas i parando así la operacion. No demoró mucho en observar que ésto provenia de la insufacion del aire mas o ménos frio en el cobre líquido i que bastaba hacer siempre la insufacion en el eje para evitar la solidificacion del metal. Tal fué el principio del procedimiento David i Manhes empleado con buen éxito en Lota, Maitenes (Las Condes), en Butte (Montana) i como en 5 o 6 de los otros establecimientos de América del Norte.

Bajo el punto de vista práctico se ha reducido para obtener cobre de 98 por ciento con metales de 12 por ciento el gasto de combustible de 15 a 2 toneladas.

Hasta 1889 nada se habia hecho para la concentracion en un eje de los minerales cobrizos i platosos. En ese año una compañía inglesa The Toston Smelting Comp. en Montana (América del Norte) trabajaba por el método ordinario de calcinacion i fundicion minerales mui piritosos de cobre con lei en plata. Dado los altos precios de todos los elementos en esa rejion recién colonizada i especialmente por el excesivo costo del coke, el éxito financiero era malo. El señor Lawrence Austin, administrador i metalurjista de Toston tuvo la idea, conociendo los trabajos de Hollway, de aprovechar la alta lei en azufre de los minerales para suprimir mas o ménos el consumo del coke.

El material empleado era malo, los minerales mui variables i la compañía pobre. Los ensayes fueron penosos i hechos en diversas condiciones.

En 1891, despues de pedir un privilejio en la Patent Office, de Washington, el señor Laurence Austin salió de Toston. Este privilejio fué mui discutido i negado en varios puntos que eran ya del dominio público.

Se llamó al señor Robert Sticht para hacer nuevas esperiencias, i se ensayó la fundicion de 300

toneladas de mineral, a razon de 35 por dia en un horno de manga.

La *concentracion* fué de una tonelada de eje por siete de mineral; no se abandonó en absoluto el uso del coke, pero los resultados fueron considerados como decisivos en el pais. Reduciéndose los gastos a la mitad, se obtenia el 95 por ciento de la plata i la mayor parte del cobre.

Actualmente, a mas de un establecimiento nuevo en Tilt-Cove (Terranova, Dominio de Canadá) hai en trabajo mas o ménos regular, segun la abundancia de los minerales, i fundiendo mas de 500 toneladas cada 24 horas, las fundiciones sulfurosas siguientes:

Toston (Montana).

(Montana and Idaho mining and refining Co).

Un horno rectangular, tipo Raschette, 0,90 ms. \times 1,95.

Capacidad por 24 horas: 40 toneladas.

Kokomo (Colorado).

(Summit mining and smelting Co).

Un horno rectangular, tipo Raschette, 0,60 \times 2,50.

Capacidad por 24 horas: 100 toneladas.

Ladrille (Colorado).

(La Plata smelting Co).

Un horno Raschette de 0,75 ms. \times 3,50.

Dos id. id. 0,70 \times 4.

Capacidad total en 24 horas: 250 toneladas.

Boulder Valley (Montana).

(Boulder smelting Co).

Un horno Raschette de 0,90 ms. \times 2,40.

Capacidad por 24 horas: 60 toneladas.

Es suficiente a mi modo de ver para considerar que la *fundicion sulfurosa* es un hecho práctico ya, i no solamente teoría, i que merece tomarse mui en cuenta.

¿Cuál es la opinion de los americanos sobre este procedimiento? Debemos fijarnos que este procedimiento está mas o ménos en su infancia, o que no estando privilegiado, es difícil de conocerlo en sus detalles, pues cada establecimiento se reserva sus propias esperiencias.

El señor Dyer Peters, en la séptima edicion de su excelente obra: «Modern Copper Smelting», dice:

1.º La fundicion sulfurosa sin adiccion de combustibles, necesita minerales en condiciones especiales;

2.º La fundicion sulfurosa, con aire caliente i con adiccion de 1,5 hasta 5 por ciento de coke, es de un éxito seguro i es el método de beneficiar mas económico;

3.º Hasta obtener nuevas esperiencias sobre la marcha de la concentracion del cobre, no es conveniente obtener sin sacar escorias ricas, ejes de mas de 25 por ciento de cobre;

4.º El arsénico i antimonio no quedan en los ejes i sus cualidades nocivas son mucho ménos sensibles que en cualquier otro procedimiento de beneficio;

5.º La galena (sulfuro de plomo) no conviene; una parte del plomo queda en el eje, la otra forma humos platosos;

6.º La blenda i otros compuestos de zinc son nocivos, pero ménos que en la fundicion ordinaria por plomo de obra;

7.º La concentracion del cobre, i especialmente la de la plata i el oro, es mui favorable; i

8.º El cobre es un auxiliar de la concentracion

pero no es en absoluto necesario, pudiendo obtenerse buenos ejes de fierro con todo el rendimiento de la plata i el oro.

Por otro lado los señores Fraser i Chalmers dicen en sus noticias sobre la fundicion sulfurosa lo siguiente:

1.º Que el *matte smelting* o el *pyrite smelting* es el mejor tratamiento para los minerales sulfurosos o a los cuales pueda agregárseles pirita de fierro.

Se suprime así:

Las *chancadoras*, por cuanto el límite del tamaño de los trozos es el del peso que puede trasportar un hombre,

Los gastos de la calcinacion;

Todo consumo de combustible carbonizado, coke o carbon de leña.

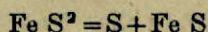
2.º No es lógico emplear otro combustible que el azufre; pues la combustion de éste se hace mal por emplearse una parte del aire para quemar el carbon, en lugar de utilizarse por completo en la oxidacion del azufre i fierro.

3.º Con la ausencia del carbon, la capacidad de un horno apropiado crece en 50 hasta 100 por ciento, reduciéndose, por consiguiente, en relacion los gastos jenerales.

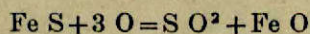
No hablaremos de la posibilidad de aprovechar los gases sulfurosos para fabricar ácido sulfúrico; esto es mas interesante para un pais industrial como los Estados Unidos que para los de América del Sur. I esto seria, sin embargo, de suma importancia en caso de que se quisiera, en lugar de esportar los ejes como hasta ahora se ha hecho, separar el cobre, la plata i el oro de los ejes por vía húmeda.

