

## BOLETIN

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

## DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente  
Cárls Besa

Vice-Presidente  
Cesáreo Aguirre

Director Honorario  
ALBERTO HERRMANN

Amenábar Daniel  
Andrada, Telésforo  
Avalos, Cárls G.  
Chiapponi, Márcs  
Elguin, Lorenzo

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

Pinto, Joaquín N.  
Santa Cruz, Joaquín  
Sundt, Lorenzo  
Tirapegui, Maulen  
Vattier Carlos

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

## La Estadística Minera (1)

La Sociedad Nacional de Minería acaba de publicar, en un volúmen de 518 pájinas, el tercer tomo de la Estadística Minera que emprende desde hace años. La obra a que actualmente nos referimos comprende el movimiento de la propiedad, de la producción i de la esportación de los años 1906 i 1907, la estadística retrospectiva, el estudio de la minería i de la metalurjia en jeneral, durante esos dos años; el exámen de los combustibles, de las sales naturales i otras sustancias minerales, i termina con siete interesantes monografías relativas todas al país.

La estadística de la producción i esportación en los dos años que abarca la memoria a que nos referimos, da una idea de lo que debe la economía jeneral del país a la minería i a la metalurjia. En 1906 la producción de las sustancias metálicas fué de 28.968,079 pesos, i en 1907, de 31.540,968 pesos. En el primero de esos años la producción de sales naturales alcanzó a 232.739,271 pesos; en el segundo llegó a 240.078.818 pesos. Los combustibles minerales producidos en 1906 importaron 13.054,832 pesos, i en 1907 14.154,404.

El resúmen jeneral de la producción en el último quinquenio demuestra la progresión de la industria en una forma realmente asombrosa i halagadora para el patriotismo nacional:

(1) Editorial de «El Mercurio» de Santiago, de 4 de mayo de 1909.

Años	Pesos de 18 d.
1903 .....	178.768,173
1904 .....	202.409,885
1905 .....	232.516,668
1906 .....	275.760, 25
1907 .....	286.648,831

En el segundo año el aumento fué de \$ 23.641,715; en el tercero, de \$ 30.106,784; en el cuarto, de \$ 43.243,956; i en el quinto, de \$ 10.888,206. El alto precio de los metales i minerales en 1906 estimuló desproporcionadamente la explotación, así como la crisis de 1907 la restringió a términos que de ningún modo pueden calificarse de normales en nuestro desarrollo económico. En el curso del quinquenio, la producción aumentó en 87.3 por ciento.

Comparando la exportación de productos minerales i metalúrgicos con su producción, resulta que en 1906, el 92 por ciento de aquélla fué exportada i que en 1907 esa proporción fué de 88 por ciento.

Las entradas fiscales que procura la exportación de sustancias minerales, entre las cuales solo se cuenta el salitre i el yodo, tuvieron con relación a las rentas aduaneras, la siguiente proporción durante los años en exámen:

	Salitre	Yodo	Total
1906.....	\$ 59.717,999	446.051	=60.164,050
1907.....	\$ 55.757,280	368.080	=56.125,360

en pesos de 18 peniques.

Entre tanto, las rentas de la aduana, en concepto jeneral, fueron: en 1906, \$ 103.965,318; i en 1907, \$ 119.978,312. De este modo, el producido de salitre i yodo representa en 1906, el 57.87; i en 1907; el 46.78, del total de lo recaudado.

