

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 METALURJÍA ACTUAL DEL COBRE

(Continuacion)

II

La calcinacion de los minerales de cobre se hace en *colpas* o en *polvo*; la primera comprende tres procedimientos que son: calcinacion en *pilas*, en *noques* o *compartimentos* i en *hornos*, siendo necesario reducir el mineral a *colpas* de un tamaño mas o ménos regular con lo cual resulta siempre una cierta cantidad de polvo o por lo ménos llampos que debe en lo posible evitarse. En este sentido una chanca hecha a mano sería mas ventajosa, pues la práctica nuestra que por este procedimiento se reduce a polvo una cantidad equivalente solo a la mitad de lo que hace una máquina aun de las mejores; pero la chanca a mano tiene el gravísimo inconveniente de ser de tres a cuatro veces mas cara que la hecha a máquina.

El tamaño de las *colpas* en las calcinaciones depende de la riqueza del mineral en azufre, pues cuanto mas rico sea en este elemento tanto mas grande podrán ser las *colpas* haciéndose, cuando el mineral contiene unos 23% de azufre, mui bien la tuesta aun en trozos que pasan solo por un arnero de 10 centímetros, eso sí que suele demorar bastante tiempo: en una partícula de polvo de sulfuro la calcina es casi instantánea, variando el tiempo necesario para la completa calcinacion de las *colpas* en relacion a su masa o sea al cubo de sus radios, i dependiendo en gran parte de la facilidad de decrepitation como así mismo de la naturaleza química i física del mineral.

CALCINACION EN PILAS.

Este procedimiento, mui primitivo, es el mas antiguo i mas sencillo, pues es evidente que luego despues de haber hecho uso en la antigüedad del cobre nativo i sus compuestos oxidados, fácilmente reduc-

tibles por el carbon, se habrá recurrido a los sulfuros para obtener de ellos calcinando i mezclando con metales de color, el metal tan estimado.

Se sabe que, para Chile, el camino seguido fué distinto; la jeneracion pasada ha visto el hecho espantoso de botar a los desmontes todos los sulfuros de cobre aun los mas ricos i dar por el idioma popular una consagracion inpercedera a este resultado de una ignorancia increíble, la palabra *brocear*, convertirse en *bronce* ha quedado en el idioma como el sinónimo de hacerse estéril. A pesar del ejemplo de Lambert en 1810, solo entonces empezó en Chile la calcinacion de los bronces, sulfuros, etc. de cobre. Tal era la influencia civilizadora de la colonizacion española!

La calcinacion en pilas es impracticable en los países de adelantada civilizacion i cultura por su enorme desventaja de matar toda vejetacion aun a distancias mui grandes en la direccion de los vientos. Es la mezcla de los gases sulfurosos i sulfúricos la que produce este efecto sin que tengan un efecto ni siquiera parecido en este sentido los gases o humos arsenicales i antimoniales como tampoco los gases carboníferos. Aun en los mas perfeccionados métodos i aparatos de tuesta estos humos son un peligro para la agricultura i el único modo de evitarlo de un modo radical consiste en condensarlos todos formando ácido sulfúrico en las camaras de plomo.

Las pilas pueden emplearse en los países desprovistos de vejetacion; pero siempre será preciso elegir cuidadosamente el lugar para instalarlos tomando en consideracion la direccion de los vientos, la posibilidad de inundacion, el estado mas o ménos pantanoso, la posicion i altura respecto de la mina u oficina de beneficio, etc.

La altura de las pilas está en relacion con la riqueza del mineral en azufre, con el tiempo que demora la calcina i con la temperatura que durante ella se produce, siendo como se comprende estos dos últimos factores mayores en las pilas de grandes alturas. Debe evitarse a todo trance la fusion de una parte de los sulfuros los que tienen la desventaja de correrse hasta el pié del monton sin sufrir alteracion en contacto del aire. Con sulfuros de 35 a 40% de azufre la altura media será de 2.50 metros i el tiempo que demora la tuesta 75 dias; los sulfu-

ros mas pobres, 15% por ejemplo, pueden alcanzar un alto de 3 metros. El cuadro siguiente muestra las relaciones prácticas entre algunas leyes de azufre del mineral, la altura de las pilas i tiempo necesario para la calcinacion completa:

Azufre	Cobre	Altura ms.	Tiempo.
39 %	6.5 %	1.50	54
Id.	"	2	72
18	14	1.65	50
"	"	1.80	61

Para esta calcinacion se agrega, al principio de la operacion, un poco de leña; i la cantidad necesaria debe ser mui bien medida, no tanto por el dinero gastado con un exceso de leña, sino para la buena marcha del trabajo, pues como se ha dicho ántes si la temperatura sube mucho se licúan los sulfuros i corren hácia el pié de la pila sin oxidarse.

Las pilas se disponen del modo siguiente: se empieza formando una base de mineral fino que sirve para que el mineral tostado no se adhiera al suelo, se coloca sobre ésta una capa de leña de 10 hasta 20 centímetros de espesor i sobre ella se arregla el mineral en colpas cubriendo todo por una capa de llampos, teniendo cuidado de dejar algunas chimeneas o canales para asegurar la distribucion sistématica del calor.

Típicas por lo perfecto, son las pilas de calcinacion de Río Tinto donde alcanzan dimensiones colosales: jeneralmente contienen 400 toneladas i tienen 4 metros de altura con fondo de forma circular; estas pilas demoran de 6 a 9 meses en calcinarse i se usa mui poca leña pues el mineral es rico en azufre alcanzando su lei a 48 por ciento i siendo la lei en cobre de 3 por ciento mas o ménos.

El gravísimo inconveniente de esta calcinacion, en los países lluviosos, es la pérdida de cobre al estado de sulfato soluble, cuando no se toman las precauciones necesarias para recojer estas aguas i extraer de ellas el cobre precipitando por medio del fierro; esta pérdida puede alcanzar en ciertas ocasiones hasta 30 por ciento del cobre contenido. Otra cosa que debe evitarse es la formacion de ejes o sulfuros fundidos pues cuando éstos se forman se reparte la lei del mineral entre los ejes ricos i un esqueleto pobre; así por ejemplo, con un metal de 18.6 por ciento de cobre calcinado en condiciones que se funda el sulfuro resulta un sulfuro rico de 36.6 por ciento i un esqueleto pobre de 6.4 por ciento lo cual en la fundicion constituye enormes desventajas por ser difícil obtener ejes de lei determinada con metales tan irregulares en su lei. Bien llevada esta calcinacion i bien vijilada alcanza a calcinar hasta 90 por ciento del mineral.

Tratándose de pilas de una capacidad de 200 metros cúbicos el costo por tonelada de mineral calcinado puede dividirse como sigue:

Acarrec, apilamiento i vijilancia.	\$ oro 0.11
Leña.....	" " 0.12
Demolicion de las pilas, carguo..	" " 0.12
Mano de obra i mayordomo.....	" " 0.03
Reparacion de útiles, almacen, etc.	" " 0.05
Acarreo a la fundicion.....	" " 0.04
Total.....	\$ oro 0.47

En esta calcinacion empieza a hacerse notar ya la grande afinidad del azufre por el cobre, afinidad que como sabemos constituye la base de la metalurgia del cobre; este metal es el último en perder su azufre; la mayor parte del sulfuro de cobre está aun intacto cuando el sulfuro de fierro ya está completamente oxidado; tambien la plata sigue un poco el modo de ser del cobre; pero no tan exactamente. Un mineral ha dado los siguientes resultados:

Lei media ántes de la calcinacion.	4.00% de cobre
Parte exterior de una colpa.....	indicios
Parte media.....	1.2
Parte central.....	69.6.

El mineral queda en jeneral con una lei media de 10 por ciento de azufre cuando primitivamente ha contenido unos 40 por ciento; pero llevando la calcinacion con sumo cuidado puede disminuirse la lei en azufre a 7 por ciento.

La calcinacion en pilas de los ejes o mattes es algo distinta consistiendo la gran diferencia en que los ejes necesitan tres veces mas tiempo para perder su azufre que los sulfuros provinientes de las minas; se necesita por consiguiente hacer tres calcinaciones para obtener, con ejes, el mismo resultado gastándose en estas tres calcinas por tonelada las cantidades siguientes:

Chancadura.....	\$ oro 0.19
Acarreo.....	" " 0.06
Leña, un tercio tonelada.....	" " 0.85
Mano de obra i varios.....	" " 0.95
Total.....	\$ oro 2.05

En vista de las desventajas de esta tuesta tan sencilla se ha recurrido a otros mas perfeccionados.

CALCINACION EN COMPARTIMENTOS O NOQUES

Con el objeto de concentrar el calor, asegurar el trabajo contra la intemperie, evitar el empleo de llampos finos como cubierta sobre todo por los costados i tambien para acelerar la combustion se hace la tuesta entre murallas de albañilería.

Los mas económicos i mejor es en estos casos emplear ladrillos hechos de las escorias resultantes del beneficio del cobre; cuando estas escorias no son mui básicas constituyen un material de primera clase para resistir la accion del calor sin ninguna precaucion. Estos panes de escoria tienen jeneralmente un espesor de 20 a 30 centímetros i 30 a 35 centímetros de ancho i largo; se colocan en albañilería de barro sin cal, pues ésta absorbe el ácido sulfúrico, forma sulfato de cal que, absorbiendo el agua de la atmósfera, cristaliza i raja i desarregla toda la muralla por su expansion.

Las mejores dimensiones para los noques son 2.50 metros en cuadro por 2 metros de altura con pequeñas aberturas en la pared del fondo que comunican a una galería en coneccion con una chimenea, la cual para 60 de estos compartimentos (stalls) debe tener una altura de 20 metros. Es el tiraje así producido el que regula, aun cuando los noques son abiertos por arriba, la calcinacion, pudiéndose el

tiraje aumentar o disminuir por registros colocados en cada noque.

En esta forma, se necesitan solo 12 dias para la completa calcinacion i tres dias para dejar enfriar.

Para describir las ventajas de estos procedimientos seguiremos a Dyer Peters.

