

**BOLETIN**  
DE LA  
**Sociedad Nacional de Minería**

**DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD**

**Presidente**  
**Cárlos Besa**

**Vice-Presidente**  
**Cesáreo Aguirre**

**Director Honorario**

ALBERTO HERRMANN

Andrada, Telésforo

Avalos, Cárlos G.

Chiapponi, Márcos

Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo

Gallardo González, Manuel

Gandarillas, Javier

González, José Bruno

Lecaros, José Luis

Lira, Alejandro

Martinez, Aristides

Pinto, Joaquin N.

Pizarro, Abelardo

Schneider, Julio

Tirapegui, Maulen

**Secretario**

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

**Don Jorje de la Bouglise**

Ingeniero de minas, Fallecido en París el 15 de abril de 1907

Don Jorje de la Bouglise, perteneciente a una familia de la nobleza francesa, nació el año 1842.

Después de brillantes estudios, entró en la Escuela de Minas de Francia, como estero, de donde salió con su diploma de Ingeniero de Minas.

Desde el principio de su carrera, de la Bouglise se hizo conocer como ingeniero de gran valer, no solamente en trabajos de minería i metalurgia, sino en invenciones i perfeccionamientos de varias industrias.

Figuró con brillo, ya desde el año 1864, en el núcleo de celebridades científicas de aquella época como Fushs, Mallard, Rivot, Daubré, Grunert, Leverrie-etc. i formó parte de varios Congresos Científicos.

Sus primeros viajes, para informes mineros, tuvieron lugar en Rusia, país a donde volvió muchas veces, recorriendo el Cáucaso i la Siberia, i dejando un nombre de gran fama.

En 1872, después de haber cumplido en Francia heroicamente su deber de ciudadano francés durante la guerra Franco-Prusiana de 1870, fué a una escursión minera en la Guayana Francesa, en donde permaneció algunos años, en medio de los peligros i privaciones de tan malsanas rejiones.

Gracias a él, se organizaron entónces en la Guayana los grandes negocios mineros de oro de Vitalo i otros que han dado fortunas colosales a sus dueños



A su vuelta a Paris de uno de sus viajes a la Guayana, se casó con la señorita Lucía Videcoq-Berider, persona perteneciente a la primera sociedad parisien-se, pintora aficionada de fama, quien durante toda su vida fué su compañera mas admirable i abnegada.

Con ella hizo varios viajes a California i Estados Unidos, de donde trajeron cuadros de pinturas que, con colecciones notables de minerales de oro, conocidos de todo el mundo científico, eran uno de los adornos de su hospitalaria casa de la Rue Taitbout, en Paris.

Despues de haber recorrido la China, Nueva Caledonia, Nueva Zelanda, hizo otro viaje a California en donde conoció a unos pobres mineros, quienes, con su proteccion i la de su colaborador don Eujenio Renevey, pudieron establecer las bases del gran negocio minero de cobre del «Boleo» que se debe al señor de la Bouglise i que todavía es uno de los mas grandes negocios mineros del mundo.

De la Bouglise hizo sesenta viajes, ida i vuelta a América, i de ellos diez a Chile i Bolivia.

Informó en Bolivia el negocio de minerales de plata de Huanchaca i minas de cobre i estaño; i en Chile, principalmente, minas de cobre.

En los últimos años fué el fundador en Chile del gran negocio minero de «Catemu», i hace poco del negocio de «Chañaral», que fué de la Casa Besa i C.<sup>a</sup> i algunos de menor importancia i todos con capitales franceses.

Hacía ya como diez años que el señor de la Bouglise tenia su salud quebrantada por fuertes ataques de gota, que apénas le permitian andar, pero aun así, seguía sus atrevidos viajes en todos los centros mineros, a traves de desiertos i cordilleras, i, aunque inválido, daba el ejemplo del trabajo i de resistencia a sus compañeros de viaje..... Pocos dias despues de la vuelta de un viaje a Chile, la muerte ha venido a vencer en Paris a este heróico luchador.

Pero lo que mas realza la figura de este gran ingeniero no es solamente su talento como minero i metalurjista, sino sus virtudes privadas como hombre.

Su jenerosidad será tradicional, tanto en Europa como en Chile mismo, a donde despues del terrible temblor del 16 de agosto hizo donaciones discretas de gran cantidad de dinero a amigos perjudicados. La casa de la calle Taitbout en Paris, era el asilo de todos los hijos de sus amigos arruinados, que él educaba como si fueran sus propios hijos!

Su secretario i amigo de la infancia, señor Duruthy, que era el repartidor de sus donaciones, podria esplicar por qué este hombre de bien asociado en su obra de beneficencia de su admirable mujer, no deja sino una fortuna modesta despues de haber ganado tantos millones!

El señor de la Bouglise de su casamiento ha tenido:—un hijo, Roberto, quien despues de sus estudios en la Escuela Politécnica de Paris, ha ido a completar sus estudios de ingeniero en Estados Unidos i será el digno sucesor de su padre;— otro hijo, René, llamado a ser un gran arquitecto.—una hija, Cármen, dotada de un maravilloso talento musical, obtuvo el Primer premio de violoncello en el Conservatorio de Paris. Hace dos años casó con el señor Enrique Thurneysen.—Otra hija, señorita Jacqueline, igualmente dotada de gran talento musical, es uno de los mas brillantes adornos de los salones de la aristocracia de Paris.



Las recepciones de la casa de la Bouglise tenian gran fama i en ellas se veian reunidas todas las celebridades de la ciencia i del arte i muchos americanos recordarán siempre las brillantes fiestas dadas en esta casa tan hospitalaria.

El recuerdo de de la Bouglise debe servir como ejemplo a la jóven jeneracion actual i prueba lo que puede hacer el talento unido a la enerjía, al trabajo i a la mas perfecta honradez.

Santiago, julio 1907.

CÁRLOS VATTIER.



## Memorandum en que se especifican las bases respecto a las cuales convendria uniformar las estadísticas comerciales de América (1)

### I

La estadística es un auxiliar indispensable del comercio moderno. El comerciante encuentra en ella indicaciones sobre el jiro que debe dar a su negocio i datos para realizar operaciones mercantiles entre diferentes plazas. El fabricante que quiere establecer una nueva industria, recurre a la estadística comercial buscando antecedentes para saber si existe campo para su accion, i si la nueva industria tiene probabilidades de vida.

El valor de las estadísticas para el comercio internacional está en las comparaciones que pueden hacerse del comercio de un pais con otro.

Mas, de ordinario las estadísticas no están arregladas a un mismo plan i método, i sus cifras no pueden compararse sino reduciéndolas a idénticas unidades. Estos cálculos i operaciones complementarias son indispensables para poder comparar los resultados que arrojan las estadísticas de los diferentes paises. De otro modo las deducciones carecen de valor.

No hai dos naciones cuyas estadísticas comerciales estén formadas sobre las mismas bases. Por tal razon, si se llegara a uniformar las líneas jenerales de su estructura, se obtendria la debida correspondencia entre las cifras de las estadísticas de los diferentes paises i se habria facilitado su intelijencia, aumentando su utilidad, realizándose un valioso adelanto, en lo que se relaciona con el mejoramiento jeneral del comercio en América.

---

(1) Trabajo presentado por la Delegacion Chilena al Congreso Pan Americano de Rio Janeiro.



## II

Esta materia, sin embargo, no ha merecido, sino incidentalmente, la atención de las anteriores Conferencias Americanas al procurar uniformar la nomenclatura comercial de nuestros países.

La Conferencia de Wáshington dispuso la preparacion de una nomenclatura comercial en inglés, español i portugues, que debia someterse a cada uno de los Gobiernos que concurrieron a la referida Conferencia. La Oficina de las Repúblicas Americanas ejecutó ese trabajo, que constituye la primera tentativa para codificar i uniformar, en tres idiomas, los nombres de los innumerables artículos que son objeto del comercio humano. Los Gobiernos poco o nada hicieron en el sentido de aceptar oficialmente esta nomenclatura, i la Conferencia de Méjico, entre una de las medidas para facilitar el comercio internacional, recomendó al estudio del Congreso Aduanero, que debia reunirse en Nueva York, la adopcion de una nomenclatura marítima i administrativa para las aduanas, en la cual se especificaran, por órden alfabético i en términos equivalentes en español, inglés, portugues i frances, todos los artículos sobre los cuales se hubieren impuesto derechos, a fin de que de esta nomenclatura se hiciera uso en los manifiestos, facturas consulares, asientos, permisos i demas documentos aduaneros.

El primer Congreso Aduanero de Nueva York estimó incompleta la nomenclatura publicada por la Oficina, i encontrándose sin antecedentes para hacer un nuevo estudio, resolvió recomendar a la referida Oficina que llevara a cabo una compilacion del vocabulario usado, en cada país, respecto de mercaderías, arreglada de tal manera que pudieran fácilmente hacerse las comparaciones necesarias.

Las Conferencias anteriores, al recomendar la unificacion de la nomenclatura comercial, tuvieron en vista, ante todo, las ventajas que esta medida reportaba para la lejislacion aduanera de los países de América, i por estas razones, su estudio fué encomendado al Congreso Aduanero de Nueva York.

La circunstancia de verificarse el despacho de las mercaderías del comercio exterior por los aduanas, i razones de órden administrativo, aconsejan que los servicios de estadística comercial estén a cargo de la Administracion aduanera, como efectivamente ocurre en la mayor parte de los países. Las operaciones a que da lugar el despacho de mercaderías en las aduanas, suministran a la estadística los datos que está encargada de recojer. Persiguiendo distintos propósitos, ámbos servicios tienen, sin embargo, íntima relacion. No obstante, la importancia de las informaciones estadísticas i el objeto especial al cual está consagrada exigen que se le dé una organizacion propia i que no se le considere como un simple servicio accesorio de las aduanas.

La unificacion de la nomenclatura comercial importa, a la vez, un progreso de la lejislacion aduanera i del servicio de estadística; pero no salva mas que una de las muchas diferencias que existen entre las estadísticas comerciales. Es mas importante aun, un acuerdo sobre las bases i método de la estadística comercial en lo que se refiere a las cuestiones enunciadas a continuacion.



## III

Con el objeto de uniformar las estadísticas comerciales sería deseable la adopción de un mismo criterio en el siguiente orden de materias:

1.º Determinación de las diversas ramas del comercio que comprende la estadística.

La división del comercio exterior en general i especial, es universalmente aceptada; pero no se sigue una misma regla en cuanto a la inteligencia que debe darse a esta última categoría i a las ramas del comercio que, en consecuencia entran en ella.

En algunos países, el comercio especial es limitado, con criterio bastante exacto, a las importaciones i exportaciones propiamente dichas, es decir, a la importación de mercaderías extranjeras para el consumo del país i a la exportación de productos i manufacturas nacionales; pero en otros, se hace también extensivo a la exportación de mercaderías nacionalizadas (llamando así a las extranjeras que han sido internadas con anterioridad), a las embarcadas para ser consumidas por las naves (comercio de rancho), a las mercaderías extranjeras reembarcadas de almacenes, a las que se importan como materia prima o a medio elaborar i se exportan transformadas en manufacturas.

Por esto las comparaciones entre el comercio de los diferentes países inducen generalmente a error.

Se impone, pues, la necesidad de uniformar la inteligencia que debe darse a cada rama del comercio a fin de que iguales designaciones correspondan a las mismas materias.

2.º No solo interesa conocer las cifras totales del intercambio comercial, sino también el detalle relativo a cada uno de los artículos que figuran en el comercio.

A fin de dar mayor orden i claridad a la exposición de los datos estadísticos, la gran variedad de mercaderías que están en el comercio humano se clasifican en grupos, según diferentes sistemas.

Algunos atienden al destino de las mercaderías, otros a su naturaleza, modificándose las bases científicas de la clasificación cuando así lo aconsejan las necesidades especiales del comercio i de la tramitación aduanera.

Si en las estadísticas de América se siguiera una misma clasificación, se haría mucho más fácil la consulta i comparación de los números. Un acuerdo al respecto no ofrecería dificultades, porque los artículos que el hombre necesita para la vida civilizada son, más o menos, los mismos en todos los países.

La adopción de la misma nomenclatura para la designación de las mercaderías sería ventajosa para la estadística comercial, como lo es, asimismo, la adopción del sistema métrico decimal en la expresión de cantidades i medidas, que ha sido especialmente recomendada por el primer Congreso Aduanero.

3.º Falta uniformidad en las estadísticas en cuanto a la manera de fijar los valores de importación i exportación.



Cuando las mercaderías están sujetas a avalúo previo para la aplicación de derechos *ad valorem*, el aforo que con este objeto se practica sirve a la estadística comercial.

No existiendo este interés fiscal en la determinación de esos valores, la valorización no se lleva a cabo con el mismo cuidado; así es el caso con las mercaderías sujetas a derechos específicos o de importación libre, o con las exportaciones que solo por excepción pagan derecho *ad valorem*.

Las estadísticas de algunos países se contentan con la declaración de los valores que hace el comerciante al exportarlas o internarlas. En otros, una comisión compuesta de industriales y hombres de negocio, fija periódicamente el valor de la mercadería, tomando el término medio de las cotizaciones anuales, y este valor se multiplica por las cantidades importadas y exportadas, obteniendo así las sumas totales. Hay países que combinan los dos sistemas.

Como los precios de las mercaderías cambian constantemente, se recomienda la revisión periódica de las tarifas de avalúo y de los precios medios fijados para fines estadísticos, con objeto de ajustar los avalúos al valor real de las mercaderías.

Igual diversidad se nota respecto de la oportunidad en que se aprecia el valor de la mercadería. Puede tomarse en cuenta el que tuvieren en aduana o su cotización en el mercado de venta.

En el primer caso, tratándose de importaciones, el valor de la mercadería se aumenta con el flete marítimo, seguro, comisión de los agentes de comercio, costo de embarque y desembarque, intereses, y aun con los derechos de aduana. Estos elementos no entran en el precio de la mercadería en la plaza en que se vende.

Además, en los países de circulante inestable, la estadística comercial debe expresar los valores a un tipo fijo, porque indicados en una moneda que cambia constantemente, no tiene utilidad alguna.

Se impone, pues, la aceptación de unos mismos principios sobre las cuestiones aquí enunciadas.

4.º Las estadísticas no aprecian con el mismo criterio lo que debe entenderse por procedencia y destino de las mercaderías.

Con frecuencia el comercio no se opera directamente entre los países productores y consumidores, porque hay naciones que hacen las veces de intermediario, originándose de aquí dificultades en la determinación de la nacionalidad de las mercaderías.

Puede considerarse país de procedencia, aquel en que se produce o elabora un artículo, aquel de cuyo comercio sale o aquel en cuyos puertos se embarca. Y, a la inversa, cabe llamar país de destino de un artículo, aquel en que se consume o a cuyo comercio entra o en cuyos puertos se desembarca.

La adopción de un criterio uniforme a este respecto, es de la mayor trascendencia para las estadísticas, y si las importaciones que figuran en uno no guardan relación con las exportaciones del otro, la explicación de la diferencia está muchas veces en el modo cómo se han considerado el país de procedencia y el de destino.



5.º Sería, asimismo, útil un acuerdo sobre los períodos en que deban publicarse los anuarios de estadística comercial.

Las condiciones del mercado cambian continuamente. El comerciante necesita recibir pronto las informaciones estadísticas para que puedan serle de utilidad; circunstancia que hace recomendable la publicación de estos datos en períodos breves, mensualmente, v. gr., sin perjuicio de que se haga también en boletines trimestrales, semestrales o en anuarios.



## La metalurgia del plomo en Montana

La American Smelting and Refining C.º, que monopoliza la producción de plomo platoso i aurífero en los Estados Unidos de Norte-América, tiene uno de sus más modernos establecimientos en la ciudad de Helena, capital del Estado de Montana. Dicho establecimiento puede servir de modelo para estudiar, a la ligera, la práctica moderna en fundición de plomo.

Aquí, como en las fundiciones de cobre, se le da especial cuidado a la determinación de las muestras que representan el promedio o común del mineral que diariamente se trata; dichas muestras son escrupulosamente analizadas en el laboratorio químico de la instalación.

El establecimiento recibe tres clases de minerales que se colocan en tolvas distintas i por separado se «cuarteán» para obtener las muestras o comunes; ellos son, minerales oxidados, minerales sulfurados i productos de la concentración.

Los minerales son tratados en el *Brunton sampling machine* (1) que da como producto una muestra de 3, 20 Lb. por tonelada de mineral (este aparato ha sido anteriormente descrito).

Los minerales oxidados i aquellos que contienen un reducido «porcentaje» de azufre se disponen en capas unas sobre otros, formando así una mezcla de diversos minerales que se «cuarteán» i analizan como si fueran minerales de una misma clase.

Los minerales sulfurados (galena i piritas de fierro cupríferas) junto con los productos de la concentración son calcinados. El objeto de esta calcinación es eliminar cierta cantidad de azufre que se cree es innecesaria en los hornos de manga o de viento. Se tendrá presente que se puede abolir dicha calcina si se tiene una cantidad suficiente de minerales oxidados para hacer mezclas proporcionales con los sulfurados; o bien, sin necesidad de recurrir a los minerales oxi-

(1) Véase el Boletín de la Sociedad Nacional de Minería—año XXIII—serie 3.ª—volumen XVIII—pág. 350—Washole Smelter, Anaconda—Montana—por I. Díaz Ossa.



dados, la calcina se puede eliminar siempre que el horno de manga trabaje en una atmósfera oxidante; este punto será tratado con más detención al hablar de los hornos de manga.

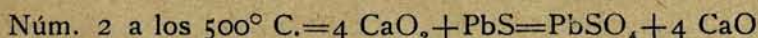
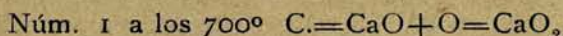
La calcina en hornos de reverbero ha sido abandonada en América, Australia i Alemania, donde, hoy día, se usan dos procesos para calcinar, conocidos por los nombres de proceso «Huntington and Herbelein» i proceso «Bradford and Carmichael». El proceso «Bradford and Carmichael», jeneralmente usado en Australia, consiste en calcinar galena con sulfato de cal.

En Norte-América i en Alemania se usa el proceso «Huntington and Herbelein» que consiste en dos operaciones, a saber:

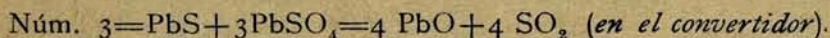
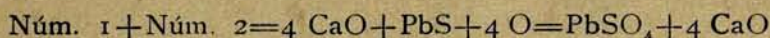
a) Calcinar en un horno apropiado una mezcla de galena i cal (CaO), con un exceso de aire libre, hasta obtener una temperatura de 700° C.; enfriar la masa calcinada a 500° C. Parte del azufre se volatiliza i se desarrolla una cantidad considerable de calórico durante la operacion.

b) Colocar estos productos semi-calcinados, calientes aun, en un convertidor i hacer pasar aire comprimido al traves de ellos, resultando que casi todo el azufre es volatilizado i la temperatura se levanta lo suficiente para aglomerar la carga.

La química del proceso es casi desconocida; las reacciones que al principio se dieron fueron las siguientes:

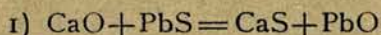


o bien

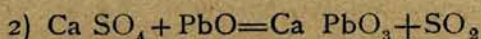


Esta explicacion no es aceptable, por cuanto  $\text{CaO}_2$  se forma solamente a temperaturas muy bajas i con mucha facilidad se descompone de nuevo en CaO i oxígeno; además, para formar  $\text{CaO}_2$  se debe escluir la humedad i el dióxido de carbono i ámbos están presentes cuando se supone que tiene lugar la reaccion núm. 1.

Otra explicacion es que la cal se convierte en sulfuro de calcio, segun la siguiente ecuacion:

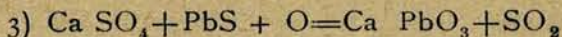


El sulfuro de calcio se oxida i forma sulfato de calcio, el que reacciona sobre el óxido de plomo, formado en la reaccion anterior:

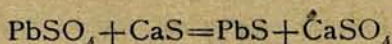




El sulfato de cal oxida también a la galena que no se conduce como la ecuación (1) lo indica. Así:



La discusión de este proceso durante 1905 i 1906 fué, sin ninguna duda, de un especial interés científico. Las experiencias de Doeltz (*Engineering and Mining Journal*) nos enseñan que la reacción  $\text{PbS} + \text{CaSO}_4 = \text{PbSO}_4 + \text{CaS}$  no tiene lugar en ninguna de las operaciones del proceso; muy al contrario, la mezcla tiende a reaccionar en la dirección opuesta. Así:

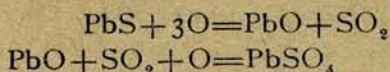


Mientras estas experiencias se llevaban a cabo en Alemania, los americanos, más prácticos que científicos, modificaban el proceso de una manera notable.

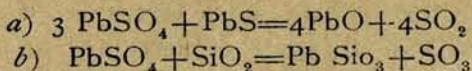
Se comprobó primero que la cal tenía por objeto provocar una reacción catalítica, esto es, servir de agente para producir una reacción química permaneciendo ella misma inalterable.

Guillermain fué el primero en demostrar que la sílice del mineral podía provocar dicha reacción catalítica, separando por decirlo así los granos o moléculas de galena i permitiendo al aire el oxidarlos simultáneamente. Las propiedades catalíticas de la sílice han sido también reconocidas en su actuación en el horno pirítico (1).

Como prueba de su teoría Mr. Guillermain nos da las siguientes reacciones que, según él, tienen lugar en cualquier horno de calcina que trate minerales ricos en sílice:



Este sulfato se descompone en las partes más calientes del horno por medio de cualquiera de las ecuaciones siguientes:



Como producto de esta calcina se obtiene una mezcla de silicatos, sulfatos i óxidos de plomo. La calcina o fusión del azufre con la sílice produce ácido sulfúrico anhídrico ( $\text{SO}_3$ ); no sucede así, sin embargo, en la fundición de piritas de cobre calcinadas en hornos de reverbero.

En el establecimiento de Helena el proceso «Huntington and Herbelein» se lleva a cabo en dos operaciones, a saber:

(1)—Véase el BOLETIN DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA—Volumen XVIII—serie 3.ª año XXIII—1906—“Lo que es la fundición pirítica”, por Roberto H. Sticht.



a) Calcina del mineral en un horno «Brunton» hasta obtener una temperatura de  $700^{\circ}$  C.

b) Tratamiento en convertidores del mineral semi-calcinado en la operacion anterior.

La primera operacion se ejecuta en hornos automáticos de calcina conocidos como hornos cilíndricos de Brunton, los que en Anaconda se usan para la destilacion del arsénico de los polvos condensados.

Este horno es un cilindro vertical de 6,10 metros de diámetro i 3 metros de altura. Está provisto de un eje o árbol central conectado con cuatro rastrillos que empujan el mineral hácia los lados del horno o circunferencia exterior del cilindro. El eje o árbol central es inamovible, como asimismo los rastrillos; el piso del horno que constituye una verdadera terraza se mueve por medio de ruedas que resbalan sobre rieles describiendo una circunferencia.

El mineral cae en la parte central del horno i es tomado por los rastrillos que, debido al movimiento del piso del horno, lo arrastran hácia las paredes o lados del horno. Cada uno de estos hornos tiene una capacidad de 27 toneladas en 24 horas i gastan de 7 a 8 % de combustible.

El mineral calcinado en Helena, durante mi permanencia en el establecimiento, da en término medio, la siguiente proporcion:

24 %	en $\text{SiO}_2$
20 »	en Fe
15 »	en Pb
20 »	en S
6 »	en Zn
3 »	en Cu.

La volatilizacion del azufre durante la primera operacion es, mas o ménos, equivalente al 60 % del azufre contenido en el mineral.

Cierta parte de los productos de esta operacion se humedecen para los fines que enseguida se esplicarán.

La segunda operacion se lleva a cabo en aparatos en forma de grandes ollas de fierro, llamadas convertidores.

Estos convertidores se colocan sobre el piso de la instalacion; tienen un «fondo falso» perforado por un gran número de agujeros de diámetros pequeñísimos; el aire comprimido se introduce debajo de este «falso fondo» i, por medio de los agujeros, pasa a traves de la carga. La presion del aire al principio de la operacion es de 8 onzas por pulgada cuadrada i de 12 onzas al terminar.

Para cargar el convertidor se coloca primero una capa de ceniza que cubre los agujeros del «falso fondo» e impide que las partículas finas de mineral pasen al traves de ellos; sobre esta capa se coloca otra de 1.600 libras de productos semi-calcinados i calientes aun i sobre esta capa otra de 10 toneladas de productos calcinados i humedecidos. El objeto de humedecer estos productos es el de hacerlos compactos de manera que la corriente del viento no los arrastre en su curso.



El convertidor, ya cargado, se cubre con una especie de sombrero o campana provista de un cañon conectado con las cámaras de condensacion. El aire se introduce, avivando por lo consiguiente la combustion de los productos calcinados que se introdujeron en caliente, los que luego comunican su fusion a los que se introdujeron humedecidos.

La duracion de la operacion es de 7 a 12 horas i naturalmente depende de la composicion de la carga; el producto obtenido es una masa aglomerada, semi-sólida, de la siguiente composicion:

22,5	%	Fe
26,5	»	SiO <sub>2</sub>
5,5	»	S
19,5	»	Fb
3,5	»	Cu.

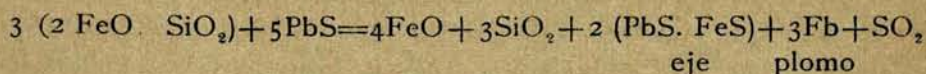
La volatilizacion del azufre es equivalente al 62% del azufre contenido en los productos semi-calcinados de la primera operacion. La operacion, demas está decirlo, se lleva a cabo sin el ausilio de combustible carbonífero.

Terminada la operacion, los convertidores son levantados por medio de un locomóvil eléctrico provisto de una grúa; de esta manera son trasportados a un lugar apropiado donde se vacia su contenido. La masa aglomerada es quebrada a mano i chancada en chancadoras «Blake». Estos productos se funden en los hornos de manga.

La fundicion de minerales de plomo en los hornos de manga es algo que todavía deja mucho que desear; dicho horno puede ser utilizado como oxidante disminuyendo la cantidad de combustible carbonífero i aumentando la cantidad de aire innecesario, que se introduce al horno, es decir, que en este caso el mineral sulfurado no debe ser calcinado ántes de agregarlo al horno.

La reduccion de los minerales de plomo a plomo metálico se efectuaría, en parte, por medio de los gases carbonosos que se desprenderían del poco combustible usado i en parte por medio de los sulfuros de fierro, calcio o bario, los que se conducen como reductentes en presencia de un exceso de cal o de cualquiera otra base.—(Collins-Metallurgy of Lead).

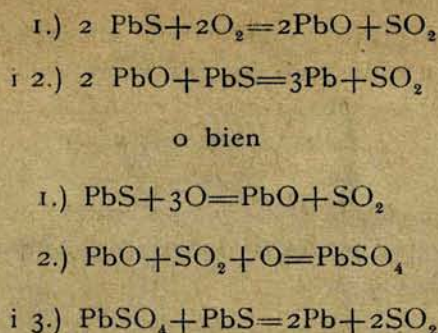
Los mismos sulfuros de plomo pueden ser reducidos a plomo metálico, segun la ecuacion de Percy: (Metallurgy of Lead).



Como se ve en esta ecuacion, el mono-silicato de fierro se transforma en sesqui-silicato, el que no ejerce ninguna influencia sobre el PbS del eje. Sin embargo, se puede obtener mas plomo metálico del eje a mas altas temperaturas i se puede decir que la cantidad de plomo en el eje varía con la temperatura.

La oxidacion i reduccion de la galena se puede llevar a cabo en el horno de manga, segun las siguientes ecuaciones:





Esto, dicho sea de paso, sirve para probar que el horno de manga en fundición de plomo se puede usar como oxidante, disminuyendo la cantidad de combustible, suprimiendo la calcina i aumentando la cantidad de aire introducida al horno.

Los hornos del establecimiento de Helena trabajan con una temperatura mitad oxidante, mitad-reducente; el ácido carbónico i el carbonoso actúan como reductores; 30% del azufre contenido en la carga es volatilizado, el arsénico no forma *speiss* i la pequeña cantidad existente en el lecho de fusión es volatilizada.

Hai tres hornos en trabajo continuo, cada uno de ellos tiene una capacidad de 160 toneladas de carga en 24 horas. Su sección es rectangular i, al nivel de las toberas, es de 180 pulgadas de largo por 44 de ancho. Estos hornos son del conocido tipo de Allis-Chalmers (fig. I). Cada horno tiene 11 toberas por lado, de 4 pulgadas de diámetro.