El principio de la *fundicion sulfurosa* es la oxidacion en el horno mismo de la mayor parte del azufre en ácido sulfuroso i del fierro en protóxido.

Si tomamos la pirita amarilla de fierro (Fe S_2) que contiene 32 de azufre por 28 de fierro, se vé que el primer efecto del calor sobre ella será hacerle desprender la mitad de su azufre i convertirla en potósulfuro de fierro:



Es solo despues de esto que el aire entra a oxidar i entónces el potósulfuro de fierro dá, como hemos visto mas arriba, ácido sulfuroso i protóxido de fierro:



No puede obtenerse, por la accion reductiva del azufre, un compuesto del fierro mas oxidado que el protóxido, como seria, por ejemplo, el peróxido ($\text{Fe}^2 \text{O}^3$).

Es difícil, por no decir imposible, que este protóxido de fierro, estando líquido, quede libre; será, pues, necesario agregar la sílice necesaria para formar un silicato fusible, i lo mejor para esto es aprovechar la sílice contenida en minerales de cobre, plata u oro.

La *fusion sulfurosa* debe ser una *fusion oxidante* i nó una fusion reductiva como es jeneralmente en los hornos de manga, pues de otro modo se fundirian sencillamente los sulfuros sin oxidarse i sin hacer por lo tanto la *concentracion*, que es el objeto

de esta operacion metalúrgica. Se obtiene esta atmósfera oxidante por medio de un gran volúmen de aire i una buena disposicion de las toberas. El límite de la presion del aire es la necesaria para vencer la aglomeracion del mineral que tiene muchas veces gran tendencia a reducirse a pequeños fragmentos bajo la accion del calor.

Por otro lado, es indispensable la atmósfera oxidante para la produccion del calor.

El cálculo de la temperatura a que llegan los sulfuros en su oxidacion es bastante complicado i se necesita tomar en cuenta el calor específico de los productos i la absorcion de los humos i los gases. En la práctica puede admitirse lo siguiente:

La temperatura obtenida con el potósulfuro de fierro es segun:

Balling.....	1,900°
R. Akermann.....	2,179°
Hollway.....	2,225°
Con la blenda.....	1,922°
Id. id. galena.....	1,863°

Bajo otro punto de vista, admitiendo que bastan 1,000° de temperatura para mantener en estado líquido el eje de concentracion i la escoria se podria con una pirita que tuviese:

Azufre.....	48
Fierro.....	48
Insoluble.....	10

segun Hollway, agregar materias estrañas, peso por peso, siempre que su calor específico no pase de 0,25 (tomando el agua como unidad) i empleando el aire frio.

¿Qué valor tiene la temperatura obtenida con los sulfuros, comparativamente a la de un combustible carbonizado de la composicion:

Carbon.....	80
Hidrójeno.....	05
Humedad i cenizas.....	15

que parece mui práctico?

Para este carbon se encuentran de 2,500 a 2,700 grados.

Por otro lado, un kilogramo de carbon puro produce quemándose en oxígeno:

En ácido carbónico, Co^2 ..	8,080 calorías
En óxido de carbono, Co ..	2,073 "

Tomando en cuenta que la combustion se hace en el aire i no con oxígeno, que ésta es imperfecta i que resulta una mezcla de óxido de carbono i ácido carbónico, que el combustible empleado no es carbon puro, la temperatura obtenida se aproxima a las cifras arriba anotadas.

Entónces resulta, pues, que el azufre como sulfuros metálicos puede considerarse en ciertas condiciones como comparable a los combustibles de base de carbon.

Esto es de suma importancia por la mayor facilidad que hai muchas veces de encontrar sulfuros metálicos que un combustible de carbon.

Conocidos los principios de la fundicion sulfurosa se vé que ella no podrá llevarse a cabo ni en el convertidor Bessemer ni en el de David i Manhes ni otros parecidos, por las razones siguientes:

1.^a Por ser necesario para una gran produccion, un trabajo continuo, i los convertidores son esencialmente de naturaleza intermitente;

2.^a Los convertidores ofrecen inconvenientes para la buena separacion entre el eje i la escoria; i

3.^a Porque no pueden agregarse a ellos materias frias sin esponerse a esplosiones o por lo ménos proyecciones.

Lo mejor es el horno de manga con sus dos corrientes: la gaseosa que sube i la sólida que baja poco a poco calentándose gradualmente en contacto con la primera. El eje puede salir, como así mismo la escoria, de un modo continuo, haciéndose la separacion en un anticrisol.

DATOS PRÁCTICOS

Segun Robert Sticht, se necesita para la fundicion sulfurosa, en el estado actual del procedimiento:

Un horno de manga;

Un aparato para calentar el aire, i

Un ventilador.

El horno de manga es un horno ordinario enfriado por una chaqueta de agua (Water Jacket) para no gastar inútilmente materiales refractarios. La altura (distancia entre el nivel de las toberas i el plano de carga) debe ser moderada; unos tres metros, i esto con objeto de no impedir la salida de los gases cuando el mineral tiene tendencias a reducirse a pequeños fragmentos.

Por esta misma causa, no debe emplearse mineral fino. Cuando éstos existen, se hacen *briquettes* o ladrillos agregando un poco de arcilla i dejando secar.

La arcilla que contiene mas o ménos 50 por ciento de sílice no tiene, como en la fundicion plomosa, ningun inconveniente, por cuanto es necesario agregar sílice para saturar el óxido de fierro i obtener una buena escoria.

Parece a primera vista que por la poca altura del horno, i la fuerte presion del aire que tiene que vencer las posibles aglomeraciones del mineral, hubieren de acarrear los productos de la combustion, mas grandes cantidades de humos (mocos) que en la fusion ordinaria; pero sucede lo contrario porque, con la ausencia del carbon de leña o coke, los productos gaseosos son de menor volúmen i la parte superior de la carga queda mas tranquila. Esto no quiere sin embargo decir que no sean necesarias las cámaras de condensacion; siempre deben usarse.

La altura de la chimenea que debe acarrear los humos fuera de un punto donde sean perjudiciales a la vejetacion, es una cuestion local.

Los ventiladores de Baker o Root son suficientes i los mas convenientes.

Máquinas compresoras de aire de la naturaleza de las que se usen para la industria del fierro no son necesarias, como podria suponerse a primera vista si quisiera identificarse esta fundicion al uso de los convertidores David i Manhes.