Tomando en seguida las cifras anteriores en su relación con la exportación jeneral, en cuanto este concepto refleja una de las columnas del balance total de la República, debemos ver que en la exportación todos los ramos del comercio chileno, que ascendió en 1906 a 283.802,670 pesos de 18., la exportación particular de la minería i de la metalurjia alcanzó a \$ 252.681,171 de 18 d., o sea, al 89,03% del guarismo jeneral; la exportación del salitre llegó a \$ 216.065,084 de 18 d., o sea, al 76.13 por ciento del total; i las demás sustancias minerales llegaron a \$ 36.616,090 de 18 d., o sea, al 12.9 del total. En 1907 la exportación jeneral de todos los ramos de producción ascendió a \$ 274.455,222 de 18 d., la exportación total minera i metalúrgica a \$ 250.182,410 de 18 d., o sea, un 91.10 por ciento del total; el salitre i yodo ascendieron a \$ 211.186,403 de 18 d., o sea, al 76.95 por ciento del total; i las demás sustancias minerales llegaron a \$ 38.999,007 de 18 d., o sea, un 14.21 por ciento del total exportado.

A pesar de la crisis última, i dentro de ella misma, con la natural alza de fletes, jornales i costo de la explotación, la Estadística Minera nos enseña cómo debe ser gobernado el país, confirmando el postulado de la ciencia social de que

si los números no gobiernan al mundo, señalan los rumbos del gobierno. Si el salitre no nos da, conforme al concepto jeneral, la mayor renta, es en cambio la mas absorbente de las actividades nacionales. I continúa hoy la minería siendo, como en los mejores tiempos del pais, la primera de sus industrias.

La Estadística contiene en seguida datos relativos a la cotizacion de los diversos productos minerales i a los metales que conviene conocer a los explotadores de la industria. Así el precio de la plata fué en 1906, de 30 7/8 d. por onza, o sea, de \$ 59.62 por kilogramo, en pesos de 18 d. En 1907 estas cifras se alteraron a 30 3/16 d., i a \$ 58.29 de 18 d., respectivamente. El cobre se cotizó en 1906 a £ 78.869 en enero, a £ 105.226 en diciembre, i en 1907 de £ 106.739 en enero, a £ 60.106 en diciembre. En la produccion mundial de cobre, Chile representó el 3.75 por ciento en 1906, i ascendió al 3.97 en 1907.

Los primeros i mas jenerales números de la Estadística Minera son los que anteriormente hemos dado. Por lo ménos, si ellos bastan para tomar razon de los resultados jenerales obtenidos en esta obra, no pueden darnos una idea suficiente de la trascendencia de la labor de la Sociedad Nacional de Minería. Es esta la mas concienzuda, la mas concreta, de nuestras estadísticas, i acaso la única manifestacion de la actividad burocrática que tal nombre merece. El 90 por ciento de la actividad productora del pais, que figura en el Debe de nuestra balanza teórica de compensaciones internacionales, es un factor que debe trasformarse en índice de los futuros rumbos de la política económica del Estado.

Mas adelante analizaremos otros aspectos de la obra que acaba de dar a luz la Sociedad Nacional de Minería.



## Los combustibles de llama (hulla, madera), en los hornos de manga de tiro inferior.

Los hornos de manga exigen actualmente como combustibles, el coque, el carbon de madera, o, en jeneral, materiales secos, destilados, sin gases combustibles. Solo en pequeña proporcion se ha logrado sustituir a éstos la madera o la hulla.

Los esperimentos destinados a probar la sustitucion de los carbones artificiales en los hornos de soplete, por carbones i demas combustibles naturales han mostrado la imposibilidad económica de su empleo.

No haremos ninguna reseña sobre los resultados a que los experimentadores han llegado. Bástenos solo hacer referencia a los escollos principales encontrados, causas del fracaso, que nosotros creemos posible poder evitar en los hornos de manga de tiro invertido.

Los gases combustibles de la madera, de la hulla, etc., arrastran la zona de combustion o foco hácia la parte superior del horno, que marcha con tragante caliente. Ademas de la pérdida de calor así producida, sucede que la zona inferior del horno se enfría i los materiales fundidos se solidifican ántes de alcanzar a salir por el labio del horno, cuyo encallamiento tiene lugar.