La altura de estos hornos es de 6 metros del nivel de las toberas al piso de carga. La presión del viento es de 25 onzas por pulgada cuadrada.

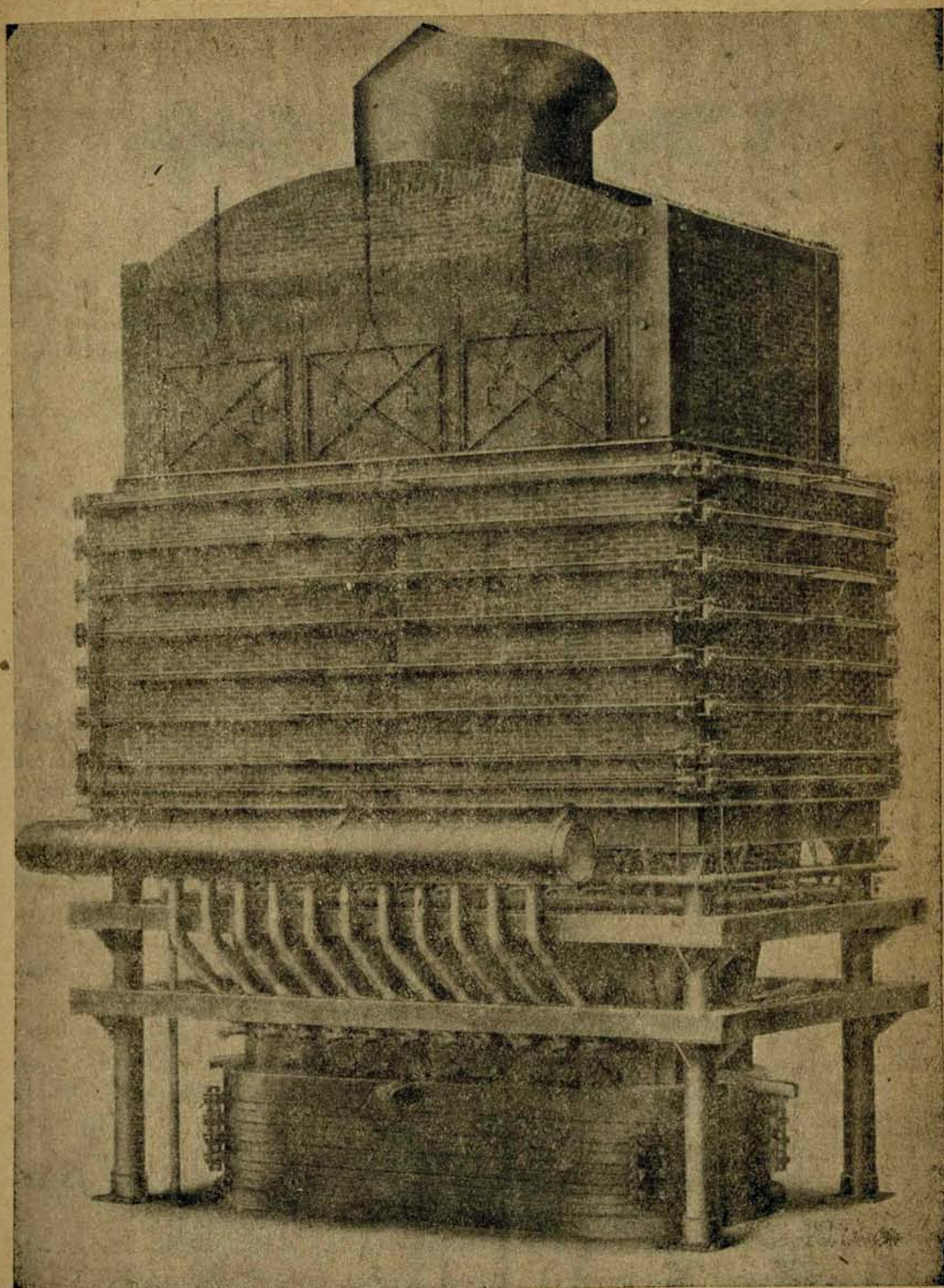
La composición de la carga de estos hornos se inserta a continuación.

CARGA	Lbs.		Fe.		Si O <sub>2</sub>		S.		CaO.		Pb.		Cu.	
	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%	Lbs.	%
Coke . . . . .	960	0,8	7,68	6,5	62,40	0,8	7,68	4,5	43,20	—	—	—	—	—
Mezclas en capas. . . . .	3540	17	601,80	31,2	1104,50	5,3	187,62	2,5	88,50	13,2	467,28	—	—	—
Calcinas (1) . . . . .	1400	22	308,00	26,5	371,00	5,5	77,00	—	—	19,5	273,00	3,4	47,6	—
Calcinas (1) . . . . .	1400	33	462,00	8,6	120,40	6,2	86,80	—	—	25,6	358,40	5,3	74,2	—
Carbonato de cal. . . . .	1782	—	—	2	35,64	—	—	55	980,10	—	—	—	—	—
Fierro bruto (2). . . . .	80	100	80,00	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
TOTAL . . . . .	9162	—	1459,48	—	1693,94	—	359,10	—	1111,80	—	1098,68	—	121,80	—

(1) Productos del proceso Huntington and Herbelein.

(2) Fierro viejo, etc. (proveniente de deterioros).





HORNO DE MANGA, «WATER-JACKET», PARA FUNDICION DE PLOMO, TIPO ALLIS CHALMERS DE 180 PULG.×44 PULG., AL NIVEL DE LAS TOBERAS; ESTE HORNO ES EL USADO EN HELENA



Como producto de esta carga se obtienen 926 libras de plomo metálico que contienen 300 onzas de plata por tonelada.

El eje de plomo i cobre alcanza a una cantidad de 840 libras i es de la siguiente composicion:

13%	Cu.
44	Fe.
27	S.
14	Pb.
resto—	Ag. i Au.

Dicho eje no es lo suficientemente rico en Cu. para ser convertido directamente, despues de una fusion a baja temperatura para eliminar el plomo, así que es embarcado al establecimiento central de la Compañía, en Salt Lake City, Estado de Utah.

La escoria producida, por cada carga fundida, pesa 4.383 libras i tiene la siguiente composicion:

SiO <sub>2</sub>	=38%
FeO	=28%
CaO+Mgo	=21%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> +ZnO etc.	=12,5%
Pb	= 0,5%
<hr/>	
	100,00%

La escoria i el eje salen del horno por un mismo orificio, con una temperatura de 1.273°C, la separacion se efectúa en un ante-crisol movable; si se formase speiss, la separacion de éste de los dos primeros se efectuaría tambien en el ante-crisol. El ante-crisol es de forma rectangular (fig. 2).

De las 926 libras de plomo metálico que se producen por carga, cerca de 100 libras salen mezcladas con eje i a veces escoria. Para obtener este plomo se usa un horno de piso inclinado, la fusion se hace a baja temperatura, el plomo se derrite i corre por el piso inclinado del horno hácia el lugar de salida, el resto de de los materiales no se alcanza a fundir; de igual manera se estrae el «*plomo metálico*» que los ejes pueden contener.

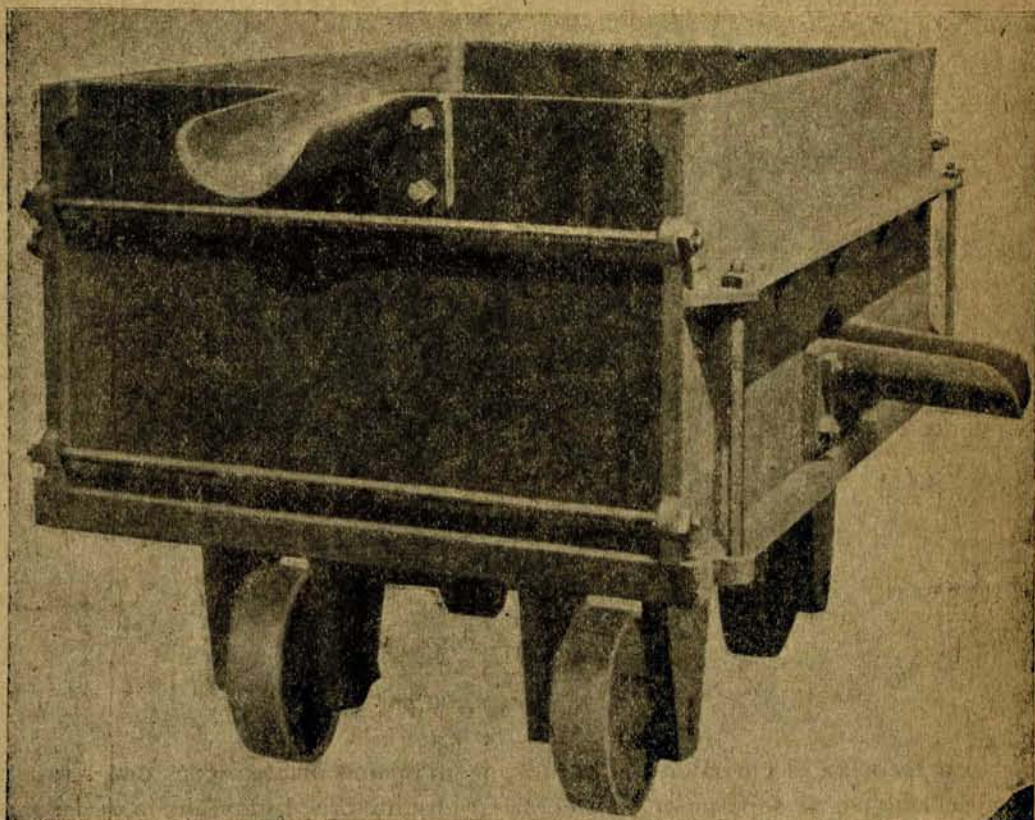
La separacion de la plata del «*plomo platoso*» pertenece mas bien a la metalurgia de la plata; este establecimiento no tiene una instalacion especial para este; el plomo platoso se envía a la ciudad del Lago Salado, en el Estado de Utah. Allí está situado el principal establecimiento de la «*American Smelting and Refining C.*».—El plomo es tratado por medio del procedimiento «*Packes*».

La manera de recojer los polvos i gases producidos durante la calcina i fundicion difiere un poco de la usada en la fundicion del cobre.

Los gases pasan primero a las cámaras de depósito, de allí a los cañones o galerías de condensacion (durante su trayecto los gases son enfriados por medio de agua), i por último pasan a traves de lo que en inglés se llama «*bag-house*».—



Consiste este en sacos, suspendidos sobre las cañerías conductoras de gases; los gases pasan al traves de estos sacos de telas i son por lo consiguiente filtrados. Las materias en suspension quedan allí.



ANTE-CRISOL RECTANGULAR USADO EN HELENA

El 90% de los polvos que se recojen se venden a las refinerías de arsénico; el resto se embarca a la ciudad de Lago Salado.

IGNACIO DÍAZ OSSA,

---

### El ferrocarril de Antofagasta a Bolivia

Entre los ferrocarriles particulares del país, llama especialmente la atención el de Antofagasta a Bolivia. Puede considerársele como un modelo de construcción i explotación.

La primera concesión fué otorgada por el Gobierno de Bolivia a la Compañía de Salitres, en el año 1873, por 100 km.; no tenía otro objeto que el acarreo de



caliche a su máquina elaboradora de Antofagasta. En sus comienzos se empleó la tracción de sangre i jamás se pensó en el desarrollo que más tarde debería tener.

La misma Compañía fué obligada por la Compañía Minera de Huanchaca el año 1884 a pedir una concesión al Gobierno de Chile para llegar con el ferrocarril a Bolivia; estas dos compañías unidas llegaron con el riel a Oruro el año 1888. Esta última concesión fué otorgada con la garantía fiscal sobre un capital de \$ 3.472,000.

El año 1888 quedó constituida «The Antofagasta (Chili) Railway C.º Ltd», haciéndose propietaria del ferrocarril i entregó la administración por 15 años a la Compañía de Huanchaca.

En 1904 se hizo cargo «The Antofagasta (Chili) Railway C.º Ltd» de la administración i en el espacio de 3 años ha realizado una notable mejora en su explotación.

Hemos recojido algunos datos de memorias de la Compañía, otros los hemos solicitado de la administración. Damos estos datos a la publicidad porque los creemos de interés jeneral i en ellos puede verse la capacidad de transporte de un ferrocarril de trocha angosta.

La trocha de 0.762 m., o sean 30 pulgadas inglesas, proyectada para el primer trozo, hubo de conservarse forzosamente. Esta trocha no estaba justificada en un terreno de escasos accidentes, en que la de 1 m. habría satisfecho con menos dificultades la intensidad del tráfico actual, sin haber subido los gastos de construcción de una manera sensible.

Se ha subsanado en parte esta dificultad orgánica reforzando la vía i adoptando un equipo, cuya construcción ha llegado a un grado de perfección difícil de ser superado.

*Vía.*—El riel primitivo era de un peso de 36 libras inglesas por yarda, lo que equivale a 18 kg. por m/c. Desde hace un año se está cambiando este riel por otro más pesado aun, de 50 libras por yarda, o sea de 24,8 kg. por m/c.

Con la adopción de este riel se acerca la solidez de la vía a la de la trocha de 1 m. del Estado.

Los durmientes son iguales a los de la trocha de 1 metro i van por collera en número de 15 a 16.

Se han empleado en el trazado de las curvas, las llamadas curvas elásticas o parábolas cúbicas.

La disposición de cambios i cruzamientos es perfecta; no solo ofrecen un paso suave al equipo, sino que el material de los sapos es de acero moldeado no hecho con dos rieles soldados, como se ve aun en las líneas del Estado.

*El equipo* se ha ido perfeccionando paulatinamente, dejándose el equipo primitivo solo para el transporte de caliche para la Compañía de Salitre de Antofagasta.

La relación entre el peso muerto i el peso útil que transporta el equipo es, en jeneral, de 1:3 como se verá en los cuadros que acompañamos al final. Los carros góndolas cargan 20-21 toneladas i pesan entre 5.400 kilogramos a 6.400. Las locomotoras en uso son locomotoras tender de gran poder i locomotoras con



ténder acoplado del tipo «Consolidation» de 4/5 ejes acoplados. Hai locomotoras de un peso de 35 a 40 toneladas, sin ténder.

#### UTILIZACION DEL MATERIAL RODANTE

Cuando «The Antofagasta (Chili) and Bolivia Railway C.º Ltd.» recibió de la Compañía de Huanchaca de Bolivia la línea del ferrocarril de Antofagasta a Oruro, el 1.º de enero de 1904, el tonelaje aproximado movilizado diariamente, de subida, era de unas 200 toneladas.

Durante el primer semestre de 1904, el movimiento de carga entre Antofagasta i la zona salitrera, de subida, era casi nulo, corriendo los trenes hasta Salinas i Central casi esclusivamente para subir carros vacíos a la Compañía de Salitres i bajar caliche a Antofagasta.

Los trenes de subida a Calama i a Bolivia se componian entónces de una tercera parte de carros vacíos, pues el tráfico de bajada era superior al tráfico de subida. Desde julio de 1904 los trasportes de materiales para las primeras oficinas salitreras de Inglis Lomax i de Cavallero, aumentaron progresivamente el tonelaje diario de subida, alcanzando a fines de un año a unas 150 toneladas diarias para la zona salitrera solamente.

En la misma época, las industrias mineras ubicadas en Sierra Gorda, Chuquicamata, Conchi i las de Bolivia, habiendo tomado mas incremento, el tonelaje para los puntos citados fué calculado en unas 150 toneladas diarias.

El tonelaje total, a fines de 1904, era ya de unas 400 toneladas diarias.

Las mejoras hechas a gran parte del material rodante, recibido de la Compañía de Huanchaca de Bolivia en malas condiciones, i el aumento de 50 carros góndolas de 20 toneladas de capacidad, llegados en el curso del segundo semestre de 1904, permitieron hacer frente a ese aumento de tráfico.

Durante el primer semestre de 1905 el movimiento de subida fué, mas o menos, equilibrado por el de bajada, dejando aparte las 500 toneladas de caliche que diariamente se bajan para la Compañía de Salitres de Antofagasta, lo que constituye un tráfico especial, empleándose en este acarreo *100 carros diarios, de 5 toneladas cada uno.*

En julio de 1905 la oficina «Anita» bajaba su primer convoi de salitre a Antofagasta, siguiendo la «Ausonia», en agosto i la «Riviera», en octubre.

La construccion imprevista de nuevas oficinas salitreras obligó a aumentar el número de trenes para salvar el recargo de tráfico ocasionado por esos trasportes. Merced a los 80 carros góndolas de 20 toneladas de capacidad, recibidos en el primer semestre de 1905, se consiguió elevar el tonelaje diario de subida a 500 toneladas durante los tres primeros trimestres del mismo año, i en fin, 50 carros bodega, 50 carros góndolas i 30 carros planos de 20 toneladas, puestos en servicio en el curso del segundo semestre, hicieron subir el tonelaje de subida a 600 toneladas diarias.

Desde julio de 1905, el movimiento de bajada fué inferior al de subida, siendo necesario hacer bajar material vacío a Antofagasta.



Las remesas continuas de material rodante recibidas de Europa desde el comienzo del año en curso, han hecho fluctuar el tonelaje de subida entre 600 i 700 toneladas diarias, alcanzando con los desembarcos simultáneos de carbon, para las oficinas salitreras cerca de unas 750 toneladas diarias en los meses de julio i agosto.

El material por llegar, hasta fines de octubre de 1906, representa un aumento de capacidad de 250 toneladas diarias.

El material rodante en el último trimestre de 1906 representa unas 30.000 toneladas mensuales de subida i unas 45.000 de bajada, o sea un total de 75.000 toneladas mensuales, cifra que en aquel entonces no se creia posible superar.

Se estudia actualmente nuevos itinerarios para aumentar el número de trenes nocturnos, medida que daría por resultado trasportar la carga en el plazo mas corto sacando así mejor utilizacion del material rodante.

En el curso del presente año ha seguido aumentando el tráfico en análoga proporcion. Esta prevision digna de elojio deberia llamar la atencion de los hombres que administran los ferrocarriles del Estado, los cuales frente al enorme desarrollo de nuestras industrias, que desde 4 años atras se preveía claramente, se han demostrado incapaces de satisfacer las exigencias del tráfico ni siquiera en una fraccion.

La utilizacion del material rodante existente en los ferrocarriles del Estado se ha visto entrabada por las estaciones, que no se han desarrollado paralelamente con las exigencias de la movilizacion de carga i adquisicion de equipo. La relacion entre el kilometraje i equipo es para las líneas del Estado mas ventajosa que para el ferrocarril de Antofagasta.

Completamos el párrafo referente a la utilizacion del material rodante, con algunos cuadros ilustrativos.

TÉRMINO MEDIO DE LA CARGA DESPACHADA POR LA ESTACION DE ANTOFAGASTA  
CON DESTINO A LA LÍNEA PRINCIPAL

	Ejes cargados	Peso total en toneladas
Año 1904:		
Primer trimestre.....	82	183
Segundo » .....	92	209
Tercer » .....	140	317
Cuarto » .....	168	380
Año 1905:		
Primer trimestre.....	210	471
Segundo » .....	222	500



Tercer	»	.....	230	519
Cuarto	»	.....	276	621

Año 1906:

Primer trimestre.....		266	599
Segundo » .....		294	660
Mes de julio.....		322	725
Mes de agosto.....		332	746

No nos ha sido posible obtener los datos posteriores a esta fecha, pero están en relacion a los últimos meses.

EXISTENCIAS COMPARADAS DEL MATERIAL

Existencia el 1.º de enero de 1904		Existencia el 25 de setiembre de 1906		Material que existirá el 31 de octubre de 1906	
Coches 1.ª clase	3	Coches 1.ª clase	8	Coches 1.ª clase	15
Coches 2.ª clase	9	Coches 2.ª clase	14	Coches 2.ª clase	24
Coches mistos..	5	Coches mistos..	3	Coches mistos...	3
Bodegas.....	227	Bodegas .....	342	Bodegas.....	477
Góndolas .....	186	Góndolas .....	508	Góndolas .....	563
Planos .....	143	Planos.....	328	Planos.....	426
Cajon chicos....	1,090	Cajon chicos....	1,090	Cajon chicos....	1,090

LOCOMOTORAS

Locomotoras 62	68	72
----------------	----	----

Hasta el 31 de diciembre de 1906 llegarán 6 locomotoras mas, i hasta el 30 de setiembre de 1907 llegarán 22 mas.

COMPOSICION DE LOS TRENES MIXTOS

Antofagasta a Calama (diarios escepto los domingos).

*1.º de enero de 1904 a 31 de mayo de 1904.*

- 2 Coches a Calama.
- 2 Equipajes a Calama.

*1.º de junio de 1904 a 31 de enero de 1905.*

- 2 Coches a Calama.
- 1 Coche a Cerrillos.
- 2 Equipajes a Calama.



*1.º de febrero a 30 de abril de 1905.*

- 2 Coches a Calama.
- 2 Equipajes a Calama.
- 2 Coches a Central.
- 2 Encomiendas a Calama.

*1.º de mayo a 31 de agosto de 1905*

- 2 Coches a Calama.
- 2 Coches a Salinas.
- 1 Coche a Portezuelo.
- 2 Equipajes a Calama
- 2 Encomiendas a Calama.

*1.º de setiembre a 31 de diciembre de 1905.*

- 3 Coches a Calama.
- 2 Coches a Salinas.
- 1 Coche a Portezuelo.
- 2 Equipajes a Calama.
- 1 Equipaje a Portezuelo.
- 2 Encomiendas a Calama.

*1.º de enero de 1906 a 28 de setiembre de 1906.*

- 3 Coches a Calama.
- 2 Coches a Salinas.
- 1 Coche a Portezuelo.
- 2 Equipajes a Calama.
- 1 Equipaje a Portezuelo.
- 3 Encomiendas a Calama.

ANTOFAGASTA A ORURO (2 veces por semana)

*1.º de enero de 1904 a 30 de junio de 1905.*

- 1 Coche a Oruro.
- 1 Equipaje a Oruro.

*1.º de julio de 1905 a 30 de setiembre de 1906.*

- 2 Coches a Oruro.
- 1 Equipaje a Oruro.

Estos cuadros i detalles demuestran claramente que el material rodante se utiliza totalmente. Agregamos un cuadro que complementa estos datos; en él se ve a qué grado de perfeccion se ha llegado con los coeficientes de explotacion:



FERROCARRIL DE ANTOFAGASTA A BOLIVIA (DATOS APROXIMADOS)

	<u>Año</u>	<u>Año</u>
1.º) Tonelaje anual	1904	1905
Carga de subida	86.856	145.922
Id. de bajada	352.372	374.987
2.º) Kilometraje de la carga	97.122.677	111.640.397
3.º) Velocidad máxima de los trenes		
De subida 32 kilómetros por hora		
De bajada 35       »       »		
4.º) Kilometraje medio diario por tren		
De subida 77 kilómetros		
De bajada 80       »		
	<u>Año</u>	<u>Año</u>
	1904	1905
5.º) Mercaderías de tránsito: su tonelaje	103.077	121.777
6.º) Progresion en que aumente el tráfico por año		
	<u>Año</u>	<u>Año</u>
	1904	1905
	20%	30%
		40% hasta setiembre
7.º) Del tonelaje total, el 50% corresponde a la primera seccion.		
8.º) Personal de la Empresa (término medio diario 1.640).		
	<u>Año</u>	<u>Año</u>
	1904	1905
9.º) Coeficiente de explotacion	40,26%	54,87%

La administracion se ha preocupado de poner al alcance de su personal tanto la formacion de trenes como el aprovechamiento uniforme i regular del equipo. En sus itinerarios para el uso esclusivo de la Empresa se encuentran para este objeto los cuadros 20 a 24 que se insertan mas adelante.

El primero, contiene los elementos de que disponen las estaciones i desvios; la lonjitud de éstos está espresada tomando como unidad los cartos.

El segundo, espresa la fuerza de que dispone la Empresa, da la carga máxima que puede *arrastrar cada locomotora* en las doce secciones en que se ha dividido la via, tomando en cuenta las resistencias de curvas i pendientes.

El tercero, contiene todo el equipo rodante con detalles completos de cada carro i espresa la carga máxima i mínima a que se debe someter; la mínima es para los trenes de subida.



I—FERROCARRIL DE ANTOFAGASTA A BOLIVIA.—ELEMENTOS DE QUE DISPONEN LAS ESTACIONES I DESVÍOS

Distancias Kilométricas desde Antofagasta	ESTACIONES I DESVÍOS	Llamada Telefónica	Capacidad de los desvíos en carros chicos	Servicio de Agua para máquinas (A)	Casa de máquinas (C)	Depósito de carbon (D)	Tornamesa (T)	Romana (R)	Hotel (H)
<b>SECCION CHILENA</b>									
...	<b>Antofagasta</b> .....	A	...	A	C	D	T	R	H
3.732	Desvío Lastré.....	...	29	...	...	...	...	...	...
4.140	Playa Blanca.....	...	...	...	...	...	...	...	...
5.725	» » .....	...	...	...	...	...	...	...	...
10.870	Kilómetro 11.....	...	45	...	...	...	...	...	...
14.000	» 14.....	...	65	A	...	...	...	...	...
20.215	» 20.....	...	18	...	...	...	...	...	...
29.391	Portezuelo.....	B	448	A	...	...	Y	...	...
29.720	Salar .....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
56.010	Kilómetro 56.....	K B	70	A	...	...	...	...	...
70.000	» 70.....	...	26	...	...	...	...	...	...
82.939	Cuevitas .....	D	183	A	...	...	Y	...	H
82.894	Desvío Barnett...	...	28	...	...	...	...	...	...
95.950	Kilómetro 96.....	...	9	...	...	...	...	...	...
103.090	» 104.....	...	39	...	...	...	...	...	...
108.737	Cerrillos .....	E	252	A	...	...	...	...	...
116.452	Kilómetro 117...	...	33	...	...	...	...	...	...
116.692	Riviera.....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
121.851	Cármén Alto.....	C A	48	...	...	...	...	...	...
127.916	Salinas.....	G	137	A	...	...	Y	...	...
127.985	Lastenia.....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
132.976	Kilómetro 133...	...	33	...	...	...	...	...	...
133.216	Ausonia.....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
133.782	Cia. de Salitres...	...	105	...	...	...	...	...	...
134.212	» .....	...	149	...	...	...	...	...	...
136.132	<b>Central</b> .....	J	278	A	C	D	Y	R	...
139.070	Cia. de Salitres...	...	113	...	...	...	...	...	...
143.310	Kilómetro 144...	...	33	...	...	...	...	...	...
143.570	Anita .....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
153.407	Kilómetro 154...	...	30	...	...	...	...	...	...
153.635	Sta. Filomena....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
165.325	Rebosadero .....	...	24	...	...	...	...	...	...
170.377	Sierra Gorda.....	L	247	A	...	D	Y	...	H
204.874	Cerritos Bayos....	C B	38	A	...	...	Y	...	...
238.238	<b>Calama</b> .....	M	635	A	C	D	T	R	H



FERROCARRIL DE ANTOFAGASTA A BOLIVIA.—ELEMENTOS DE QUE DISPONEN  
LAS ESTACIONES I DESVÍOS

Distancias Kilométricas desde Antofagasta	ESTACIONES I DESVÍOS	Llamada Telegráfica	Capacidad de los desvíos en carros chicos	Servicio de Agua para máquinas (A)	Casa de máquinas (C)	Depósito de carbón (D)	Tornamesa (T)	Romana (R)	Hotel (H)
<b>SECCION CHILENA</b>									
239.858	Chorrillos.....	..	Ramal	...	...	...	...	...	...
252.892	Kilómetro 253...	...	16	A	..	...	...	...	...
260.940	<b>Chuquicamata</b> .....	F	58	...	...	...	...	...	...
269.282	Cere.....	...	69	A	...	...	...	...	...
299.217	Conchi.....	O	84	A	...	...	...	...	...
312.238	San Pedro.....	U	76	A	...	...	...	...	H
324.759	Kilómetro 325....	...	...	A	...	...	...	...	...
339.675	Polapi.....	P	53	A	...	...	...	...	...
360.340	Ascotan.....	Q	289	...	C	...	Y	...	...
387.261	Cebollar.....	C L	122	A	...	...	Y	...	...
387.086	Borax Consolida..	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
402.435	Carcote.....	...	76	...	...	...	...	...	...
411.878	Kilómetro 412...	K L	172	...	...	...	Y	...	...
435.150	<b>Ollagüe</b> .....	V	225	A	C	D	Y	...	H
<b>SECCION BOLIVIANA</b>									
469.861	Chiguana.....	X	45	...	...	...	...	...	...
515.804	Julaca.....	Y	115	A	...	...	...	...	...
545.616	Rio Grande.....	R G	47	A	...	...	...	...	...
610.327	<b>Uyuni</b> .....	W	1084	A	C	D	T	R	H
626.258	Desvío La Sal....	...	12	...	...	...	...	...	...
659.357	Chita.....	...	31	A	...	...	...	...	...
686.810	Quehua.....	S	24	...	...	...	...	...	...
715.387	Rio Mulato.....	...	...	A	...	...	Y	...	...
754.960	Tambo Viejo.....	...	10	...	...	...	...	...	...
760.879	Sevaruyo.....	C	43	A	...	...	...	...	H
801.154	Huari.....	...	44	A	...	...	...	...	...
813.257	Challapata.....	C H	143	A	...	D	Y	...	H
850.499	Pazña.....	P Z	51	A	...	...	...	...	...
871.440	Trinacria.....	...	Ramal	...	...	...	...	...	...
876.311	Poopó.....	K	90	...	...	...	Y	R	...
876.410	Alantaña (B. Vista)	...	68	...	...	...	...	...	...
900.147	Machacamarca....	Z	114	A	...	...	...	...	...
924.153	<b>Oruro</b> .....	O R	366	A	C	D	T	R	H
923.824	San José.....	..	Ramal	...	...	...	...	...	...