Esta importante diferencia proviene de que en los convertidores tiene que vencerse la presion de

una columna líquida de gran densidad equivalente por lo ménos a 35 centímetros de mercurio. En la fundicion sulfurosa la cuarta parte de esta presion es suficiente.

Por ahora, para no emplear nada de carbon o coke en esta fundicion se recomienda el uso del aire caliente. Esto parece a primera vista molesto por ser una cosa nueva en la metalurgia. No puede aplicarse aparatos de ladrillos como son los de Cooper i Whitwell, calentados por los mismos gases de la combustion; los gases son aquí incombustibles, compuestos de ácido sulfuroso i azoe, i cuando hai carbon en la carga, éste se transforma por completo en ácido carbónico i no en óxido de carbono por trabajarse con una atmósfera oxidante. Debe por lo tanto recurrirse a tubos de fierro colado, calentándose con poco gasto con combustible de calidad inferior i barato; con aparatos de esta clase, imperfectos i que nunca se emplean ya en siderurgia, es mui difícil calentar el aire a mas de 350° sin grave peligro de quemar los tubos.

En mi opinion, lo mejor seria emplear el aire frio i hacer lo posible por aprovechar parte de los vapores de azufre que se escapan inútilmente.

¿Cómo debe manejarse esta operacion?—Lo primero que hai que observar es tener una buena carga. Ya hemos dicho que no todos los minerales son convenientes. Así por ejemplo, a primera vista se nota que metales de plata que contengan cloruros, bromuros i yoduros no serán convenientes, por cuanto agregando piritas para fundir la volatilizacion seria mui grande. Por ahora poco se sabe sobre esto, por ser estas clases de minerales poco comunes en Estados Unidos. Se sabe sí que un exceso de galena no conviene como así mismo es perjudicial un exceso de blenda. Debe pues hacerse mezclas adecuadas para evitar que los minerales inconvenientes aparezcan en grandes cantidades. La composicion que debe tener la escoria es cosa que no preocupa mucho, por poder variar la proporcion de sílice entre límites bastante grandes. Sabiéndose que por la oxidacion de la piritas tendremos un exceso de óxido de fierro, no deberá agregarse nada de este cuerpo lo cual constituye una interesante economia comparativamente a la fundicion ordinaria. Tampoco el carbonato de cal será necesario por la sencilla razon de que hai exceso de bases i falta de ácidos. En un privilejio pedido por el señor Lawrence Austin, habla de agregar carbonato de cal para dividir la masa de la carga i evitar así su aglomeracion; esta práctica me parece mala.

Jeneralmente se usa, mas por su accion física que calorífica, en la carga de 15 a 25 por ciento de coke o carbon de leña. En algunos puntos de Norte América este mismo objeto se obtiene por adiccion de leña en trozos, i me parece que la leña menuda, como se la encuentra en las grandes alturas será mui ventajosa i fácil de conseguir. Los señores Fraser i Chalmers que parece no se preocupan mucho de la aglomeracion de la carga, conceptúan mas acordado emplear esta leña para calentar el aire que dentro del horno. Es seguro, pues en siderurgia se acepta este hecho: una unidad de calor introducida con el aire surte mas efecto que en la forma de combustible mezclado a la carga. Ademas la presencia del carbon en la carga se opone a la *concentracion* que

es proporcional a la oxidacion, pues absorbiendo parte del oxígeno impide en parte la completa oxidacion de los sulfuros. El punto interesante es la *concentracion* en un eje de un peso reducido de todos los metales útiles de los minerales; fuera de los casos escepcionales en que en el mismo establecimiento se haga tambien la separacion de estos metales útiles, cobre, plata i oro uno de otro.

El rendimiento de plata i oro parece, fuera de casos escepcionalmente desventajosos, no bajar de 93 a 95 por ciento. La pérdida del cobre es variable; pero siendo que este metal en la amalgamacion se pierde todo en los relaves i las aguas del lavado, esta fundicion será siempre ventajosa, pudiéndose, cuando se hace una concentracion moderada, comparar a la fundicion por plomo de obra.

Costo de la operacion.—Llegamos a la parte mas interesante del nuevo beneficio.

En los primeros ensayes que, como es natural, fueron hechos en condiciones nada ventajosas, el costo por tonelada fundida nunca pasó de 4.5 dollars oro, o sea cerca de doce pesos chilenos.

En las noticias de los señores Frasser i Chalmers se habla de un costo normal de tres dollars oro, o sea 8 a 9 pesos chilenos al cambio actual; pero sin contar gastos jenerales, amortizacion, etc. Este precio es para una fundicion de 200 toneladas en 24 horas hecha en un horno grande o bien en dos pequeños. En la América del Sur donde la mano de obra no vale la tercera parte en oro que en Norte América; pero donde son mucho mas caras varias otras cosas, me parece prudente suponer que el costo medio por tonelada sería de 4 dollars o sean 10 pesos de nuestra moneda. En este precio el costo del calentamiento del aire debe entrar, como maximum, por el valor de dos pesos. El gasto de fuerza mecánica se limita a la necesaria para la insuflacion del aire i como con las máquinas de Root o Baker no es superior a medio caballo por tonelada fundida, se reduce a un gasto insignificante, sobre todo si se puede usar un motor hidráulico. En todo caso solo alcanza a un quinto de la fuerza necesaria para la amalgamacion, sin incluir la necesaria para la chanea i molienda.

Los gastos de instalacion son menores que los para un establecimiento de fundicion ordinaria i de igual capacidad, por cuanto no se necesita calcinacion, i la capacidad de produccion aumenta para un horno de iguales dimensiones en un 50 por ciento por lo ménos.

Es cierto que solo se obtiene una concentracion i que debe agregarse los gastos de la separacion o refinacion del cobre, plata u oro contenidos. Si se obtiene una concentracion de diez a uno, la lei en metales útiles será diez veces mayor (sin considerar las pérdidas), i tendremos que aumentar sobre el precio de concentracion solo un décimo del gasto necesario para el beneficio ordinario. Es en todo caso una gran economía.

Pero no es bajo este punto de vista que debe mirarse la cuestion, pues si bien es grande la economía con minerales ricos, de mas importancia es el hecho de que bajando el costo de beneficio, se dilata el horizonte de los minerales explotables pudiendo entrar así muchos hasta hoy rechazados como inútiles. Si se puede abrigar algun temor, es el de que, dada

la estension que tomarán los trabajos de nuevas minas, segun nos parece, influyan sobre el precio de la plata haciéndolo bajar.