La calcinacion en montones o pilas es barata, sencilla, i no son necesarios ni horno, ni albañilería, ni chimenea; sus resultados, con una buena vijilancia, bajo el punto de vista de la eliminacion del azufre, son satisfactorios.

Con los noques el trabajo es mas rápido, lo que para un gran establecimiento constituye una ventaja mui grande; los humos nocivos se llevan a una o muchas chimeneas que permiten llevarlos a un punto donde los vientos los diluyan i evitar así sus perjuicios; la calcina es mas completa i no se pierde nada del mineral frio ni por los vientos ni por las lluvias; fuera de los primeros gastos de instalacion el costo de la calcinacion en noques es de 0.50 pesos oro por tonelada; mas o ménos lo mismo que el costo en las pilas. La calcinacion de los ejes en noques tiene las mismas ventajas, pero siempre se necesitan tres tuestas para la eliminacion de las 3 cuartas partes de azufre contenido.

CONSIDERACIONES SOBRE EL APROVECHAMIENTO DE LOS HUMOS DE LA CALCINACION DE LAS PIRITAS COBRIZAS PARA LA FABRICACION DEL ÁCIDO SULFÚRICO.

Hemos dicho que, bajo el punto de vista de los perjuicios causados a la vejetacion por los humos de la tuesta, el único remedio eficaz es de condensarlos transformándolos en ácido sulfúrico; para el buen aprovechamiento de esta circunstancia es necesario hallar un mercado próximo para el ácido pues que de otro modo se hace, para poderlo transportar en barriles de fierro, necesario concentrarlo a 66 grados Beaumè.

Los minerales ricos en azufre, i especialmente con pirita de fierro son los mas convenientes para este uso, por ser mas dificilmente fusibles durante la tuesta; una lei de 25 por ciento de azufre parece suficiente i los residuos deben quedar con solo 4 por ciento.

Llegamos al empleo de los minerales en polvo i pasaremos en revista los diversos sistemas que para molerlos existen:

Los *pisones* son de costosa instalacion i el polvo resultante demasiado fino para los efectos de la calcinacion.

Los *molinos chilenos* son mas sencillos que los pisones sin ser, sin embargo, mas convenientes.

Las *chancadoras má triples Blake* en que se hace pasar el mineral de una a otra hasta obtener granos de 3 milímetros de grueso, trabajan mui bien.

Los *molinos de bolas* son considerados por el señor Peters mas ventajosos para las moliendas finas no dando segun su opinion un rendimiento bastante grande.

Los *cilindros* (cornish rolls) que el señor Peters prefiere jiran con engranajes a razon de 40 revoluciones por minuto alcanzando cuando se manejan con correas una velocidad tres i aun cuatro veces mayor. La práctica muestra que resulta ménos llam-

po cuando su velocidad es moderada, i que es mejor usar cilindros mas separados, arnear i luego pasar la parte gruesa nuevamente por cilindros.

HORNOS DE CALCINACION.

Si se propone convertir los gases de la calcinacion en ácido sulfúrico deben separarse estos de los gases de la combustion.

El horno *Gerstenhöfer* tiene la forma de un pozo vertical donde el mineral pasa de una a otra tablilla hasta caer calcinado al fondo. El gran inconveniente de este horno es su poco rendimiento: solo $2\frac{1}{2}$ a 3 toneladas en 24 horas, dejando en el quemadillo una lei de azufre de 6 por ciento. Con minerales de 40 por ciento de azufre este horno una vez caliente desarrolla bastante calor para seguirse la tuesta sin auxilio de ninguna combustible.

El horno *Hasenclever* es algo parecido al Gerstenhöfer con la diferencia que las tablillas son, en el primero, largas e inclinadas en 40° haciendo zig-zag, i que en el segundo las tablillas son horizontales, de seccion triangular i mui estrechas.

El horno *Maleira* es hecho con muchos pisos horizontales que son recorridos sucesivamente por los gases, haciendo pasar el mineral de uno a otro por el trabajo a mano. Su capacidad es pequeña, no pasa de una tonelada por 24 horas; pero deja los residuos calcinados con una lei de solo 3 por ciento de azufre.

El horno *Stetefeldt* que se emplea mucho i con grandes ventajas para la tuesta clorurante de los metales de plata, es capaz de tratar hasta 60 toneladas en 24 horas i seria de desear que se pudiese aplicar a los minerales de cobre.

HORNOS BAJOS O COMPARTIMENTOS SOPLADOS

Hai en la fundicion de Guayacan (Coquimbo) un hornito bajo, de paredes metálicas que funciona con tiraje artificial, destinado a la calcinacion i aglomeracion de minerales finos i ejes. Es seguro que en él, una vez empezada la combustion, seguirá en mui buenas condiciones.

El señor Peters habla de un hornito de calcinacion fundado sobre el mismo principio de aire forzado i le da el nombre de Pelatan, siendo que don Carlos Vattier ha hecho, tomando la idea de Guayacan, una buena aplicacion de este principio para tostar minerales de plata. Existe este hornito en Playa Blanca (Antofagasta) de forma mui sencilla constituido por un cilindro de 1 metro de altura, hecho de dos planchas de fierro encorvadas i cubierto por una cabeza cilíndrica que le sirve de sombrero para concentrar los humos i llevarlos a una canal de fierro que existe encima i suspendida en columnas de fierro o pilares de mampostería. Por debajo está tapado con una plancha de fierro agujerada que sirve de soporte a los minerales dejando pasar el viento. El trabajo con este hornito es mui sencillol se colocan los dos semicilindros sobre la plancha agujerada, se prende un fuego de leña o virutas, se coloca el sombrero, se da viento i se agrega con la pala el mineral fino. La operacion es rápida, los gases nocivos van a la chimenea i los minerales se aglomeran mui bien. Una vez concluida la calcina-

cion se quita el sombrero, se separan los semicilindros i se rompe con herramientas adecuadas el metal conglomerado, quedando todo listo para una nueva operacion.

HORNOS DE REVERBERO

Hai dos clases de estos hornos: unos trabajados a mano i los otros mecánicos. El *horno de reverbero comun* para calcinaciones tiene el carácter distintivo en su hogar que es mui estrecho i en su largo que es mui grande, para aprovechar todo el calor.

Un horno se compone de partes planas de 5 metros de largo por 5 metros de ancho, estos planes se denominan pisos i están a diferente nivel, recibiendo un calor ascendente hácia el lado del hogar; para pasar el mineral de un piso a otro puede revolverse a mano o bien hacerlo caer por un embudo o tolva, este último sistema se usa cuando los pisos van sobrepuestos. Los hornos pueden ser así de dos o tres *pisos verticales* o de tres i aun cuatro *pisos horizontales*. La solución que parece mejor para aprovechar todo el calor es un horno de 4 pisos horizontales con un largo total de 20 metros, escalonados en gradas de 5 centímetros de altura, con bóveda regular i dos puertas de trabajo por cada lado i para cada piso. La carga se echa en la parte mas fria i se descarga cerca del hogar dentro de un carrito sobre rieles que viene a colocarse debajo de un embudo abierto en el piso. Para hacer la llama lo mas oxidante posible se deja entrar aire por ámbos lados pasando por el *punte*. La albañilería de un horno de calcina sobre el nivel de los pisos debe hacerse con mertero de barro i nó de cal debiendo usarse ladrillos refractarios.

El largo del horno i el número de sus pisos depende de la lei en azufre que tenga el mineral por calcinar; para

10% de azufre se usa 1 piso con 5 ms. de largo total.
10 a 16% " " " 2 " " 10 " " " "
15 a 20 " " " 3 " " 15 " " " "
20 a 25 " " " 4 " " 20 " " " "

Con esta disposicion se consigue que el mineral vaya pasando poco a poco a una temperatura elevada evitando así los aglutinamientos i fusiones al mismo tiempo que, por la necesidad de removerlo al pasarlo de un piso a otro, se revuelve bien. Con mas de 4 pisos un horno ya no seria conveniente pues se necesitarian muchos operarios mientras que con ese número 2 hombres son suficientes para el servicio del horno.

Un horno de 4 pisos para tratar minerales de 25 o 30 por ciento de azufre i que reduce su lei a 7 u 8 por ciento costaria cerca de \$ 3,000 (oro):

Escavacion.....	\$ oro	126.50
Fundamentos.....	" "	231.00
Ladrillos i albañilería...	" "	1749.00
Parte metálica.....	" "	372.52
Utiles, etc.....	" "	608.15

Total..... \$ oro 3087.17

sin chimenea.

Los hornos pueden servirse con una misma chimenea de 20 metros de altura i de 1 metro cuadrado de seccion en su parte mas estrecha. Estas dimensiones son convenientes hasta una altura de 1,500 metros sobre el nivel del mar, haciendo observar el señor Peters que el lado del cuadrado de la chimenea debe aumentarse en 7 centímetros por cada 1,000 metros mas de altura.

En muchos casos, sobre todo tratandose de minerales de plata, es mui conveniente colocar entre los hornos i la chimenea una o varias cámaras de condensacion para retener los humos.

Con dos hombres que trabajen 12 horas diarias un horno de 4 pisos puede calcinar 12 toneladas en 24 horas; el gasto por tonelada calcinada será:

Combustible.....	0.20
Calcinador.....	1 tercio jornal
Mano de obra.....	1 cuarto jornal
Intereses, capital, reparacion, etc.	0.50 \$ oro.

HORNOS MECÁNICOS

Los hornos que actualmente gozan de mas favor en Estados Unidos, donde la mano de obre es exigente, difícil de manejar i por consiguiente cara, son los hornos mecánicos.

Hai dos clases de estos hornos:

1.º *Con descarga continua.* Es constituido por un cilindro un poco inclinado de 20 metros de largo i 2 metros de diámetro aproximadamente que jira con una velocidad de 8 revoluciones por hora. A esta clase pertenece el tipo White Howell que calcina 9 a 10 toneladas por 24 horas consumiendo 10 por ciento de carbon. El interior va revestido de ladrillos refractarios con cuatro aristas en relieve que sirven para mezclar bien el mineral haciéndolo caer cada noventa grados. La produccion está en relacion con la velocidad del cilindro i su inclinacion.