## 2.—FERROCARRIL DE ANTOFAGASTA A BOLIVIA.—CARGA MÁXIMA DE LOS TRENES EN TONELADAS METRICAS

NUMERACION DE LAS LOCOMOTORAS	DESCRIPCION	SECCION CHILENA										Seccion Boliviana	
		Antofagasta a Portezuelo	Portezuelo a Sierra Gorda	Sierra Gorda a C. Bayos	C. Bayos a Calama	Calama a Conchi	Conchi a Ascotan	Ascotan a Kilóm. 412	Kilóm. 412 a Ollagüe	Kilóm. 412 a Ascotan	Ollagüe a Uyuni	Uyuni a Oruro	
5-6	Carga	60	105	65	130	75	65	110	180	110	180	160	
9-10	"	60	105	65	130	75	65	110	180	110	180	160	
13-21	"	60	105	65	130	75	65	110	180	110	180	160	
22-24	Maniobras	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
25	"	50	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
26	"	60	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
27	"	50	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
28-29	"	60	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
30-31	"	70	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
33	Inspeccion	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
34-37	Pasajeros	50	100	65	110	65	55	100	180	100	180	140	
38-39	"	70	140	75	150	85	75	140	220	140	220	175	
41-54	Carga	80	160	90	180	100	90	180	260	180	260	180	
57	"	110	..	..	..	..	..	..	..	..	..	..	
58-74	"	110	220	130	260	130	110	220	300	220	300	270	



3.—TREN RODANTE

*Vehículos de pasajeros*

Descripcion	Serie	Numeracion	Ejes	Tara	Capacidad	Existencia
				kg.		
Reservados.....		1	4	11.500		1
» .....		2	4	8.150		1
» .....		3	2	4.775		1
» .....		4 i 5	4	8.700		2
Dormitorios.....		11 i 13	4	9.700	4 camas 8 asnts	2
» .....		12	4	12.750	10 » 20 asnts	1
Coches. 1. <sup>a</sup> clase.		21 i 25	4	11.100	34 asientos	5
Coches, 2. <sup>a</sup> clase.		31 i 34	3	6.300	29 »	4
Coches, 2. <sup>a</sup> clase.		35 i 43	4	9.600	50 »	9
Coches mistos...		51 i 52	4	11.100	14 de 1. <sup>a</sup> 26 de 2. <sup>a</sup>	2

*Vehículos de equipajes i encomiendas*

Descripcion	Serie	Numeracion	Ejes	Tara	Capacidad	Existencia
				kg.	kg.	
Equipjs. (correo)		61-67	4	7 500	16 000	7
» .....	A E	68-69	4	7 600	16 000	2
» .....		81-83	3	5 900	12 000	3
Correo.....		91-92	2	3 700	7 000	2
Encomiendas ...		71-76	4	7 600	16 000	6

*Vehículos de servicio de la Empresa*

Grúa rodante....		1	2	10.150	5.000 kg. (fza.)	1
Estanques » ...		1-20	4	8.900	17.000 litros	20
» » ...		21-36	3	5.000	9.600 »	16
» » ...		37-40	2	2.900	4.000 »	4
Auxilio (tracn.)		1	2	3.700	7.000 kg.	1
Areneros » ...		1-2	3	4.400	16.000 »	2
Basureros » ...		1-2	4	5.600	16.000 »	2



## Vehículos de carga

Descripción	Serie	Numeración	Ejes	Tara	Capacidad		Existencia
					Mínima	Máxima	
				kg.	kg.	kg.	
Bodegas.....	A	1-12	3	5.900	8.000	12.000	12
» .....	B	1-39	4	7.700	10.000	12.000	39
» .....	C	1-113	4	7.600	10.000	16.000	113
» .....	H	1-36	4	7.600	9.000	16.000	36
» .....	L	1-50	4	7.300	11.000	20.000	50
» .....	G	1-17	2	3.700	5.000	7.000	17
Polvoreros.....		1-6	2	3.400	6.000	7.000	6
» .....		7-10	4	8.200	11.000	16.000	4
Góndolas .....	D	1-12	4	7.400	10.000	16.000	12
» .....	J	1-79	4	6.400	9.000	16.000	79
» .....	K	1-130	4	6.200	10.000	20.000	130
» .....	R	1-95	4	7.200	10.000	16.000	95

Descripción	Serie	Numeración	Ejes	Tara	Capacidad		Existencia
					Mínima	Máxima	
				kg.	kg.	kg.	
Cajones chicos...	B M	1-100	2	2.900	6.000	7.000	100
» .....	P	1-150	2	3.100	5.000	7.000	150
» .....	S	1-97	2	2.700	5.000	7.000	97
» .....		1-743	2	2.500	4.000	5.000	743
Planos.....	E	1-10	4	6.000	8.000	12.000	10
» .....	M	1-58	4	6.000	8.000	16.000	58
» .....	T	1-20	4	6.400	10.000	20.000	20
» .....	T	21-30	4	5.600	10.000	20.000	10
» .....	Z	1-26	3	3.400	5.000	12.000	26
» (patio)....		1-29	4	4.200		8.000	29
» » .....		30-79	3	3.400		12.000	50

La capacidad mínima se admitirá para subida solamente.

Las bodegas de equipaje A E tienen compartimento para dos animales de silla.

Los planos *Patios* son destinados exclusivamente al servicio de embarques i desembarques por los muelles del Ferrocarril.



Con estos tres cuadros, un estraño a la Empresa puede formar trenes en cualquier trozo de la via sin forzar ni perder fuerza de la locomotora de que disponga.

Los Ferrocarriles del Estado sufren constantemente las consecuencias por falta de estudio de su equipo (elemental en una administracion de ferrocarriles), las locomotoras o están sobrecargadas de modo que en el trayecto se desorganizan sus trenes, o marchan con carga inferior al poder de arrastre, lo que se traduce en un pésimo servicio.

Es sensible que una administracion tan bien organizada ponga dificultades a la movilizacion de carga en el puerto de Antofagasta. Los carros del ferrocarril no llegan sino al muelle que posee el ferrocarril, escluyéndose este servicio de una manera odiosa para los intereses particulares con respecto a los muelles de su propiedad. Aquí debe recibirse la carga en carros Decauville, despues se transporta a la estacion, donde se trasborda a los carros de la Empresa. Si el muelle del ferrocarril tuviera mayor capacidad, no seria de estrañar este proceder, pero, como no es el caso, la conducta del jerente de la Empresa importa una arbitrariedad insoportable i perjudicial.

En setiembre del año pasado llegaron las cosas a tal extremo, que los representantes de fuertes compañías salitreras se trasladaron a Santiago para jestionar con el Supremo Gobierno medidas tendentes a normalizar este asunto i tratar de arbitrar medios para que la Empresa hiciera pasar sus trenes hasta los muelles particulares. Llegaron los jectores hasta ofrecer fondos al Gobierno para la espropiacion de un ferrocarril, que se proponia la explotacion de los intereses particulares.

Muchos recuerdan que en la última visita que hizo el Excmo. señor Montt a Antofagasta, pronunció en la inauguracion del ramal a Mejillones una frase que traducía fielmente las aspiraciones del público. Dijo, entre otras cosas, que la enerjía gastada por la Empresa necesitaba como complemento indispensable que los trenes de la Empresa pasaran hasta los muelles particulares. Puede decirse que en esta frase pueden por el momento condensarse las aspiraciones del comercio: «que se obligue a la Empresa a llevar sus carros hasta los muelles particulares».

Dificultades i trabas de otra índole tampoco faltan i en esto caminan paralelamente todos nuestros ferrocarriles particulares, desde el ferrocarril de Arauco hasta los de Copiapó i Taltal, para no nombrar otros.

Podría ser tema para otro artículo el enumerar los defectos debidos, en primer lugar, a la tendencia de atender los intereses particulares de los accionistas i sacar buenos dividendos. El monopolio ha permitido desgraciadamente hasta ahora que se hostilice al público o a determinadas empresas por parte de los ferrocarriles particulares.

La prensa local registra diariamente hechos concretos censurables de las diferentes empresas i se hace necesario una buena i enérjica fiscalizacion. La influencia de los representantes i abogados que en Santiago tienen las empresas, importan dificultades que ha entrabado hasta ahora, siempre con éxito, toda jestion encaminada a enmendar los males anotados, que redundan en perjuicio




del público, el que no tiene otro camino que soportar, aunque sea protestando los abusos de diversa índole.

En otro artículo estudiaremos el régimen interno i la administracion de la Empresa.

EHLERS I LANAS,  
ingenieros.

---



---

## La teoría iónica

---

La rápida evolucion que experimentan las doctrinas científicas, aparece en el momento actual como una lei con todas sus características; i si esto se hace sentir en todas las ciencias, en la química es mas acentuado i de mas trascendencia que en sus gemelas, la física i la mecánica, que ya han experimentado una profunda trasformacion.

Hoi día aquella ciencia pasa, como las dos anteriores ya lo han hecho, de puramente descriptiva a racional; i avanzando siempre en la interpretacion científica de los fenómenos, reúne i conexas los hechos particulares i permite fijarlos i aplicarlos con mayor exactitud i facilidad.

Por eso ha dicho mui bien el célebre Van t'Hoff que la característica de esta evolucion en la ciencia química «no es el empleo de un nuevo aparato o de un nuevo método, sino el establecimiento de principios jenerales que fecundan la ciencia toda i que serán el punto de partida del desarrollo futuro de la química»

I esta trasformacion que sufren las doctrinas químicas repercute, por decirlo así, en todos los ramos del saber i del esfuerzo humano; la mejor interpretacion de los fenómenos químicos, el conocimiento de las leyes que los rijen, ha contribuido i contribuye poderosamente al desarrollo de la industria en jeneral, a la química i metalurjia en especial, a la jeolojía, a la biolojía, a la farmacolojía; i no falta mas de una Escuela que del estudio atento de los fenómenos químico-físicos i de sus leyes, pretenda encontrar el verdadero camino para la resolucion de los problemas de la ciencia social.

Largo, mui largo, sería dar a conocer en detalle todas las conquistas realizadas, todos los prejuicios desvanecidos i los nuevos caminos abiertos a los espíritus investigadores. Nuestro propósito es esponer una parte solo de estas conquistas; la que por su enorme importancia i grande aplicacion, ha dejado de ser el privilejio de los sabios para ir a fecundar el trabajo de los industriales i para orientar la enseñanza por nuevas vías, cada vez mas fructíferas.

La hipótesis sobre la estructura de la materia conocida con el nombre de atómica-molecular, que consiste en admitir que la materia se encuentra constituida por partículas pequeñísimas denominadas moléculas, i éstas, a su vez, por otros



llamados átomos, se ha cimentado de tal modo que muchos físicos piden para ella un lugar entre los principios científicos, no discutibles; admitida universalmente la existencia de los átomos, los químicos, mediante ingeniosos procedimientos i por un estudio profundo de las propiedades de los diversos cuerpos, han podido establecer no solo las relaciones que entre los diversos átomos existen, sino su posición relativa en la molécula i el papel que cada uno de ellos desempeña en su formación. Sin embargo, aun espera la química al nuevo Newton que venga a descubrir las leyes en virtud de las cuales los átomos se mantienen unidos en su constelación, la molécula, formando un conjunto armonioso i completo.

En estos últimos años se ha dado un paso adelante en esta senda aun inexplorada, mediante la introducción de la noción de cargas eléctricas que rodearan a los átomos; en una palabra, con la introducción de la noción del «electron». Así, para mi profesor, Juan Penin, los átomos no son sino sistemas solares en miniatura, en los cuales, corpúsculos cargados de electricidad negativa, jiran como los planetas alrededor de los átomos, relativamente grandes i cargados de electricidad positiva; la diferencia de propiedades entre los diferentes cuerpos, el cobre del ázoe, por ejemplo, provendría del número de corpúsculos que acompañan a los átomos, de su velocidad, etc.; esta hipótesis no es sino la jeneralización del principio de la gravitación universal, hasta el mas pequeño estado de la materia.

I si poco conocemos de los átomos, no conocemos mas de las moléculas, nos las imaginamos como un edificio, en que los átomos ocupan posiciones fijas posiciones de las cuales dependen muchas propiedades del cuerpo.

Mediante consideraciones puramente físicas, tenemos una idea aproximada de sus dimensiones; según los cálculos de Stoney, hoy jeneralmente admitidos, en un centímetro cúbico de materia existen ( $6 \times 10^{21}$ ), 6 seguido de 21 ceros de moléculas, i sus dimensiones, puede fácilmente imaginarse, escapan a nuestros actuales medios de mensura e investigación; los últimos trabajos sobre «ultra-microscopía» nos han permitido, sin embargo, apreciar los aglomerados de moléculas en sustancias en que éstas son relativamente grandes, como sucede con el almidón, peptonas, etc.

A la teoría atómica-molecular se le debe en gran parte el desarrollo alcanzado por la química orgánica o de los compuestos del carbono; ella ha sido la que, mediante el admirable lenguaje de las fórmulas de estructuras, ha permitido a los químicos el poder clasificar las diversas sustancias, deducir sus propiedades, i lo que es aun mas maravilloso, anunciar la existencia de nuevos compuestos, que mas tarde han sido aislados i preparados.

Tan importante o mas quizás que la que acabamos rápidamente de dar a conocer, es otra teoría que hoy evoluciona los estudios químicos.

Aunque al principio fué recibida con desconfianza, hoy día atrae casi todas las inteligencias, por su unidad i su exactitud: me refiero a la teoría de la disociación electrolítica o TEORÍA IÓNICA, objeto principal de esta conferencia.

---



Sabemos que los cuerpos sólidos pasan de este estado al líquido mediante dos procedimientos: por fusion, que puede ser ígnea acuosa, i por disolucion. Se entiende por disolucion el paso de sólido a líquido, mediante la accion de otro líquido que toma el nombre de disolvente; este es un fenómeno universalmente conocido: el azúcar se disuelve en el agua formando una mezcla, «un misto», perfectamente homogéneo, que no es azúcar ni agua, pero que participa de las propiedades de los dos cuerpos.

En una disolucion se puede separar siempre el sólido del líquido por medios puramente físicos, como ser: una destilacion, una cristalizacion, etc.

Los cuerpos gaseosos tambien se disuelven en los líquidos i los líquidos se mezclan entre sí; todas estas diversas formas de disolucion tienen propiedades semejantes i por eso se las caracteriza con el nombre jenérico de *disoluciones*.

En la disolucion, el cuerpo disuelto, el azúcar, se encuentra en estado *potencial*, pero en estado actual, segun lo ha demostrado el físico Duhén. El mecanismo de la disolucion parece ser una absorcion de las moléculas de un cuerpo por las moléculas del otro; del cuerpo disuelto por el disolvente, sin que ellas se destruyan; formado un «misto» perfectamente homogéneo, en que las pequeñas partículas acusarán las mismas propiedades del conjunto.

Las disoluciones presentan propiedades sumamente curiosas, de tal modo que estudiadas con detenimiento, el fenómeno de su formacion clasificado primero como puramente físico, ha sido considerado en los últimos años como una modificacion químico-física, i por lo tanto, un fenómeno reversible.

Por el solo hecho de disolver un líquido otro cuerpo cualquiera, cambiamos completamente las propiedades del disolvente puro; así, si conjelamos o hacemos hervir el disolvente puro i anotamos su punto de conjelacion i de ebullicion, veremos que son diversos cuando tiene disuelta una sustancia; el punto de conjelacion es siempre inferior; el punto de ebullicion es siempre superior. Estos hechos han sido espresados por Blagden en (1778) en la lei que lleva su nombre diciendo: «que el descenso del punto de conjelacion i el ascenso del punto de ebullicion en una disolucion i respecto al disolvente puro, es proporcional a la concentracion, o sea al peso de la sustancia estraña disuelta en un volúmen determinado del líquido».

Esta lei tiene su verificacion en la práctica diaria; el agua dulce se hiela en invierno mucho mas lijero que las aguas de los pantanos cargados de sal marina que se forman a orillas de algunos mares; i esta lei esplica, asimismo, la propiedad de las plantas de no conjelarse cuando el terreno que las rodea lo está, pues su *savia* es un líquido cargado de sales.

Otra de las propiedades, quizas la mas característica de las propiedades de las disoluciones, es la presion que ellas ejercen sobre el disolvente puro i que no es mas que una fuerza atractiva que tiene por efecto mantener al cuerpo estraño en disolucion, se la conoce con el nombre de fuerza osmótica i se mide por la presion osmótica; es esta presion la que permite a la célula vegetal, cuando está viva, el dejar introducir en su interior cantidades nuevas de agua, sin que las sustancias minerales disueltas en su interior se escapen hácia el exterior. El primero que señaló esta propiedad fué el botánico Pfeffer.



De los estudios de Pfeffer i de los suyos propios, pudo Van t' Hoff establecer el verdadero papel desempeñado en las disoluciones por la presión osmótica. Las moléculas del cuerpo en disolución se esparcen por el líquido, circulan, golpean las paredes del recipiente que contiene al disolvente, ejercen sobre éste una presión que es exactamente igual a la que ejercían dichas moléculas si se encontraran en estado gaseoso sobre el vaso que las encierra.

Van t' Hoff espresó estos hechos con la lei que lleva su nombre diciendo: "que la presión ejercida es proporcional a la cantidad del cuerpo disuelto" i jeneralizando la hipótesis de Arogadro "que dos disoluciones que tenían la misma presión osmótica encerraban el mismo número de moléculas o sea que ámbas disoluciones eran *equi-moleculares*."

Una serie de experiencias posteriores sobre el punto de congelación i ebullición de las disoluciones, estudios debidos a Despretz, Rosetti, Rudoff, Rault, etc., i sobre las presiones osmóticas de Van t' Hoff i Arrhenius vinieron a demostrar que las leyes establecidas no se cumplían en todos los casos; solo eran exactas en determinadas condiciones, lo que hizo que las disoluciones fueran clasificadas en dos especies:

Las *verdaderas disoluciones* que seguían las leyes de Blagden i Van t' Hoff i las *pseudo-disoluciones* que hacían excepción a las mismas leyes.

El célebre profesor Svants Arrhenius de la Universidad de Upsala, fué el primero que estableció la diferencia esencial entre las disoluciones i las pseudo-disoluciones. Notó dicho profesor que todas las pseudo-disoluciones eran relativamente buenas conductoras de la electricidad, es decir, dejaban pasar la corriente eléctrica a través de su masa, en tanto que las disoluciones que obedecían a las leyes ya citadas, no lo hacían; además, analizando las diversas otras propiedades, notó que las pseudo-disoluciones ejercían influencias sobre el punto de congelación, sobre el de ebullición i que tenían una presión osmótica mayor que la que les correspondía.

Estos hechos le llevaron a la convicción de que en las pseudo-soluciones se verificaba un fenómeno especial que trataremos de esponer.

Ciertos cuerpos, los disolventes puros, por ejemplo, el agua, el gas clorhídrico líquido i otros, no conducen la electricidad; si a una cantidad de agua pura agregamos una sustancia tal como el azúcar, la cual forma una disolución de las llamadas verdaderas, veremos que tampoco acusa el galvanómetro el paso de la corriente si se hace obrar una presión eléctrica sobre dos electrodos sumergidos en la solución; pero si en vez de azúcar agregamos una cuantas partículas de cloruro de potasio, (Kce), veremos que poco a poco, a medida que las partículas se van disolviendo en la seno del líquido, la corriente va pasando mas fácilmente, lo que notaremos por las mayores desviaciones de la aguja galvanométrica, la disolución formada por el cloruro de potasio en el agua es de las conocidas como pseudo-disoluciones i como conductora de la corriente eléctrica.

A medida que agregamos mayores cantidades de Kce, la corriente atravesará mas fácilmente el seno de la disolución; pero llegará un instante en que aunque agreguemos nuevas cantidades de cloruro de potasio, la corriente no pasará mejor; la aguja del galvanómetro nos lo indicará permaneciendo inmóvil. Si al llegar



a este punto en vez de aumentar la concentracion de la disolucion, aumentamos su volúmen de agua, i por lo tanto disminuimos su concentracion, veremos que la conductibilidad de la masa líquida aumenta. Estos hechos prueban bien claramente que la conductibilidad de una masa líquida no depende del disolvente, pues éste no conduce; no depende de la cantidad del cuerpo disuelto, pues a pesar de aumentar, la concentracion la conductibilidad permanece estacionaria, la conductibilidad debe ser necesariamente producida por otras causas que no son las apuntadas.

Con el fin de dar una explicacion racional de estos hechos i explicar al mismo tiempo las demas anomalías que presentan las pseudo-disoluciones, formuló Arrhenius en 1887 la teoría que se conoce con el nombre de teoría iónica, o de la disociacion electrolítica, teoría que, como lo hace notar mui justamente Max Roloff, "no se debió a la fantasía de un sabio, sino a medio siglo de trabajos e investigaciones".

Supone Arrhenius que, al disolver un cuerpo sólido en un líquido, la disolucion resultante deja pasar fácilmente la corriente eléctrica i se produce un desdoblamiento de las moléculas del cuerpo sólido; se disocian en dos partes que toman el nombre de *iones*; los iones no son, pues, sino grupos o fracciones de moléculas estables o no, que solo pueden existir en el seno de la masa líquida, i dotadas de poderosas cargas eléctricas.

Se puede fácilmente demostrar la existencia de los iones en el seno de una disolucion. Bastará para ello unir dos vasos por medio de un sifon i llevarlos con una disolucion de cloruro de potasio; colocando despues los vasos en un campo magnético suficiente, los iones se orientaron, segun sus cargas eléctricas; en un vaso se encontrarán mayor número de iones potasio K i en otro vaso mayor número de iones cloro que los colocados en la disolucion, lo cual solo es esplicable por haber pasado en los dos sentidos a traves del sifon i de haberse dispuesto segun sus cargas eléctricas. Como se comprende, los iones no los podemos separar de la masa líquida; solo podemos observar los fenómenos que ellos producen. Los iones se orientan en un campo magnético, segun sus cargas eléctricas i de este fenómeno se ha partido para clasificarlos en ion positivo o ion anódico i con negativo o ion catódico. Pero no todos los disolventes tienen la propiedad de disociar, de ionizar; el agua pura es el mejor de entre ellos i los disolventes orgánicos, como el alcohol, la bencina etc., carecen completamente de esta propiedad.

Los estudios de conductibilidad eléctrica han demostrado que la ionizacion no solo depende de la naturaleza del disolvente, sino del cuerpo disuelto, de la temperatura i de la concentracion del líquido.

La disociacion es total, es decir, todas las moléculas disueltas se encuentran desdobladas cuando la disolucion es de una concentracion mui débil; así, el cloruro de potasio, Kce, presenta su máximum de ionizacion cuando 74,5 grms. se encuentran disueltos en 10.000 litros de agua; la temperatura favorece en jeneral la disociacion; a temperaturas elevadas los iones aumentan i sus velocidades de traslacion en la masa líquida tambien aumentan; los cuerpos que se ionizan mas fácilmente son los ácidos i los gases fuertes i sus sales; los cuerpos orgánicos complejos, como el azúcar, la úrea, no lo hacen.



En toda disolucion no suficientemente diluida para que exista una disociacion completa i que sea capaz de dejar pasar la corriente eléctrica, habrán tres clases de elementos: las moléculas neutras no disociadas, los iones positivos i los negativos, existiendo entre estos tres factores un equilibrio que se modifica con la temperatura i con la concentracion. I si la concentracion es tan pequeña que todas las moléculas se encuentran disociadas, tendremos un equilibrio estable, que se traducirá por una constante, constante de disociacion, que nos medirá exactamente la fuerza que los químicos conocen con el nombre de *afinidad*, fuerza cuya naturaleza íntima i cuyas leyes exactas aun ignoramos.

No ha sido aceptada esta teoría sin algunas discusiones i sin que muchos espíritus demasiado conservadores se negasen a admitir ese nuevo elemento que se introducía en el estudio de la ciencia química: la carga eléctrica. Una de las objeciones mas jenerales hechas por algunos químicos ha sido la de ver los átomos de potasio circular libremente en un medio acuoso sin producir la accion intensa que determina un fragmento de potasio en agua; pero el ion  $K$  es mui diverso del potasio que nosotros conocemos solo en estado molecular,  $K^2$ ; ignoramos aun las propiedades del átomo  $K$ ; mas aun, las moléculas del metal sólido están en un estado diverso de los iones potasio, éstos se encuentran dotados de poderosas cargas eléctricas que les comunican propiedades i capacidades de reaccion mui diferentes de los que tienen las moléculas materiales.

La teoría que acabamos de esponer ha hecho dar a la ciencia química un paso jigantesco en su constante evolucion; esplica satisfactoriamente todas las anomalías encontradas en las disoluciones, pues es claro que siendo mayor el número de elementos capaces de obrar, las presiones por ellos ejercidas, serán tambien mayores; lo mismo sucede en los puntos de conjelacion i ebullicion.

Pero no es éste el solo mérito de la teoría; todas las acciones químicas, i por consiguiente, todas las propiedades de las sustancias que disueltas dejan pasar la corriente eléctrica, són esclusivamente debidas a los iones formados.

En esta teoría, la electro-química ha encontrado el guia mas seguro i mas eficaz para dar cumplida esplicacion de todos los fenómenos, algunos tan complejos, que se verifican al paso de las corrientes eléctricas por las disoluciones.

El antiguo criterio de que la electricidad al atravesar una disolucion la descomponia, la disociaba, ha debido ser modificado; los elementos existen disociados en el líquido ántes del paso de la corriente; ésta los atrae i los hace perder las cargas eléctricas que los acompañan, poniendo en evidencia sus propiedades naturales.

La corriente eléctrica es conducida de un polo a otro, de un electrodo a otro a traves del electrolito por medio de los iones, i es fácil demostrar que son los iones los que sirven al paso de la corriente, mediante una esperiencia debida a Lodge. En un tubo en U colocamos en el fondo una disolucion de permanganato de  $K$ ,  $KMnO_4$  de que hemos hecho mui densa, agregando otras sustancias, tales como úrea o ácido bórico i en las dos ramas una disolucion que tenga la misma conductibilidad eléctrica de nitrato de potasio  $KNO_3$ ; segun lo ha demostrado Hittorf, los iones  $K$  i los  $NO_3$ ,  $MNO_4$  servirán de vehiculos a la corriente i nosotros



veremos a estos últimos que no ascienden poco a poco por una de las ramas del tubo, la que corresponde al polo positivo o anodo.

Fuera de haber dado unidad i nitidez al estudio de la electro-química, la teoría iónica ha revolucionado la química-analítica. En manos del profesor Oswald, a quien se le deben los mas grandes esfuerzos para introducirla en los estudios químicos, es la teoría iónica la que ha demostrado que todas las reacciones analíticas son reacciones entre los iones i que la propiedad de precipitar de un cuerpo no es sino del ion.

Así, cuando agregamos a una disolucion de cloruro de potasio nitrato de plata, no obtendremos lo mismo si agregamos nitrato de plata a una disolucion de perclorato de potasio de cloral, etc. a pesar de existir en su molécula el cloro, Oswald ha probado así que el cloro precipita solo cuando encuentra al estado de ion, caso que no sucede en el cloral o perclorato de potasio, en que el cloro entra en un ion complejo que tiene sus propiedades diferentes del ion cloro simple.

Es ella ademas la que ha permitido a Kaulvauch demostrar que la mayoría de los cuerpos que llamamos insolubles son en realidad solamente sustancias poco solubles, así el cloruro de plata se disuelve 1.7 miligramos por litro.