Mantener la carga del horno a un nivel suficientemente bajo para que la zona de fusion, siempre vecina a la superficie, se mantenga próxima al plano de las toberas, sería una solución para evitar el enfriamiento inferior, pero el inconveniente de la gran pérdida de calor en un horno que marcha con garganta caliente i la facilidad que presenta para su enfriamiento en virtud de la pequeña carga que soporta, no la hacen aceptable. Por esta última razón, ni aún los hornos que deben marchar con tragante caliente como los que funden minerales zínquíferos, espuestos a la obstrucción por *cadmias* o costras de zinc, soportarian esta clase de trabajo. Si se tiene presente además que enorme proporción del poder calorífico de los combustibles no destilados, corresponde a los gases, se ve mayor aun el impedimento para adoptar el horno de tragante caliente, en que todo ese calor escaparía puramente perdido, siendo solamente aprovechado el del coke o carbon seco oriinado en la destilación del combustible.

El perfeccionamiento gradual de la fundición de minerales ha conducido por fin al sistema moderno de hornos de manga con empleo de combustibles secos. Esta evolución de los métodos supone, sin duda, la experimentación del empleo de los combustibles naturales, de la hulla i leña, mas baratos i fáciles de encontrar que los carbones artificiales destilados, i el hecho de que en la actualidad se usen solo estos últimos es una prueba indiscutible de que en la evolución aquéllos han tenido que ser desechados.

Es preciso, entonces, para llevar a otro término la resolución de este problema, modificar principios fundamentales en cuanto al tipo de hornos o en cuanto al modo de conducir las operaciones, para poder dar un rumbo nuevo a las investigaciones, de las cuales solo entonces se podría esperar algun resultado ventajoso.

Nuestras ideas se encaminan a la fundición de las minerales de cobre i plomo; i es ella el objetivo de las observaciones siguientes:

1.º Elevación de la zona de fusion en el horno, hasta el extremo de producir el enfriamiento inferior i encallamiento.

2.º Pérdida de calor en los gases combustibles, que arden fuera de la zona de la carga.

He ahí dos de los mas graves inconvenientes del empleo de la hulla i de la madera, i de los cuales el primero es mas que desventaja, impedimento. Otras dificultades, como disminución de la capacidad del horno, pérdida de polvos, etc, no son de igual magnitud, ni pueden llamarse obstáculos económicos.

El horno de manga de tiro invertido, inferior, i que en forma imperfecta hemos visto funcionar en el oriinal establecimiento de El Volcan, Santiago, nos ha sujerido la idea del empleo de la hulla o de la madera en los hornos de fundición, combinándola con la de los gasójenos invertidos, que trabajan con hullas betuminosas i maderas, en los cuales se produce la combustión de los gases hidrocarburoados.

Del mismo modo que en ellos, hemos pensado que podría en un horno de tiro inferior producirse la combustión de los hidrocarburos volátiles i aprovecharse así su calor, con la ventaja de que siendo la dirección de los gases in-

vertida, ellos tienen que ceder su calor a los materiales fundidos, impidiéndose, por esa misma razón, que la zona de fusión suba sobre las toberas.

El tiro inferior no permitiría la elevación de la zona del foco, antes al contrario la obligaría a bajar i produciría posiblemente la entrada del aire por el tragante del horno.

Creemos que en un horno como este el plano de las toberas debería elevarse sobre el plano inferior i labio de sangría a mayor altura que en los hornos corrientes, a fin de evitar que como en la citada fundición de El Volcan, escapen los gases excesivamente calientes sin alcanzar a ceder mayor parte de su calor a las materias fundidas.

Fuera posible que los gases combustibles tuviesen tendencias a llevar en estos hornos la zona de fusión muy cerca del plano inferior del horno, en cuyo caso escaparían con gran cantidad de calor latente, pero éste podría ser provechosamente empleado en el antecrisol, que se trasformaría en un verdadero horno de llama, (reverbero) calentado por un combustible gaseoso.

El horno de fundición, a la par que desempeñaría este objeto, sería además un verdadero gasógeno.

Para ideas, basta, i queda abierta esta nueva cuestión para la investigación de los metalurjistas.