Consecuencias para Chile, Bolivia i Perú.—Hemos hablado mas de la plata que del cobre porque aquella es mas interesante dado su alto valor.

Pero es posible, i esto merece un especial estudio, que existan minerales pobres de cobre que podrian enriquecerse mucho por una adicion de piritas de fierro.

En Chile los minerales de plata no se encuentran con frecuencia vecinos a las piritas de fierro, i hai muchos que por su naturaleza misma no convienen a este procedimiento. Así en Huantajaya, i lo mismo en ciertos puntos de Caracoles, los cloruros se prestarian mal a esta clase de beneficio. En Copiapó hai minerales de plata i oro que mezclados con piritas podrian dar buenos resultados. Este es un estudio por hacer.

Bolivia me parece que está en mejores condiciones: en ese pais las piritas de fierro están mas o ménos mezcladas con el *cochizo* (cobre griz) i la blenda, por lo cual, sabiendo que el antimonio no es un inconveniente i que la blenda no es tan perjudicial como en la fundicion ordinaria, se puede esperar mucho. La galena es en jeneral escasa i se encuentra en vetas especiales.

En Bolivia, fuera de Poop donde se hace la lixivacion con hiposulfito, el empleo de las tinas de amalgamacion de cobre i cruceta de cobre es universal. La pérdida de plata con este sistema de amalgamacion no baja de 14 por ciento alcanzando muchas veces a 20 i mas aun. Esta aceptacion tan grande de este sistema de beneficio se debe a la falta de combustible carbonizado i a los altos fletes desde la costa.

Sin hablar de Huanchaca que desde algunos meses ha concentrado su beneficio jeneral en Playa Blanca (Antofagasta) por esta razon, son conocidos de todos los precios del beneficio por tonelada de minerales de plata en las tinas bolivianas, éstos alcanzan:

En Potosí.....	45 pesos chilenos
En Guadalupe.....	44 id. id.
En Esmeraca.....	52 id. id.
En Oruro.....	41 id. id.

Tomando el término medio de 45 pesos resulta que 28 a 35 pesos corresponden a la molienda, calcinacion i amalgamacion siendo el resto de gastos jenerales, amortizacion etc.

Se ve pues que, sin tomar en cuenta la reduccion natural de los gastos por un aumento en la produccion i el uso de un material sencillo, habria, en la operacion misma, una disminucion de las dos terceras partes de los gastos; incluyendo todo (amortizacion, gastos jenerales) una rebaja por lo ménos de la mitad en el costo actual.

En Bolivia, segun la posicion de las minas i la facilidad para obtener fuerza motriz, etc., la lei mínima de plata necesaria para pagar todos los gastos de arranque i beneficio, varía entre 15 i 25 i aun 27 diez milésimos. Me parece que, mejorando las condiciones del arranque de los minerales i empleando la fundicion sulfurosa en sus mejores condiciones

esta lei mínima podría bajarse a la mitad. Para los relaves i los desmontes este mínimo puede ser aun menor por estar ya hechos los gastos de arranque. Se ve, pues, que para ese país hai un gran porvenir en la fundición sulfurosa.

En Bolivia la piritita amarilla de fierro va siempre mezclada con el cobre gris (cochizo). En Oruro hai kilómetros enteros en que el lastre del ferrocarril es compuesto de piritita de fierro con lei en plata. Todas las vetas de Pulacayo (Huanchaca), de Potosí, de Cuadalupe (Tatasi, Portugalete), de San Vicente, etc., contienen mucha piritita mientras el combustible es sumamente escaso, el carbon de leña caro, i el coque cuesta como minimum 120 pesos i aun 200 pesos por tonelada.

Hecha la concentracion de la plata por la fundición sulfurosa en proporción de 10 a 1, debe estudiarse si es mas conveniente la esportacion en esa forma o la separacion en el mismo establecimiento. Para alcanzar la lei en cobre de 50 por ciento que forma la base para la esportacion de los ejes, seria necesaria a una segunda concentracion. Lo mas ventajoso para todos seria que se fundase, en Antofagasta por ejemplo, un establecimiento que tratase los ejes cobrizos separando el cobre, plata i oro por los métodos tan perfectos que se usan en Europa, i sin exijir, como para la esportacion, una lei mínima de 50 por ciento.

Las condiciones de las minas del Perú no parecen bastante conocidas para saber si el nuevo procedimiento de fundición sulfurosa será provechoso o no. En el Cerro de Pasco los cloruros no se prestarían; pero no faltan antimoniatos platosos que podrían aprovecharse; la cuestión es saber si existen pirititas de fierro en las cercanías.

Para concluir agregaremos un extracto de un artículo del *Engineering and Mining Journal*, fecha 21 de noviembre de 1895 sobre el particular.

«Nuestros metalurjistas prácticos trabajan por adelantar la fundición sulfurosa, i se trata actualmente de aprovechar minas que no pagaban los gastos con los procedimientos antiguos de trabajo.

«No se exajera diciendo que los hombres emprendedores que establecen una oficina de beneficio por medio de la fundición sulfurosa, son tan útiles a su país como los agricultores que han convertido en campos de ricas cosechas de trigo, los estériles terrenos del Oeste».

FERNANDO GAUTIER.

Informe

DE LOS MINERALES DE YABRICOYA I JAUJA, ESPEDIDO POR EL INJENIERO DE MINAS DON FRANCISCO LATRILLE, EN MARZO DE 1892.

Considerando que, para los que se interesan por nuestra minería, ha de ser de mucha importancia el conocimiento cabal, tanto jeológico como mineralógico, de nuestras minas; i que nada puede contribuir a ella tanto como la lectura de informes hechos por personas competentes i conecedoras de la materia, con gran prolijidad i acopio de datos interesantes,

hemos creído conveniente hacer la publicacion del extracto siguiente del informe arriba citado:

MINERAL DE YABRICOYA.

Posicion jeográfica.—Distancias, etc.—La zona mineral de Yabricoya, queda con poca diferencia en el mismo paralelo de latitud que Iquique (20° 12' 15"; Yabricoya 20° 09' 33")

La distancia que se recorre por el camino que separa estas minas de aquel puerto, fluctúa entre 31 a 34 leguas, segun el punto que se considere.