El gusto i el color de las disoluciones es tambien una propiedad de los iones, los ácidos deben su gusto especial al ion hidrógeno; es el ion sodio el que da el gusto especial a las disoluciones de cloruro de sodio. El color de las disoluciones es tambien una propiedad de los iones, el ion cobre es azul, el ion cobalto es rosado, así una disolucion de cloruro de cobre mui concentrada o en alcohol tendrá el color de la molécula neutra: será verde, pero bastará agregar un poco de agua para hacerla pasar a azul, debido a los iones de cobre, pues los cloros son incoloros; las disoluciones concentradas o alcohólicas de cloruro de cobalto son azules, las disoluciones diluidas.

Si las acciones químicas i físicas de las disoluciones dependen solo de los iones en ellos encerrados, otro tanto deberá suceder con las propiedades tóxicas, anticépticas o medicamentosas.

En efecto, Paul i Kronig han demostrado que la accion bactericida de las sales de mercurio varía con el número de iones activos, Leduc ha hecho ver que muchas personas que absorben sustancias tóxicas en grandes cantidades, no sufren accidentes ni tóxicos, ni cáusticos por la poca cantidad de iones activos formados. Los iones en su estado enerjístico particular, hacen un papel importantísimo en la accion de las sustancias medicamentosas, de tal modo que se puede hoy decir sin ser por eso una exajeracion, que el conocimiento de la naturaleza, iónica de las acciones medicamentosas es indispensable al médico; i delante de la teoría iónica se abre hoy un dominio inmenso no solamente en la química sino tambien en la Biología entera.

Ella permite, ademas, unir los fenómenos químicos con los eléctricos, estudiarlos con el mismo criterio, i de los eléctricos pasar a los luminosos i demas que provienen de la trasformacion constante de la enerjía dando así a la ciencia todo un conjunto mas i mas armonioso. Por eso los embates de Kahleberg en Alemania i de Chesneau i los termo-quimistas en Francia, solo han servido para demos-



trar que la hipótesis de Arrhenius es susceptible de explicar los fenómenos bien diferentes i que su unidad i jeneralidad son excesivamente considerables.

Es posible, sí, que a medida que los progresos de la ciencia descubran nuevos velos i sea necesario agregar a ella hipótesis secundarias, que vendrán a trastornarla o modificarla completamente, pero es esto un fenómeno bien jeneral, las teorías se suceden despues de haber servido un tiempo mas o ménos largo de poderoso instrumento de criterio e investigacion; las doctrinas conocen tambien los dias de gloria i de decadencia.

Pero por hoi es ella el mas poderoso guía en el dédalo inmenso de los fenómenos químico-físicos i es a ella por lo tanto a quien debemos acojernos.

Santiago, julio 24 de 1907.

BELISARIO DIAZ OSSA



## La precision del resultado de la determinacion de la lei de un cuerpo en los minerales

La determinacion de la lei de un cuerpo en un mineral u otra sustancia cualquiera se divide en dos operaciones: la toma de la muestra i la ejecucion del ensaye.

La primera es particularmente importante cuando se trata de mezclas heterojéneas de cuerpos como los minerales, i cuando se desea obtener una muestra que satisfaga ciertas condiciones, como sucede jeneralmente cuando se quiere representar un comun o promedio.

En este caso la operacion de tomar la muestra tiene la misma importancia que la ejecucion del dosaje, para la exactitud del resultado que se tiene en vista.

Jeneralmente no se da a esta operacion toda su importancia.

Es inútil tratar de hacer un ensaye con gran exactitud si la muestra no ha sido tomada con cuidado especial: la exactitud de aquél se pierde ante el error que lleva envuelta ésta.

Se deberá ser igualmente exigente en la ejecucion de las dos operaciones i tener cuidado de no incurrir en el error bien comun de culpar a los ensayadores de diferencia en los resultados de los ensayes de dos muestras de una misma materia, sin averiguar si han sido tomadas con una misma exactitud.

Es bastante difícil obtener muestras exactas de minerales. Prueba de ello es la diverjencia de los resultados de ensayes practicados en dos muestras distintas de un mismo mineral.

Respecto al resultado de la determinacion de la lei, hai que hacer notar que en jeneral, debe espresarse con una aproximacion máxima de décimos por ciento, no porque no sea útil una mayor exactitud, sino porque las condiciones en que se ejecutan estas operaciones están distantes de permitir alcanzar un límite mas exacto.



Son tres las causas principales que se oponen a la obtencion de un resultado mas preciso; ellas residen en la toma de la muestra, en la ejecucion del ensaye i en la determinacion de la humedad.

Ya hemos observado la dificultad que hai en tomar una muestra exacta.

La operacion del ensaye en jeneral no permite tampoco mayor exactitud, debido a las pérdidas o aumentos mecánicos producidos en la manipulacion (p. ej. una filtracion seguida de un mal lavado equivale a una pérdida para la sustancia que pasa por el filtro i a un aumento para la que queda sobre él).

Los errores cometidos así sobre las cantidades de materia tomadas comunmente en los ensayes son del orden de los décimos por ciento. Así, procediendo sobre un gramo, la pérdida de un milígramo equivale a la de 0,1 %.

A mas de esta causa de error suele haber otra en el ensaye: el error inherente al método, que siendo sistemático influye siempre en un solo sentido.

La tercera causa de error a que me he referido es la proveniente de la humedad en la sustancia que, en jeneral, no se determina o se determina mal. Para hacer ver su influencia basta poner un ejemplo: se ha tomado para el ensaye 1 gramo de materia sin secar (como se hace comunmente) en que la humedad alcanza a 0,5 % i cuya lei en cierto cuerpo ha resultado igual a 30%. Como en realidad no se ha procedido sobre 1 gramo de materia (sin agua), sino sobre 0,995 gramos, la lei verdadera es de 30,1 %, o un poco mas

Se presta tambien a dudas saber si se debe proceder sobre la materia con la humedad o sin ella. Es este un punto que depende del objeto del ensaye. Si es el de cubicar un depósito mineral, por ejemplo, deberá emplearse la muestra con la humedad que tiene el mineral en el depósito, operacion difícil de hacer con exactitud.

Supongo, por ejemplo, el caso de tener que cubicar un depósito de boratos o de salitre, que tienen una cantidad de humedad variable. Será un error proceder al ensaye sobre una muestra secada a 120° C., por ejemplo; tambien será erróneo hacer el ensaye sobre la muestra sin secar, sobre todo si han pasado dias despues de haber sido tomada i si ha sido llevada a partes con climas mas húmedos (caliche de las pampas, ensayado en los puertos).

En cuanto al ensaye de sustancias que, como el oro i la plata en jeneral, se encuentran en proporciones mui pequeñas, del orden de los diez milésimos o cien milésimos, el error de pérdidas o aumentos cometido en el ensaye influye tan poco que es posible dar resultados con una aproximacion de ese orden. En este caso se está obligado a proceder a ensayar cantidades de materia mucho mayores, de 10 a 50 gramos, i una pérdida de 1 a 2 centígramos, que equivale a dedécimos por ciento del total de la materia que se ensaya, lleva consigo solo una pérdida de plata u oro del orden de los diez milésimos o cien milésimos de esta cantidad, resultando que la pérdida correspondiente al total de materia que se ensaya es del orden del cuadrado de los diez milésimos o cien milésimos.

La influencia de la mala determinacion de la humedad i de la mala obtencion de la muestra se atenúa en el mismo grado por la razon anterior.

Hai químicos i ensayadores que sin preocuparse de pensar si los métodos de ensaye son exactos o del objeto del ensaye, o que apoyándose en el hecho de




que obtienen resultados iguales con precision de centésimos por ciento en experiencias consecutivas efectuadas valiéndose de un mismo método, pretenden dar sus resultados como exactos hasta ese límite, sin fijarse en el error innato del método. Bastaría que aplicaran otro procedimiento de ensaye para comprobar una diferencia en sus resultados: Es la falta de buen criterio científico i de poco sentido práctico.

Existen causas de error que en ciertos casos obligan a no dar resultados con una aproximacion indiferente, i se puede notar la íntima relacion que a veces hai entre las causas de error citadas i el resultado del ensaye.

La pretension ridícula de dar resultados con una exactitud de centésimos por ciento, no es, pues, mui bien fundada, i se deberia estar bien satisfecho al poder asegurar la exactitud de los décimos.

F. A. SUNDT,  
Injeniero de Minas.

---



## La planta de trasmision hidro-eléctrica mas alta del mundo

LAS MINAS DE PLATA DE CAYLLOMA, PERÚ

Las conocidas i antiguas minas de plata de Caylloma, Perú, que fueron trabajadas por los españoles en los siglos XVI i XVII, i probablemente ántes por los incas, van a ser de nuevo esplotadas por la «Sociedad Esplotadora de Caylloma», de Valparaiso, Chile. Estas minas han tenido una historia variada e interesante. Trabajadas por los españoles luego despues de haber ocupado ese pais, se supone que han provisto una gran cantidad del tesoro de plata que capturó Drake en su conocido viaje al rededor del mundo. Se puede tener una idea de su riqueza por el hecho de que un quinto de la cantidad total perteneciente al rei de España, llegaba a muchos millones de onzas. Las minas se trabajaron continuamente por los españoles hasta que fueron espulsados por los revolucionarios durante la guerra de la independenciam en 1821. Los antiguos trabajos han alcanzado a una profundidad alrededor de 120 metros, i entre ellos se han descubierto aposentos que probablemente sirvieron como capillas.

Los indios eran obligados por sus amos los españoles a desaguar las minas sacando el agua en capachos de cuero que llevaban en sus espaldas. Los pedañes por los cuales estos antiguos obreros subian, están casi destruidos por los desnudos piés de estos infortunados, debido a los numerosos viajes que eran obligados a hacer luchando contra la siempre creciente cantidad de agua.

La altura de las minas varía entre 4.200 i 5.200 metros sobre el nivel del mar, estando los trabajos superiores algunos centenares de metros mas altos que el Monte Blanco, i un trabajo en tales condiciones, como lo ha descrito Darwin, era una sentencia de muerte, i no hai duda que esta fué una de las causas principales del esterminio real de la raza inca.



Se puede tener una idea de las condiciones del trabajo a esta altura, tomando en cuenta que la presión atmosférica es de 4570 ms., el agua hierve a los 14 grados menos que la temperatura normal; hiela cada noche del año, siendo la temperatura mínima—20°C, mientras que la temperatura media del día debida al calor tropical del sol, se parece a la de una primavera inglesa.

Las minas están situadas en la línea divisoria de las aguas de los Andes, porque dentro de 5 kilómetros de ella un río corre al Pacífico i otro (el Amazonas) corre hacia el Atlántico.

Se llega a las minas en dos días de camino a mula, jornada de 190 kilómetros desde la línea principal de ferrocarril que corre, via Arequipa i Puno, a Bolivia. Este camino no es mas que un sendero, i en su punto mas alto llega a la altura de 5.500 metros. Esto obliga a llevar todas las mercaderías i útiles en mulas o llamas. El poder de transporte de la llama está limitado a 46 kgs., mientras que el de la mula cerca de 160 kgs. para un animal ordinario, aunque mulas muy resistentes han subido piezas que pesaban 230 kgs.

Todos allí, por supuesto, pueden viajar desde la infancia, i hai naturales tan acostumbrados que son capaces de hacer esta jornada de 190 kilómetros en una mula en un día. El record de tiempo para el viaje es 17 horas.

Desde 1821 las minas quedaron abandonadas hasta que fueron abiertas de nuevo por cateadores de allí, por el año 1887. Las minas se compraron entonces por una compañía inglesa, i han sido trabajadas mas o menos provechosamente hasta el presente.

Como los trabajos han aumentado en profundidad, la cuestión del desagüe ha llegado a ser mas i mas seria, especialmente porque el carbon cuesta £ 7 la tonelada puesta en la mina. Para obviar esta dificultad, se ha propuesto recurrir a la potencia del agua como un medio de suplir la energía necesaria para varios usos. Mr. Alfred Fox, jun., Assoc. M. Inst. C. E., ingeniero i administrador de la compañía actual, ha estado trabajando, hace algun tiempo, el modo de aprovechar el poder del agua de las nacientes del Amazonas a una distancia de cerca de 5 kilómetros de los trabajos principales. Mr. Fox vino a Inglaterra hace algunos meses i considerando las cuestiones hidráulica, eléctrica i otras que fueron incluidas en un proyecto que hizo, decidió poner todo el trabajo en manos de Messrs-Gilbert Gilkes & Co., Limited, de Kendal, que son contratistas para llevar a cabo todo el proyecto, estando el trabajo eléctrico en manos de la British Westinghouse Electric & Manufacturing Company, Limited, de Trafford Park, como sub-contratistas.

Dos fuentes de potencia eran ventajosas. Una del río Santiago, que aunque abundante durante muchos meses del año, es una fuente variable; i otra del lago Huaillocho, que es el manantial del Amazonas. Se ha decidido instalar una planta preliminar de 90 kw. siendo la caída del río de 43 metros, mientras que la del lago es de cerca de 270 metros efectivos.

La turbina accionada por el río funcionará siempre que haya agua aprovechable, mientras que la rueda Pelton alimentada por el lago se usará cuando el agua del río falte o en caso de un accidente de la planta del río. El proyecto consiste en jeneral de una turbina Trent cuádruple de 120, con guías Francis para la



planta del río, i una rueda Pelton triple accionada por el agua conducida por un tubo de cerca de 1,800 metros de largo desde el lago Huaillo. Estas están cada una acoplada directamente a dos jeneradores trifásicos de 40 kw. que dan 1,500 revoluciones por minuto, jenerando una corriente a 440 volts con transformadores a 3300 volts. A esta presión la corriente se trasmite a una distancia de cerca de 5 kilómetros al pique de San Salvador i donde es bajada a 440 volts i utilizada para varios propósitos.

La dificultad de trasportar pesos mayores de 180 kgs. ha obligado a emplear una planta muy especial. La turbina de mas baja caída tiene 4 ruedas acopladas directamente en un eje, mientras que la rueda Pelton tiene 3 pequeñas ruedas cada una. Fué prácticamente imposible usar simples jeneradores de 40 kw. sin construir la máquina en la mina, i aunque es muy bien equipada, no fué posible llevarla. Se decidió entonces hacer dos máquinas de 20 kw. acopladas. Las turbinas i jeneradores están colocadas en una línea del eje de modo que cada turbina pueda hacer funcionar su jenerador en caso de accidente. Hai turbinas de excitación i dinamos independientes para cada caída en que se ha hecho la misma distribución o colocación.

El primer empleo de la potencia será para desaguar un nuevo pique que se ha perforado en San Salvador i tambien para hacer un conducto por medio del cual se desaguará el centro de esta zona tan mineralizada, obteniéndose una reducción enorme en el costo actual. Se consideraron varios sistemas de bombas i se decidió finalmente adoptar bombas centrífugas para levantar a gran altura. Estas son del tipo Worthington i son movidas por motores trifásicos. Son de dos capacidades; una destinada para levantar 46 litros por minuto i la otra, para 92 litros por minuto i a una altura de 60 metros. La bomba mas grande es accionada por motores gemelos de 11,2 kw.

La mayoría de la potencia sobrante se usará para mover un compresor de aire que ha sido especialmente elegido por Messrs. Walker Bros., de Wigan, i que hará mas fácil la perforación del profundo túnel de desagüe, de cerca de 3,2 kilómetros de largo.

Todos los motores que se usarán son de igual clase, de modo que son permutables. La ventaja de este servicio es evidente.

Ademas de los trabajos descritos, la compañía está tambien instalando 16 kilómetros de vía férrea de 0.685 metros de trocha para trasportar a poco costo el mineral a una nueva concentración de molinos, en un punto situado mas bajo. La capacidad de estos molinos es de 50 toneladas por día, i remplazará el tratamiento por el método de amalgamación.

Será de interés para nuestros lectores saber que, a pesar del clamor de competidores extranjeros, todo el trabajo ha sido confeccionado i se está ejecutando por firmas inglesas; no hai duda que con esta nueva planta estas minas se trabajarán mucho mas económicamente i se espera que otra vez lleguen a ser tan conocidas como en los antiguos tiempos de los españoles. (Del *Mining Journal*, Londres, 23 febrero, 1907).





## Las fluctuaciones en el valor de la plata (1)

La cotización mas alta que ha alcanzado la plata en la segunda mitad del siglo XIX, es de 62 peniques i  $12/16$  la onza inglesa en 1859, habiendo sido el precio medio en este año de 62,  $1/16$ . En esta época el favor de que gozaba este metal fué tal, que se espermentaron temores sobre el valor del oro, como instrumento monetario, i que un gran economista, Miguel Chevalier, combatido por M. Levasseur, proponia desmonetizarlo i reemplazarlo como patron por la plata.

Durante mucho tiempo el precio de la plata se mantuvo al rededor de 60 peniques. M. Conant nota, sin embargo, que desde 1866 habria podido apreciar el historiador una reduccion del valor de la plata; se redujo a 60,  $6/16$ , i aun cuando en esta fecha la significacion de ésta pasó inadvertida, éste debe considerarse como el punto de partida de la decadencia de la plata. Esta decadencia se acentuó mui rápidamente i las principales etapas fueron: 1873, cuando Alemania empezó la desmonetizacion de la plata, i su precio descendió a 59,  $3/16$ ; 1876, cuando M. Leon Say cerró a la plata las casas de moneda, lo que hizo reducirse su valor medio a 53,  $2/6$ , siendo la cotización mas baja 46,  $12/16$ ; en 1893, cuando la India suspendió tambien la acuñacion de plata, i cayó el precio del metal a 35,  $9/16$ , siendo el precio mas bajo 30,  $8/16$ , i por fin, en 1902, cuando a consecuencia de una serie continua de descensos en el precio, el valor medio del año fué de 24,  $1/16$ , teniendo una cotización mínima de 21 con  $11/16$ . Entónces estaba la plata en una situación de que parecia que nunca podría reponerse, i, sin embargo, desde el año 1903 subió su precio hasta 28,  $8/16$  con un precio medio de 24,  $12/16$ . En 1904, la cotización media del año fué de 26,  $6/16$ ; en 1905, de 27,  $13/16$ , i en 1906, de 30,  $12/16$ ; de modo que, segun esta reaccion, parece que la plata va rehaciéndose poco a poco de su profunda caída, i que desde ahora ha vuelto a alcanzar su importante papel como instrumento monetario.

¿De qué proviene despues de este largo descenso de 45, i sobre todo de 30 años, esta mejora inesperada? Muchas son las causas complejas que han intervenido. En cierto modo, ha influido la política monetaria inaugurada por los Estados Unidos i Méjico, que tiende a establecer un cambio estable entre los países en que circula el oro i aquellos de circulación de plata i que se ha llamado el *Gold Exchange Standard*. El nombre de esta política proviene de que recomienda que la moneda de plata en circulación en un país sea cambiabile con el oro a un tanto determinado.

El *Gold Exchange Standard* difiere del patron oro en que comprende la acuñacion i la circulación de una cantidad mui pequeña, que puede ser nula del metal tomado como patron; pero se arregla de modo de tener el medio, que principalmente es asunto del Gobierno, de mantener la moneda de metal depreciado a un valor fijo con relacion al metal tipo. Esta política fué sometida, en su

---

(1) De *La Quinzaine Coloniale*, dando cuenta de una Memoria reciente de M. Charles A. Conant.



tiempo, por los Estados Unidos i Méjico a Europa, que la aprobó, fijándose, provisionalmente, la relacion del oro a la plata de 32 a 1, sin gran esperanza de verla sostenerse i en perspectiva de tener que elevarla posteriormente.

A continuacion de esta adhesion de principios dada por Europa a la política del *Gold Exchange Standard*, el Gobierno de la India concedió a sus partidarios una primera satisfaccion regularizando sus compras de plata con objeto de impedir las oscilaciones bruscas en su valor. Mas tarde el Gobierno alemán decidió introducirla en alguna de sus colonias, i despues las Islas Filipinas i Méjico adoptaron dicha relacion de 1 a 32. Por fin, donde no se adoptó tal como es, en Panamá, en los Estrechos i en la Indo-China Francesa, se fabricó i se pusieron en circulacion monedas de plata de una lei nueva cuyo objeto era aproximarse, poco a poco, a la relacion citada, reservándose para fijar ulteriormente su relacion a la moneda de oro.

Despues de la adopcion, i probablemente bajo la influencia de esta política monetaria, se produjeron ciertos resultados notables: Méjico vió en seguida aumentar notablemente el valor de sus pesos de plata, lo que falseó la relacion de 1 a 32; sus antiguas monedas así apreciadas, i de las cuales, hasta entónces, habia prohibido la importacion, empezaron a esportarse para venderse en el mercado del metal. El mismo Gobierno se aprovechó de ello, enviando a Londres 45.000.000 de pesos por intermedio de un banco frances. Pero la plata siguió subiendo, i entónces se apercibió Méjico, no solo de que habia vendido demasiado pronto i que habria podido, esperando mas, realizar grandes ganancias, sino que estaba en la obligacion, para sostener su circulacion interior, adquirir en el mercado seis millones de onzas de plata con el objeto de fabricar moneda divisionaria: pero tuvo buen cuidado de no darla mas que 8/10 de fino para impedir su esportacion.

Todas estas circunstancias contribuyeron a mejorar la situacion de la plata. Despues de Méjico, Filipinas, Perú i los Estrechos, prohibieron tambien la esportacion de sus monedas de plata, fenómeno verdaderamente inesperado, provocado para asombrar a todos los que hasta entónces veian sin interes el porvenir de este metal.

El porvenir de la plata es precisamente la cuestion de que se preocupa hoy M. Conant; cualquiera que sea el alza de las cotizaciones de la plata, que ha conocido en 1906 el valor medio a 30, 12/16, no ignora que muchas, la mayor parte de las Casas de Moneda, le están cerradas, i no espera la consolidacion o el desarrollo de la situacion actual, sino del empleo creciente del metal anualmente producido, i por consecuencia, de una relacion satisfactoria entre la produccion i el consumo, entre la oferta i la demanda.

Sobre la produccion de la plata, M. Conant nos suministra ciertas cifras i ciertas indicaciones de verdadero interes. La produccion media de 1900 a 1903 ha sido próximamente de 170.000.000 de onzas por año. En 1904, de 168.000.000. En 1905, de 175.000.000; pero, dice, todas estas cifras exigen esplicacion. Primero, porque parece que muchas antiguas monedas han sido refundidas i han venido a aumentar el *stock* de lo que se califica produccion; además, porque en esta produccion es necesario distinguir dos partes.



La producción total de la plata que no parece, sobre el total indicado, haber excedido 40.000.000 de onzas, i la producción indirecta, unos 130.000.000, que deben ser considerados como representando un sub-producto del tratamiento del cobre. Esto es por lo que respecta a la producción de la plata; veamos ahora lo que va a ser la demanda.

Desde 1903 ha aumentado mucho; ha habido pedidos para las Filipinas, para la Indo-China francesa, i sobre todo, en enormes cantidades para Rusia i el Japon. No es esto todo: ciertos Estados han tenido necesidad de aumentar su *stock* monetario, con el objeto de responder al incremento i a las necesidades crecientes de su población mas rica. Los Estados Unidos estiman que necesitarán cada año nueva moneda divisionaria hasta cinco millones de onzas. Estos cinco millones de onzas creían procurárselos fundiendo dólares acumulados en el tesoro o en los Bancos nacionales, pero el Congreso ha rehusado adoptar esta medida i se ven obligados a procurarse la plata en el mercado.

Alemania, a su vez, debe aumentar su circulación interior; ha decidido elevar, en vista del incremento de la riqueza, su circulación de moneda divisionaria desde 10 marcos por cabeza hasta 15 marcos, i como por otra parte su población ha aumentado de 56.000.000 a mas de 61.000.000, tiene necesidad de una circulación divisionaria, no ya de 500 millones, sino de 916 millones i medio. En el momento presente esta circulación no pasa 518 millones de marcos; tiene, pues, que fabricar cerca de 400 millones de marcos de moneda de plata, i el Tesoro Imperial no posee más de 40 millones de marcos en talers viejos: de aquí compras enormes que son inminentes. El mismo fenómeno se ofrece en los Estados Unidos, cuya moneda divisionaria, que era de 76 millones de dólares en 1896, debe ser en 1906 aumentada a 125 millones de dólares. La India igualmente por muchas razones, tiene que hacer frente a un desarrollo de la circulación. Todas estas causas han contribuido i deben contribuir todavía a mantener o elevar el precio de la plata.

Tres órdenes de hechos podrán contrarrestar la influencia de estos fenómenos económicos: uno sería el descubrimiento de nuevas minas de plata; otro la sustitución efectiva en varios países de la moneda de oro a la moneda de plata; el último, sería una crisis en los negocios, crisis que no hace inverosímil la extraordinaria prosperidad de los dos años que acaban de transcurrir. M. Conant no cree en estos sucesos, ni que la mejora conquistada en el valor de la plata pueda ser comprometida; estima que las monedas son llamadas a emplear todavía mas plata, i que, por otra parte, la industria, dado el desarrollo de la riqueza pública, hará tambien compras mas considerables en el mercado. Su conclusion, es, pues, favorable a la plata; el porvenir demostrará si es demasiado optimista.





## Notas sobre ensayos de plata, oro, plomo, estaño i cobre (1)

### CAPITULO I.

## INTRODUCCION

### APARATOS I REACTIVOS

La docimasia, hablando estrictamente, es la determinacion cuantitativa de los metales en los minerales, productos de los hornos, lingotes, etc., por medio del fuego i reactivos por vía seca, i será tratada de este modo en las notas siguientes, excepto en pocos casos en que se usan métodos por la vía húmeda o métodos combinados por vía seca i vía húmeda.

*Balanzas.*—En el laboratorio de trabajo parecen ser absolutamente esenciales tres clases de balanzas.

1.<sup>a</sup> *Balanza para flujos*, capaz de pesar 4 kilogramos i sensible a  $\frac{2}{10}$  de gramo; para pesar muestras de mineral, flujos, reactivos, etc.;

2.<sup>a</sup> *Balanza para pulpa*, para pesar el mineral que se va a ensayar; botones de plomo en los ensayos por plomo, etc. Será sensible a  $\frac{2}{1000}$  de gramo, o 2 miligramos;

3.<sup>a</sup> *Balanza para botones*, para pesar los botones de plata i el oro. Será sensible  $\frac{1}{100}$  de miligramo. Balanzas de esta clase son las mas sensibles i delicadas; el estudiante deberá usarla con el mayor cuidado posible.

*Pesos.*—Para las balanzas anteriores habrá tres series de pesos:

1.<sup>a</sup> (Balanza para flujos). Un kilogramo a un gramo, para pesar la muestras, reactivos, flujos, etc. Pueden comprarse pesos adicionales de kilogramos para pesar cantidades mas grandes;

2.<sup>a</sup> (Balanza para pulpa). Veinte gramos a un centígramo, para pesar el mineral para los ensayos por plomo, cobre i estaño i los botones resultantes;

3.<sup>a</sup> Serie de pesos finos, de un gramo a un milígramo, para usar en la balanza de botones.

Los pesos de la 2.<sup>a</sup> i 3.<sup>a</sup> serie *no se deben tomar con los dedos* sino con las pinzas.

*Para estos pesos hai dos sitios i solamente dos: en la caja de la balanza o en la caja de los pesos.* Si se colocan en cualquier otra parte se esponen a cubrirse de polvo o de otras cosas. No se debe olvidar que la exactitud del resultado depende de la exactitud de los pesos, i se deberá tomar todas las precauciones posibles en el uso i cuidado de ellos.

### *Reactivos de ensayos*

Los reactivos usados en docimasia se pueden dividir como sigue:

- 1.º Agentes reductores;
- 2.º Agentes oxidantes;

(1) Traducidas i reducidas de los textos de Richard W. Lodge i Albert H. Low, por F. A. Sundt.



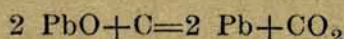
3.º Agentes desazufrantes;

4.º Agentes azufrantes;

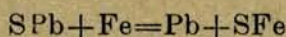
5.º Flujos.

1.º *Agentes reductores*.—Cuando un metal se separa de un estado de combinacion química, se dice que se ha «reducido» i el proceso de la separacion se llama «reduccion» (Percy).

El agente por medio del que se efectúa la reduccion se llama «agente reductor» (Percy).



Aquí el carbon es el agente reductor.



En esta reaccion el fierro reduce i produce plomo metálico; pero jeneralmente hablamos del fierro como un agente desazufrante.

Se define tambien un agente reductor como una sustancia capaz de quitar el oxígeno a otras sustancias en que está combinado i que lo pueden ceder.