El horno *Douglas* tiene la ventaja de no mezclar los gases de la combustion con los provinientes de la tuesta, para la cual tiene interiormente un tubo central; pero esto lo hace demasiado complicado.

2.º *Con descarga intermitente.* Es el mas frecuente, siendo el mejor de todo para los metales molidos, el tipo denominado de «Cilindro de Brückner». Es constituido por un cilindro de hierro de 2.50 metros de diámetro forrado con una hilada de ladrillos (refractarios siempre que sea posible). El largo de este horno es de 6 metros i su revestimiento conviene que sea de ladrillos refractarios para que dure mas, pues estos son mas resistentes tanto el calor como al desgaste; sin embargo los ladrillos ordinarios pueden durar hasta un año i medio. La rotacion se verifica sobre llantas i la fuerza le es transmitida sobre una corona dentada. Por uno de los extremos entran los gases de un horno i salen por el otro para dirigirse a la chimenea; con el objeto de cargar el horno existen en la circunferencia dos puertas. Si el mineral es rico en azufre resulta que una vez empezada la combustion sigue sola la calcina i por esto el horno donde se quema el combustible se hace sobre un carro para que sirva para varios cilindros. La fuerza necesaria para poner en movimiento los hornos pasa de 2 caballos.

En Anaconda Mining ° de Montaña hai en tra-

bajo 156 de estos hornos Brückner para tratar minerales de 36.4 por ciento de azufre i 16 por ciento de sílice. Cada cilindro trata 12 toneladas por día dejando el metal calcinado 8 por ciento de azufre i consumiendo dos toneladas de combustible. La mano de obra principalmente se reduce mucho, pues un solo hombre vijila simultáneamente hasta tres de estos hornos.

HORNOS AUTOMÁTICOS.

Los norteamericanos, siempre preocupados de dar a los aparatos que usan, caracteres automáticos en lo posible, emplean otros hornos en que por medios mecánicos se remueve la superficie i se hace la mezcla de los metales en tuesta consiguiendo así obtener hornos mucho mas poderosos.

El horno *O'harra* por ejemplo que se compone en realidad de dos hornos paralelos i sobrepuestos i que son recorridos por una cadena con pequeñas palas en forma de puntas de arado. Con esta especie de hornos la *Butte and Boston Mining C.^a* (Montaña) calcina en uno de 3 metros de ancho i 27 metros de largo hasta 50 toneladas diarias de un mineral compuesto de:

Cobre.....	12.2 %
Fierro.....	31.9 "
Azufre.....	41.2 "
Sílice.....	10.6 "
Plata.....	0.12 "

el azufre se reduce por la tuesta a 8 por ciento.

El costo por tonelada calcinada no alcanza a \$ 0.50 oro, pero ésto se entiende sin incluir el acarreo del almacen de minerales al horno ni de éste a la fundicion. El inconveniente de estos hornos es que la cadena i maquinarias para moverlos están espuestas a los gases sulfurosos, teniéndose que reparar con frecuencia; pero dada la grande economía en el precio de tuesta por tonelada, se vé que aun estas reparaciones no son tan caras que dejen por eso de producir ventajas mui considerables.

El *Pearce turret furnace* es tambien un horno poderosísimo de calcinacion. Su forma es la de un inmenso anillo cuyo diámetro interior es de 6 metros i 10 el exterior, su centro está vacío ocupándose únicamente con el mecarismo que sirve para remover el mineral colocado sobre el plan del horno. Los hogares son laterales. En este horno se calcinan 16 toneladas diarias de piritas de fierro con colpas de 9 milímetros de tamaño i con 43 por ciento de azufre, resultando el producto calcinado con 6 por ciento de azufre, i consumiéndose por día ménos de 3 toneladas de carbon. En un día calcina tambien 11 toneladas de ejes de 11 por ciento de plomo, 15 por ciento de cobre i 17 de azufre, quedando solo 3.3 por ciento de este último cuerpo. Calcinando a muerte para en seguida clorurar, se pueden tratar 9 toneladas de minerales de oro piritosos con 45 por ciento de azufre. El precio por tonelada calcinada, varía de 0.50 a 0.65 pesos oro.

El horno *Spencer* se construye con seis pisos paralelos recorridos alternativamente por rastrillos que remueven el mineral. Cada uno de los pisos tiene un hogar pequeño a un lado. Dada la forma con-

densada del horno, una vez empezada la calcina, funciona por algunos días casi sin combustible; pero para empezar cada operacion se necesita combustible por cuanto entonces al descargar el mineral el horno se enfria. Se dice que este horno es capaz de tratar hasta 65 toneladas diarias; no gastando mas que dos toneladas de carbon i siendo mui reducida la mano de obra por cuanto un solo hombre puede perfectamente servir tres de estos hornos, i como así mismo la fuerza motriz es solo de dos caballos resulta que el precio por tonelada calcinada es solamente de 0.20 a 0.25 pesos oro.

El mismo *Spencer* ha usado tambien un horno *Maletra* de 4 pisos horizontales sobrepuestos, con rastrillos automáticos habiendo obtenido mui buenos resultados con él sobre todo para aprovechar los humos para la fabricacion del ácido sulfúrico; sin embargo no rinde tanto como el citado anteriormente. Este horno es conocido con el nombre de *Spencer automatic desu phurizer*.

Para indicar el gasto de los mecanismos espuestos a las llamas ácidos dentro del horno se ha hecho el cálculo de que estos duran jeneralmente dos años; pero cuando se hace tuesta clorurante su duracion se reduce a 6 meses.

El horno *Brown horseshoe*, en forma de herradura, es como el *Pearce turret* de que hemos hablado, de forma anular, pareciéndosele por esta razon a primera vista. En este último horno la parte central va ocupada por el mecanismo que da movimiento a los brazos que llevan los rastrillos, existiendo en todo el circuito del horno una ranura que permite penetrar estos brazos al interior. En el *Brown horseshoe* todo el mecanismo está al abrigo de la fuerza del fuego en un canal concéntrico situado hácia el interior, comunicado con el piso del horno tambien por una hendidura. El mecanismo es constituido por un cable con poleas que lleva el carrito que soporta las rastras. La parte central, que tiene un diámetro de 12 metros, siendo el exterior de 20, queda así vacía; la parte útil del piso del horno es de 2.5 metros. Ocupando el horno solo 4 quintos de la circunferencia i siendo continuo el movimiento de rotacion, el rastrillo con el carro pasa cada vuelta un corto tiempo por el aire libre donde se enfria un poco. Un horno de esta clase puede tratar 9 toneladas diarias de minerales de 30 por ciento de azufre con mucho zinc i difíciles de reducir hasta 1 por ciento de azufre. Minerales con 25 a 35 por ciento de cobre i 10 a 20 de plomo, en la forma de ejes, pueden calcinarse hasta 16 toneladas diarias.

El horno *Mathiessen* i *Hegeler* se emplea en Illinois para calcinar sulfuros de zinc aprovechando los gases para la fabricacion de ácido sulfúrico. Es un horno de 14 metros de largo con 7 pisos sobrepuestos. El calentamiento se hace con gas de jeneradores i el movimiento del mineral solamente cada hora una vez, por medio de rastrillos que se introducen por las puertas; este movimiento del rastrillo aunque intermitente es hecho a máquina. El resultado es de unas 36 toneladas en 24 horas i poco gasto de combustible.

Al concluir la revista de los hornos de calcina *Peters* habla de un horno nuevo con *piso móvil*. En la metalurgia del estaño se conoce ya un horno parecido con el nombre de *Brunton*

El piso de este horno tiene un diámetro de 5 metros i da 10 vueltas por hora solamente; va colocado sobre bolas de fierro para que jire con facilidad. La bóveda sostiene pequeños rastrillos que empujan poco a poco el mineral hácia la orilla. El calentamiento se hace por aparatos Siemens. Parece que este nuevo horno empleado especialmente para mezclas de piritas i blenda, del tamaño de un grano de trigo, tuesta perfectamente 20 toneladas en 24 horas.

FERNANDO GAUTIER.

(Continuará).

Un modo sencillo

PARA DEMOSTRAR LA PRESENCIA DEL ARGON
EN EL AIRE

(Por Guntz).—(Berg u. Hütt. Zeit. 95)

Ramsay i Raileigh elijen para aislar el elemento Argon, descubierto por ellos en el aire, entre las sustancias que absorven el azóe, preferentemente el magnesio por la facilidad de conseguirlo en el comercio i a pesar de la dificultad para hacer la absorcion con este metal por la alta temperatura necesaria para provocar su combinacion con el azóe. El lithio, que se obtiene con facilidad i mui puro con el procedimiento de Delhayé, se combina por el contrario con facilidad con el azóe a una temperatura inferior al rojo sombrío, i esta propiedad permite con facilidad demostrar la presencia i aun hacer la separacion del argon contenido en el azóe aislado del aire.

Si se comunica una cápsula de fierro llena de lithio con un tubo de vidrio con azóe estraído del aire i provisto de un manómetro, i se calienta lentamente, se combina el lithio con el azóe con desprendimiento de luz i se forma un vacío, alcanzando apénas la presión de los gases restantes a 10 milímetros de mercurio. Si nuevamente se llena el tubo con azóe estraído del aire i se calienta, el azóe vuelve a ser absorbido; pero parece que esto se hace de un modo ménos perfecto pues la presión de los gases restantes alcanza en este segundo caso a 20 milímetros de mercurio. Repitiendo esta operacion cierto número de veces se ve que la cantidad de gas no absorbido por el lithio i que se mide por la presión final que queda en el tubo, va aumentando cada vez mas i haciendo esta operacion una cantidad suficiente de veces resulta por fin un tubo lleno de un gas que el lithio no es capaz de absorver: este gas es el Argon. Para demostrar que el gas no absorbido no proviene de una incompleta absorcion del lithio sino de la presencia del argon, se puede hacer la esperiencia con azóe puro estraído químicamente de un compuesto de este cuerpo, como por ejemplo del bióxido de azóe; se ve entónces que la presión despues de la absorcion es de ménos de 10 milímetros de mercurio i que repitiendo un gran número de veces el mismo experimento la presión queda constante. Demuestra pues esta esperiencia que hai di-

ferencia entre el azóe aislado del aire i el estraído químicamente de uno de sus compuestos, poniendo de manifiesto que el primero está mezclado a otro gas que el lithio no es capaz de absorver: el argon. Se puede preparar este gas i recojerlo sobre mercurio haciendo pasar una corriente de azóe estraído del aire por un tubo calentado dentro del cual se colocan cápsulas con lithio.