En otros términos, se cuentan:

De Iquique, (Ferrocarril a Pozo Almonte) 12 leguas.

De Pozo Almonte (carretera a Sagasca), 13 leguas.

De Sagasca a Jauja, (Tropero), 6 leguas.

De Jauja a Mina Pila, 2 leguas.

De Pila a Yabricoya (San Félix), 1 leguas i tres cuartos.

Son, pues, de 31.33 a 34 leguas i tres cuartos.

Altura.—Así tambien varia la altura de cada mina sobre el nivel del mar; en término medio ellas están situadas a los 1,098 metros, o sea 13,200 piés.

Yabricoya es, pues, una formacion que depende de la cordillera, i cuya aneccion se efectúa por el oeste; su flora característica i las demas condiciones climatológicas así lo atestiguan. Es lo que se denomina vulgarmente la rejion media de la *Puna* o del *Soroche*.

El autor del informe da en seguida una estensa reseña histórica de las minas que componen este mineral; cita que fué trabajada ya en tiempo de la colonia, cayendo despues en un prolongado letargo, del cual no vino a salir sino despues de la fundación del puerto de Iquique, que vino a dar vida a toda esa rejion del desierto.

Formacion jeológica del mineral de Yabricoya.—La sierra de Yabricoya abraza varias leguas de largo por otras tantas de ancho; su estructura es, jeológicamente, la misma en toda su estension, homojénea de extremo a extremo; desde las alturas de Nohaza al norte, hasta las cumbres de Sitilca al sur, desde el Colungtuesa a los bajos de Jauja. Su dirección es de norte a sur, paralela, pues, a los Andes.

Pertenece su formacion a la *erupcion primitiva* o si se quiere, a las *rocas de cristalización*, por lo jeneral *graníticas*, siendo la *sienita* o *granito anfíbólico* la roca predominante. En distintos puntos se observan bancos de *diorita* (grünstein), sobre todo a inmediaciones de los filones, i cuya descomposicion produce diversas arcillas plásticas i esmécticas (jaboncillo, vulgarmente) en muchos casos talcosas; así sucede en el cerro de Pila, alto de Tacaya en la Planada. Igualmente derrames de anfíbola i turmalina, en mezcla íntima con el cuarzo cristalizado o amorfo.

En contacto con los sienitas se hallan capas uniformes de pórfidos metamórficos, esencialmente feldspáticos i siguiendo el mismo rumbo de los filones. Tal sucede en los cerros de Jauja i particularmente en las faldas de la Intermediaria o mina Vieja. Las mismas *deyecciones* aparecen en los altos

de la quebrada de Chuli, camino de Jauja a Pila (bajando la cuesta). Ací los pórfidos son siempre feldsfáticos, pero su aspecto es brechoideo. Lo mismo se observa en Yabricoya entre las minas Aguada o Tres Delirios, etc.

Las faldas mas bajas, aquellas hácia el poniente, se hallan cubiertas de *erupciones traquíticas*, formación mas reciente, naturalmente, puesto que ellas están superpuestas.

Esta *lava traquítica* viene del N. E. Mamiña, Macaya, etc., tienen sus casas construidas con este material; se estiende hasta mas abajo de la quebrada de Sagasca pasando el Refresco.

Describe una línea horizontal mui perceptible, determinada por la materia en fusión, descansando sobre la formación primitiva eruptiva, i cubierta a su vez por espesas capas de conglomerados que no son otra cosa sino una colección de las diversas rocas detríticas desprendidas de las cumbres i que vinieron acarreadas por las aguas despues del período traquítico. Son fuertemente adherentes entre sí, debido a la gran presión ejercida por las capas ulteriormente depositadas por el sedimento, i tambien al limo o barro que sirvió de eficaz cemento al efectuarse la desecación.

Nada hai que facilite mas los estudios geológicos que los cortes naturales de las quebradas. Desde luego, como punto de observación escojeremos la quebrada de Chunchuja, por ser una de las mas accidentadas i profundas. Esto es camino de Macaya yendo al vallecito de Mamiña.

El solevantamiento del terreno primitivo (pórfidos melafiros alternando con bancos de cuarcita), ahí mui visible, está cubierto por una capa de 10 a 15 metros de terreno de acarreo (conglomerados); viene en seguida la estrata traquítica de mas de 8 metros de espesor, cubierta esta última por las disgregaciones, que son otros tantos conglomerados de formación mas moderna, mas sueltos, i desde luego de menos cohesión; finalmente, los aluviones cubren el fondo de la quebrada.

Se tiene, pues:

1.º La formación primitiva eruptiva, que constituye la gran cadena de cerros de Yabricoya, i cuyas crestas ponen a las claras su textura granitoidescénítica, i en algunos lugares porfiróidea.

4.º Cubiertas sus faldas oeste por sedimentos o conglomerados que han precedido a.

3.º Las deyecciones volcánicas traquíticas.

4.º Superpuestas a éstas vienen los conglomerados recientes i que aun en el día siguen en vía de formación.

SECCIONES MINERALES DE YABRICOYA

El mineral de Yabricoya puede dividirse en tres secciones mineras, que forman juntas un interesante conjunto, bajo el punto de vista industrial.

A. Sección Jauja.

B. Sección Pila.

C. Sección Yabricoya, propiamente dicho.

A. Sección Jauja.

Esta sección comprende varias subdivisiones, como ser: *Corrupta*, caracterizada por el cerro de

Quinquina, al N. 30° E, i a 6 kilómetros de Jauja, con varias minas aun superficiales; *Tacaya*, en donde existe una que otra cata; *Macaya*, con reconocimientos lijeros. En fin, las minas de Jauja, que constituyen ellas solas un grupo importante, compuesto de seis pertenencias

Las tres primeras, la Descubridora, Porfiada i Coqueta, siendo la misma corrida, serán descritas con el nombre de *mina Jauja*.

La mina Jauja está situada en toda la falda oeste del cerro que le sirve de ubicación, i cuya falda por el sur forma las caídas de la quebrada Chula i por el norte las de la de Tacaya.

Es corrida real i de manifiesto, i ha sido explotada superficialmente en una extensión de mas de 300 metros.