Los agentes reductores mas comunmente usados son los siguientes:

*Carbon de leña*.—De la reaccion  $2 \text{PbO} + \text{C} = 2 \text{Pb} + \text{CO}_2$ , este carbon tendria, cuando puro, un poder reductor de  $\frac{207 \times 2}{12} = 34\frac{1}{2}$  gramos de plomo por un gramo de carbon. Pero el que se usa está raras veces puro, i tiene un poder reductor de 24 a 28 gramos.

*Argol*.—Poder reductor de 7 a 11, segun su pureza.

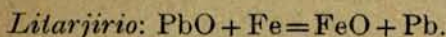
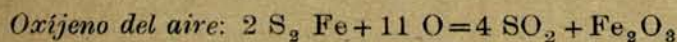
*Crema de tártaro*.—Poder reductor al rededor de 5 gramos.

*Cianuro de Potasio*.

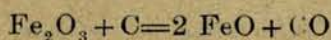
*Harina*.—Poder reductor al rededor de 11,9 gramos.

*Almidon*.—Poder reductor al rededor de 12 gramos.

2.º *Agentes oxidantes*.—Estos ceden fácilmente oxígeno.



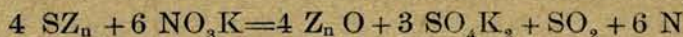
*Oxido férrico* ( $\text{Fe O}_3$ ) i *bióxido de manganeso* ( $\text{MnO}_2$ ).—En presencia de carbon ámbos son reducidos a protóxidos:



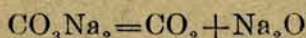
*Nitratos de potasio i sodio*.—Son los agentes oxidantes mas poderosos; i si se usa un exceso en presencia de sulfuros, se forma  $\text{SO}_4 \text{H}_2$ . Actuando sobre los sulfuros de Ag, Cu i Pb, esto es, sobre sulfuros no fácilmente oxidables, i usado en cantidad exacta para poner en libertad a los metales, el nitro lo hace



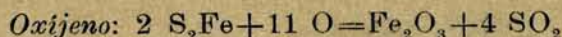
oxidando el azufre con transformacion en  $\text{SO}_4\text{H}_2$  o  $\text{SO}_3$  o ámbos, sobre estos sulfuros no solo forma  $\text{SO}_3$ , sino que oxida a los metales.



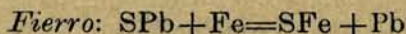
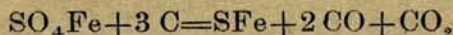
*Carbonatos alcalinos.*—Deben su poder oxidante al  $\text{CO}_2$  producido cuando se calientan en presencia de ácidos mas fuertes, como la sílice, el ácido bórico, etc.



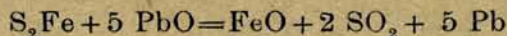
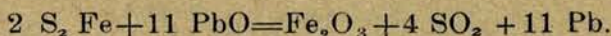
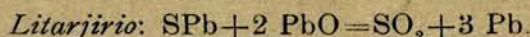
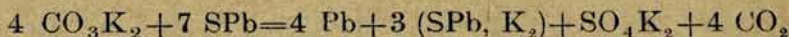
3.º *Ajentes desazufrantes.*



*Carbon de leña:* Forma sulfuro de carbono i reduce los sulfatos a sulfuros.



*Carbonatos alcalinos:*



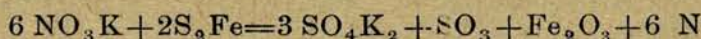
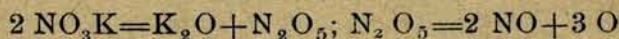
El litarjirio descompone todos los sulfuros de este modo, produciéndose plomo i se encuentra que

1 gramo de piritita reducirá alrededor de 10 gramos de plomo.

1 gramo de blenda reducirá alrededor de 9 gramos de plomo.

1 gramo de galena reducirá alrededor de  $2\frac{1}{2}$  gramos de plomo.

*Nitro.*—Actúa con el auxilio del calor de la manera siguiente:



Se pueden citar tambien como desazufrantes el *cianuro* i *ferrocianuro de potasio*. El último, fundido con álcalis, produce fierro finísimo que absorbe el azufre.

4.º *Ajentes azufrantes.*

*Azufre.*

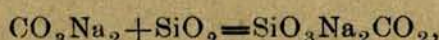


*Sulfuros*, como las piritas de fierro i galena.

5.º *Flujos*.—Un flujo es una sustancia, que agregada a un cuerpo infusible por sí mismo o difícilmente fusible, produce su fusión. Por ejemplo, si se trata de cuarzo que tiene algo de oro libre, cuya cantidad se quiere determinar, a fin de fundir el cuarzo, que es un ácido, tendremos que calentar a una temperatura mucho mayor de 1064°C, temperatura de fusión del oro, i aun el oro no se separaría bien.

Si, en cambio, agregamos algo de  $\text{CO}_3\text{Na}_2$ , un flujo básico, al cuarzo molido, formaremos un silicato de sodio, i el oro, debido a su alto peso específico, se separará entonces fácilmente.

El carbonato de sodio es el flujo añadido:



i el silicato de sodio es la escoria formada durante la fusión.

Para determinar qué flujo o flujos hai que agregar a una sustancia, el estudiante deberá recordar que, si el mineral es básico, como la caliza o el óxido de fierro, se necesitará un flujo que actúe como un ácido, por ejemplo, la sílice o el bórax. Si el mineral es ácido, necesitará un flujo que actúe como base, por ejemplo, el óxido de fierro, la caliza o el litarjirio.

Los siguientes son los principales flujos usados en docimasia:

Litarjirio	Bórax	Nitro
Plomo	Vidrio de bórax	Carbonato de calcio
$\text{CO}_3\text{Na}_2$ o $\text{CO}_3\text{NaH}$	Sílice	Espato de fluor
$\text{CO}_3\text{K}_2$	Argol	Oxido de fierro
	Carbon de leña	CNK
	Harina	

#### *Productos de fusión*

En todas las fusiones que el ensayador haga, obtendrá, sea en la escorificación o en la fusión en crisol, un botón de algunos metales, una escoria i posiblemente, además, una mata o speiss.

*Escoria*.—Esta es la materia inútil, sin valor, que proviene del mineral o sustancia que se ha ensayado. Las escorias son ácidas o básicas. Una escoria ácida tiende a ser vidriosa i quebradiza i cuando se funde se puede estirar en hilos largos como la melaza. Si la escoria es básica, es espesa i de aspecto pétreo; cuando se enfría es viscosa; i no se puede estirar en hilos cuando está fundida o cerca del punto de solidificación.

La fusibilidad de las escorias varía mucho. Como regla, la combinación de varias sustancias produce una escoria o mezcla mas fusible que la producida por la combinación de dos solamente. Las escorias de las fundiciones de cobre i plomo son esencialmente silicatos de fierro i calcio, o fierro, aluminio i calcio; las de los hornos que producen fierro son silicatos de calcio, magnesio i aluminio.

En nuestro trabajo de ensayos la cuestión de la fusibilidad, debe tenerse



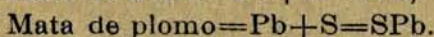
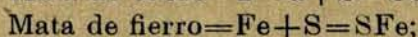
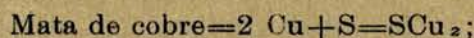
constantemente presente. Formamos silicatos de sodio o plomo o una combinacion de éstos con varios óxidos i boratos, i aunque muchos silicatos son mui fusibles, otros son completamente infusibles. Una fusion puede por eso ser perfectamente líquida en un horno de crisol, i espesa, llena de glóbulos de plomo, en un horno de mufia, en que el calor no es tan alto.

Las escorias deberán ser homojéneas i no deberán contener partículas de sustancias que aparentemente no están descompuestas. Varían en color, segun los flujos usados i los ingredientes del mineral o sustancia. Una escoria roja indica la presencia del óxido cuproso ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ); el color verde indica la presencia de silicato ferroso. A veces, el color parece depender de la temperatura a que la fusion se ha efectuado.

El peso específico de la escoria debe tomarse en consideracion, pues si es mui grande, el metal que se desea obtener no se separará pronto.

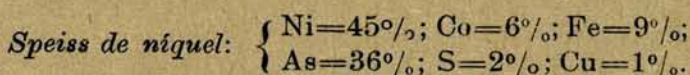
*Mata o régulo.*—Estos términos tienen un mismo significado.

En Chile se conoce tambien con el nombre de *eje*. Estos nombres se aplican a sulfuros metálicos, formados por la combinacion de los metales con el azufre a temperaturas elevadas.



*Speiss.*—Este término se aplica a los arseniuros o antimoniuros metálicos, formados en las operaciones de fusion; así, hablamos de un speiss de níquel i cobalto o de un speiss de fierro.

Ejemplo:



*Speiss de fierro* =  $\text{As Fe}_5$ , que contiene 21,12% de As.

Si usamos fierro al ensayar un mineral que contiene arsénico, se encuentra como resultado de la fusion un boton de plomo sobre el cual hai un speiss.

Si se encontraran presentes en la fusion, tanto el metal como el speiss, la mata i la escoria se separarian en este orden, comenzando de abajo.

Es dudosa la condicion en que el arsénico i antimonio se encuentran en el speiss. En jeneral, sucede que aumentando la cantidad de antimonio i arsénico, aumenta tambien el peso específico del speiss.

#### *Hornos i combustibles*

En nuestros trabajos de ensaye hacemos uso de dos clases de hornos: la mufia i el horno de crisol. En el último las vasijas de ensayes están en contacto directo con el fuego, mientras que en el primero nó. Estos hornos pueden calentarse con combustible sólido, líquido o gaseoso, cuya eleccion depende en parte del precio i en parte de la localidad.



Las fusiones en crisoles pueden hacerse tambien en la mufla, i hai algunos hornos construidos en combinacion (mufla i de crisol).

Los combustibles sólidos son carbon de leña, coke, antracita i hulla.

Cualquiera de ellos puede usarse para calentar el horno de mufla; los tres primeros calientan por contacto, el último solo por su llama. Todos, con excepcion de la hulla, se pueden usar en el horno de crisol. Los combustibles gaseosos o líquidos se pueden usar en cualquier horno.

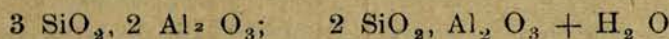
Usando combustible sólido, el horno tiene que alimentarse constantemente; mientras que al usar combustible líquido o gaseoso, su cantidad se puede regular i la de calor se puede ajustar mucho mejor.

Los hornos mismos pueden hacerse de ladrillos solamente, rodeándolos con fierro, o se puede hacer una caja de fierro del tamaño i forma deseados, que se reviste interiormente con ladrillos a fuego.

Los hornos de ladrillos, cercados con fierro, están asegurados contra las quebraduras que se producen con la expansion i contraccion constante.

### *Sustancias refractarias*

*Arcillas refractarias.*—Prácticamente son silicatos de aluminio, i se llaman tambien arcillas a fuego, por su propiedad de resistir altas temperaturas sin ablandarse. Su plasticidad depende de su agua de combinacion:



Su grado de encojimiento es de  $2\frac{1}{2}$  a 5 por ciento.

Las impurezas que se encuentran mas comunmente en las arcillas son óxido de fierro, carbonato de calcio i los álcalis, todos los cuales tienden a hacer fusible la arcilla, combinándose con la sílice de la arcilla.

Cuanto mas se aproxime la composicion de la arcilla a la combinacion simple de  $\text{SiO}_2$ , i  $\text{Al}_2 \text{ O}_3$ , tanto mejor parece ser; i cuanto mayor la proporcion de  $\text{SiO}_2$ , tanto mas refractaria es.

*Ladrillos refractarios (a fuego).*—Son hechos con arcilla refractaria i varían no solo en la composicion sino tambien en la testura del material. Hai ladrillos de grano mui grueso i otros de grano mui fino, segun el uso a que se destinan. Se funden al rededor de  $1400^\circ$  a  $1700^\circ$  C.

*Crisoles.*—Se hacen de arcillas preparadas, o de mezclas convenientes.

Los crisoles deberán tener las siguientes propiedades:

1. Serán infusibles.
2. Deberán poder soportar cambios repentinos de temperatura.
3. Serán solo débilmente atacados no solo por la carga interior sino tambien por las cenizas del combustible exterior.
4. Serán, tanto como sea posible, impermeables a las sustancias fundidas i tambien a los gases.

Los crisoles mas infusibles se hacen de arcillas con alta proporcion de



$\text{SiO}_2$  i que contengan solo pequeñas proporciones de óxido de fierro, cal i álcalis.

Se hacen crisoles de cal, magnesia i alúmina, i son en extremo infusibles, pero solo se usan para fines especiales.

La infusibilidad, como el poder de soportar cambios repentinos de temperatura, se aumenta por la adición a la arcilla de ciertas sustancias como cuarzo, grafita, coke i pedernal molido. Estas sustancias no se dilatan ni contraen i forman una especie de armazon infusible del resto del material.

Los crisoles pesados i de grano menudo son los ménos atacados durante la fusion; es decir, el material debe estar finamente molido i no grueso. Es esta la razon de la superioridad de un crisol como el de Beaufay, respecto del de Hesse.

Los crisoles se prueban; así su resistencia a los óxidos se determina fundiendo litarjirio ( $\text{PbO}$ ) en ellos i anotando el tiempo que resisten ántes que el litarjirio los destruya i rompa.

La permeabilidad a los líquidos se prueba, llenando el crisol con agua, i observando el tiempo que demora la humedad en aparecer al exterior.

Un crisol de arcilla no se deberá poner directamente sobre carbon caliente. Crujiria i despues podria romperse. Siempre póngase algo de combustible frio sobre el fuego ántes de colocar el crisol o los crisoles sobre él.

A menudo es necesario dar a los crisoles una capa de alguna sustancia para evitar la absorcion por el crisol i tambien para hacerlo ménos activo en la fusion. El cloruro de plata, por ejemplo, penetra rápidamente por los poros de un crisol. Para evitarlo, tómese un crisol nuevo i llénese con una solucion saturada e hirviente de bórax, déjese reposar algunos minutos i váciase en seguida. Póngase el crisol a secar. Se puede tambien fundir en el crisol bórax o vidrio de bórax, moviendo despues el crisol para que toda su superficie interior se vitrifique al ponerse en contacto con el bórax; este barniz no solo impide que las sustancias penetren en el crisol sino que tambien actúa como la sal, impidiendo que las partículas metálicas se adhieran a las paredes del crisol.

Cuando un crisol no cruje, está solo lijaramente corrido, i si se limpia por una fusion previa, puede usarse de nuevo. La intensidad de la corrosion depende, en parte, del carácter de la carga; i en parte, de la temperatura de fusion. Con una carga silfcea, un crisol ordinario solo es atacado lijaramente, miéntras que si hai bastante litarjirio i la carga es básica, la corrosion será mui notable. Por otra parte, un crisol básico será atacado por una carga silfcea.

El tamaño de la mayoría de los crisoles se indica por letras o números puestos en un lado o en el fondo. Quanto mas alto es el número o mas adelante está la letra en el alfabeto, mas grande es el crisol.

Hai tambien crisoles de grafita.

La grafita es carbon puro, si el mineral mismo no contiene impurezas.

La grafita pura no se funde, ni ablanda, ni experimenta cambios cuando se calienta a temperaturas mui altas en ausencia del oxígeno. Arde mui lentamente cuando se calienta al aire.

Como la grafita no es plástica, se mezcla con arcilla refractaria i despues se



pone en moldes. La arcilla actúa como un esqueleto del crisol. Soporta cambios repentinos de temperatura i temperaturas en extremo altas. Cuando se funden óxidos en ellos, se reducen al estado metálico, consumiendo la grafita del crisol. Este, tambien por la corrosion exterior, poco a poco se destruye. Antes de usarlos, deberán estar guardados en lugares secos i sometidos a una temperatura de 120° a 150°C para espulsar la humedad. Cuando se calientan por primera vez, es conveniente colocarlos al fuego en posicion invertida; si nó, están dispuestos a rajarse i a veces a hacer esplosion. Cuando están al rojo, se dan vuelta a su posicion natural i quedan listos para recibir la carga.

Un crisol puede resistir de una a treinta o mas fusiones, segun el modo de tratarlos i las sustancias fundidas en ellos.

*Escorificadoras.*—Son las vasijas en que se efectúa el proceso de escorificacion en la mufla. Se hacen de arcilla refractaria que se reduce a polvo mas fino que en la manufactura de la mayoría de los crisoles.

Las marcas principales son las de Battersea (inglesa), Beaufay i Freiberg.

Las escorificadoras pueden usarse varias veces, pero como son mui baratas, no podrian pagar la pérdida del ensayo producida por la corrosion i rotura que suelen experimentar ya en la segunda fusion. Si la superficie exterior está áspera i mui corroida no se debe intentar fundir otra vez. Al escorificar un boton de plomo para disminuir su tamaño o para oxidar i escorificar sus impurezas, se deberá agregar una pequeña cantidad de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) *despues de la fusion del boton de plomo i de que la «caba/gadura» haya comenzado*. El  $\text{PbO}$  se combina con ella i de este modo la escorificadora no es atacada i comida tanto.

*Copelas.*—Se usan para la copelacion de los botones de plomo que contienen plata i oro. Se hacen de huesos de caballos u ovejas i tienen la propiedad de absorber los óxidos de los metales no preciosos. Los huesos se queman hasta que quedan perfectamente blancos, dejando 60 % a 70 % de ceniza; despues se muelen lo suficiente para que puedan atravesar un tamiz de 40 a 60 mallas por pulgada lineal. La ceniza de hueso queda así preparada para usarla, i consiste principalmente en fosfato de calcio  $(\text{PO}_4)_2\text{Ca}_3$ , con algo de óxido de calcio ( $\text{CaO}$ ).

Si se comprimen demasiado (las copelas son mui duras) el litarjirio ( $\text{PbO}$ ) será absorbido con mucha lentitud, prolongándose la copelacion, de lo que resulta una pérdida de metales preciosos.

Si son demasiado blandas, son frágiles i el litarjirio puede arrastrar consigo los metales preciosos a la copela.

Estarán bien secas, de preferencia secadas al aire, ántes de usarlas, i cuanto mas tiempo, mejor, i finalmente se calentarán a *toda la temperatura* de la mufla, de modo que se pongan *completamente rojas* ántes de poner el boton de plomo. Si están húmedas i contienen materia orgánica, *proyectan* i arrojan el plomo fundido fuera de la copela, falseando el ensaye. Si el plomo cabe dentro de la copela i ésta es *bastante gruesa*, absorberá su propio peso de  $\text{PbO}$ . Cuanto mas alta es la temperatura mas atacada es la copela por el litarjirio.

Las rajaduras o fisuras de las copelas pueden ocasionarse por varias causas. Ocurren con mas probabilidad en una copela blanda que en una dura i en las



que están cargadas con mayor cantidad de litarjirio que en las que lo han absorbido en menor cantidad. Un calentamiento demasiado brusco i mucho cobre, pueden causarlas tambien.

*Las copelas se pueden usar solo una vez.* La cantidad de plomo absorbida como óxido es de  $\frac{3}{4}$  a 1 gramo por minuto. Se ahorrará tiempo i tambien se evitará que se rajen las copelas si se las calienta en el horno miéntras se efectúa la escorificacion.

Nunca deben guardarse los botones de plomo en las copelas ántes de usarlas, porque destruyen la superficie. Los botones se colocarán en las copelas solo cuando éstas estén calientes i listas para la copelacion.

*Muflas.*—Sirven para la colocacion de las escorificadoras i copelas. Se hacen de arcilla refractaria i de varios tamaños i formas. La mayoría están cerradas en un extremo; pero algunas están abiertas en los dos. Algunas tienen salientes en el interior, en todo el largo de la mufla i mas o ménos a la mitad de la altura. Cuando la mufla está llena de copelas, se pueden colocar piezas de arcilla o falsos fondos de mufla sobre los salientes i las copelas demasiado calientes, disminuyendo así i manteniendo uniforme la temperatura en toda la mufla.

El tiempo que pueden durar depende del modo como se apoyan en el horno i del cuidado con que se usen.

Si se derrama algo en la mufla o se rompe una escorificadora, se deberá inmediatamente sacar la sustancia con un rastrillo, hechar ceniza de hueso i sacarla con el rastrillo otra vez. Esto impide que la escoria o el  $PbO$  coma i perfore la mufla. Por fin, estiéndase en el interior una capa de ceniza de hueso.

## CAPÍTULO II

### DE LAS MUESTRAS

*Muestras rotuladas.*—Cada lote o muestra de mineral, esté en barriles, sacos, cajones o botellas, deberá tener marcado un número. Recibida una muestra, lo primero que debe hacerse es apuntar la fecha, nombre, número i demas datos relacionados con ella. Si la muestra no tiene número, se le pondrá uno, para identificarla despues.

Habiendo anotado el número de la muestra, el lugar de que procede, la fecha en que se ha recibido, etc., lo que se debe hacer despues es determinar el peso bruto. Si la muestra está mojada o húmeda se toman 5 a 20 kilogramos para determinar la humedad. El mineral se vacía despues sobre el lugar destinado a tomar la muestra. Se determina el peso de los cajones, sacos o barriles para calcular el peso neto del mineral. Despues se examinará el mineral cuidadosamente para poder deducir todo lo que se pueda respecto de la ganga i de los minerales que contiene, pues esta operacion se hace mejor cuando el mineral está en forma de trozos grandes.

En seguida viene la toma de la muestra o comun, la que se hace por un



quebrantamiento gradual i mezcla, efectuándose la toma de la muestra segun el método de pilas cónicas. Todos los productos que procedan de este lote primitivo deberán quedar con su número.

Las partes de las muestras que no se usen para la experiencia o ensaye, se pondrán inmediatamente en sacos, cajones o barriles. Todos los productos, estén en sacos, cajones, etc., se rotularán de algun modo; si nó, están espuestos a confundirse o botarse. Si han de quedar fuera del laboratorio durante cierto tiempo se deberán tapar.

Observando estas pocas precauciones los productos no se pierden, confunden o se impurifican, como sucede a menudo.

Al tratar de esta operacion se darán esplicaciones jenerales sobre los métodos empleados, pero no se darán detalles de cómo debe cortarse un lote o muestra de cierto tamaño o riqueza. No se pueden dar reglas sobre esto i cada lote de mineral es un caso propio.

Creo, sin embargo, que cada muestra final deberá molerse lo suficiente para que pueda pasar por un tamiz de 120 a 140 mallas por pulgada cuadrada a lo ménos. Cuanto mas fina es la muestra tanto mayor es la probabilidad de obtener resultados uniformes. Si hubiera alguno máquina que pudiera hacerlo fácil i rápidamente, sin impurificar la muestra, moleria cada parte final de las muestras a tal grado que pudieran atravesar un tamiz de 300 mallas por pulgada cuadrada. Muchos errores de docimasia i química, como tambien la no uniformidad en los resultados obtenidos en una misma muestra por diferentes analistas, se debe a que la muestra está en trozos demasiado grandes. Enviar muestras o comunes (que no contengan torneaduras o partículas metálicas) que puedan ser pasadas por tamices de 200 mallas, i que no lo han sido, a diferentes ensayadores i químicos a fin de hacer una comparacion de diversos métodos, me parece no solo una pérdida de tiempo, sino que los resultados que se deducirian serian enteramente erróneos.

*Aun mas, cuando se vaya a hacer un trabajo experimental, sobre una muestra dada, asegúrese que su cantidad sea tan grande que se haya eliminado toda posibilidad de error, lo que no sucederia si la muestra fuera mas pequeña.*

En toda determinacion de un comun, el estudiante no olvidará las dos siguientes observaciones importantes:

1.<sup>a</sup> Que cada operacion que ejecute debe hacerse íntegra i con todo cuidado.

2.<sup>a</sup> Que cada pieza del aparato o máquina debe estar limpia i libre de polvo ántes de ser usada.

Siguiendo estas reglas se debe obtener una muestra correcta para el dosaje o análisis; descuidándolas, no solo se obtienen resultados incorrectos sino que tambien se encuentran sustancias que no se hallaban presentes en el mineral primitivo.

Los comunes o muestras de minerales se pueden hacer de tres maneras, cada una de las cuales tiene sus partidarios:

1.<sup>a</sup> Haciendo filas i cuarteándolas;

2.<sup>a</sup> Automáticamente, por máquinas, aplicable especialmente a sustancias



de aparatos de molienda de los que, *todo el chorro* de mineral, despues de salir de las chancadoras o cilindros, se recoje a intervalos.

3.<sup>a</sup> Automáticamente, por máquinas, tambien aplicable a sustancias de los aparatos de molienda, que solamente toman *una parte* del chorro de mineral constantemente.

En estas Notas se describirá el primer método.

Podemos dividir nuestro material en dos clases:

a) Grandes lotes que contengan mas de 4.000 libras, incluyendo cascajos, placeres i depósitos parecidos.

b) Lotes de 4,000 libras o inferiores.

*Clase a)* Si el material de esta clase está en montones i en estado fino, se puede tomar un comun exactamente de los modos siguientes:

1.º Haciendo cortes u hoyos en las pilas en cualquier direccion i tomando de 50 a 100 libras de cada uno.

2.º Perforando hoyos en la pila en varias partes con un barreno grande de 2" a 6" de diámetro, unido a un mango largo de fierro.

La sustancia sacada con el barreno se recojerá en un pedazo de jenero.

En ámbos métodos se juntan las partes recojidas en cada hoyo, se mezclan completamente, se toma una muestra i se cuartea del modo descrito en la clase *b*.

Si el mineral está en trozos grandes i en masas informes, el mejor modo de tomar el comun es por medio de un cordel con señales, dividido. Este método se usa mucho para minerales de fierro.

Se pone sobre i al rededor de la fila de mineral en todas direcciones, un cordel de 100 a 200 piés de largo i se toma una parte o todo el mineral que está debajo de cada señal (colocadas a distancia de un pié) del cordel. Cualquiera persona puede hacer esta operacion porque no se presta a dudas. Cuando la muestra se toma elijiendo muestras aquí i allá sobre una pila, es mui difícil obtener un comun exacto, debido a que la opinion de la persona se influencia, a pesar suyo, por la apariencia de los trozos de mineral; i esto es mas cierto todavía cuando la persona conoce los caractéres del mineral cuyo comun va a tomar. Obtenida la muestra se muele i trata como se describe en *b*.

Si el mineral viene en carros, que jeneralmente contienen de 15 a 30 toneladas, está suelto o ensacado. (Si es rico viene siempre en sacos). Si está en sacos primero se pesa, i si es de baja lei, inferior a 100 onzas de plata por tonelada, de cada cinco o diez sacos se separa uno i se lleva a la cancha de las muestras. Si es de alta lei se toma uno cada cinco sacos. Así se obtiene una muestra de 3.000 a 6.000 libras. Si el mineral está suelto en el carro, se hace un espacio en el centro i cada cinco o diez paladas se separa una para la muestra. Si el mineral es rico se separa una palada cada tres, yendo el resto a la cancha del mineral. Esta operacion se repite hasta que la muestra de cada carro alcance a 3.000 o 4.000 libras. Si el mineral está mojado, se toman en esta operacion, dos muestras de 5 kilogramos, a lo ménos, para determinar la humedad.

La muestra de mineral, que pesa en este caso de 3.000 a 4.000 libras, i que



representa la cantidad total de mineral recibido en cada carro, se trata como se indica en la clase b.

Si en alguna de las muestras así tomadas, hai trozos de mas de  $\frac{3}{4}$ " de tamaño, se muele el total de la muestra.

*Antes de moler una nueva muestra hai que asegurarse de que las máquinas estén perfectamente limpias i libres de partículas del lote tratado anteriormente, pues si no se hace esto i el primer mineral era rico, la muestra que se va a moler no tendrá valor.*

Clase b) Habiendo molido todo el mineral a un tamaño inferior a  $\frac{3}{4}$ " se forma con él una pila circular i se trata segun el método que se esplica aquí.

Por medio de la pala se forma una pila cónica del mineral, echando cada palada sobre la cúspide del cono. Deshágase la pila i vuélvase otra vez a formar, repitiendo esta operacion hasta tener la seguridad de que la mezcla está completamente hecha. Esta pila cónica de 8' o mas de diámetro i unos  $3\frac{1}{2}$ ' de alto, se trasforma en un cono truncado de 6" a 12" de alto i se divide en cuarto<sup>s</sup>.