Como antecesores en el descubrimiento del argon tienen los señores Ramsay i Raileigh al químico Cavendish que en el año de 1785 encontró que, en la combinacion del azóe con el oxígeno, se separaba, 1/20 del azóe; puso por eso en duda si el elemento azóe no se compondría de varias sustancias. Esta 1/20 parte del azóe que se separa es constituida por el argon. Buscando las combinaciones del argon repitió Ramsay las esperiencias de Hildebrand con el mineral sueco descubierto por Nordensfeld, la Cleveit, una variedad de la Uranita, que desprende, hirviéndola con ácido sulfúrico diluido, un gas que hasta ahora se habia tomado por azóe. Este gas resultó estar casi completamente libre de azóe. Su espectro, en un tubo de Plücker dió todas las líneas mas notables del argon i ademas una línea brillante cerca de la D del espectro del sodio; pero que no coincide con ella; se notaron ademas muchas otras líneas, especialmente una color verde azulado. El argon estraído de la atmósfera muestra ademas 3 líneas violetas que son invisibles o solo apénas perceptibles en el espectro del gas estraído de la Cleveit. Esto hace presumir que el argon de la atmósfera contiene, a mas del argon, otro gas aun no aislado lo que justificaria la colocacion anormal del argon en la serie numérica de los elementos.

Un tubo lleno de gas, obtenido como dijimos mas arriba, se envió a Crookes para que practicase un estudio espectroscópico; este ilustre físico identificó la línea amarilla con la de uno de los elementos de la atmósfera solar: el denominado Helium. Sobre el espectro del gas de la Cleveit informa Crookes lo siguiente: despues de separar el azóe del gas que me envió el profesor Ramsay, por medio de la chispa eléctrica se determinó la posición de la nueva línea resultando 587.45; para D, siendo de 589.51 i para D₂ de 588.90. Según esto el espectro del gas seria el mismo del elemento hipotético denominado Helium cuya línea determinada por Angstrom es de 587.49 i de 587.46 según Cornu. Ademas se midió una serie de líneas del espectro.

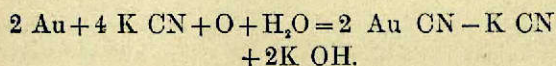
Innovaciones

EN EL PROCEDIMIENTO DEL BENEFICIO DEL ORO POR EL CIANURO DE POTASIO.—(Schneider, Berg und Hütt Zeit.)

Habiéndose suspendido el privilegio esclusivo de Mac Arthur Forrest por el fallo de una corte inglesa, hai esperanzas de hacer mas económico este proceso puesto en uso, en vista de los buenos resultados obtenidos en el Africa Austral, en diversas partes, impelidos a ello por la baja de la plata que ha hecho parar muchos trabajos dedicados a la extraccion del metal blanco. En Africa del Sur el procedimien-

to está en uso en mas de 50 oficinas, en Nueva Zelanda en 16, i tambien en Australia va ganando mucho terreno. El éxito bueno o malo dependerá principalmente de la pericia en la administracion química de las oficinas de estraccion. Actualmente no hai ninguna de esas oficinas a cargo de un químico de cierta nota, en lo cual debe buscarse el orígen de los frecuentes fracasos. Hombres del oficio ayudados por capitales suficientes obtendrán siempre los mejores resultados como lo muestran ya los establecimientos de Siemens i Halske con su método de precipitacion por la electricidad.

Al conocimiento i adelanto de la parte química del proceso ha contribuido eficazmente, entre otros químicos, A. Mac-Laurin con sus trabajos hechos en el laboratorio de Auckland, Nueva Zelanda, quien como Elsner, ha demostrado que para la disolucion del oro en el cianuro es indispensable la presencia del oxígeno, sea mecánicamente absorbido o proveniente de algun sistema de oxidacion:



El inmenso exceso de gasto de cianuro respecto del gasto teórico, mas de 60 veces mas, proviene principalmente de la oxidacion del cianuro en cianato. El aprovechamiento de las leñas cargadas de cianuro doble de zinc i potasio que resultan en la marcha del proceso, es una pregunta todavía pendiente ante los científicos, i de suma importancia para la economía en la práctica. Segun Scheidel la pérdida principal del cianuro tiene lugar al principio de la operacion, probablemente por la oxidacion del cianuro en cianato, provocada por la capa de aire que envuelve las partículas del mineral. El enorme exceso de gasto de zinc debe atribuirse a la presencia de potasa cáustica que forma con él un zincato de potasio que se une al exceso de cianuro de potasio rejenerando la potasa cáustica i formando un cianuro doble de zinc i potasio.

Los metales que mejor se prestan para ser tratados por este procedimiento son los metales oxidados provenientes de no mucha profundidad. Las piritas dan a veces buenos resultados cuando no van acompañadas de grandes cantidades de óxidos, carbonatos o sulfuros de otros metales, sobre todo del cobre, porque con ello aumenta muchísimo el gasto de cianuro. Piritas concentradas que prevengan de grandes honduras necesitan segun Feldtmann un tratamiento con leñas concentradas por espacio de dos i aun tres semanas.

Como adelantos en la aplicacion del sistema por cianuro debemos citar, entre otros, los siguientes:

1) *Al moler* agregar cal cáustica con el objeto de neutralizar las combinaciones del ácido sulfúrico con los óxidos i óxidos de fierro que de otro modo entran a reaccionar por doble descomposicion con el cianuro de potasio. Pero un exceso de cal descompone el carbonato de potasio contenido en el cianuro formando carbonato de cal i potasa cáustica, lo que, como hemos visto, tiene el grave inconveniente de aumentar mucho el gasto de zinc. Feldtmann ha dado un método para dosificar rápida i exactamente la cal contenida.

2) *Al lejivar* han resultado poco convenientes las botijas excesivamente grandes de algunos establecimientos del sur del Africa, que con 40 piés de diámetro i 10 de profundidad tienen capacidad para 400 toneladas, por cuanto no pueden cerrarse herméticamente de modo que hai grandes superficies del licor en contacto con el aire. La opinion de que trabajando con disoluciones débiles de 0,3 por ciento (Africa del Sur) hasta 0,5 por ciento (Colorado), se disminuian las pérdidas no tiene, segun Mac-Laurin, ningun fundamento científico pues, segun él, las disoluciones de 5 por ciento son las mas poderosas para disolver el oro. Solamente en presencia de otros metales, principalmente del cobre, convienen las disoluciones diluidas. Muchas esperanzas tienen fundadas en Colorado en la estraccion del oro en barriles jiratorios. En Denver separa el señor Argall los minerales mecánicamente, sea por lavado o por el viento, en arenas finas i gruesas tratando estas últimas directamente por disolucion mientras que hace comprimir las primeras, despues de agregar cal, en pequeños ladrillos que seca i calcina tratando solo entónces por disolucion esos ladrillos que siendo porosos permiten una cómoda i rápida disolucion. Con este sistema pueden beneficiarse las tierras mas finas del Africa del Sur, que hasta ahora no se podian aprovechar i de las cuales por cualquier tratamiento se perdía mas de 30 por ciento.

3) *Al precipitar* el oro debemos citar como un adelanto el hecho de que en lugar de virutas de zinc como precipitante (que es un gasto grande, resultando además oro impuro del cual se pierde algo al refinarlo) se use, segun el sistema Siemens i Halske, la corriente eléctrica, con lo cual se pueden usar disoluciones muy diluidas i hacerse el lavado de un modo mas radical que con el zinc. Mientras quedan, precipitando con el zinc, los residuos con 0.1 a 0.05 por ciento de lejía lo que corresponde a $\frac{1}{4}$ de libra por tonelada de relaves, se disminuye esta pérdida por el sistema eléctrico a $\frac{1}{40}$ de libra usando en los últimos lavados una lejía de solo 0.01 por ciento de cianuro.

El costo del procedimiento es distinto para las diversas localidades. Segun Feldtmann en Africa del Sur alcanzan para la parte química de 1 a 1.50 pesos oro por tonelada en los grandes establecimientos que trabajan al mes mas de 10,000 toneladas i 1.50 pesos oro para las pequeñas beneficiadoras.

Torno de estraccion eléctrica

EN LA MINA DE CARBON DE PIEDRA DE SEKUL
(UNGRÍA)

En la octava galería que arranca del pique «Alfredo» en Sekul, se ha colocado a 265 metros de profundidad, i funciona desde algun tiempo, un torno de estraccion movido por electricidad i que sirve para subir las sacas de la continuacion del pique en profundidad, hasta la citada octava galería. Se ha instalado este torno en un nicho construido a un costado del pique i como a 8 metros mas arriba del depósito

de carga de la octava galería i que mide 2 metros de alto, 3.5 de largo i 3 de ancho. Un electromotor de corriente continua de 275 volts i 22 ampères que da 750 vueltas por minuto construido en la casa Ganz i Ca., Budapest, trasmite su movimiento por medio de un juego doble de engranajes a un eje que tiene dos carretes de 0.50 metros de diámetros para enrollar los cables de estraccion i uno de los cuales va fijo al eje siendo el otro movable. El motor eléctrico de corriente continua va montado sobre un marco de madera de 2 metros de largo por lado (abarcando 4 metros cuadrados de superficie). El torno puede levantar una carga de 350 kilogramos con una velocidad de 0.80 metros hasta una altura de 100 metros mas o menos. Está dotado el motor eléctrico de un freno de mano i uno de pié i un reostato para hacerlo marchar hácia adelante o hácia atras. El motor primario para este torno se encuentra en la superficie dentro de la casa de máquinas del pique i consiste en un motor jemelo a vapor de 50 caballos de fuerza, con regulador, cuyos cilindros tienen un diámetro de 0.27 metros i una carrera de 0.36 metros dando 140 vueltas por minuto i transmitiendo su movimiento por medio de correas a una máquina eléctrica compound de corriente continua del tipo C 20 de la firma Ganz i Ca. de 300 volts i 110 ampères de fuerza i que da 600 revoluciones por minuto. El motor primario i secundario están unidos por un cable de cobre de 50 m. m. de seccion, 320 metros de largo, concéntrico i mui cuidadosamente aislado en la seccion del pique destinada a las bombas.