Esta mina es de las mas importantes en cuanto a su formación i en cuanto a la abundancia del metal que ella puede producir. Lo es igualmente por ser el trabajo mas extenso ejecutado en esa zona, habiéndose invertido grandes sumas con el objeto esclusivo de efectuar su reconocimiento en toda forma.

Para el efecto cuenta con dos piques maestros de unos 120 metros de hondura, a contar desde el nivel del socavon principal, que está situado casi a media falda. Considerando la parte de la veta que queda sobre este nivel hasta el portezuelo, tendremos que los planes de estos piques cuelgan cerca de 200 metros. Ambos reconocimientos han dado en agua, lo que ha perturbado la prosecución de la obra.

Cada pique maestro está provisto de grandes malacates para la extracción.

El laboreo jeneral de esta mina, tanto horizontal como vertical i de chifones, alcanza i pasa la suma de 6,000 metros.

El metal remitido a Sagasca i apto tan solo para la fundición, llegó a 3,258 quintales en 1889; en 1890, alcanzó a 24,219 quintales, siendo solo de 3,237 quintales el año de 1891 (año de la perturbación política), o sea un total de 30,694 quintales españoles.

Dirección, inclinación, potencia de la veta.—

Corre este filon de NS 35 O; no obstante, observando su rumbo en el socavon se ve que éste varia mucho; a su entrada i por espacio de 40 a 50 metros, es de 40°; en seguida describe una curva al Este, yendo sucesivamente con 50, 60 i 70°. Todo esto depende indudablemente de los accidentes que ocurren: empalmes que recibe la veta i bifurcaciones de sufre.

En este lugar es precisamente donde midiendo 200 metros horizontales, se está en la vertical correspondiente al portezuelo; a los 150 a 160 metros principian los 5 ramos de la veta, variando sus rumbos entre 60 i 80°. Es nuestra opinión que aquí se deberán armar dos cortadas: una a *flaqueza* i la otra a *cuerpo* de cerro. Este reconocimiento daría a conocer los 5 principales ramos subdivididos, i esto es desde luego de trascendencia. La inclinación de la veta es a flaqueza de cerro, es decir, N. O., i mui variable segun el punto de observación. En promedio puede admitirse que es de 65°. Habiendo lugares en que se presenta con mucho manto: de 45 a 50° con la horizontal. Subdividido como queda el filon de Jauja desde el punto indicado, se nota que las diversas ramificaciones llevan algunas inclinaciones con-

trarias: unas son a cuerpo i otras a flaqueza. De ahí que a cierta hondura deban formar empalme o tronco de veta.

Este empalme se nota efectivamente, i a partir del socavon principal es gradual i sucesiva.

La potencia o ancho de este filon es variable; pero bien se puede admitir que fluctúa entre 0.58 i 1.30 metros.

Hai lugares en que mide mas de 2 metros; el beneficio varia de 30 a 60 centímetros, estendiéndose en algunos casos de salbanda a salbanda.

A medida que en esta mina se ha ido ganando hondura, se nota mayor formalidad en su direccion, inclinacion, etc. En cuanto al beneficio, es un tanto coprichoso e interrumpido; llega el *alcance*, la veta se amplifica i desde luego abunda el metal, insensiblemente se estrecha i ramifica volviendo poco a poco a lo normal, i así sucesivamente.

Hasta el plan del socavon principal llega la rejion de los *metales cálidos*, es decir, la que encierra metales oxidados; el laboreo de la Descubridora representa la zona de los *metales frios*, o mejor dicho la transicion a los metales sulfurosos.

Siendo las minas Porfiada i Coqueta la continuacion de la Descubridora, su descripcion no tiene mayor importancia.

Mina Garibaldi.

Constituye la Garibaldi corrida distinta de la anterior; direccion: E. a O., veta manto con 35° de inclinacion S. Sigue por el Este bajando la falda de *Ohula*, mientras que la corrida de Jauja gana la altura.

Tiene catas antiguas que hacen aparente su corrida, i que deben haber dado bastante metal; su hondura no pasa de unos 30 metros verticales. Parece tener mucho porvenir por ser vecina de la Porfiada, con la cual presenta mucha semejanza en cuanto a textura i aspecto de sus metales.

La veta mide de ancho 50 a 60 centímetros; el beneficio es bastante constante; mejora la lei del metal cuando la veta se estrecha. Esta consiste en una masa ferruginosa amarilla o rojiza de peróxido de hierro hidratado (ocres, hematita) que vulgarmente se llaman *pacos*.

Josefina i Enamorada.

Estas pertenencias ocupan una seccion aparte; así la Enamorada queda a 400 metros al S. O. de las haspas de la Coqueta; la Josefina como 500 metros al S. E. de la misma. Yacen ya en las faldas que forman la quebrada de Ventana, no lejos del camino que sale de la mina a aquel caserío.

Cada una de ellas tiene su pzo de ordenanza i solo catas superficiales. La Josefina presenta aparentemente mejor formacion.

Lei de los metales en Jauja

La lei media de los metales no baja de 14 DM, a toda palla, siendo que hai metales de color (oxidados), que los dan superiores. Lo mismo ocurre con los metales frios (sulfuros); partidas de galenas han

dado 80 i 120 DM, las galenas de planes han acusado leyes de 20 a 27 DM.

Composicion de la mina o pasta metálica.

La mineralojía de esta mina es, con poca diferencia, igual a la de las demas minas de la rejion; solo su composicion química varia un tanto.

En la parte superficial domina el fierro hidroxidado mezclado íntimamente con el carbonato de plomo (cerusit) gris, compacto i amorfo, algunas veces cristalizado. En otros casos el fierro combinado constituye silicatos de fierro en relacion íntima con el carbonato de plomo. Rara vez, en esta parte, persiste la galena, sale en manchas o en nódulas accidentales. En esta misma condicion se hallan carbonatos de plomo cupro-arjentíferos de bello color azul i de subida lei en plata.

En la mina Garibaldi i en la mina Jauja se encuentran cloruros de plata (Kerargirit) engastados en la masa ferruginosa (limonit-ocre) que le sirve de matriz. A medida que se va ganando hondura, aparecen los monosulfuros, como son la piritita marcial, la piritita prismática, el sulfuro de plomo o galena, el sulfuro de zinc (blenda), la piritita de cobre (chalcopirita), ménos comun. En fin, pecas accidentales de cobre gris (panabasita, polibasita), que irán en aumento al penetrar en la segunda rejion.