Los cuartos  $a'$  i  $a''$  se separan; los cuartos  $x'$  i  $x''$  se llevan a la cancha del mineral. Los dos cuartos separados se mezclan como ántes i con ellos se forma un cono, tomando alternativamente una palada de  $a'$  i otra de  $a''$ ; en seguida se cuartea separando esta vez los cuartos  $x'$  i  $x''$ . Se vuelve a formar i cuartear, otro cono mezclando paladas alternadas de  $x'$  i  $x''$ . Si la muestra primitiva era de 4.000 libras, esta es ahora de 500 libras. Se muele en cilindros, i se reduce a un tamaño de  $\frac{1}{4}$ "; se mezcla i se cuartea otra vez, obteniendo 250 libras. Se tritura otra vez en cilindros i se hace pasar por un tamiz de 8 mallas por pulgada lineal.

Se vuelve a mezclar i a cuartear, obteniendo 125 libras. Estas se muelen i se hacen pasar por un tamiz de 12 mallas por pulgada lineal. La mezcla i cuarteo se repiten hasta obtener una muestra de unas 30 libras. En todos estos cuarteos debe estarse mui atento para recojer las partes finas correspondientes i no dejarlas sobre la cancha para que se reúnan con las demas. *Pésese siempre el mineral ántes de tamizarlo.*

Las 30 o mas libras de mineral se pasan por un tamiz de 30 a 40 mallas por pulgada lineal, se cuarteas hasta obtener 2 a 4 lbs. Si la muestra está mui húmeda, se seca a 100°C durante  $\frac{3}{4}$  de hora, se pesa i el total se muele en una placa para moler i se pasa despues por un tamiz de 100, 120 o 140 mallas por pulgada lineal.

Pequeñas muestras tomadas a mano, que pesan 600 gramos i ménos se molerán i pasarán por el tamiz fino.

*La mesa de molienda debe estar perfectamente limpia ántes de usarla.* Si quedan partículas de oro o plata sobre el tamiz, se pesan, se envuelven en una hoja de plomo químicamente pura (Q. P.), principalmente exenta de plata i oro, i se copela. El boton resultante se pesa i se determina el oro.

Si se sospecha que las partículas son solo de oro, el residuo se envuelve en una hoja de plomo Q. P. añadiendo un poco de plata, se copela despues i se determina el oro.



Conociéndose estos pesos i el mineral ántes de pasarlo por el tamiz, se puede calcular el número de gramos por tonelada; i se añade al ensaye del mineral que pasa por el tamiz.

### CAPITULO III

#### ENSAYE DE LA PLATA EN LOS MINERALES

Los minerales que contienen plata se pueden ensayar por via seca, de dos modos diferentes:

1.º Por el método de escorificación.

2.º Por el método en crisol.

En ámbos casos se tiene en vista:

1.º La adición de algunos flujos para combinarse con la ganga del mineral e impurezas, produciendo una escoria exenta de metales preciosos.

2.º Mezclar plomo granulado o litarjirio con el mineral, por medio de los que la plata i el oro se reunen i alean con el plomo.

3.º Separar la plata i el oro del plomo por copelación.

La plata en los minerales puede ser nativa o presentarse como minerales verdaderos de plata, es decir, con una composición definida como la cerarguirita (Cl Ag) con 75,26% de plata, la arjentita (S Ag<sub>2</sub>) con 87,1% de plata, etc., pero en la mayoría de los minerales se deriva de minerales arjentíferos como la galena, blenda, piritita, cerusa, etc., presentándose en ganga cuarzosa, calcárea, de pórfido, pizarra, granito. etc.

#### *Método por escorificación*

Es el mas sencillo de los dos métodos i se adapta a la mayoría de los minerales, como tambien a las matas i minerales de cobre, minerales ricos en antimonio, zinc i otras sustancias parecidas. Es un proceso de oxidación i las impurezas (Cu, Sb, Zn) se oxidan por el aire o por el litarjirio formado en el proceso, i se volatilizan como óxidos o pasan a la escoria.

En el proceso en el crisol, el Cu, Sb, Zn, que hai que eliminar, suelen ser reducidos i pasan al boton de plomo, i tienen que ser despues separados.

*Minerales ordinarios.*—El procedimiento es el siguiente: Pésese cuidadosamente una porción de mineral, de 2,5 gramos en la balanza de pulpa; colóquense en una escorificadora. En la balanza de flujos pésese 30 gramos de plomo granulado i aproximadamente la mitad mézclese con el mineral en la escorificadora, colocando la otra mitad encima. Agréguese despues alrededor de 1 gramo de vidrio de bórax. La escorificadora se coloca ahora en la mufla con las tenazas especiales. La mufla deberá estar mui caliente.

*Período de fusión.*—La puerta de la mufla se *mantendrá cerrada por algun tiempo*, a fin de que se funda el contenido de la escorificadora.

*Período de tuesta.*—Se abre la puerta de la mufla para que éntre el aire. El



mineral i el plomo están perfectamente fundidos o algunas pequeñas partículas de mineral flotan en el baño. Se dejará entrar gran cantidad de aire para tostar i oxidar las impurezas del mineral, para oxidar el plomo a fin de obtener litarjirio. Este i el aire son los agentes de descomposicion por medio de los que se oxidan i volatilizan sustancias como el As i Sb, o pasan a la escoria.

*Período de escorificacion.*—Metales como el Cu. i Zn. van a la escoria i en parte tambien al boton de plomo. El azufre de los sulfuros se oxida a  $\text{SO}_2$  i se volatiliza.

*Si el contenido de la escorificadora no es perfectamente líquido i no presenta una superficie limpia de plomo, el ensaye necesita mas calor, mas bórax o mas plomo.*

Si el ensaye está en buenas condiciones durante la tuesta i escorificacion, el litarjirio formado se combina con la ganga del mineral i con el material de la escorificadora. La escoria formada va a la circunferencia de la escorificadora, quedando en el interior una superficie de plomo llamada *ojo*.

La escoria aumenta poco a poco, el ojo de plomo se achica mas i mas i al fin la escoria cubre por completo al plomo.

El período de escorificacion ha terminado. El mineral debe haberse descompuesto completamente i la escoria debe estar pobre o libre de plata, que se recoje junto con el oro en el boton de plomo.

*Período de licuefaccion.*—Ciérrese la puerta de la mufla i aumentese el calor unos pocos minutos para licuar bien la sustancia a fin de vaciarla con facilidad. Viértase el contenido en un molde que ha sido frotado con tiza, óxido de fierro o aceite, *previamente calentado i seco*. La superficie interior de la escorificadora será limpia i no quedarán trozos de mineral o de sustancia no descompuesta.

Una vez fria, quiébrese la escoria, que deberá estar exenta de partículas de plomo. Golpéese el plomo hasta darle la forma de cubo i pése en la balanza de flujo. Si el plomo es pesado i maleable, está listo para la copelacion. Si es quebradizo i duro, puede contener impurezas que deben eliminarse por una reescorificacion, agregando cierta cantidad de plomo granulado.

*Los botones quebradizos pueden contener Cu, As, Sb, Zn, S, PbO, o una aleacion rica de Pb i Ag o Pb i Au. Los botones duros pueden contener Cu, Sb o una aleacion rica.*

Lo esencial en este proceso de escorificacion es:

*Calor.*—Plomo granulado.

*Aire.*—Accesorios son: vidrio de bórax i sílice.

*Las variables son:*—vidrio de bórax.

*Sílice.*—Plomo granulado.

*Temperatura.*—Tamaño, profundidad i diámetro de la escorificadora.

A fin de evitar una pérdida grande de plata i oro en la escoria no deberá ésta contener oxisulfuros.

Algunos minerales no necesitan adiccion de vidrio de bórax; otros necesitan gran cantidad. Una pequeña cantidad no perjudica, *pero una gran cantidad puede cubrir todo el plomo ántes que el mineral haya sido descompuesto, no pudiéndose así efectuar el ensaye.*



El vidrio de bórax actúa como un flujo ácido i es especialmente útil para disolver al combinarse con los óxidos formados en la escorificación.

Minerales que contienen mucha cal, zinc i arsénico, necesitan gran cantidad.

Minerales sulfurados, pesados, concentrados, o con poca ganga, necesitan la adición de sílice para ocupar su lugar.

En jeneral 2,5 gramos de mineral necesitan 30 a 40 gramos de plomo granulado i un poco de bórax. Los siguientes minerales necesitan una cantidad mucho mayor:

2,5 gramos de mineral necesitan

	Plomo	Calor	Vidrio de bórax	Sílice
Minerales de antimonio.....	50—60 gr.	Alto	3 a 7 gr.	—
Minerales de arsénico.....	60 »	»	» »	—
Minerales de cobalto i níquel.....	65 »	»	» »	—
Matas de cobre.....	70—90 »	Mui bajo	1 a 1½ »	1
Minerales de cobre..	60—70 »	»	» »	1
Galena.....	40—45 »	Medio	2 a 3 »	—
Matas de plomo.....	50 »	Bajo	1—2 »	—
Speiss de plomo...	60 »	Alto	» »	1
Minerales de manganeso.....	50 »	Medio	2 a 3 »	—
Pirita (S <sub>2</sub> Fe).....	45—50 »	»	» »	—
Minerales de estaño .....	60—70 »	Alto	» »	1
Minerales de zinc .....	60 »	»	3 a 5 »	1
1,0 gramo necesita Speiss de fierro...	70 »	»	5 a 7 »	1

Muchos de los anteriores, especialmente los minerales de cobre i níquel, necesitan dos o mas escorificaciones ántes de que el boton se pueda copelar.

1 parte de cobre necesita 10½ partes de plomo para oxidarse i ser llevado a la escoria o absorbido por la copela.

El peso del boton, despues de la escorificación, depende de la ganga del mineral, de la cantidad de plomo, de vidrio de bórax, de la SiO<sub>2</sub> usada del tamaño de la escorificadora i de su posición en la mufia.

El boton de plomo no deberá pesar ménos de 10 a 12 gramos.

Botones que pesan mas de 30 gramos deben ser reescorificados por si contienen impurezas i porque son mui grandes para la copela. Colóquese la escorificadora en la mufia i caliéntese a la temperatura de escorificación, agregando en seguida el boton de plomo; despues que la sustancia se ha fundido, agréguese algo de SiO<sub>2</sub> para ayudar a la escorificación del litarjirio que se forma. La escoria consiste en silicatos i óxidos de plomo i de las impurezas que éste contiene. Cuando el plomo tiene cobre agréguese plomo granulado, hasta obtener 60 gramos. El cobre se oxida por el PbO i SiO<sub>2</sub> i es mejor una temperatura baja. A veces se necesitan tres o mas escorificaciones para obtener un boton puro de plomo. Si se copela no estando puro, el boton se solidifica i el ensaye se pierde.



Un gran boton de plomo, puro, que se ha escorificado para disminuir su peso es a menudo quebradizo debido a que contiene PbO formado en la segunda escorificacion.

### *Copelacion*

El boton de plomo obtenido en la escorificacion, que será pesado, maleable i de la forma de un cubo con aristas i vértices truncados, no pesando mas de 30 gramos, está listo para ser copelado. Tendrá todo el oro, plata i el grupo del platino del mineral; la operacion siguiente es la oxidacion del plomo a litarjirio que es absorbido por la copela, quedando sobre ésta, el oro, plata i metales del grupo del platino. *La copela debe calentarse primero en el extremo de la mufla i despues mas i mas adentro, hasta que tome la mayor temperatura del horno.* Cuando está roja completamente se pone el boton de plomo en ella, i cuando hai varias copelas en el horno se cargan primero las del frente.

La copela deberá pesar mas que el boton de plomo i deberá poderlo contener sin que rebalse el plomo fundido.

Se cierra la puerta de la mufla i se funden los botones, tan pronto como se pueda. Cuando esto ha sucedido i empieza formarse el PbO, es decir, cuando el plomo está limpio en su superficie, se abre la puerta de la mufla i baja la temperatura. La temperatura es mui inferior a la de escorificacion. *Si es exactamente la conveniente (625° C. a 775° C) se forman cristales de PbO en el rededor interior de la superficie de la copela o frente al lado mas frio, sobre el boton.*

Si la temperatura es mui alta, no se forman cristales de litarjirio; la copela entera parece mui caliente i el color del litarjirio, absorbido por la copela apenas se nota.

Sobre 775° C la plata se volatiliza rápidamente. A 925° C la pérdida es 3 a 4% i a 1.000° C mas de 4%. Si la temperatura es mui baja, la copela toma color oscuro i se enfría; se empieza a formar una capa de litarjirio sobre el boton de plomo i éste cesa de oxidarse, se enfría i el ensaye es sin valor.

El boton de plomo se oxida poco a poco por el aire, i el 90% a 95% del litarjirio se absorbe por la copela; el resto se escapa como óxido que despues se trasforma en carbonato de plomo con el exceso de aire. A medida que el boton se achica se redondea mas i mas i las manchas del litarjirio aumentan en la copela. Esto indica que el boton está próximo al «relámpago» i el calor deberá elevarse, o la copela se introducirá mas en el horno. Cuando las últimas partes del litarjirio se escapan del boton, se ve un brillante juego de colores i el boton parece que se ajita i revuelve. Cuando desaparecen los colores, el boton se vuelve pesado i despues de unos segundos brilla mostrando el color de la plata. La última parte del proceso de la copelacion se llama «el relámpago».

La copela no se saca de la mufla hasta que el boton esté solidificado. Cuando el boton se solidifica otra vez brilla o reluce. Un buen boton se separa fácilmente de la copela i tiene lustre de plata; es redondo si es pequeño, i hemisférico si largo, blanco opaco en el fondo. *Los botones grandes se retirarán lentamente i se cubrirán con una copela caliente, a fin de evitar la «vejetacion».*



Los botones de plata que contienen mucho oro, raras veces, casi nunca, vejetan.

La vejetacion se debe a que del boton se desprende rápidamente el oxígeno que ha absorbido en la copelacion.

*Los botones que han vejetado, como los que se han enfriado, se rechazarán, pues dan resultados mas bajos aun si se copelan otra vez con plomo o carbon o ámbos. Una copela, con tal que su cavidad sea bastante grande, absorberá su propio peso de litarjirio.*

*El calor en la copelacion será siempre inferior al en la escorificacion, pero en el caso de botones grandes o de botones de oro, se aumentará en el período del relámpago, a fin de mantener la plata o el oro fundidos, mientras los últimos restos del plomo i litarjirio se absorben.*

Cuando el grano está frio se toma con las pinzas para botones, se limpia con un pequeño cepillo. Si no queda limpio, se golpea con un martillo sobre un pequeño yunque i se limpia otra vez. *El boton que debe estar frio, está listo para pesarse i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada.*

Se usará una balanza sensible a  $\frac{1}{100}$  de miligramos.

La pérdida principal de plata tiene lugar en la copelacion.

La Ag i el Au no se oxida en la copelacion; pero una parte es arrastrada a la copela por el PbO i otra volatilizada con el PbO.

Estas pérdidas dependen del calor usado, de la testura de la copela i del tamaño del boton de plomo. La pérdida en la copelacion se puede determinar copelando con plomo el grano obtenido i volviéndolo a pesar: la pérdida de peso es la correccion.

Los granos que contienen plata i oro, cuando se copelan a una temperatura demasiado baja, cerca del fin de la copelacion, del relámpago, en vez de continuar copelándose, se achatan, produciéndose un grano gris. Esto se debe a la presencia de unos 8% a 12% de plomo. Estos botones deberán volverse a copelar con plomo.

Botones de esta clase no deben confundirse con los que tienen una *fuerte proporcion de platino*, que se achatan i tienen un aspecto parecido. Copelaciones repetidas no cambian el aspecto de estos botones.

Cuando hai platino en pequeña cantidad, el grano de plomo es áspero, irregular i se necesita una alta temperatura para terminar la copelacion.

#### MÉTODO EN EL CRISOL

*Horno de crisol o de viento; combustible: coke.*

El objeto aquí, como en el método por escorificacion, es formar una escoria con la ganga del mineral i reunir los metales preciosos por medio del plomo, que se copela despues.

En el método por escorificacion los flujos principales son plomo i vidrio de bórax, con adiccion de sílice en algunos casos i a veces tambien de soda.

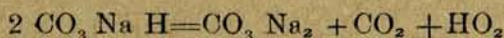


El acceso libre del aire produce una atmósfera oxidante. En el proceso en el crisol, por otra parte, aunque se hace uso de agentes oxidantes, tales como el litarjirio (PbO) i el nitro (NO<sub>3</sub> K), se usan en jeneral agentes reductores, i estando el crisol cubierto, la atmósfera es reductora.

#### FLUJOS I REACTIVOS

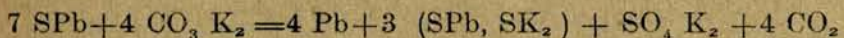
Los principales flujos i agentes de descomposicion usados, son los siguientes:

*Carbonato de sodio i carbonato de potasio.* Son los flujos mas importantes. El bicarbonato de sodio se puede usar en vez del carbonato neutro, porque aquél se descompone por el calor en carbonato:

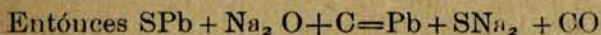
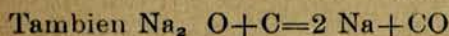


Ambos carbonatos actúan como flujos básicos combinándose con la sílice para formar silicato del álcali con desprendimiento del CO<sub>2</sub>. Este gas tiende a hacerlos oxidantes.

Ambos silicatos forman compuestos fusibles con muchos óxidos metálicos, pero los compuestos no son estables i son fácilmente destruidos por la presencia del carbon. Considero el carbonato de sodio uno de los mas importantes, si no el mas importante flujo en ensayos de minerales sulfurados en el crisol. Descompone estos sulfuros con reduccion, en el caso de la galena a plomo



Si se calienta en un vaso cerrado  $2 \text{C} + \text{CO}_3 \text{Na}_2$ , tenemos  $2 \text{Na} + 3 \text{CO}$ , o  $2 \text{CO}_3 \text{Na}_2 + \text{C} = 3 \text{CO}_2 + 4 \text{Na}$



La cantidad de Pb producida depende de la cantidad de álcali usada.

Ambos carbonatos pueden usarse indiferentemente, pero el de sodio debe preferirse por ser mas barato i ménos delicuescente. La mezcla de los carbonatos es mas fusible que cada uno solo. El bicarbonato de sodio es mas jeneralmente usado por estar exento de sulfatos.

*Bórax o biberato de sodio* ( $2 \text{B}_2 \text{O}_3, \text{Na}_2 \text{O}$  o  $\text{B}_4 \text{O}_7, \text{Na}_2 + 10\text{H}_2 \text{O}$ ).—Es un excelente flujo universal. No es oxidante ni desulfurante, pero forma compuestos fusibles con todas las bases i se funde i combina con la mayoría de los óxidos metálicos. Debido a la presencia de ácido bórico actúa como flujo ácido, pero no es tan fuerte como el SiO<sub>2</sub>. Gran cantidad en la fusion, como la SiO<sub>2</sub>, la hace espesa. Puede usarse en forma de biberato de sodio, pero debido a su



gran cantidad de agua (47.2%) que produce un considerable aumento de volumen en el crisol o escorificadora, es mejor usar vidrio de bórax.

*Vidrio de bórax.*—Es el bórax fundido, vertido en moldes i quebrantado en pedacitos. Es casi doblemente mas activo que el bórax ordinario.

*Litarjirio PbO* (Pb=92,86%, O=7.14%).—Es un agente poderoso de oxidacion; oxida todos los metales, excepto el Au i Ag i los sulfuros i sulfosales. Es un flujo universal que forma compuestos fusibles con las bases i se combina con la  $\text{SiO}_2$  formando silicatos de plomo de diversa fusibilidad, segun la proporcion de PbO i  $\text{SiO}_2$ . El fierro metálico sustituye al plomo en los silicatos, parcial o totalmente.

Aunque el PbO es una base fuerte, forma compuestos fusibles con óxidos infusibles por sí mismos. En el ensaye al crisol, aunque actúa como flujo, su uso principal es suministrar el plomo para alearse i reunirse con los metales preciosos del mineral. En contacto con carbon, materia orgánica, sulfuros metálicos o fierro, se reduce a plomo metálico que arrastra el Au i Ag.

*Fierro.*—Es un agente desulfurante i separa el azufre de los sulfuros de Pb, Ag, Hg, Bi, Zn, Sb, Sn i en parte del de Cu. Tambien reduce el PbO a Pb i precipita Pb de sus silicatos.

*Carbon de madera, argol, crema de tártaro, azúcar, almidon, harina.* (Poder reductor (P. R., alrededor de 15).—Todos son agentes reductores. Se usan en el ensaye en crisol para reducir el PbO a Pb. Tienen diferentes poderes reductores, i algunos ensayadores prefieren unos a otros. El carbon de madera es infusible i no se combina con los flujos; una gran cantidad hace la sustancia espesa e infusible. La harina se consigue fácilmente i por eso se usa mui a menudo. Prefiero el argol o la crema de tártaro, porque al calentarla desprende carburos de hidrójeno, CO,  $\text{CO}_3 \text{K}_2$ , KOH i carbon finamente dividido, i por este motivo actúa como flujo i agente reductor. Se le hace la objecion de que hace hervir excesivamente a la fusion.

*Nitrato de potasio i nitrato de sodio.*—Son poderosos agentes oxidantes. Funden sin alteracion a una temperatura inferior al rojo, pero calentados a mayor temperatura desprenden oxígeno, descomponiendo los sulfuros, arseniuros, etc., en el mineral. Oxidan mui lentamente al Pb a no ser que esté finamente dividido i suspendido en la masa fundida.

*Sílice.* ( $\text{SiO}_2$ ).—Es un fuerte flujo ácido. Se usa cuando las bases en el mineral están en exceso o cuando falta la ganga, i tambien para proteger las escorificadoras i crisoles de la accion del litarjirio.

*Vidrio.*—Es el vidrio ordinario de ventana. Es ya silicato de álcalis, cal, plomo, o de todos ellos, i su influencia en la fusion no es tan marcada como la de la sílice. Su uso en el crisol se recomienda para los principiantes, porque parece actuar facilitando la fusion i es ventajoso en la fusion de arenas negras de concentracion. Un exceso no es perjudicial.

*Espato de fluor* ( $\text{F}_2 \text{Ca}$ ).—El flujo mas excelente para la barita o espato pesado.

*Sal* ( $\text{ClNa}$ ).—Se usa para cubrir las cargas i resguardarlas del aire i para limpiar la superficie interior de los crisoles.



## ENSAYE DE LOS REACTIVOS

Una de las primeras cosas que debe hacer un ensayador es probar la pureza de sus reactivos. El plomo i litarjirio deben estar excentos de Ag i Au, pero esta pureza solo se consigue con una refina especial. Como el Au se puede separar mas fácilmente que la Ag, el Au se encuentra con ménos frecuencia que la Ag. Algunos litarjirios i plomos comerciales contienen, considerable cantidad de Ag i a veces de Au, por eso es necesario ensayar cada lote recibido, tomando una muestra como en un mineral.

*Plomo granulado.*—Si no se encuentra en el comercio, se hace fundiendo plomo a una temperatura tan baja como se pueda, echándolo en un cajon i sacudiéndolo lentamente en direccion horizontal hasta que principie a solidificarse; se sacude entónces rápidamente hasta que se granule. Se tamiza en seguida i se refunde el residuo sobre el tamiz. Puede hacerse tambien soplando vapor sobre un chorro de plomo fundido.

*Ensaye por plata i oro.*—Escoriffiquense 3 o 4 porciones de 100 a 150 gramos. Si es necesario, reescoriffiquense los botones resultantes hasta que tengan el tamaño conveniente para la copelacion. Pésese el grano de metales preciosos i determínese el oro.

*Litarjirio.*—Ensaye por oro i plata.—100 a 150 gramos de PbO se mezclan con argol u otro reductor para obtener unos 30 gramos de plomo, con unos 10 gramos de vidrio de bórax i 20 gramos de soda, para facilitar la fusion, cubriéndose la carga con sal. El plomo reducido arrastra toda la plata i el oro de la cantidad total de litarjirio usada. Pésese el grano i determínese la cantidad de oro.

*Poder oxidante del nitro.*—Se determina fundiéndolo con un mineral o cuerpo (carbon, harina), de *poder reductor* conocido.

He aquí dos ejemplos:

Mineral o sustancia reductora, gramos	S <sub>2</sub> Fe Calcopirita		Harina	
	2	3	1	2
CO <sub>3</sub> Na H (bicarbonato) .....	2	3	.....	.....
PbO (litarjirio).....	90	90	90	90
NO <sub>3</sub> K (nitro).....	...	4	...	4
B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> Na <sub>2</sub> (vidrio de bórax).....	2	5	5	5
	Capa de sal		Capa de sal	
Plomo, gramos .....	18	9, 2	11,2	5
Poder reductor (P. R) (por gramo)	9		11,2	
Plomo oxidado por 4 gr. NO <sub>3</sub> K...	27-9, 2		22,4-5	
	=17,8		=17, 4	
Poder oxidante (P. O.) (por gramo)	4,45		4,35	
Promedio.....		4, 4		



*Ajentes reductores* (Carbon de madera i argol).—Ensaye del poder reductor (P. R).

Mézclense en el crisol en el órden dado los siguientes cuerpos:

PbO.....	60	gramos	PbO.....	60	gramos
CO <sub>3</sub> NaH.....	3	»	CO <sub>3</sub> NaH.....	3	»
Argol.....	3	»	Carbon de madera...	1	»
SiO <sub>2</sub> .....	2	»	SiO <sub>2</sub> .....	2	»
o vidrio.....	5-10	»	o vidrio.....	5-10	»
Capa de sal			Capa de sal		

El argol i carbon se pesan en la balanza de pulpa, lo demas, en la de flujo. Cúbrase el crisol en el horno, a fin de que no caiga coke. Despues que ha cesado la ebullicion, la reaccion  $2 PbO + C = Pb C + O_2$ , ha terminado. El boton de plomo se puede obtener, rompiendo el crisol frio, o vertiendo el contenido fundido sobre un molde. Supóngase que los botones de plomo pesen 29 gramos el obtenido con carbon i 24 el obtenido con argol; el poder reductor del primero será, entónces, 29 gramos, i el del segundo, 8 gramos. El exceso de litarjirio queda como tal o como silicato de plomo.

ENSAYE DE MINERALES

La ventaja principal del «método en crisol» para ensayes de plata i oro es que se pueden usar grandes cantidades de mineral. Por eso se aplica bien a minerales pobres en oro i plata, a minerales de ganga refractaria como cal, barita, que necesitan mucho bórax o vidrio, etc., para fundirlos en la escorificadora, a minerales como el cloruro de plata que salta en la escorificadora. Evítese en lo posible usar el «método en crisol» con minerales que contienen gran cantidad de cobre, antimonio i metales parecidos que pueden ser reducidos i arrastrados así al boton de plomo, haciéndose necesaria una escorificacion.

Dividiremos los minerales, para este método, en dos clases:

*I clase.*—Minerales silicosos, con óxido i carbonatos, o que no contienen sulfuros, arseniuros, etc., o sea minerales que no tienen poder reductor.

*II clase.*—Minerales que llevan sulfuros, arseniuro, materia orgánica, etc., es decir, minerales con poder reductor.

*I clase.*—Se ensayarán segun el siguiente plan (El crisol se llenará solo hasta los  $\frac{2}{3}$ ):

*Mineral silicoso*

Mézclense en el crisol:

Mineral.....	10	gramos	10	gramos
Bicarbonato de sodio.....	30	»	15	»
Bórax.....	0,3	»	0,5	»
Litarjirio.....	30	»	60	»
Argol.....	3 $\frac{1}{4}$	»	3 $\frac{1}{4}$	»

Capa de sal

Poder reductor del argol: 8



La fusion produce un boton de 26 gramos de plomo. Los flujos se pesan primero i se ponen en el crisol i el mineral al fin. La mezcla se comprime dando algunos golpes al crisol sobre su base i despues se pone la capa de sal.

Si el mineral contiene mucha cal u óxidos metálicos, se aumentará la cantidad de bórax o se agregará sílice. Si hai sulfato de bario debe agregarse fluosfato, bórax o sílice. Si hai mucho  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  o  $\text{Mn}_2\text{O}_3$  (oxidantes) debe agregarse mayor cantidad de agente reductor si no se conoce el poder oxidante del mineral.