Se ha elegido en esta instalacion el motor primario mas poderoso de lo necesario para el citado torno por tenerse en proyecto una bomba eléctrica para elevar el agua del pique hasta la octava galería. (Berg u Hütt. Zeit).

La electrolisis del oro

(Por Keith)

Para extraer el oro por medios electrolíticos de sus minerales se procede del modo siguiente: se prepara una cantidad suficiente de disolucion de cianuro de potasio disolviendo 2 a 10 libras de esta sal por tonelada (1) de agua i se agregan a esta disolucion 2 a 10 onzas de una sal soluble de mercurio.

El mineral, finamente molido, o los barros se lexivan con esta disolucion como en los otros procedimientos por cianuro. El oro, electro-positivo descompone la sal de mercurio que se pone en su contacto, resultando con ello pares volcáticos de mercurio i partículas mui finas de oro con lo cual se acelera la disolucion del oro. Dependiendo la velocidad de la disolucion del constante contacto entre el oro i mercurio con la disolucion de cianuro, se recomienda tener, durante la disolucion, el licor en constante movimiento. Con este objeto se saca del barril con

frecuencia una parte o todo el licor haciéndole caer nuevamente encima o mejor aún es hacer correr la disolucion constantemente al traves del mineral hasta concluir la disolucion. De este modo se pueden usar disoluciones mas débiles que cuando se deja el cianuro en contacto tranquilo con el mineral. De las cubas de disolucion pasan los caldos constantemente a cubas de precipitacion, largos cajones de 2 piés de profundidad i 2 de anchura que contienen planchas de cobre de 24 pulgadas en cuadro colocadas de tal modo que su distancia sea de 1½ a 2 pulgadas i que siempre la segunda plancha toque el fondo i los costados del cajon i las planchas vecinas queden a ½ pulgada de distancia del fondo. Hai un número suficiente de planchas i un largo conveniente de los cajones para que alcancen a precipitar todas las partes metálicas de la disolucion sin que la corriente alcance un grado de intensidad capaz de separar hidrógeno. Si se tiene la disolucion con un movimiento suficiente, puede la corriente tener una intensidad de 0.1 ampère por pié cuadrado de superficie de catodo; pero haciéndose la disolucion mas pobre en metales hácia el extremo del cajon allí la intensidad no debe ser tan grande. Este se regula sólo, por cuanto la mayor tendencia a la polarizacion impide en parte el paso de la corriente en el extremo del mas lejano i mas débil del cajon. Con una intensidad media de 0.06 ampères por pié cuadrado al de catodo, una superficie de 800 piés cuadrados es suficiente para un establecimiento que trabaje por mes, término medio 3,000 toneladas de mineral. Cien placas de las dimensiones ántes espresadas bastan para esta superficie. Las placas, previamente amalgamadas, van afianzadas en una vara que está en union con el polo negativo de la fuente de electricidad. Entre los catodos se colocan celdas porosas llenas con una disolucion semi-saturada de una sal de amonio. En cada una de estas celdas se coloca una barra o cinta de zinc o fierro que se unen con un alambre a otra barra comunicada al polo positivo de la fuente de electricidad. La disolucion de cianuro con oro i mercurio pasa continuamente por estos cajones con una velocidad tal que se alcanzan a precipitar la mayor parte de sus componentes metálicos. No se pierde nada de mercurio por cuanto se vuelve a ganar el disuelto por la precipitacion eléctrica. Precipitándose el oro en partículas mui delgadas debe existir un exceso de mercurio para obtener una amalgama plástica; su proporcion cambia con el tamaño del precipitado de oro. Pudiendo considerarse que el anodo se ha hecho líquido por cuanto se mueve dentro de un electrolito líquido no se perderá nada de enerjía. No se desprende hidrógeno libre. El anodo de zinc es electro-positivo con respecto al catodo de mercurio en la relacion de 0.25 volts, lo cual es suficiente para provocar un precipitado. Cuando el electrolito del anodo se hace ineficaz por la formacion de una sal doble con el metal del anodo se saca el líquido de la celda porosa i se le reemplaza por uno nuevo. Los catodos, aunque su masa es principalmente cobre, son electrolíticamente hablando compuestos de mercurio por lo cual no es en su electrolito tan electro-positivo como si fuese de cobre; pero el anodo es suficientemente electro-positivo con relacion a él para impedir que el cianuro disuelva oro o mercurio cuando se interrumpe la corriente

(1) 1 tonelada = 2,240 litros = 1,616.06 kilogramos; 1 libra = 16 onzas = 453.6 gramos; 1 pié = 0.305 m.; 1 pulgada = 0.0254 ns.; 1 pié cuadrado = 0.0929 ms. eds.

siempre que anodo i catodo estén unidos por un conductor eléctrico. El cajon de precipitacion puede funcionar constantemente, i esto es lo que se preferirá. Los anodos se tienen que cambiar de tiempo en tiempo cuando se han disuelto. El electrolito de los anodos tambien se saca cuando es necesario por medio de bombas. Tambien la amalgama se separa de cuando en cuando de todas las placas del catodo. No se necesita una tension de mas de $\frac{1}{2}$ Volt. Una tension mayor descompondria agua con lo cual se oxidarian inútilmente los anodos i se depositaria sobre el catodo hidrógeno, con lo cual se disturba la marcha del proceso por cuanto las burbujas disminuyen la superficie de precipitacion para recibir los metales i debilitan la corriente. Con relacion a los costos, alcanzaban en agosto en 1894 en Worcester Mill, en Yohanisberg, por el sistema de Siemens-Halske £ 450 por 3,100 toneladas de mineral o sea 3 chelines por tonelada. Por el sistema perfeccionado se pueden ahorrar por lo menos £ 130 o sea 10.6 peniques por tonelada lo cual se hace en las siguientes partidas: la mitad del cianuro, todo el fierro i plomo, 10 por ciento de mano de obra i $\frac{3}{4}$ de carbon. Se usarian con este procedimiento: 25 libras de zinc que cuestan proximately 19 chelines i 5 a 10 chelines de sal de amonio; mas o menos 11 peniques por tonelada.—(*Min. World*, 1895).

Aplicaciones del aluminio

Se usa para planchas de impresion en la litografía pues del mismo modo que la piedra litográfica, tiene la propiedad de aceptar o retener los dibujos i porque puede aprovecharse aun para los trabajos mas finos i artísticos aun de colores en cuanto a la finura de su impresion. Es mui superior a la piedra por su flexibilidad, por lo cual puede usarse para impresiones cilindricas, como tambien por su poco peso. Una plancha de aluminio de 0.80 metros cuadrados i 50 m. m. de espesor pesa solo 2 kilogramos; una piedra de esas dimensiones pesa 10 veces mas i sus precios están en relacion de 8 a 400 marcos.—(*Eng. and Mining Journ.* 1895).

EL ALUMINIO COMO SUSTANCIA ESPLOSIVA

Una mezcla de aluminio en polvo i bicarbonato de sodio se prende por una gota de agua i aun con la humedad del papel. Aun completamente libre la mezcla arroja llamas, al hacer explosion, en todos sentidos; llamas capaces de destruir tejidos orgánicos i aun de fundir un alambre de cobre.—(*Gluckwulf nüm.* 47).

FUERZA MECÁNICA DE UN RAYO (HOPPER)

Un rayo caido durante un temporal en Clausthal sobre una casa fundió juntas dejándoles en un cuerpo tres clavos de alambre de 4 m. m. de diámetro que se encontraban en el extremo de una columna de madera; para esto no bastaria el calor del fuego de fragua i seria necesario una corriente eléctrica de 200 ampères i 20,000 volts. Si se considera la duracion del

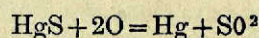
rayo de un segundo, seria necesario que hubiese desarrollado para poder producir el efecto citado, por lo menos 5,000 caballos de fuerza i con la duracion mucho mas probable de $\frac{1}{10}$ de segundo la fuerza desarrollada seria de 50,000 caballos.

Tratamiento

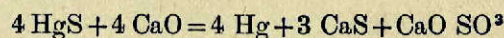
DE COBRES GRISES MERCURIALES

Los minerales de mercurio que son objeto de la explotacion mas importante, son sobre todo, los sulfuros (Cinabrio) que impregnan en jeneral rocas calcáreas antiguas.

El tratamiento que jeneralmente se aplica es una tuesta en hornos mas o ménos contínuos. Se forma ácido sulfuroso i vapores mercuriales que se condensan (Almaden, Idria, California).



Cuando los minerales son ricos o se quiere obtener un rendimiento mas considerable se hace esta destilacion en presencia de la cal, i la operacion tiene lugar en vasos mas o ménos cerrados:



Se forma a mas del mercurio libre una mezcla de sulfuro i sulfato de cal.

Se ha propuesto tambien el empleo de la escoria de forja que obra como oxidante por el peróxido de fierro (Fe^2O^3) en disolucion en el silicato de peróxido.

Una clase mui interesante de minerales de mercurio i que ha sido poco explotada son los cobres grises mercuriales. He encontrado en un viaje por el Perú filones de cuatro a cinco metros de potencia i que no son explotados a pesar de que su lei en mercurio alcanza a 5 i 6 por ciento. Tambien los hai en Chile.

Muchos cobres grises contienen ademas sea oro sea plata, lo cual daria cierta importancia a un tratamiento racional de la estraccion de todos los metales que contiene.