La blenda es casi siempre cristalizada, su color negro o café oscuro, con poca lei en plata; algunas, sin embargo, han arrojado leyes apreciables, debidas sin duda al contacto que tienen con la galena. La galena, frecuentemente cristalizada o cristalina, fibrosa o granular.

Ciertas muestras de piritita marcial, en investigaciones analíticas, han puesto de manifiesto la presencia del oro. De ahí que el ingeniero metalúrgico, señor Juan Jara, haya encontrado 2 gramos de este metal por kilógramo de plata fina; en algunas ha subido bastante esta lei.

Criadero o ganga (matriz).

El criadero de lo mina Jauja es esencialmente *cuarzoso*; cuarzo blanco o gris; en broceo de la veta se encuentra cristalizado.

En hondura (100 metros), aparece el *carbonato de cal*, de aspecto espático, blanco opaco i en rombohedros derivados de la forma primitiva. Se puede decir que en este punto la sustitucion es radical: el cuarzo ha desaparecido por completo.

El mejoramiento gradual aunque paulatino que van experimentando estas minas a medida que se prosiguen sus labores, está de manifiesto. Si es cierto que a la superficie se constatan leyes mayores en plata, esto no es fijo, i mas en la profundidad se vé mas firmeza i mas constancia. Ocupando, pues, como ocupa Jauja la rejion de transicion, i fundándonos en estos antecedentes, no es exagerar si se auguran mejores i mas pertinaces alcances una vez de lleno en la segunda rejion.

Todas las alternativas habidas no son para sorprender al minero; son el resultado de este jénero de trabajos, la esperiencia adquirida así nos lo enseña.

Tan es así, que todas las minas en posicion análoga, ubicadas en rejiones de contacto o ultra-cordi-

llera presentan, tanto en la superficie como en profundidad, los mismos accidentes, las mismas transformaciones i los mismos indicios.

Constituyen ejemplos clásicos en la práctica de las minas muchos minerales que podemos citar en apoyo. Tal es el yacimiento de Pulacayo (Huanchaca), uno de los mas interesantes. Durante una série de años, i cuando Ramírez se esforzaba en hacer su prosperidad, iniciando un socavon (que bien merecido tiene el llevar su nombre), hace diez o catorce años, producía metales de solo 18 a 20 DM, que iban al desmonte, pues solo los de 35 a 40 DM convenía beneficiarlos en la localidad. Hace poco, aun no llegaba a la mina el ferrocarril, sus labores, habiendo ganado hondura bajo el impulso de una sociedad cuyo directorio residía en Valparaiso, alcanzaron *pintas* (guías, término local) de 200 i 300 DM, que se esportan a Europa; lo demas es beneficiado en Huanchaca o en el Asiento.

Cosa igual pasa en Portugaleta; cuando no ocurre el *cochizo*, como en Pulacayo, aparece el *rosicler* en la guía; en Jauli, en Casapalca sucede lo mismo: sus metales mejoran en hondura.

El agua en la mina Jauja.

Recien a la profundidad actual de los piques maestros ha brotado el agua. Las galerías de planes dan mas de 14 metros cúbicos de agua en 24 horas; esta agua proviene del cielo de las labores, de pequeñas grietas o pelos que cruzan diagonalmente la veta.

Pertenencias limitrofes, cruceros, etc.

Las pertenencias que forman este grupo son, pues, 5; comprendida en la seccion Jauja queda la mina Garibaldi, cuya importancia puede sin tardanza ser comparada a aquélla.

Sin considerar muchos cruceros o empalmes que pueden llamarse de segundo orden, citaremos los que presentan mejor perspectiva. El principal de ellos es el que viene a empalmar en el filon Jauja i que atraviesa el ramo de flaqueza en el socavon principal. Seguir ganando hondura en este empalme será para la mina una investigacion de muchísima importancia, pues ya sabemos que en esta parte se encuentra en *camorro*.

Dicho empalme corre en direccion de E. a O. 30° S. inclinando a flaqueza de cerro i tiene una potencia 1.50 metros. Converje, pues, tanto en direccion como en inclinacion con la veta Jauja.

En la sala de uno de los malacates pueden observarse tres ramos de vetas mui importantes, i uno de ellos con bastante metal. Marchan en busca del filon Jauja propiamente dicho, con el cual empalman al poco andar.

Corte de estraccion i realizacion.

En el año de 1889 el costo medio de la estraccion por quintal español era de \$ 0.90; en el año 1890 lo fué solo de \$ 0.60.

Actualmente se tiene el costo siguiente:

Estraccion.....	\$ 0.30
Rechanque	0.20
Uso de sacos ensacadura.....	0.05
	<hr/>
	\$ 0.55

(Continuará.)

Boletin de precios de metales, combustibles i fletes

CHILE E INGLATERRA

(Marzo)

Cobres.—Precios, segun los cablegramas de Inglaterra recibidos en la Bolsa de Valparaiso, en:

		£	Chs.	pns.	
Marzo	5.....	46.	2.6		por tonelada inglesa
"	11.....	44.	18.9	"	" "
"	18.....	45.	10.0	"	" "
"	25.....	46.	3.9	"	" "

Se ha esportado desde el 1.º hasta el 28 de marzo, por los diversos puertos de la República la cantidad de 33,336 quintales españoles.

El precio del cobre ha fluctuado del modo siguiente:

Cobre en barras, de \$ 25.25 a \$ 25.47½ por quintal español puesto en tierra.

Ejes de 50 por ciento, de \$ 10.75 a \$ 10.86½, por quintal español libre a bordo.

Minerales de 10 por ciento, de \$ 1.40½ a 1.42 por quintal español libre a bordo.

Plata.—Precios, segun los cablegramas de Inglaterra recibidos en la Bolsa de Valparaiso, en:

Marzo	4....	31¾		peniques por onza troy
"	11....	31.7/16	"	" "
"	18....	31¾	"	" "
"	25....	31.5/16	"	" "

Precio del marco de plata, libre, a bordo, de \$ 14 a \$ 13.85.

Por los vapores *Oreana* i *Orisis* se han esportado 373 barras con un valor total de \$ 1.143,000.

Salitres.—Precios, segun los cablegramas de Inglaterra, recibidos en la Bolsa de Valparaiso en:

Marzo	4.....	8/1½
"	11.....	8/1½
"	18.....	8/.
"	25.....	8/.