Hai rejiones en que el costo del coque es poco diverso del de la hulla o leña. En ellas pierde en gran parte su interés la fundición con combustibles no destilados; pero en países como el nuestro, en donde la diferencia de precio entre el coque i la hulla es considerable i en donde hai muchas rejiones que pueden suministrar leña a bajísimos precios, comparados con los de la hulla i coque, este problema se nos presenta con un aspecto muy diverso en cuanto a resultados económicos atañe.

F. A. SUNDT,

Ingeniero de Minas.



## Por los mineros

A LOS SEÑORES CONGRESALES POR ATACAMA

«Berlin 22.—El Emperador Guillermo insistió en incluir en el bill sobre minas un artículo confiriendo a los obreros el derecho de vijilar las medidas de seguridad en los pozos».

### I

He ahí una idea muy practicable, necesaria i digna de ser bien estudiada, no solo en Alemania sino en Chile.

Se trata de la protección lejitima, humana i justa, a que tienen derecho

los trabajadores de minas, cuyas labores son excepcionalmente aventuradas i peligrosas.

Si bien se mira, de todos los obreros o los hombres de trabajo, ninguno hai que esté permanentemente en zonas o momentos de peligro como el minero. No hai un solo instante en que su vida, como vulgarmente se dice, no esté vendida. Como síntesis de esa vida de peligros podria recordarse la frase de algunos mineros que dicen: «Mis hijos serán lo que quieran, pero no mineros». Es una suprema i resignada queja en contra del dolor i los peligros.

En la minería la vida significa constante sacrificio. El pan que ahí se obtiene, se gana a cuenta muchas veces o a costa de la existencia.

¿Qué catástrofes, qué accidentes no se producen en las minas?—Esplosiones, inundaciones, caidas de lienzos de cerro, incendios; cortaduras de javas, baldes, cimbras, carros; roturas de maderas, cayapos, encatrados; rodazones de sacas; destrozo de escaleras i patillas; reventazones de tiro; caidas i resbalones en labores i piques; asfixias por el humo o sustancias mefficas; rarificacion o falta del aire; sepultacion en los laborfos que se atierran, i otros tantos gajes del oficio.

En ciertas minas de arsénico o cobalto, si el mísero minero no toma precauciones, sale desollado vivo o poco ménos.

En ciertas minas de cobre el minero aspira sustancias venenosas i mortales.

En los trabajos de mercurio o plomo se contamina de dolencias especiales.

En revistas europeas de importancia se leen artículos de mucho interes sobre algo que llaman el microbio de la oscuridad en las minas, i que produce en los mineros una dolencia especial que los aniquila poco a poco, secándolos en vida, puede decirse, i en contra de la cual nada puede la ciencia médica.

En ciertas minas de plata con antimonio, arsénico, sulfuros, no es raro ver que se estraen de la profundidad de los cerros a mineros en estado de enfermedad e inercia. Están cortados o asorochados.

I todavía existe el «mal de la plata» de que habla Vicuña Mackenna.

Conocidos son los estrágos del gas grizú en las minas de carbon, como tambien del ácido carbónico i óxido de carbono en otras minas.

Las bruscas diferencias de temperaturas i corrientes de aire, entre las diversas secciones de una mina, o el exterior, producen pulmonfías, bronquitis, i otras dolencias, o predisponen a ellas.

En memorias antiguas del hospital de Copiapó se hace notar el número considerable de pulmonfías i bronquitis, i se atribuyen a la causa anteriormente expresada. Lo mismo debe observarse hasta el presente.