Parece que en estos minerales complejos el mercurio se separa con dificultad de la combinacion en que se encuentra. Esta dificultad se hace sentir igualmente cuando se quiere hacer el ensayo por via seca (por destilacion); no se obtiene entonces, aun con la cal, un rendimiento tan grande como por via húmeda. M. Orłowski ha salvado felizmente la dificultad sustituyendo a la cal el litarjirio, se obtiene entonces todo el mercurio.

He pensado que esta reaccion simple podria servir de base a un metalurjia completa de los cobres grises mercuriales.

El mineral reducido a polvo, que no necesita ser mui fino, se mezclará con litarjirio en polvo i se someterá a la destilacion en cilindros de fundicion; el mercurio se condensará por los procedimientos ordinarios.

El residuo de esta calcinacion se echará, todavia caliente; pero a una temperatura relativamente baja, sobre el plan de un horno de reverbero donde se calcinará hasta su aglomeracion i desaparicion de las llamas azúles de ácido sulfuroso.

La materia calcinada, que habrá perdido una gran parte de su antimonio, se pasará a un horno de manga con la cantidad conveniente de coque o de carbon de leña. Como quedará naturalmente despues de esta calcina imperfecta cierta cantidad de azufre se obtendrá:

1.º Un plomo de obra que contendrá, indudablemente con el antimonio la mayor parte del oro o de la plata;

2.º Un eje de cobre que podrá contener un poco de plomo, de antimonio, de fierro i una débil porcion de los metales preciosos;

3.º Escorias pobres que se desprecian.

El plomo de obra será copelado aun cuando contenga mui poco oro o plata i el litarjirio obtenido servirá de nuevo para la estraccion del mercurio.

En cuanto a los ejes serán pulverizados i tostados por segunda vez para pasar al horno de manga hasta llegar a obtener un cobre superior de 50 por ciento, lo que permitira venderlo con ventaja, sobre todo si contienen metales preciosos.

Como se ve, el tratamiento es completo, i si el mineral contiene un poco de plomo no será necesario agregarlo, lo que algunas veces puede ser una gran ventaja.

Se puede admitir que por las escorias i por los humos de la tuesta i de la copelacion, se perderá 10 a 12 por ciento del plomo del lecho de fundicion.

Si los cobres grises mercuriales son pobres en plata u oro se podrá, con ventaja para obtener mayor partido de la copelacion, agregar en el horno de manga otros minerales argentíferos.

Pienso que no existen actualmente en Chile minerales mercuriales bastante cobrizos para usar este tratamiento; pero se podrian encontrarlos en el Perú i en la rejion montañosa de la Paz a Oruro.

FERNANDO GAUTIER.

Ensayes de minerales

I ARENAS AURÍFERAS POR MEDIO DE AMALGAMACION I EL SOPLETE

(De «El Minero Mejicano»)

Los exploradores apreciarán mucho un método para determinar con exactitud i con un pequeño equipo de campo, el valor de los minerales i arenas auríferos, especialmente cuando el trabajo tenga que hacerse en un distrito mui distante de los ferrocarriles o caminos carreteros. Todos estamos familiarizados con el ensaye por fuego de los minerales de oro i reconocemos de una manera completa su exactitud i su valor: pero solo aquellos que han tratado de determinar el valor de una veta que contiene oro considerándola como una empresa comercial, con ensayes por fuego i con muestras escogidas, saben cuán engañosos son

los datos obtenidos de este modo, aun cuando las muestras hayan sido escogidas con el mayor cuidado a la mayor buena fé.

Las razones son que para los ensayes por fuego solamente se trate una cantidad mui pequeña de mineral (raras veces cantidad mayor que seis toneladas de ensaye o sea poco mas de la tercera parte de una libra) i una pequeñísima partícula del metal precioso incluida o excluida al tomar la muestra vendrá a señalar una gran diferencia en el valor resultante del mineral: el ensaye por fuego tambien indica el valor total del oro i la plata que hai en el mineral, sin precisar qué proporcion puede recojerse por procedimientos químicos, de los concentrados obtenidos o dejarse perder en los residuos. Para evitar los errores ocasionados por estos defectos un ingeniero prudente recomendará una prueba de varias toneladas en una hacienda de beneficio cuyo costo será por muchas razones considerables. Con el objeto de poder tratar una cantidad de mineral mucho mayor que la que se puede tratar por el ensaye por fuego de una manera eficaz recurrí de nuevo al uso del mercurio: por este medio obtuve un resultado que me daba de una manera digna de fé el valor del mineral, usando aparatos reducidos i portables, i al mismo tiempo indicaba el contenido en oro libre i el valor de los concentrados por algunas modificaciones en el sistema de tratar el amalgama, todos los datos que se pueden obtener en una hacienda de beneficio, pueden obtenerse con considerable exactitud.

Presento este informe con los escasos datos de mis resultados con la esperanza de que serán de algun interes a los de la profesion. La operacion descrita es tal cual seria llevada a cabo por un ingeniero que fuese a informar respecto al valor del mineral a la vista i la manera como debiese ser beneficiado.

El metal es «muestreado» segun uno de los métodos aprobados, i una muestra (dos toneladas por ejemplo) se quebranta, en un piso parejo o en una piedra plana, hasta un tamaño pequeño, i se *cuarteá*: la parte que se separa se quiebra entónces hasta un tamaño mucho menor i se *cuarteá* de nuevo, hasta que se obtiene una muestra de varias libras, i éste se muele en un mortero hasta que pase por un cedazo de la finura que se quiere: se toma entónces una muestra del metal remolido i se pesa con mucho cuidado, tomando de diez a cien toneladas de ensaye (1), o una cantidad que se crea suficiente para dar el valor medio del mineral en conjunto i un boton suficientemente grande para ser pesado: una buena balanza pesará con precision un décimo de milígramo, i un milígramo de oro puro de las diez toneladas de ensaye, representaría un valor de \$ 2.06 por tonelada. La muestra separada se frota en porciones de tres a cuatro toneladas de ensaye, en un mortero con una pequeña cantidad de mercurio destilado i agua; despues de tratar una porcion durante un tiempo suficiente para estar seguro de la completa amalgamacion del oro libre, se lava la muestra para obtener el mercurio i para usar con la porcion siguiente, teniendo cuidado de conservar los residuos para lavarlos con mas cuidado, i poder obtener los concentrados para pesarlos i beneficiarlos despues, i para obtener hasta la última par-

(1) Una tonelada de ensaye americana=29.166 gramos.

tícula de mercurio. Cuando toda la muestra se ha amalgamado de esta manera, se lava con cuidado para obtener el mercurio i los últimos concentrados; el mercurio se coloca entónces en una pequeña retorta de fierro colado (torneada interiormente con un diámetro menor en el fondo) i se destila con cuidado. Cuando todo el azogue ha sido destilado, se echa en la retorta caliente un poco de plomo de ensaye i se funde de manera que puede ligar todo el metal que estaba contenido en el mercurio: de este modo no hai pérdida apreciable de los metales preciosos i la menor partícula de oro recojido en el mercurio puede obtenerse ahora por copelación i es preferible hacerlo con el soplete. El boton que se obtiene se pesa, se aparta el oro i el peso obtenido da la proporción de oro libre que hai en el mineral. Los concentrados se sacan i se pesan i se obtiene la lei de éstos: como el oro está mui uniformemente diseminado en los concentrados i en un estado de extrema subdivision, con ensayar una pequeña porción de éstos es suficiente para determinar su valor.

Si el ensayador es hábil en el manejo del soplete, puede sin dificultad hacer un ensayo exacto de los concentrados siempre que sean suficientemente ricos para que costée separarlos. El procedimiento es sencillamente el descrito en el análisis al soplete por Cornwall, i por lo tanto no es necesario repetirlo aquí: sin embargo prefiero el uso de la lámpara de parafina a la de Berzelius a causa de su sencillez i porque su flama mucho mas ancha permite el tratamiento de tres centners de mineral i aun mas en cada fusión.

Para medir el boton que resulte (porque seria mui pequeño para pesarlo,) es necesario usar una escala que se sepa es exacta; en este artículo he puesto algunos resultados obtenidos midiendo cierto número de botones i luego pesándolos, con lo cual se demuestra la exactitud a que se puede llegar en estos trabajos usando una escala bien construida.

En los casos a que me refiero los metales fueron mediados en una escala de «Plattner» construida por Carl Osterland, de Freiberg, Sajonia.

Los siguientes son algunos de los resultados obtenidos con ensayos hechos por el sistema ya descrito comparados con los obtenidos con ensayos hechos por fuego, o con pruebas hechas en haciendas de beneficio sobre cantidades de consideración.

1. Ensaye por fuego de 1 tonelada de ensaye, de cuarzo con mispickel de Mármora—valor 7.00 onzas por tonelada.

	Onzas por tonelada
Por la amalgamacion: valor.....	2.50
Ensaye al soplete de 54.4 por ciento de concentrados (valor 6.50 onzas por tonelada): valor	3.48
	5.98

2. Ensaye por fuego, cuarzo con mispickel: valor 0.10 onzas por tonelada.

	Onzas por tonelada
Amalgamacion (12 toneladas de ensaye): valor	0.14
Ensaye al soplete de 36 por ciento de concentrados: valor.....	0.03
	0.17

3. Ensaye por fuego (6 toneladas de ensaye cuarzo con calcita,) que dió 0.00 onzas por tonelada: la prueba en una hacienda de beneficio sobre 4 toneladas dió un pequeño boton, que se supuso procedia de las láminas de cobre en beneficios anteriores: la amalgamacion de 51.5 toneladas de ensaye dió un valor de 6 centavos por concentrados: no hubo concentrados.

4. Tres muestras de 20 toneladas de ensaye cada una de cuarzo mineralizado, dieron por amalgamacion solo huellas de oro i 1.50 por ciento de concentrados que dieron al soplete 0.00 El ensaye por fuego de 6 toneladas de ensaye de mineral solo dieron huellas de oro.