Fletes.—Por vapor a Liverpool o al Havre: 26 chelines por tonelada inglesa.

Por buque de vela: 22/6 a 21/3 por tonelada inglesa.

Cambio internacional.—17.9/16, 17½, 17¾, 17.7/16, 17¾, 17 5/16, 17¾, 17¾.

FRANCIA

(Febrero)

Los 100 kilógs.

<i>Cobres.</i> —De Chile, en barras, puesto en el Havre.....	Frs. 116.25
Id. de Chile en barras, marcas ordinarias. "	114.25
Id. en lingotes i planchas, en el Havre. "	122.00
Id. en minerales de Corocoro, los 100 kilos de cobre contenido, en el Havre. "	117.50
<i>Estaño.</i> —Banka, en el Havre.....	" 168.75
Id. Détroits.....	" 160.00
Id. Cornouailles.....	" 168,00
<i>Plomo.</i> —Marcas ordinarias, en el Havre.....	" 29.25
<i>Zinc.</i> —Buenas marcas, en el Havre....	" 40.50
<i>Aluminio.</i> —En lingotes, el kilo.....	" 7.00

Actos oficiales

Núm. ... —Santiago, 3 de marzo de 1896.—Vista la nota que precede, en que el Director de Contabilidad espresa que el tipo medio del cambio sobre Lóndres en letras a noventa dias vista ha sido durante el mes de febrero próximo pasado de diezisiete peniques cinco mil cuatrocientas diezisiete milésimas por peso,

Decreto:

Los derechos de esportacion sobre el salitre i el yodo se recaudarán durante el presente mes con un recargo de ciento dieziseis pesos sesenta i tres centavos (\$ 116.63) por cada cien pesos.

Con igual recargo se recaudará la parte de los derechos de internacion i almacenaje que, segun lo dispuesto en el número 5.º de la lei de 31 de mayo de 1893, debe pagarse en su equivalente en papel moneda.

Tómese razon, comuníquese i publíquese.—MONTI.—*H. Pérez de Arce.*

Excmo. Señor:

Alejandro Sepúlveda Rodriguez, domiciliado en el norte de Chile, a V. E. con el mayor respeto espongo: que don Manuel A. Cuadros, en representacion de don Emilio Dumoulier, ha pedido privilejio para fabricar planchas de cobre i cualquiera otros metales por la electrolisis.

Teniendo el que suscribe establecimientos planteados desde el año 1893, en los que tambien beneficio por la electrolisis, mui económicamente, el cobre, plata, oro, etc., de sus minerales i en cuyas instalaciones he invertido desde el año 1892 miles de pesos; i temeroso que lo que se solicita para el señor Dumoulier sea igual a lo mismo mio, vengo en rogar a V. E. se digne tenerme por opuesto a la antedicha solicitud, i en el caso que use para ello los reactivos que yo uso, pido que en ese entónces todos los establecimientos que plantee el señor Dumoulier, él o con otras personas, pasen a ser en el acto mismo

i en su totalidad de propiedad única del Fisco chileno.

Es justicia, Excmo. Señor.—*Alejandro Sepúlveda Rodríguez.*

Núm. 367.—Santiago, 5 de marzo de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial* i pase a la Direccion de Obras Públicas para los fines del caso.—Anótese.—Por el Ministro, D. RIQUELME.

Excmo. Señor:

Manuel Lecaros Reyes, por el señor Casimir Wurster segun la delegacion de poderes que en debida forma acompaño, a V. E. respetuosamente espongo: que mi representado es inventor de un procedimiento que introduce mejoras mui beneficiosas en los aparatos de luz con quemadores incandescentes para la combustion de los hidratos de carbon de un alto grado de ebullicion.

Me reservo presentar a la comision que V. E. se digne nombrar las especificaciones i diseños que manifiestan las ventajas de la invencion del señor Wurster.

Por tanto,

A V. E. suplico se sirva conceder a mi representado señor Casimir Wurster la respectiva patente de privilejio esclusivo por el máximo del tiempo que permita la lei.

Excmo. Señor.—*Manuel Lecaros.*

Núm. 398.—Santiago, 9 de marzo de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial*.—Anótese.—Por el Ministro, D. RIQUELME.

Excmo. Señor:

Santiago Crichton, ante V. E. con debido respeto digo: que soi inventor de un método para la estraccion del oro de los minerales que lo contengan, lo que propongo hacer mediante el uso de un aparato que denomino «Amalgamador mecánico.» Lo cual es a la vez aplicable a los minerales recién molidos, relaves antiguos o arenas auríferas.

En vista de la utilidad de mi invento ya probado en la práctica, me creo con derecho a la proteccion de un privilejio esclusivo.

Protesto dar a los peritos que se nombren para el desempeño de su cometido mi pliego de esplicaciones detalladas.

Por tanto, a V. E. suplico que, en vista de la utilidad de mi invento, se sirva concederme un privilejio para el uso esclusivo de ello por el mayor número de años que concede la lei.

Es gracia, Excmo. Señor.—*Santiago Crichton.*

Núm. 399.—Santiago, 9 de marzo de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial*.—Anótese.—Por el Ministro, D. RIQUELME.

Núm. 330.—Santiago, 20 de marzo de 1896.—Vistos estos antecedentes,

Decreto:

Concédese a don Enrique Moissan, representado por don Augusto Ebner, privilejio esclusivo para usar en el pais, por el termino de diez años, un horno eléctrico de que es inventor, destinado a la produccion de cromo, aluminio, molíbdeno i otras sustancias químicas, tal como se describe en el piego de esplicaciones depositado en el Museo Nacional.

Los diez años comenzarán a contarse despues de trascurridos dos, que se asignan al solicitante para plantear su industria.

Estiéndase, en consecuencia, al referido señor Enrique Moissan la patente respectiva de privilejio esclusivo.

Tómese razon, comuníquese i publíquese.—MONTT.
—*Eltas Fernández A.*

Cárlos Madariaga

Químico-metalurjista e Injenero de Minas.
Mendoza. República Argentina.



Museo Mineralójico

LABORATORIO DE QUÍMICA DEPENDIENTE DE LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA

Se hacen reconocimientos de sustancias minerales
ensayes i análisis.

JULIO LASO, Injenero de minas

Director del Museo Mineralójico