## II

La lejislacion española que rijió en nuestro pais como lei de la República hasta 1874, tenia diversas i minuciosas disposiciones en favor o resguardo del minero, i encabezaba esas disposiciones con el siguiente párrafo del título IX de la Ordenanza de Minería:

«Siendo de la mayor importancia el que no se aventuren las vidas de los operarios i demas personas que con frecuencia deben entrar i salir en las obras subterráneas de las minas i que éstas se conserven con la seguridad i comodidad necesarias para el progreso de sus labores, aun aquellas que abandonan sus primeros dueños juzgándolas inútiles o no pudiéndolas habilitarlas; i no siendo posible establecer acerca de esto una regla jeneral i absoluta, porque la variedad de circunstancias de cada mina en la mayor o menor firmeza, tenacidad i adherencia de los respaldos i de la misma sustancia de la veta, su mayor o menor echado, anchura o profundidad de sus labores, inducen mucha diversidad en el tamaño i frecuencia de los pilares, puentes, testeras, intermedios i otros macizos que deben dejarse o fabricarse para sostener los respaldos; i asimismo en la disposicion de las labores necesarias para la buena ventilacion i para el cómodo despacho de las materias que deben extraerse de las minas; todo lo que no puede conseguirse, sin una verdadera pericia práctica i conocimiento en el laborío de ellas, ordeno i mando lo siguiente».

Se prescriben en seguida medidas prácticas tan sencillas como eficaces para corolario i cumplimiento de ese preámbulo.

La primera de todas es que a nadie se permita labrar minas sin la direccion i continua asistencia de un «perito de los mas intelijentes i prácticos, examinado, calificado i aprobado por alguna de las facultades de minería».

Ordena despues que «para mantener la seguridad i firmeza de la mina se ademen i fortifiquen sus labores con maderos fuertes i sólidos, de esperimntada incorruptibilidad o difícil corrupcion en lo subterráneo, labrados i armados como lo pide el arte o de buena mampostería de cal i canto, si lo pidiere o sufriere la riqueza i demas circunstancias de la mina».

I esas obras no pueden hacerse sino «por ademadores que tengan la debida intelijencia i práctica en la arquitectura subterránea i estén examinados i aprobados por el facultativo de minas».

Se prohíbe «estrictamente el que se puedan quitar del todo, ni aun debilitar i cercenar los pilares, puentes i macizos necesarios de las minas bajo pena de diez años de presidio».

Se ordeua «que las minas se conserven limpias i desahogadas, i que sus labores útiles o necesarias para la comunicacion de los aires, camino i estraccion del metal, u otros usos, aunque ya no tengan mas mineral que el de los pilares o intermedios, no se ocupen con los atierros i tepetates, pues éstos se han de sacar fuera, i echarse en el terreno».

Se ordena «que en las minas ha de haber suficientes escaleras, como i cuantas fueren menester a juicio de perito minero para subir i bajar con comodidad hasta sus últimas labores, sin que por ninguna manera se permita que por débiles, mal seguras, podridas o mui usadas, se arriesguen las vidas de los que trafiquen por ellas».

Prohíbe que «ninguno se atreva a introducir operarios en las labores sofocadas con vapores dañinos ántes de haberlos evacuado con los arbitrios que suministre el arte».

Prohíbe «con el mayor rigor que a ninguno le sea permitido barrenar so-

cavones, cruceros, u otros cualesquiera cañones, con otras labores superiores i llenas de agua, ni a dejar entre unas i otras tan débiles macizos que la misma agua los venza i los reviente sino que ha de ser obligado a desaguar con máquinas las labores inundadas ántes de comunicarla con las nuevas, salvo que a juicio del facultativo de minas se pueda practicar el barreno sin riesgo de los operarios que lo dieren».

Por fin «para evitar la contravencion de lo ordenado se ordena que los Diputados de Minería, acompañados del facultativo de minas de aquel distrito, i del Escribano si lo hubiere, i en defecto, de dos testigos de asistencia, visite cada seis meses, o cada un año todas las minas de su jurisdiccion; i si hallaren que se haya faltado en algo a los puntos preferidos para la seguridad i conservacion de las minas i a su mejor laborío, «providenciarán desde luego que se reforme i enmiende el defecto dentro del término conveniente, cerciorándose con oportunidad de haberse así ejecutado. I si faltaren a ello o reincidieren en el mismo delito, les impondrán las penas correspondientes, multiplicándolas i reagrándolas hasta la pérdida de la mina».