El ensaye por fuego de una tonelada de ensaye de concentrados dió huellas de oro: no se hicieron pruebas en hacienda de beneficio.

5. Cuarzo con mispickel i pirita.

	Onzas de oro x ton.	Onzas de plata x ton.
Ensaye por fuego: (6 toneladas de ensaye) valor.....	0.091	0.003
Prueba en la Hacienda de Beneficio sobre 1,000 libras: valor.....	0.251	0.030
3,275 por ciento de concentrados: valor, 3.51 onzas de oro i 0.013 de plata, o por el valor orijinal del metal.....	0.115	0.0004
Residuos: valor.....	0.021	0.001
	0.387	0.0314
Valor total del mineral....		
Amalgamacion (16 toneladas de ensaye): valor.....	0.351	0.039
3.57 por ciento de concentrados ensayados al soplete (2.65 granos)....	0.106	0.012
	0.457	0.051
Valor total por el método al soplete.		

Siento no poder dar aun los resultados de tantos i tan completos experimentos como yo desearia: sin embargo los indicados arriba son suficientes para señalar la eficacia de este sistema (de amalgamar i despues obtener el valor copelando el plomo de ensaye de la manera descrita ántes) para cascajos auríferos es mui palpable i no requiere mayores esplicaciones. Es probable que algunos injenieros hidráulicos usen este sistema aunque hasta hoi no he oido hablar de él: los resultados del ensaye número 3 son suficientes para mostrar su valor con este respecto. El valor del sistema se debe apreciar por su exactitud, por los datos que proporciona respecto al carácter del mineral i el método propio para tratarlo i por la facilidad con que el explorador o el injeniero de minas pueden llevarlo a cabo en distritos inaccesibles con un equipo que se puede llevar en un saco de viaje. Me permito reconocer agradeciéndola, la bondad del señor Dr. Goodwin i del profesor Nicoll de la Escuela de Minas de Kingston, por los resultados obtenidos en las pruebas hechas en la Hacienda de Beneficio i por los resultados de los ensayos por fuego consiguientes; las pruebas en grande fueron hechas con una batería pequeña de tres mazos en la Escuela de Minas de Kingston. Las tablas siguientes, bondadosamente facilitadas por el Capitan I. B. Cochrane, instructor de química en el Colejio Militar Real de Canadá, dan los resultados de algunos experimentos llevados a efecto

por él para asegurarse de la exactitud con que pueden pesarse por medida en una escala de Plattner los botones mui chicos de plata: puede observarse que los pesos medios por medida exceden a los pesos en balanza apénas el 2 por ciento.

PRIMER LOTE

	Medida en la escala. Miligramos	Peso en balanzas de ensaye. Miligramos
1.....	1.47	no se pesó
2.....	97	"
3.....	3.07	3.20
4.....	1.34	no se pesó
5.....	1.78	"
6.....	3.01	3.00
7.....	2.87	2.83
8.....	64	64
9.....	61	no se pesó
Total.....	15.76	15.40

Error total en mas 0.36 miligramos

SEGUNDO LOTE

	Medida en la escala. Miligramos	Peso en balanzas de ensaye. Miligramos
1.....	2.47	
2.....	51	
3.....	3.17	
4.....	34	
5.....	1.18	no se pesaron separadamente
6.....	57	
7.....	1.89	
8.....	2.16	
9.....	89	
10.....	1.10	
Total.....	14.28	13.93

Error en mas 0.35 miligramos

TERCER LOTE

	Medida en la escala. Miligramos	Peso en balanzas de ensaye. Miligramos
1.....	1.91	
2.....	2.59	
3.....	25	
4.....	37	
5.....	1.84	
6.....	2.30	no se pesaron separadamente
7.....	1.96	
8.....	1.71	
9.....	3.27	
10.....	91	
11.....	1.09	
12.....	2.01	
13.....	1.91	
Total.....	22.12	21.72

Error en mas 0.40 miligramos

Empleo de los cloruros

DE AZUFRE COMO DISOLVENTES DEL ORO

Todo lo que se refiera al beneficio del oro es de sumo interes para Chile.

Algunos diarios han dado la noticia de que un quimico frances, el señor de Rigaud, ha encontrado un nuevo reactivo para disolver el oro i extraerlo de sus minerales. Este nuevo reactivo es el *cloruro de azufre*.

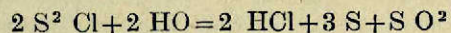
El empleo de este cuerpo en el beneficio de minerales auríferos puede ser bastante barato; debe, segun mi estimación, alcanzar solo a unos 3 pesos de nuestra moneda por tonelada de mineral tratado.

Sin esperar mas pormenores que llegarán probablemente mucho mas tarde por cuanto el reglamento de privilejios exige en Francia que la publicacion del testo de las invenciones se haga solo un año despues del pedimento de privilejio, me puse por curiosidad i sin otras informaciones a estudiar esta cuestion.

Existen varios cloruros de azufre siendo el principal, mas frecuente i empleado para disolver el cautchuc en la industria el *protocloruro* cuya fórmula es S² Cl.

Este es un líquido amarillo, de densidad 1.6, de olor desagradable que parece un tanto tóxico i que desprende, en el aire húmedo, abundantes vapores.

Se descompone su contacto con agua poco a poco dando ácido clorhídrico i ácidos oxidados de la série thiónica que se descomponen finalmente en ácido sulfuroso i azufre:



Este protocloruro de azufre es un buen disolvente para azufre, selenio i fósforo, como tambien para varios cuerpos orgánicos.

Hai varios sistemas de prepararlo:

1.º Calentando azufre con protocloruro de mercurio;

2.º Calentando azufre con protocloruro de estaño.

En ambos casos el protocloruro se obtiene por destilacion a 139°.

Pero el sistema mas económico consiste en hacer pasar una corriente de cloro sobre sulfuros metálicos calentados o por dentro de un baño de azufre fundido.

No encontrándose en Santiago el protocloruro de azufre entre los productos químicos del comercio, he preparado este cuerpo empleando azufre fundido en una retorta de vidrio tubulada i haciendo pasar por ella una corriente de cloro.

Con el protocloruro hice la siguiente esperiencia: se puso una hoja de oro mui fina, de las que emplean los doradores dentro del líquido i se dejó en dijestion por espacio de 24 horas ajitando con una varilla; esta ajitacion del licor tuvo como consecuencia que la hoja de oro se rompió en pequeños pedazos visibles despues de transcurrido el tiempo indicado. El licor se ensayó en seguida por oro, no siéndome posible encontrar en la disolucion ni trazas de oro en forma de cloruro, ni con el sulfato de fierro ni con ácido oxálico ni con otros cuerpos orgánicos.

Existe otro cloruro de azufre que contiene dos veces mas cloro que el citado anteriormente; este es el bicloruro de azufre cuya fórmula es S Cl.

Se le obtiene haciendo atravesar una corriente de cloro por el protocloruro de azufre. Es un líquido de la misma densidad que el anterior, de un olor fuerte, color rojo i que da tambien humos abundantes.

En este no he hecho ensaye ninguno sobre su poder disolvente hácia el oro; probablemente es éste el cuerpo que emplea el químico frances.

Por otro lado la existencia de este cuerpo como un compuesto químico definitivo está en discusion, pues muchos lo consideran como una disolucion de cloro en el protocloruro de azufre, lo cual está de acuerdo con su modo de obrar sobre los metales con los cuales da una mezcla de sulfuros i cloruros, tal sucede por ejemplo, con el mercurio. Con el oro, que tiene tan poca afinidad por el azufre es probable que en caso que se disuelva, se produzca azufre libre i cloruro de oro.

En todo caso el bicloruro de azufre debe descomponerse lentamente en contacto con el agua.

A primera vista aparecen en el empleo de este reactivo dificultades prácticas, como ser:

1.º Las disoluciones deben ser naturalmente concentradas i la cantidad para el tratamiento de una tonelada, por ejemplo, de mineral de oro debe ser mui grande para que pueda mojar al mineral de un modo uniforme.

2.º Una vez hecha la disolucion del oro debe quedar una gran cantidad del reactivo con el mineral i para evitar esto seria necesario lavar el mineral, con lo cual se tiene que temer la descomposicion del bicloruro.

Ademas no existiendo en el comercio el bicloruro deberia fabricárselo i dadas las dificultades de su conservacion deberá suponer como minimum un costo de \$ 0.60 por kilógramo o quizas mucho mas. El protocloruro para tratar el cautchuc no cuesta ménos de \$ 1.50 a 2.00

Dificultad grande es tambien el empleo de un reactivo tan concentrado cuando hai otros como el cianuro de potasio que obran enérgicamente con disoluciones de solo 2 por ciento i aun ménos.

Para conocer mejor este procedimiento debemos esperar mas detalles.

Boletin de precios de metales, combustibles i fletes

CHILE E INGLATERRA

(Febrero)

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

Febrero	5.....	Chs. pns.	por tonelada inglesa
"	12.....	44. 5	" " "
"	14.....	44. 2.6	" " "
"	19.....	44.17.6	" " "
"	24.....	45. 2.6	" " "
"	26.....	46. 1.3	" " "
"	26.....	46.10	" " "

Se ha esportado durante el mes de febrero por los diversos puertos de la República, la cantidad de 41,046 quintales españoles.

El precio del cobre ha fluctuado del modo siguiente:

Cobre en barras, de \$ 25 a \$ 26 por quintal español puesto en tierra.

Ejes de 50 por ciento, de \$ 10.62½ a \$ 11.12½, por quintal español libre a bordo.

Minerales de 10 por ciento, de \$ 1.38½ a 1.45½ por quintal español libre a bordo.

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

Febrero	5....	£ 30.7	peniques por onza troy
"	12....	30.7	" " "
"	14....	30.15/16	" " "
"	19....	30.15/16	" " "
"	24....	31.9/16	" " "
"	26....	31.7/16	" " "

Precio del marco de plata, libre, a bordo, de \$ 13.60 a \$ 13.85.

Por los vapores *Oropeza* i *Potosí* se han esportado barras por valor de \$ 1.014,300.