Cargas para diversas clase de gangas:

	Ganga calcárea	$\text{SiO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ P. O. = $\frac{1}{3}$	Ganga: silicato de Al i Mg.
Mineral.....	10 gr.	10 gr.	10 gr.
Bicarbonato de sodio.....	15 »	15 »	30 »
Bórax.....	10 »	10 »	10 »
Lítarjirio... ..	60 »	60 »	40 »
Argol (P. R.=8).....	3 $\frac{1}{4}$ »	4 »	3 »
Sílice... ..	2 »	— »	5 »

#### CAPA DE SAL

*Fusion en el horno de viento.*—Direcciones jenerales.—Se pone combustible nuevo sobre el fuego i los crisoles se colocan en seguida. Se tapan los crisoles i se rodean de combustible; se quita el registro del horno i el contenido de los crisoles se funde lentamente. Cuando empieze la fusion disminúyase el tiraje del horno para que la fusion se efectúe poco a poco a fin de evitar que hierva demasiado i de que queden partículas de plomo i mineral adheridas a las partes superiores del crisol. Cesada la ebullicion hágase jirar el crisol con las tenazas, i despues aumentese el calor hasta que la fusion quede tranquila, digamos 30 a 45 minutos. Como regla, cuanto mayor es la cantidad de sulfuros mas dura es la fusion. La magnetita i otros minerales refractarios necesita mucho tiempo i alta temperatura para fundirse. Terminada la fusion sáquese el crisol con las tenazas especiales i viértase el contenido en moldes que han sido frotados con yeso, tiza, etc., i calentados. Una vez frio, se saca el boton de plomo que debe ser pesado i maleable. Golpéese con el martillo dándole la forma de un cubo. Pése en la balanza de flujo con aproximacion de un gramo. Si el boton es duro i quebradizo se deberá escorificar ántes de la copelacion. Una escoria roja indica óxido cuproso ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ); si la capa de sal es azul, tambien hai cobre, debido al sulfato ( $\text{SO}_4\text{Cu}$ ) o cloruro. El boton adherirá débilmente a la escoria. Un boton que se desprende de la escoria indica mucho calor o una fusion mui prolongada. Si hai una mata entre el boton i la escoria, esto indica que la fusion ha sido corta e imperfecta. Botones duros tienen cobre o antimonio o ámbos. Botones quebradizos pueden contener Cu, Sb, As, Zn, S, PbO o puede ser una aleacion rica de Pb. i Ag o Pb i Au.



El boton de plomo se copela si pesa ménos de 30 gramos. Si pesa mas o contiene impurezas, se escorifica primero. Se copela del modo ordinario. El boton de plata se pesa haciendo la correccion por la Ag. contenida en el PbO usado, i el resultado se espresa en diez milésimos (D. M.) o gramos por tonelada (de 1000 kgs.).

*Fusion en la mufla.*—(Véanse los ensayes de plomo a fin de aprender el modo de conducir la fusion en la mufla). Actualmente la mayoría de los ensayes se hacen en la mufla i nó en el horno de viento. Desde que se han introducido los hornos de petróleo i gasolina o su combinacion, se funde indistintamente en los hornos de crisol o muflas. El primero tiene la ventaja, cuando se calienta con combustible sólido, de que se puede obtener una temperatura mucho mas elevada que en la mufla. La fusion en la mufla dura alrededor de una hora. La carga del crisol no deberá hervir demasiado i fundirá fácilmente. Por esto se pondrá bastante litajirio i poca soda, usándose vidrio de bórax en vez de bórax.

*II clase. (Minerales con sulfuros, arseniuros o materia orgánica, o sea con poder reductor).*—El ensaye en crisol se hace determinando previamente el poder reductor i haciendo despues el ensaye por una fusion corriente.

*Poder reductor de los minerales.*—En la fusion del ensaye la cantidad de bicarbonato de sodio usada es igual a la de mineral, o doble; en la fusion preliminar mantendremos esta relacion. Péense los flujos primero i mézclense en el crisol con el mineral que se pone arriba.

Tómese de 2 a 10 gramos de mineral segun si la cantidad de sulfuros es grande o pequeña; mézclense con 80 gramos de litarjirio i con una cantidad de bicarbonato de sodio igual o doble a la de mineral. Condúzcase la fusion como al determinar el poder del P. R. del argol i carbon de madera, ya descrita. Fúndase 10 a 15 minutos a alta temperatura. Si 5 gramos de mineral producen 5,5 gramos de plomo, el P. R. es 1,1

El P. R. obtenido varía con las diferentes condiciones en que se efectúa el ensaye, temperatura, cantidad de flujos, etc., i por eso debe hacerse en condiciones análogas a las del ensaye del mineral.

*Fusion del mineral.*—(Horno de viento). Se conduce la fusion como se ha descrito en la I clase, teniendo cuidado especial si hai mucho nitro en la carga. La cantidad de nitro i argol que hai que agregar deberá calcularse para cada caso.

Por ejemplo, si el poder reductor del mineral es 0,9 en el caso 1, i 4 en el caso 2, las cargas serán:

	Núm. 1	Núm. 2
Mineral .....	10	10
Bicarbonato de sodio.....	15	15
Bórax .....	5	5
Litarjirio.....	60	100
Argol (P. R.=8).....	1½	—
Nitro (P. O=4,3) .....	—	7
Vidrio .....	—	10



## CAPA DE SAL

*Fusion en la mufla.*—En muchos minerales de la II clase el uso obligado del nitro produce efervescencia que puede hacer rebalsar el crisol.

*Tamaño de los botones de plomo.*—Deberá ser en la fusion en crisol de 25 a 30 grs. Los botones mas chicos suelen no reunir todo el metal precioso.

*Métodos especiales*

Minerales con mucho cobre i antimonio (matas de cobre) pueden producir cobre i antimonio que pasa al boton de plomo. A fin de evitarlo se agrega un gran exceso de litarjirio, unos 150 gramos para 10 o 15 gramos de mineral. Habrá tambien sílice o bórax suficiente para escorificar los metales. Se pueden ensayar así unos 10 gramos de matas de cobre, cantidad mucho mayor que en el método de escorificacion, lo que es ventajoso si la mata es pobre.

Si el mineral tiene poder oxidante, debe determinarse.

## CAPITULO IV

## ENSAYE DEL ORO EN LOS MINERALES

Debe tenerse presente que al ensayar minerales de oro, se opera sobre sus tancias relativamente mui pobres en este metal. Minerales que tienen 1 gramo por tonelada o 0,1 de cien milésimo (C. M.) suelen ser provechosos.

Por eso, en el ensaye debe procederse con mucha exactitud; debe operarse sobre cantidades de mineral mayores que en los ensayos de plata i plomo; es necesario, ademas, que la muestra esté finamente pulverizada, pasando por tamices de 50 mallas por centímetro lineal.

Los minerales que tienen plata pueden tambien tener oro.

Por regla jeneral, el oro se presenta en las venas de cuarzo, en las pizarras, granitos, gneisses i sienitas. Se presenta en estado nativo i asociado con sulfuros, piritas i arsenopiritas, galenas, calcopiritas i blendas.

Hai tambien minerales mui ricos en oro, como los telururos de plata i oro que tienen de 30% á 60% de oro.

El ensaye se compone de las operaciones siguientes:

1.<sup>a</sup> Reunion del oro i plata del mineral por medio del plomo en el método de escorificacion, i del litarjirio, reducido a plomo, en la fundicion en crisol. La ganga e impurezas del mineral van a la escoria.

2.<sup>a</sup> Copelacion del boton de plomo resultante.

3.<sup>a</sup> Peso del grano de Au+Ag, si hai que determinar la Ag.

4.<sup>a</sup> Incuartacion del grano si es necesario.

5.<sup>a</sup> Tratamiento del boton con  $\text{NO}_3\text{H}$  o  $\text{SO}_4\text{H}_2$ , lavado con  $\text{H}_2\text{O}$ , i colocacion del oro en un crisol de porcelana.

6.<sup>a</sup> Secamiento, calentamiento i pesada del oro.



Los minerales de oro pueden dividirse en varias clases:

*I clase.*—Minerales sin sulfuros, arseniuros o materias reductoras de la ganga.

*II clase.*—Minerales con sulfuros, arseniuros, etc., en la ganga, o con poder reductor.

*III clase.*—Minerales telurados.

*Métodos que pueden usarse en el ensaye*

*I clase. (Método por escorificacion). A.*—No se usará este método sino cuando sea necesario, por ejemplo, en el caso de cobre en lingotes o en barras o de sustancias ricas en cobre, i sustancias parecidas no apropiadas para el ensaye en crisol. La pérdida de oro es mayor en la escorificacion que en la copelacion, Si hai que seguir este método tómense 2,5 gramos i procédase como se describe en el ensaye de las matas de cobre. Si el mineral es pobre hai que tomar 5 o mas porciones, que al fin se juntan para determinar el oro en el total.

*I clase. (Método en el crisol). B.*—Puede efectuarse el ensaye en el horno de viento o en la mufla. Tiene la gran ventaja sobre la escorificacion de que se puede tomar una cantidad mayor de mineral, por ejemplo, 25 gramos.

Como en el ensaye de plata, los flujos activos estarán en la proporcion del mineral tomado.

El ensaye se efectúa en crisoles mas grandes, como se ha descrito para los ensayos de plata.

He aquí algunas cargas:

	Mineral silicoso	Mineral calizo	Mineral con Fe <sup>2</sup> O <sub>3</sub> nativo o de la tuesta del S <sup>2</sup> Fe	Mineral con 12% de cobre
	gramos	gramos	gramos	gramos
Mineral.....	25	25	25	12,5
Bicarbonato-sodio.....	60	40	40	15
Bórax.....	5	15 a 25	20	10
Litarjirio.....	30	30	30	100
Argol (P. R=10).....	2½	2½	7 (1)	2½
Sílice.....	.....	5	4	3
	Capa	de sal.		

*Fusion en la mufla.*—Se efectúa como en el ensaye de plata.

*II. clase (Método en crisol). Método C.*—Escorifiquese i trátese como en *I clase, A*, método especial para las matas de cobre.

*Método D.*—Tuéstese el mineral i trátese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

(1) El Fe<sup>2</sup> O<sub>3</sub> es oxidante i oxida algo del argol.



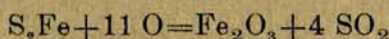
Método E.—Necesita gran cantidad de litarjirio i poca soda i nitro si es necesario. Hai que hacer una fusion preliminar para determinar el poder reductor del mineral. El método se adapta a los minerales con arsénico, antimonio i gran cantidad de  $S_2Fe$ , minerales con mas de 25% de cobre.

*II clase, C.*—Si se está obligado a usar este método, véase el ensaye de las matas de cobre.

*II clase, D.* (Ciertos minerales pueden perder mucho oro si se usa el método precedente).—El método de tostar los minerales que contienen azufre, arsénico i materia orgánica se efectúa así:

Unos 50 gramos de mineral se ponen en una taza de arcilla o de fierro especial para tostar i se calientan lentamente en la mufla. Cuanto mas pesados los sulfuros de mineral, mas fusibles son, tales como  $SPb$ ,  $S_3Sb_2$  i  $SAg_2$  i se deberá conducir la tuesta con mas cuidado. Revuélvase constantemente el mineral, para evitar que se aglomere. Si se aglomera, rechácese la tuesta i comiéndose de nuevo.

La reaccion con el  $S_2Fe$  es:



Es decir, que hai que convertir los sulfuros en óxidos, volatilizando el S. As Sb. Se forma algo de sulfato i arseniato; algunos de ellos, como el sulfato de fierro i el de cobre se pueden destruir por el calor solo o con ayuda del carbon. Se puede usar tambien carbonato de amonio, que forma sulfato de amonio, volátil. Al fin de la tuesta, aumentese la temperatura casi a la de escorificacion o agréguese carbon hasta que no se desprenda mas  $SO_2$ . Es casi imposible tostar a muerte un mineral con arsénico o antimonio.

Todos los componentes del mineral, despues de la tuesta, escepto el oro que está como metal, se encuentran como óxidos, i algo de calcio i plomo quedan como sulfatos. A ménos que el mineral tostado contenga cobre u otros metales fáciles de reducirse, ensáyese como en el ejemplo 3 de la *I clase, B*.

*Método E.* Gran exceso de  $PbO$  i nitro si es necesario (Véase tambien *II clase*, minerales de plata).—Procédase como en los minerales de plata, *II clase*. Determínese el poder reductor. Los minerales que se tratan por este método pueden dividirse en tres clases, segun su cantidad de sustancia reductora, sulfuros, arseniuros, etc.

- a. Minerales que necesitan un agente reductor.
- b. Minerales que no necesitan un agente reductor.
- c. Minerales que necesitan un agente oxidante.

Ejemplos de las tres clases:

	a	b	c	
En la fusion previa.....	10	5	3	gramos de mineral
Dieron un boton de plomo de.....	3	5	12	gramos
Entónces el P. R. es.....	0,3	1	4	»



Las cargas del crisol serán:

	a	b	c
Mineral .....	25	25	25
Bicarbonato de sodio.....	30	30	30
Bórax .....	5—10	5—10	5—10
Litarjirio .....	60	70	120
Argol (P. R=9) .....	2	...	...
Nitro (P. O=4,2).....	...	...	21
Vidrio .....	...	5	25

Capa de sal.

Se obtendrá un boton de plomo que pesa entre 26 i 30 gramos.

La fusion se conduce del modo ordinario. Cuanto mas nitro presente, mas cuidado debe tenerse porque su accion es a veces mui violenta.

*III clase. Minerales telurados.*—En este caso si no se procede con cuidado i método especiales, la pérdida de oro puede llegar a ser mui considerable. Una carga de crisol es la siguiente:

Si el mineral es rico, 5 gramos.

Si el mineral es pobre, 20 gramos.

20 gramos de flujo	{	Soda.....	40 partes
		Potasa .....	20 »
		Harina.....	8 »
		Bórax .....	10 »
50 gramos PbO			
5 » SiO <sub>2</sub>			

Cúbrase con 30 gramos de vidrio de bórax.

Calíentese a la mayor temperatura de la mufia.

Para ver si un mineral tiene teluro, trátase en una cápsula con SO<sub>4</sub>H<sub>2</sub> concentrado i calíentese. Si hai teluro se produce una coloracion púrpura alrededor del mineral, que luego se esparce en toda la solucion, i carmin si hai mucho teluro. El color desaparece al hervir i al agregar agua, precipitándose el teluro gris.

*Copelacion i pesada del grano de metales preciosos.*—Si el ensaye es por plata i oro, el grano resultante de la copelacion se pesa ántes del tratamiento para determinar el oro. La plata se determinará así:

Grano de plata i oro.....	=0,0085	gramos en 25 gramos
Plata en 30 gramos de PBO		
usado.....	=0,0004	»
Plata i oro.....	0,0081	»
Oro.....	0,0021	» =84 gramos por tonelada
Plata.....	0,0060	» =240 » » »



Hai suficiente plata en el boton para la separacion por ácido, pero si el boton no tiene la cantidad suficiente, hai que agregar. Esta plata no necesita pesarse. El cálculo final se hace como en el ejemplo indicado.

Cuando no se conoce la cantidad de plata en el mineral, o es mui pequeña respecto a la del oro, es conveniente agregar un pequeño pedazo de plata químicamente pura al boton de plomo al copelarlo. Así el boton obtenido podrá ser tratado por oro con la seguridad de que hai plata suficiente. Si hai mucha plata, al tratar el boton con ácido, se obtiene el oro finamente dividido. Si hai poca, no se disuelve toda.

*Separacion del oro de la plata.*— Úsese ácido nítrico purísimo (sin ClH o Cl libre). Para que toda la plata del boton se disuelva en  $\text{NO}_3\text{H}$ , la aleacion deberá contener  $2\frac{1}{2}$  a 3 partes de plata por 1 parte de oro. Si tiene ménos plata, no se disuelve del todo i queda con el oro. Habiendo un gran exceso de plata, el peligro de que se pierda el oro que se obtiene finamente dividido, se evita usando al principio ácido mui diluido.

*Incuartacion.*—Es la operacion por la que se da a la aleacion de Ag i Au la proporcion de plata conveniente para su separacion del oro.

El boton o aleacion de oro i plata se limpia cuidadosamente, se pesa i se achata sobre un yunque con el martillo. Si el boton es grande se lamina i enrolla en forma de espiral o caracol i se pone en el matraz, cápsula de porcelana o tubo de ensaye en que se va a tratar con  $\text{NO}_3\text{H}$  de densidad 1,2. Calíntese lentamente i al fin hágase hervir. Si despues del ataque el boton queda duro i redondo, falta plata. Entónces se lava con agua, se pesa i se copela con tres veces su peso de plata.

El tratamiento con ácido nítrico se efectúa dos veces, con ácido de densidad 1,2, i una tercera vez con ácido de densidad 1,4. Lávese despues el oro dos o tres veces con agua destilada, decantando cada vez.

El oro se pone despues en un crisol de arcilla (o de porcelana) en que se seca, invirtiendo el tubo de vidrio lleno de agua tapado con el crisol. Se decanta el agua del crisol i se pone a secar, calentándolo despues al rojo hasta que el oro quede amarillo brillante. Enseguida se pesa.

El resultado se espresa en cien milésimos (C. M.) o en gramos por tonelada.

#### MÉTODO ESPECIAL

##### *Ensaye de matas de cobre, cobre en barras i cobre por oro*

Tómese cinco o diez porciones de 2 o 2,5 gramos i escorifíquese segun el método dado en los ensayes de plata para las matas, etc. Reúnanse despues los botones de plomo en una escorificadora hasta tener unos 100 gramos, agréguese 1—2 gramos de  $\text{SiO}_2$  i 2 de vidrio de bórax. Escorifíquese hasta que el boton de plomo esté apto para copelarse.



## CAPITULO V

## ENSAYE DEL PLOMO EN LOS MINERALES

Los minerales principales de plomo son:

Galena,  $SPb$ , con 86,6% de  $Pb$

Cerusa,  $CO_3Pb$ , con 77,5% de  $Pb$

Anglesita,  $SO_4Pb$ , con 68,3% de  $Pb$

Piromorfita,  $(PO_4)_2Pb_3 + Cb_2Pb$ , con 76,3% de  $Pb$

Ademas hai muchos compuestos complejos como:

Burnonita,  $SPb + SCu_2 + S_3Sb_2$ , con 42,54% de  $Pb$

El ensayador tiene que ensayar muchos productos complejos como:

$SPb + S_2Fe + CO_3Pb$  en ganga cuarzosa o silicosa.

$SPb + SZn + S_2Fe$  » » calcárea o silicosa.

$SPb + CO_3Pb$  » » calcárea.

Tambien tiene que ensayar productos de los hornos, como litarjirio (92,86%  $Pb$ ), copelas usadas, escorias, etc. Aunque el ensaye por via seca del plomo es ménos exacto que el por vía húmeda, todavía se usa en las fundiciones porque los minerales de plomo se compran basados en este ensaye i nó en el por vía húmeda.

La inexactitud del método proviene:

1.º De que el plomo i el sulfuro se volatilizan a baja temperatura. Pérdida.

2.º De que pasan impurezas al plomo, como  $Cu$  i  $Sb$ . Aumento.

3.º De la tendencia del plomo i compuestos a escorificarse. Pérdida.

Por eso debe procederse con sumo cuidado.

Por conveniencia los minerales de plomo se dividen en:

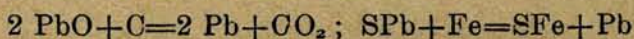
1.º Minerales que contienen azufre.

2.º Minerales que no contienen azufre.

El objeto del ensaye es fundir la ganga i reducir el plomo, de cualquier combinacion en que esté, a plomo metálico; por eso cuanto mas sencillos hagamos los flujos, tanto menor será la temperatura necesaria i ménos tiempo se empleará, disminuyendo así los errores.

Efectúense las fusiones en hornos de mufla i los resultados espresense en tanto por ciento i hasta la primera decimal.

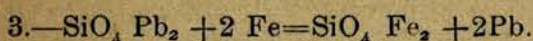
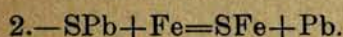
El ensaye consiste en una fusion reductora con fierro i un ajente reductor como argol, carbon, harina, etc. El reactivo reduce el  $PbO$  presente o formado en la fusion, i el fierro quita el azufre del  $SPb$ :





Cuando el mineral contiene azufre, por tres razones es indispensable la presencia del fierro, en clavos, alambres, o como crisol de fierro:

1. Por la fusion de sulfuros con carbonatos alcalinos se produce Pb i sulfuro doble de plomo i de álcali. La adiccion de fierro tiene por objeto separar el Pb de este sulfuro en que lo sustituye.



Las impurezas silíceas jeneralmente son cuarzo, felpato i silicatos complejos; las básicas son caliza i óxido de fierro.

La ganga puede ser tambien barita i a veces fluospato.

Los flujos empleados son carbonatos de sodio i potasio para la sílice, vidrio de bórax, para los óxidos, i carbonato de calcio, fluospato, para la barita, argol o carbon, como ajente reductor, i fierro como desulfurante.

En este ensaye, como en los de plata i oro, *Ag* i *Au* pasan al boton de plomo i tambien a la mata de fierro i sodio formada, por lo cual el ensaye no sirve para determinar estos metales cuando el mineral tiene sulfuros.

*Cu* va en parte a la escoria i en parte al plomo i mata; una temperatura elevada i mucho ajente reductor tienden a hacerlo pasar al boton de plomo.

*Zn* en parte se volatiliza, en parte se escorifica i en parte pasa al plomo.

*Sb* en parte va a la escoria, pero la mayor parte se une al plomo.

*As* segun la temperatura de fusion, forma un speiss con el fierro o se escorifica o volatiliza.

Se deduce que en minerales impuros que contienen mucho *Cu*, *Sb*, *As*, los resultados no son satisfactorios i entónces debe preferirse el ensaye por via húmeda.

I. *Minerales sulfurados*.—El sulfato de plomo, natural o artificial, se trata de la misma manera.

Deben usarse por lo ménos 10 gramos de materia i si es posible 20 en el análisis, porque se obtienen mejores resultados que con menor cantidad.

El siguiente es un ejemplo de la carga del crisol. Sulfuros refractarios como el de zinc i minerales con ganga básica, necesitan mayor cantidad de vidrio de bórax.

Mézclense en el crisol:

Mineral .....	10—20	gramos
CO <sub>3</sub> NaH 20—40 o	$\left\{ \begin{array}{l} CO_3 Na H \dots\dots\dots \\ CO_3 K_2 \dots\dots\dots \end{array} \right.$	10—20
		10—20
Vidrio de bórax.....	3—5	»
Argol.....	5	»
Clavos de fierro.....	5	»

Capa de sal



*Fusion en la mufla.*—Colóquese el crisol en la mufla bien caliente i ciérrase la puerta. Cuando el contenido del crisol empieza a fundir, lo que se conoce por la produccion de pequeñas llamas en el crisol, disminúyase la temperatura del horno cerrando el registro, para evitar que el contenido del crisol hierva rebalsando.

Pasada la ebullicion, aumentese la temperatura a la de escorificacion unos 20 o 25 minutos, i despues elévese lo mas que se pueda durante 15 a 30 minutos mas. La fusion dura de 35 a 55 minutos, segun la clase de mineral. Sáquese el crisol del horno i, sin golpearlo, quítense los clavos con unas tenazas. (Si adhieren gotas de plomo a los clavos, caliéntese otra vez en el horno). La sustancia fundida se vierte en un molde i una vez fria se separa el plomo que se golpea con un martillo para limpiarlo. Los resultados de dos ensayes no deben diferir en mas de 1%.

*Fusion en el horno de viento.*—Se pueden usar en este caso mayores cantidades de mineral que en la fusion en la mufla. La pérdida por volatilizacion es mayor porque la temperatura es mas elevada.

Cuando el mineral es rico o puro, la fusion se puede hacer en un crisol de fierro, sin necesidad de usar clavos de fierro.

*Escorias, productos de los hornos o minerales mui pobres en plomo.*—Es preferible usar la fusion en el horno de viento porque se puede emplear gran cantidad de materia.

II. *Minerales que no contienen sulfuros.* (Fusion en la mufla).—La fusion se conduce como ya se ha descrito. En este caso los reactivos que se mezclan con el mineral son los mismos que en el caso de sulfuros. Conviene duplicar la cantidad de ajente reductor porque hai mas oxígeno. Si el mineral tiene algo de cobre conviene agregar un poco de azufre para trasformarlo en sulfuro, no pasando así al boton de plomo. Siempre deberá agregarse fierro para sustituir al plomo en los silicatos que pueden formarse.

Un boton brillante, que se separa fácilmente de la escoria, indica mucho calor o una fusion mui larga. Una superficie brillante, entre el plomo i la escoria, indica poca temperatura o descomposicion imperfecta.

Cu, As, Sb, Zn o S producen botones quebradizos.

Cu i Sb producen botones duros.

*Observaciones sobre el ensaye de plomo.*—Cuando hai muchos ensayes que hacer se prepara una mezcla de los flujos, así:

CO <sub>3</sub> NaH ... ..	5 partes
CO <sub>3</sub> K <sub>2</sub> ... ..	7 »
Harina ..... ..	2 »



## CAPITULO VII

## ENSAYE DEL ESTAÑO EN LOS MINERALES

El estaño se encuentra en pocas partes del mundo, comparado con los otros metales tratados, i mui rara vez se encuentra al estado metálico. El mineral mas importante es la casiterita ( $\text{Sn O}_2$ ). Otro mineral de estaño es la *estanita*, compuesta de S, Sn, Fe i Cu i a veces de Zn.

El color del óxido puede ser negro, pardo, rojizo, amarillo i rojo. Puro contiene 78,67% de Sn. Las impurezas mas comunes del óxido son: la piritita, la arsenopiritita, el wolfram (tungstato de Fe i Mn), la calcopiritita, hierro titánico, óxido de fierro, turmalina i a veces blenda i galena. Para ver si un mineral tiene  $\text{Sn O}_2$ , fúndase en un crisol de porcelana con 3 veces su peso de cianuro de potasio (CNK) i trátase la masa con agua. Si hai estaño se encontrará uno o varios glóbulos de metal. En vez de cianuro, puede usarse una mezcla de carbonato de sodio i carbon.

Cuando se encuentra en vetas, la ganga jeneralmente consiste en granito, pizarra, sienita, cuarzo o felpato, i a menudo lleva granate i zircon. A veces es frecuente el fluospatato que, segun algunos, es buen criadero de la casiterita. Hai partes de los depósitos mui ricos en estaño, pero en jeneral en las vetas i placeres la lei es de 1% a 10% de  $\text{SnO}_2$ . Debido a su gran peso específico es fácil concentrarlo por lavado, separándolo de la ganga e impurezas. El wolfram desgraciadamente, tiene un peso específico mui parecido ( $\text{SnO}_2$ , p. esp. 6,8 a 7,1; wolframita, p. esp. 7,2 a 7,5) i no se puede separar por lavado.

El óxido de estaño tiene gran afinidad por la sílice i en la fusion forma fácilmente silicato; por eso debe separarse en todo lo posible de la sílice por concentracion, ántes de efectuar el ensaye.

Si la casiterita contiene óxido de fierro, éste debe ser separado por agua rejia, porque en la fusion seria reducida a fierro metálico que quedaria junto con el estaño.

Un mineral con 4% de Sn es considerado de buena lei.

Las operaciones del ensaye son:

- 1.<sup>a</sup> Concentracion.
- 2.<sup>a</sup> Tuesta de los concentrados.
- 3.<sup>a</sup> Lavado de los concentrados i tratamiento con agua rejia.
- 4.<sup>a</sup> Lavado de los concentrados otra vez.
- 5.<sup>a</sup> Ensaye de los últimos concentrados.

Si los concentrados obtenidos despues del primer lavado son mui puros, se pueden omitir algunas de las operaciones siguientes.

*Concentracion.*—Tritúrense 500 a 1.000 gramos del mineral i pásense por un tamiz de 40 mallas por pulgada lineal. Si se muele demasiado, el  $\text{SnO}_2$  se pierde en el lavado. Deberá tener solo la fineza suficiente para separar el  $\text{Sn O}_2$  de su ganga. Lávese cuidadosamente el mineral una i otra vez hasta que ya



no se obtengan mas concentrados. No se lave tanto que se pueda perder el óxido de estaño; es preferible que quede algo de ganga con él.

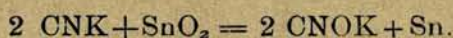
*Tuesta.*—Los concentrados que constan de  $\text{SnO}_2$ , pirita i otras sustancias que pueda tener el mineral, con una pequeña cantidad de ganga se secan i calocan en una taza de arcilla o fierro para tostar. Se coloca en la mufla roja i calienta lentamente. Cuando ya no se desprende  $\text{SO}_2$ , se saca la taza, se enfría i se agrega algo de carbon, que reduce los sulfatos, arseniatos i antimoniatos. Se tuesta otra vez i se sigue así hasta que se haya efectuado una tuesta a muerte. Todos los cuerpos están ahora como óxidos. Se concentran por lavados, que separa la sílice i el óxido de fierro. Se trata despues el producto concentrado con ácidos.