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

Febrero	5.....	7/10½
"	10.....	7/10½
"	19.....	7/10½
"	26.....	8.

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

Por buque de vela: 25 chelines por tonelada inglesa.

Cambio internacional.—17½, 17 19/32, 17 9/16, 17½, 17¾.

FRANCIA

(Enero)

Los 100 kilógs.

<i>Cobres.</i> —De Chile, en barras, puesto en el Havre.....	Frs. 113.28
Id. de Chile en barras, marcas ordinarias.....	" 111.25
Id. en lingotes i planchas, en el Havre.....	" 117
Id. en minerales de Corocoro, los 100 kilos de cobre contenido en el Havre.....	" 119.25
<i>Estaño.</i> —Banka, en el Havre.....	" 171.25
Id. Détroits.....	" 163.50
Id. Cornouailles.....	" 168.25
<i>Plomo.</i> —Marcas ordinarias, en el Havre.....	" 27.75
<i>Zinc.</i> —Buenas marcas, en el Havre....	" 39
<i>Aluminio.</i> —En lingotes, el kilo.....	" 5.50

Actos oficiales

Núm. 45.—Santiago, 29 de enero de 1896.—Vista la lei núm. 336, de 28 del actual, que aprueba el contrato celebrado entre el Director del Tesoro, en representación del Fisco i el mandatario de la Compañía del Ferrocarril de Coquimbo, en virtud del cual se traspasan al Estado las líneas férreas, con todos sus accesorios, pertenecientes a dicha Compañía, bajo las condiciones establecidas en el decreto supremo de 7 de enero de 1895,

Decreto:

Art. 1.º Se autoriza al Director del Tesoro para que, en representación del Fisco, firme con el mandatario, debidamente autorizado, de la Compañía del Ferrocarril de Coquimbo, la respectiva escritura pública de traspaso.

Art. 2.º Se insertarán tambien en esta escritura los acuerdos de la junta jeneral extraordinaria de accionistas de la espresada Compañía i del directorio de la misma, celebrados con fecha 11 del actual, en virtud de los cuales se resolvió prorrogar por dos meses mas el plazo dentro del cual el Congreso Nacional podria prestar su aprobacion al contrato *ad-referendum* de compra de las líneas férreas de Coquimbo a que se refiere el presente decreto.

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

Núm. 60.—Santiago, 31 de enero de 1896.—Visto el informe que precede, en el cual se espresa que no hai mérito bastante para conceder el privilejio que se solicita,

Decreto:

No ha lugar a la solicitud en que don Otto Witte pide se le conceda privilejio esclusivo para usar en el pais un procedimiento para elaborar sulfato de cobre.

Anótese i comuníquese.—MONTT.—*Eliás Fernández A.*

Excmo. Señor:

Manuel A. Cuadros, segun poder que acompaño, don Emilio Dumoulier, ingeniero frances, residente en Paris, es inventor de un nuevo sistema para fabricar tubos i planchas de cobre i cualquiera otros metales por la electrolisis.

Previos los trámites de estilo, vengo en solicitar de V. E. privilejio esclusivo por el invento de mi poderdante.

Es gracia, etc.—*M. A. Cuadros.*

Núm. 187.—Santiago, 31 de enero de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial*.—Anótese.—Por el Ministro, L. IZQUIERDO.

Núm. 30.—Santiago, 29 de enero de 1896.—Vistos la solicitud e informes que preceden,

Decreto:

1.º Concédese a don Anjel Grandona, en conformidad a las prescripciones del decreto núm. 1,351, de 22 de setiembre de 1893, el uso de la aguada conocida con el nombre de «Agua de la Quebrada de la Encantada», i cuyos límites son: al norte la sierra de la Exploradora; al sur, la quebrada del Salitre; al este, el ojo de la Encantada; i al oeste, la Cruz, en el departamento de Chañaral.

2.º La concesion se hace sin perjuicio de terceros, a título gratuito, por el término de nueve años i bajo las siguientes condiciones:

a). Don Anjel Grandona usará de la referida aguada en surtir de agua a las salitreras del departamento de Taltal, con arreglo a las disposiciones vijentes o que se dictaren mas tarde;

b). Se dará por cancelada la presente concesion si el señor Grandona hiciere de dicha aguada un uso distinto del espresado o la transfiriese sin permiso del Gobierno; i

c). Caducará, igualmente, si de la fecha en sesenta dias el interesado no redujere a escritura pública este decreto.

Esta escritura será firmada por el concesionario i el tesorero fiscal del departamento i en ella se insertarán como parte integrante los artículos 4, 5, 6 i 7 del citado decreto núm. 1,351, de 22 de setiembre de 1893.

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

Núm. 88.—Santiago, 6 de febrero de 1896.—Vistos estos antecedentes,

Decreto:

Concédese a don William Henry i Dixon, representado por don Manuel A. Cuadros, privilejio esclusivo por el término de nueve años para usar en el pais un aparato de su invencion que denomina «nuevo sistema de taladros de rocas», tal como se describe en el pliego de esplicaciones depositado en el Museo Nacional.

Los nueve años comenzarán a contarse despues de trascurrido uno, que se asigna al solicitante para plantear su industria.

Por tanto, estiéndase al espresado don William Henry Dixon la patente respectiva de privilejio esclusivo.

Tómese razon i comuníquese.—MONTT.—*Eliás Fernández A.*

Núm. 89.—Santiago, 6 de febrero de 1896.—Vistos estos antecedentes,

Decreto:

Concédese a los señores Joseph Boland, George D. Fritz, Hugh Francis Doris i John J. Mc. Closky, representados por don Guillermo J. Swinburn, privilejio esclusivo por el término de nueve años para usar en el pais la invencion que denominan «mejoras introducidas en las máquinas aplicadas a las minas»,

tal como se describe en el pliego de esplicaciones depositado en el Museo Nacional.

Los nueve años comenzarán a contarse despues de trascurrido uno, que se asigna a los solicitantes para implantar su invento.

Por tanto, estiéndase a los espresados señores Joseph Boland, George W. Fritz, Hugh Francis Doris i John J. Mc. Closky, la patente respectiva de privilejio esclusiva.

Tómese razon i comuníquese.—MONTT.—*Elías Fernández A.*

Núm. 97.—Santiago, 12 de febrero de 1896.—Vistos estos antecedentes, i teniendo presente:

1.º Que por decreto supremo de 30 de octubre de 1894, se concedió a don Santiago A. Ossa permiso para emplear, sin perjuicios de terceros, i con sujecion a determinadas restricciones, las aguas del rio Maipo como fuerza motriz en servicio de un ferrocarril eléctrico i de sus instalaciones anexas;

2.º Que el decreto mencionado se dictó despues de oír al Fiscal de la Exema. Corte Suprema de Justicia i por la consideracion de que los rios son del dominio nacional, de uso público, i están a cargo i bajo la administracion del Presidente de la República;

3.º Que existiendo actualmente en discusion un proyecto de lei encaminado a reglamentar concesiones de esta naturaleza, no sería prudente dictar nuevas con carácter definitivo i acaso en pugna con la lei que se dictare,

Decreto:

1.º Se declara que don Santiago A. Ossa, a mas de la concesion que le otorga el citado decreto de 30 de octubre de 1894, puede usar las aguas del rio Maipo en toda aplicacion destinada a producir el desarrollo de fuerza motriz para cualquier uso industrial por medio de la electricidad;

2.º En conformidad a lo dispuesto en el artículo 4.º del mismo decreto, el señor Ossa someterá previamente a la aprobacion del Ministerio de Industria i Obras Públicas los planos i especificaciones de dichas obras, i en el uso de la concesion que se le otorga por el presente decreto se someterá ademas a todas las disposiciones que se dictaren sobre estas concesiones, en jeneral, i en particular a las que dicte el Ministerio indicado al aprobar los planos;

3.º El señor Ossa queda obligado a presentar al Ministerio de Industria i Obras Públicas, con seis meses de anticipacion, los planos de las obras que determine ejecutar en uso de las concesiones que se le otorgan, a iniciar los trabajos de construccion en un término igual de seis meses, desde la fecha en que se aprueben dichos planos, i a terminarlos en el de dos años, a contar desde la misma fecha.

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

Excmo. Señor:

Walter Gowe Andrews i Eric Edmund Watson, a V. E. respetuosamente decimos: que despues de estudios i esperimentos en el beneficio de minerales de plata que contienen sink, especialmente en forma de

Blenda de sink, hemos descubierto los métodos para separar todo el sink en forma comerciable, dejando el residuo en un estado de fácil beneficio para la estraccion de plata, oro, cobre i plomo.

Siendo los procedimientos nuevos, deseamos amparar nuestros métodos con una patente de privilejio eselusivo, i venimos en solicitarlo de V. E. previa exhibicion del procedimiento.

Es justicia Excmo. señor.—*Walter Gowe Andrews.*
—*Eric Edmund Watson.*

Núm. 256.—Santiago, 13 de febrero de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial*.—Anótese.—Por el Ministro, L. IZQUIERDO.

Excmo. Señor:

Alfredo Ovalle Vicuña, chileno, a V. E. digo: que soi inventor de una máquina molidora o pulverizadora que tiene grandes ventajas por la cantidad de metales que pulveriza, por la mui poca fuerza que necesita i por la sencillez de su construccion.

Jurando que esta invencion es orijinal mia, segun se verá en los planos i esplicaciones adjuntas, solicito de V. E. privilejio esclusivo de invencion por el mayor tiempo que la lei conceda.

Es justicia.—*Alfredo Ovalle Vicuña.*

Núm. 257.—Santiago, 13 de febrero de 1896.—Publíquese en el *Diario Oficial*.—Anótese.—Por el Ministro, L. IZQUIERDO.

Cárlos Madariaga

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

Lorenzo Petersen

Ajente del Boletin de la Sociedad Nacional de Minería en Iquique.

Museo Mineralójico

LABORATORIO DE QUÍMICA DEPENDIENTE DE LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA

Se hacen reconocimientos de sustancias minerales ensayos i análisis.

JULIO LASO, Injeniero de minas

Director del Museo Mineralójico