*Tratamiento con ácidos.*—El  $\text{SnO}_2$  es insoluble en agua rejia i el tratamiento de los concentrados con este ácido solo deja insoluble practicamente el  $\text{SnO}_2$ , la  $\text{SiO}_2$ , el  $\text{TiO}_2$  i  $\text{WO}_3$ . Si hai mucha  $\text{SiO}_2$ , lávese otra vez. Séquense los concentrados, pénsese i muélanse, haciéndolos pasar por un tamiz de 80 mallas por pulgada lineal.

*Ensaye.*—Los concentrados están ahora listos para el ensaye. Hai varios métodos. Describiremos el siguiente:

10 gramos de concentrados se mezclan con 4 veces su peso de cianuro de potasio (CNK es mui venenoso!)

En el fondo del crisol se pone una capa de CNK, en seguida se pone la mezcla de concentrados con CNK i en seguida una capa de CNK. El cianuro reduce al  $\text{SnO}_2$ :



Calíentese lentamente al principio hasta que se funda la mezcla para reducir el  $\text{SnO}_2$  a Sn i manténgase a la temperatura de fusion 20 a 30 minutos. Auméntese la temperatura durante 10 a 15 minutos i despues sáquese del fuego, tápese el crisol i colóquese en una parte en que los humos no vayan al laboratorio. Cuanto mas puro el  $\text{SnO}_2$  tanto mas corta la fusion; con algunos minerales la fusion se ha efectuado en 10 minutos, con buenos resultados. Hai que cuidar que la fusion no hierva, porque se obtienen resultados bajos.

Una vez frio, el crisol se quiebra i se pone en una taza con agua. Si la descomposicion ha sido completa, se obtiene un bonito boton de estaño, a veces junto con pequeños botones. Si ha sido incompleta, se ve el mineral no atacado. El CNK debe ser puro; las impurezas son cloruro, carbonato i cianato de potasio o sodio.

Esprécese el resultado en tantos por ciento del mineral orijinal.

## CAPITULO VIII

### ENSAYE DEL COBRE EN LOS MINERALES (1)

*Método por el cianuro.*—En este método el cobre se prepara en forma de

(1) Este capítulo ha sido traducido del excelente libro «Technical methods of ore analysis» por Albert H. Low, en que los métodos usuales para el ensaye i análisis de los minerales de cobre se hallan mui bien descritos. Solo traduciré los métodos por el cianuro i por el hiposulfito, recomendando el último por su exactitud.



disolucion amoniaca azul i su cantidad se determina por la de una solucion tipo de cianuro de potasio que se necesita para hacer desaparecer el color azul. Los resultados de la titulacion con cianuro son exactos si se mantienen siempre ciertas condiciones. Se ha observado que para una misma cantidad de cobre:

1. Una solucion concentrada necesita mas cianuro para su descoloracion que una diluida.

2. Una solucion caliente necesita menos cianuro que una fria.

3. En cualquier caso, con una rápida adicion de cianuro hasta dejar la disolucion débilmente colorada, ésta, por simple reposo, puede continuar descolorándose i perder por fin su color.

4. Si la cantidad de cianuro agregada es insuficiente para efectuar la completa descoloracion, la titulacion puede terminarse sin que se altere el resultado final, aun despues de varios minutos.

De los hechos anteriores se deduce que es evidentemente necesario, a fin de obtener resultados correctos, que la titulacion de cantidades desconocidas de cobre se hará en condiciones que no difieran materialmente en los puntos siguientes de las en que se ha efectuado la titulacion tipo de la disolucion de cianuro.

1.º Temperatura.

2.º Rapidez en las adiciones finales de cianuro.

3.º Volúmen final de la solucion.

Ademas de las condiciones físicas enumeradas, hai condiciones químicas que influyen en el resultado, como la presencia de gran cantidad de cloruros, un gran exceso de amoníaco, etc., etc. Estas condiciones anormales no necesitan especial consideracion, ya que son fácilmente eliminadas por el siguiente método que se va a describir.

*Titulacion de la solucion de cianuro.*—Disuélvase cianuro de potasio puro en agua destilada en la proporcion de 21 gramos por litro. Pésese exactamente alrededor de 0,2 gramos de cobre puro i disuélvase en un matraz de 200 c. c. en 5 c. c. de ácido nítrico (densidad 1,42). Dilúyase con 25 c. c. de agua, añádanse 5 c. c. de una solucion saturada de bromo en agua fria. Hágase hervir la mezcla hasta que el bromo haya sido aparentemente espulsado. Despues ágréguese 50 c. c. de agua fria i 10 c. c. de amoníaco (densidad 0,90). Enfríese a la temperatura ordinaria colocándolo en agua fria. Titúlese con la solucion de cianuro con cuidado i lentamente i cuando el punto final se acerca, lo que se ve por el debilitamiento parcial del color, agréguese agua destilada hasta que el volúmen de la solucion sea aproximadamente de 150 c. c. Termínese la titulacion por adiciones regulares i cuidadosas de cianuro, finalmente agregando gota por gota i agitando el matraz con un movimiento rotatorio despues de cada adicion hasta que el tinte azul ya no se pueda percibir a traves de un fondo iluminado (algunos operadores prefieren una cápsula de porcelana i una varilla para revolver, en vez del matraz o vaso de vidrio). Es, por supuesto, indispensable que las adiciones finales de cianuro no se hagan mui de prisa ni mui despacio. Adóptese simplemente un modo regular i natural que se puede repetir en todas las titulaciones subsiguientes



De la cantidad de cianuro usada para descolorar la solución de cobre calcúlese el valor o título de 1 c. c. en cobre.

Guárdese la solución titulada en un lugar frío no expuesto directamente a la luz directa del sol. En estas circunstancias mantiene su título muy bien; pero debido a la descomposición del cianuro que siempre se produce, se debilita el título i debe volverse a titular por lo ménos semanalmente.

*Tratamiento de los minerales, etc.*—Trátese 1 gramo, o 0,5 gramo si el material parece contener más de 40% de cobre, en un matraz de 200 c. c. con 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Hágase hervir suavemente hasta que la disolución parezca completa, i después agréguese unos 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i caliéntese la mezcla sobre una llama desnuda hasta la expulsión completa del ácido nítrico i hasta que el ácido sulfúrico hierva libremente, desprendiendo copiosos humos. Déjese enfriar. Los minerales que no se descomponen de este modo se pueden atacar de una manera especial, no pudiéndose dar direcciones generales. Algunas veces la adición de ácido clorhídrico es suficiente.

No debe agregarse el ácido sulfúrico hasta que el mineral no se haya descompuesto del todo.

Al residuo en el matraz agréguese 20 c. c. de agua fría i hágase hervir. Si el mineral puede contener una cantidad apreciable de plata, agréguese una sola gota de ácido clorhídrico, i ajítese el líquido a fin de aglomerar el cloruro de plata. Uno por ciento de plata o 100 D. M. (diez milésimos) aumentan el contenido del cobre en 0,29%. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva todo el sulfato férrico anhidro, si hai, i después fíltrese, lavando el matraz i el filtro con agua caliente. Váciase el filtrado al matraz original. El volumen de la solución no deberá exceder de 60 c. c. Colóquense ahora en el matraz o vaso 3 pedazos de hojas gruesas de aluminio de unos 4 cm. de largo por 15 cm. de ancho i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Hágase hervir unos 5 a 10 minutos, según el volumen del líquido i el aspecto del aluminio. Cuando todo el cobre se ha precipitado, el aluminio estará brillante i limpio, o se limpiará al ajitar el vaso para que el cobre se desprenda. Déjese de calentar, agréguese 15 c. c. de agua cargada con hidrógeno sulfurado, que asegurará la precipitación completa del cobre; déjese depositar un momento i después decántese a través de un filtro de 9 cm. reteniendo en el vaso el aluminio i todo el cobre que se pueda. Lávese el cobre precipitado 2 o 3 veces por decantación con agua débilmente cargada con hidrógeno sulfurado, usando alrededor de 25 c. c. cada vez i vertiéndola por el filtro. Váciase el vaso tanto como se pueda en la última vez. Póngase el vaso debajo del embudo i viértase en el último 10 c. c. de una mezcla caliente de volúmenes iguales de ácido nítrico concentrado i agua. No se lave el filtro; sustitúyase el vaso por una cápsula. Ajítese el ácido en el vaso suavemente, a fin de disolver todo el cobre, calentando débilmente si es necesario; pero con cuidado, pues el aluminio puede atacarse. Cuando la solución es completa viértase el contenido total del vaso en la cápsula que se colocó bajo del embudo, lavando solo el borde del vaso, i después échese otra vez el contenido en el vaso reteniendo el aluminio en la cápsula. Lávese el aluminio completa-



mente i colóquese el vaso debajo del embudo. Viértanse sobre el filtro 5 c. c. de una solución saturada de bromo en agua i cuando ha pasado, lávese el filtro con agua caliente. El bromo sirve para disolver algo del sulfuro negro de cobre que pueda haber quedado en el filtro. En las operaciones anteriores cúidese de no aumentar el volumen de la solución mas de lo necesario. Hágase hervir la solución en el vaso hasta la espulsión del bromo; enfríese algo i agréguese 10 c. c. de amoníaco (peso específico 0,90) i continúese el enfriamiento hasta la temperatura de la sala. Titúlese la solución fría con la solución tipo de cianuro de potasio cautelosamente hasta que la descoloración esté próxima a terminar.

El líquido se pone frecuentemente mas o menos turbio. Cuando esto sucede, en un trabajo exacto debe filtrarse. Si la titulación se ha llevado demasiado lejos antes de la filtración, el tinte azul puede desaparecer por completo, perdiéndose así el ensaye. Por otra parte, si se filtra al principio de la titulación, se puede poner lechoso por segunda vez. Filtrese la solución parcialmente titulada por un filtro de 125; con un lavado es suficiente jeneralmente. Termíñese la titulación con cuidado sobre la solución clara i débilmente azul, precisamente como en la titulación de la solución tipo. Hacia el fin, dilúyase si es necesario para obtener un volumen final de 150 c. c.

El número de centímetros cúbicos de la solución de cianuro gastados, multiplicados por el título en cobre de 1 c. c. da el peso de cobre contenido en la cantidad de mineral tomada; i con estos datos se puede calcular rápidamente el tanto por ciento.

Ninguno de los constituyentes ordinarios de los minerales perturban la exactitud del método descrito.

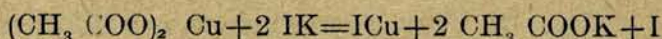
*Método por el hiposulfito* (Modificación de A. H. Low.)—Este método que, como se describe a continuación, es uno de los mas exactos para ensayar i analizar el cobre, es muy superior al método por el cianuro i, si nó igual, superior al método electrolítico. Mas moderno que los anteriores, no se ha jeneralizado por este motivo tanto como ellos; pero ya en muchos laboratorios los está reemplazando ventajosamente. En Estados Unidos es talvez mas usado que el método por el cianuro.

Se necesita una solución titulada de hiposulfito de sodio. Hágase una solución que contenga alrededor de 19 gramos de cristales puros por litro. Titúlese ésta como sigue: Pésease cuidadosamente alrededor de 0,2 gramos de hoja de cobre puro i colóquese en un matraz o vaso de 200 c. c. Es conveniente comprobar la pureza del cobre por una determinación electrolítica. Disuélvase el cobre por calentamiento con 5 c. c. de una mezcla de volúmenes iguales de ácido nítrico (peso específico 1,42) i agua; despues dilúyase a 25 c. c. Hágase hervir unos pocos momentos para espeler parcialmente los humos rojizos i despues agréguese 5 c. c. de agua de bromo i hágase hervir hasta que el bromo haya sido totalmente espulsado.

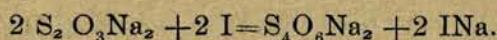
El bromo se usa para asegurar la completa destrucción de los humos rojos. Quítese del calor i agréguese un débil exceso de amoníaco concentrado. Ordinariamente hasta agregar 7 c. c. de amoníaco de peso específico 0,90. Hágase hervir otra vez hasta que el exceso de amoníaco haya sido espulsado, lo que se



conoce por el olor o por el cambio de color del líquido. Agréguese ácido acético concentrado en ligero exceso. Si se ha separado algo de óxido o hidróxido de cobre, cúidese de que se disuelva, haciéndolo hervir si es necesario. Enfríese a la temperatura de la sala i agréguese alrededor de 3 gramos de yoduro de potasio, o 6 c. c. de una solución de la sal, que contenga 50 gramos en 100 c. c. Se produce un precipitado de yoduro cuproso con separación de yodo libre, según la reacción:



El yodo libre da a la mezcla color pardo. Titúlese inmediatamente con la solución de hiposulfito hasta que el tinte pardo se haya debilitado, i entónces agréguese suficiente engrudo de almidon para producir una coloración azul marcada. Continúese la titulación con cuidado hasta que el color debido al yodo libre haya desaparecido enteramente. El color azul se cambia hácia el fin en débil lila. Si en este momento, el hiposulfito se añade gota por gota i se deja pasar un corto tiempo para que se produzca la reacción completa despues de cada adición, no hai dificultad para llegar al punto final con una sola gota. 1 c. c. de hiposulfito corresponde mas o ménos a 0,005 grs. de cobre, o a 1% en el caso que en el ensaye de un mineral se hubiera tomado 0.5 gr. La reacción entre el hiposulfito i el yodo es:



Se forman yoduro i tetratiónato de sodio. El engrudo de almidon se hace mezclando 0,5 gr. de almidon con 250 c. c. de agua fría i calentando hasta el hervor. El líquido será homogéneo i exento de grumos o granos. Se usará frío i debe prepararse frecuentemente porque no se conserva bien. La solución de hiposulfito hecha con cristales puros i agua destilada se manifiesta estable, variando mui poco o nada en un mes, bajo condiciones razonables.

*Tratamiento de minerales.*—A 0,5 gr. del mineral en un matraz o vaso de 200 c. c. añádanse de 6 a 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir suavemente hasta que haya cesado el desprendimiento de humos rojos. Si así no se descompone suficientemente el mineral, agréguese 5 c. c. de ácido clorhídrico concentrado i continúese calentando unos pocos minutos mas. (En casos especiales pueden emplearse, por supuesto, otros métodos de descomposición.) Agréguese 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado i hágase hervir hasta que hayan sido espulsados los ácidos mas volátiles i se desprendan los humos del ácido sulfúrico. Esto se hace mejor sobre una llama desnuda. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de agua fría i caliéntese la mezcla hasta que hierva. Déjese depositar, caliéntese hasta que se disuelva enteramente el sulfato férrico anhidro, si hai, i despues fíltrese en especial para separar el sulfato de plomo. Recójase el filtrado en una cápsula de 6 cm. de diámetro. Lávese el vaso i filtro con agua caliente i hágase el volúmen del filtrado de 75 c. c. Colóquese en la cápsula una hoja de aluminio preparada así: córtese una cinta de una gruesa hoja de alu-



minio de 2,5 cm. de ancho por unos 14 cm. de largo i dóblese en forma de triángulo, de modo que se mantenga en el borde de la cápsula. El mismo aluminio se puede usar repetidamente porque se ataca poco cada vez. Cúbrase la cápsula i hágase hervir.

Continúese el hervor de 7 a 10 minutos, que serán suficientes para precipitar todo el cobre en cualquier caso, con tal que el volúmen de la solución no exceda en mucho de 75 c. c. Evítase en lo posible la reducción del volúmen por el calentamiento, pues el cobre precipitado puede redisolverse. El aluminio estará ahora limpio, habiéndose separado el cobre precipitado, o adhiriendo lijera-mente. Déjese de calentar i lávese la tapa i los lados de la cápsula con agua fría. Hai peligro de que el cobre finamente dividido se oxide i disuelva. Para prevenirlo i precipitar al mismo tiempo indicios de cobre que puedan quedar en solución, agréguese 15 c. c. de agua fuertemente cargada con hidrógeno sulfurado. La operación siguiente depende de la cantidad de cobre en el mineral. Si aparentemente no hai mas de 20%, procédase así: decántese el líquido a través de un filtro de 9 cm. de diámetro i despues, sin demora, por medio de un chorro de agua con hidrógeno sulfurado, échese el cobre sobre el filtro, dejando el aluminio, tan limpio como se pueda, en el vaso. Lávese el cobre i el filtro completamente i tan rápidamente como se pueda con agua, con hidrógeno sulfurado teniendo cuidado de no dejar el filtro vacío mientras se lava. El filtrado no deberá presentar un tinte pardo debido al cobre, aunque otros sulfuros como los de arsénico i antimonio puedan a veces precipitar en el filtrado. Póngase ahora el vaso primitivo limpio, debajo del embudo. Ordinariamente este vaso tambien se usa para recibir el último filtrado, que se bota. Viértase sobre el aluminio en la cápsula 5 c. c. de una mezcla de volúmenes iguales de ácido nítrico (p. esp. 1,42) i agua. Así se disolverán las partículas de cobre que puedan haber quedado adheridas. Hágase hervir sin prolongar la operación, pues el aluminio se atacaría sin necesidad. Viértase el ácido caliente lentamente sobre el precipitado del filtro para disolver el cobre. Despues, ántes de lavar, échense sobre el filtro 5 c. c. de agua de bromo concentrada i fría; lávese la cápsula i el filtro con agua caliente. Al fin, sáquese el filtro i ábrase. Si queda un residuo, que posiblemente puede contener cobre, lávese en el vaso. El bromo tiene varios objetos: limpia el azufre formado que queda sobre el filtro; asegura la oxidación del arsénico presente a su mayor grado, i produce la destrucción completa de los humos rojos, lo que es una cuestión de gran importancia. Si con 5 c. c. de agua de bromo el filtrado no adquiere un tinte permanente, debe agregarse mas. Hágase hervir el filtrado, que no tendrá mas de 75 c. c. para espulsar completamente el exceso de bromo, evitando reducir demasiado el volúmen para no descomponer los bromuros, etc. Déjese de calentar i agréguese amoníaco en débil exceso (ordinariamente 7 c. c. de amoníaco concentrado). Espúlsese el exceso de amoníaco por el calor i acidifíquese con ácido acético, haciendo hervir otra vez si es necesario para redissolver algun precipitado que contenga cobre. La adición de 3 o 4 c. c. de este ácido al 80% es jeneralmente suficiente. Un gran exceso de ácido acético no es perjudicial, pero es necesario, escepto en la presencia de bastante arsénico que puede precipitar el cobre como arseniato. Este puede necesitar



bastante ácido para su disolucion, talvez 10 c. c. Si así no se ha disuelto del todo, despues se disuelve lentamente i la titulacion puede hacerse fastidiosa ántes de llegar al término final. Procédase con la solucion de ácido acético, despues de enfriar a la temperatura de la sala, precisamente como se ha descrito en el proceso de la disolucion de hiposulfito, i calcúlese el tanto por ciento de la cantidad que de éste se ha empleado.

Al titular, especialmente con bajos por cientos de cobre, cúidese mucho de no sobrepasarse del límite. Siempre opérese lentamente hácia el fin. Deténgase la descoloracion ántes de terminarla i continúese solo si el líquido, despues de algunos momentos, muestra todavía un tinte del color.

Con elevados por cientos es ventajoso lavar el precipitado de cobre por decantacion en vez de filtrarlo, con el objeto de retener la mayoría del cobre en el vaso donde se puede disolver despues con mas facilidad i ménos peligro de pérdida por proyeccion. Procédase así: traspásese el líquido i el cobre de la cápsula (a la que se ha agregado agua con hidrójeno sulfurado) al vaso primitivo i póngase temporalmente la cápsula i el aluminio aparte. Déjese depositar, decántese por el filtro, lávese el cobre 3 o 4 veces por decantacion con agua sulfurada, usando 20 c. c. cada vez. Colóquese el vaso i el cobre debajo del embudo, caliéntense los 5 c. c. de ácido de la cápsula, i viértanse sobre el filtro. Por el momento no se agregue el agua de bromo, quítese el vaso, poniendo la cápsula en su lugar i caliéntese el ácido hasta que el cobre se haya disuelto i los humos rojos hayan sido espulsados en su gran parte. Colóquese el vaso debajo del embudo, agréguese agua de bromo, lávese la cápsula i el filtro i continúese como se ha descrito.

Debido a que cuando hai gran cantidad de cobre, la abundancia del yoduro cuproso débilmente colorado tiene tendencia a oscurecer el punto final, puede ser ventajoso en tal caso usar un vaso mas grande para la titulacion, i diluir el líquido considerablemente. Esto conduce a un punto final mas exacto. Las variaciones de volúmen del líquido titulado no tienen influencia apreciable en el resultado, aun una gran dilusion de una solucion pobre en cobre retarda la precipitacion del yoduro cuproso i prolonga el tiempo necesario para la titulacion. Esto puede remediarse agregando un gran exceso de yoduro de potasio. (Términos mui exactos se obtienen con soluciones concentradas en vasos de 500 c. c., diluyendo a 250 c. c. i añadiendo el doble de la cantidad usual de yoduro de potasio).

*Notas.*—Segun la ecuacion dada previamente 0,5 gramos de cobre necesita 2,61 gramos de yoduro de potasio. Aunque esperiencias directas prueban que esto es aparentemente verdadero, cuando se usa solo la cantidad de yoduro de potasio teórica, la reaccion es lenta i parece no ser completa. Por eso es mejor usar siempre un exceso, pero como el yoduro es caro, la cantidad usada será proporcional a la de cobre presente, que siempre se puede estimar aproximadamente. Usese, digamos, 1 gramo por cada 15% de cobre cuando se usa 0,5 gramos de mineral para el ensaye (0,075 grs. Cu.) Es conveniente preparar una solucion que contenga 50 gramos de yoduro de potasio en 100 c. c. Una pipeta de 2 c. c. bastará, pues, para sacar 1 gramo de yoduro. No habrá error



en un caso dudoso, por la agregacion de mas yoduro de potasio, despues que la titulacion ha concluido aparentemente, empezando otra vez la operacion, si el color azul así vuelve a aparecer.

El zinc i la plata no perjudican en el ensaye. El plomo i el bismuto no tienen efecto, pero como forman yoduros colorados, pueden enmascarar la aproximacion del punto final, ántes de la adicion del almidon. El arsénico i el antimonio no tienen influencia siguiendo el tratamiento indicado. La reaparicion del tinte azul en el líquido titulado despues de largo tiempo no es de importancia, pero una aparicion pronta que dos o tres gotas de hiposulfito no destruyen permanentemente, es usualmente una prueba de que se ha operado mal.

En tal caso, o cuando accidentalmente el punto final se ha pasado, no es necesario comenzar un nuevo ensaye. El siguiente procedimiento permite repetir la titulacion: agréguese 10 c. c. de ácido nítrico concentrado i hágase hervir. Caliéntese cuidadosamente al principio hasta que el yodo liberado haya sido espulsado en su mayoría; si nó, la mezcla puede espumar i rebalsar. Colóquese el vaso en un soporte sobre la llama desnuda i hágase hervir la solucion tan lijero como se desee hasta que queden solo 5 c. c. Dilúyanse con 25 c. c. de agua caliente i hágase hervir poco tiempo para espulsar los humos rojos. Agréguese un débil exceso de amoníaco i termínese del modo usual.

*Ensaye rápido por el método del yoduro.*—El siguiente modo de operar se ha manifestado útil cuando no se necesita una exactitud extrema. Como regla, los resultados son algo mas bajos, pero el error usualmente no excede de 0,10 a 0,15 por ciento.

Trátase 0,5 gramos del mineral en un vaso de 200 c. c. con unos 10 c. c. de ácido nítrico concentrado. Caliéntese hasta que la composicion de los compuestos del cobre sea completa, agréguese 5 gramos de clorato de potasio i evapórese a sequedad, sobre un soporte i a fuego desnudo, pero evitando sobre-calentar, pues los nitratos pueden descomponerse. Déjese enfriar, agréguese 25 c. c. de amoníaco concentrado i 10 c. c. de agua. Caliéntese lentamente hasta desintegrar el residuo por completo i fíltrese lavando con agua fria. Recójase el filtrado en un vaso de 200 c. c. Espúlsese por el calor el exceso de amoníaco i redúzcase el líquido a 25 c. c.; despues acidúlese con unas pocas gotas de ácido nítrico i hágase hervir un rato para espulsar vapores rojos. Por fin, hágase alcalina con la menor cantidad posible de amoníaco, hágase hervir un momento, i despues acidúlese con ácido acético i termínese del modo usual.

## CAPITULO IX

### RELACIONES ENTRE LAS UNIDADES DE PESO USADAS PARA ESPRESAR LA LEI EN PLATA I ORO DE LOS MINERALES (1)

1 cajon = 64 quintales  
= 6400 libras

1 quintal = 100 libras  
1 libra = 2 marcos

(1) Este capítulo ha sido preparado por el traductor.



1 cajon = 12800 marcos	1 marco = 8 onzas
= 102400 onzas	1 libra = 100 castellanos
= 64000 castellanos	1 libra = 453.5900 gramos
= 10000 diez milésimos (D. M.)	Libra: Avoir du pois i Standard)
= 100000 cien milésims. (C. M.)	1 gramo = 0.21739130 castellanos
1 castellano = 4,6 gramos	1 onza = 6,25 castellanos
1 castellano = 0,16 onza	

*Por cajon:*

1 D. M. = 1,28 marcos	1 marco = 0,78125 D. M.
1 D. M. = 10,24 onzas	1 onza = 0,0976562 D. M.
1 C. M. = 1,024 onzas	1 onza = 0,9765625 C. M.
1 C. M. = 6,4 castellanos	1 castellano = 0,15625 C. M.

*Por tonelada (1000 kilogramos)*

1 D. M. = 100 gramos.
1 C. M. = 10 gramos.

TRANSFORMACION DE LA LEI

*Por cajon a por tonelada*

1 onza por cajon ( $\frac{1}{102400}$ ) = 9,765625 gramos por tonelada.
1 castellano por cajon ( $\frac{1}{64000}$ ) = 1,5625 gramos por tonelada.

*Por tonelada a por cajon*

1 gramo por tonelada = 0.1024 onzas por cajon.
1 gramo por tonelada = 0.64 castellanos por cajon.
Los sistemas ingleses de pesos son los siguientes:

*Pesos troy*

1 libra = 12 onzas = 240 pwts. = 5760 granos = 373.2419	gramos
1 onza = 31.10346	,
1 pwt. = 1.5552	,
1 grano = 0.0648004	,
1 gramo = 15.432	gramos

*Pesos avoir du pois*

1 tonelada = 20 hwt. = 2240 libras = 1016,0475	kilógramos
1 libra = 16 onzas = 256 dracmas = 7000 granos = 453,59265	gramos
1 onza = 28,34937	,
1 dracma = 1,7718	,
1 grano = 0,0648	,



$$\begin{aligned}
 1 \text{ tonelada neta} &= 2000 \text{ libras} = 907,19 \text{ kilogramos.} \\
 &= 32000 \text{ onzas avoir du pois.} \\
 &= 29166\frac{2}{3} \text{ onzas troy.}
 \end{aligned}$$

Como se ve, el grano es uno mismo en los dos sistemas: *1 grano troy = 1 grano avoir du pois.*

Los minerales i metales no preciosos se pesan en libras avoir du pois, mientras que los metales preciosos, oro i plata, se pesan en onzas troy.

La plata esterlina contiene 925 partes de plata en 1.000, o sean las treinta i siete cuarentavas partes, siendo el resto cobre i pequeña cantidad de algun metal como el cadmio que la hace mas maleable. La onza troy (standard) (de 31,10346 gramos) contiene entónces 28,7707 gramos de plata fina.

El oro *standard* contiene once doceavos de metal fino i un doceavo de aleacion, o sea, es oro de 22 quilates. La unidad tiene 24 quilates.

Una onza troy (standard) de oro tiene un valor intrínseco de £ 3.17s 10½d i una onza troy de oro fino vale £ 4.4s 11½d.

Un gramo de oro fino, o sea un *gramor*, vale 1,8164 pesos chilenos de 18 peniques.

Las leyes de los minerales en oro i plata se espresan en onzas troy por tonelada de 2.000 libras avoir du pois.

$$\begin{aligned}
 1 \text{ tonelada de 2.000 libras} &= 29166\frac{2}{3} \text{ onzas troy.} \\
 &= 10000 \text{ D. M.} \\
 &= 100000 \text{ C. M.}
 \end{aligned}$$

Se deduce de esas relaciones:

*Por tonelada (2,000 libras)*

$$\begin{aligned}
 1 \text{ D. M.} &= 2,9166\frac{2}{3} \text{ onzas troy} - 1 \text{ onza troy} = 0,3428 \text{ D. M.} \\
 1 \text{ C. M.} &= 0,29166\frac{2}{3} \text{ onzas troy} - 1 \text{ onza troy} = 0,03428 \text{ C. M.}
 \end{aligned}$$