A los dueños de minas en que brotan veneros de agua, o de otro modo se produce inundacion, se les ordena «que mantengan en ellas continuamente el desagüe o evacuacion de sus labores de manera que éstas estén siempre hábiles para trabajarlas», i en caso necesario «se obligaba a los dueños a darles socavon suficiente a la evacuacion i habilitacion de sus labores» siempre teniendo en cuenta el dictámen de peritos.

### III

Todas estas precauciones i resguardos eran suficientes, a fé, en aquellos tiempos en que el laborío de minas se hacia con utensilios i construcciones de rudimental sencillez.

No se conocia entónces las máquinas a vapor, las instalaciones eléctricas, las perforadoras, los motores a parafina, gas, gasolina, etc., los aparatos en que sirve de fuerza el aire comprimido, el uso de la dinamita, elementos motrices i poderosos todos, que, si es cierto sirven en grande escala al desarrollo i progreso de la minería, es cierto tambien que presentan a veces nuevas series de peligro para la vida de los operarios si no se vijila i reglamenta la instalacion i funcionamiento de tan complicadas maquinarias i elementos.

Es evidente que si todo esto hubiera sido conocido antaño, el legislador habria agregado mas disposiciones en resguardo de los mineros porque como dice el artículo 1.º, título 12: «es tan notorio como constante que los operarios de las minas son una jente útil al Estado i que conviene conservarlos, i pagarles sus duros trabajos conforme a justicia i equidad».

La proteccion i cuidado al minero iba aun mas léjos.

«Mereciendo, dice el artículo primero, título XIII, la primera atencion el agua para beber en los Reales i Asientos de minas, ordeno i mando que se cuide mui particularmente de su conduccion a ellos, de la conservacion de su orfjen.



de la permanencia i limpieza de sus conductos i de que no se use de la inficionada con partículas minerales».

«Prohibo con el mayor rigor que de los desagües de las minas i de los lavaderos de las haciendas i fundiciones, se echen las aguas a arroyos o acueductos que las lleven a la poblacion, i cuando se hayan de pasar por canales, o se extravían de otra manera».

Las nuevas leyes españolas de minas exigen que el laboreo se sujete a las reglas del arte, lo que comprende algo mas que las reglas para explotar las minas sin que se comprometa su seguridad i conservacion, ni la salud i vida de las personas.

El Código de Minería Arjentino dedica una seccion del título noveno a las condiciones de explotacion de las minas.

«Los mineros, dice el artículo 282, pueden explotar sus pertenencias libremente, sin sujecion a otras reglas que las de seguridad i policia prescritas en este Código i que prescriban los reglamentos».

En los artículos siguientes se ordena que las labores de las minas se mantengan en completo estado de seguridad; en caso de riesgo de desplomes o derrumbes, los dueños deben fortificarlos convenientemente dando oportuno aviso a la autoridad.

No podrán ni quitarse ni rebajarse los pilares, puentes o macizos sin permiso de la autoridad.

En las minas deben conservarse limpias, ventiladas i desaterradas todas las labores necesarias o útiles para la explotacion.

Las escaleras, aparatos i labores destinados al tránsito o descenso de los operarios i demas personas empleadas en la mina, deben ser cómodas i seguras

Se suspenderán los trabajos cuando los medios de comunicacion i tránsito no ofrezcan la seguridad suficiente, i miéntras se reparan o construyen.

Para la comunicacion o desagüe de las labores superiores por medio de trabajos de nivel inferior es necesario el permiso de la autoridad.

No deben emplearse en las minas niños menores de diez años, ni ocuparse en los trabajos internos niños impúberes ni mujeres.

Debe darse aviso a las autoridades siempre que haya motivo para temer cualquier accidente grave.

La autoridad acompañada del ingeniero o perito oficial i del escribano, i a falta de éste, de dos testigos, visitará una vez cada año, por lo mènus, los minerales sujetos a su jurisdiccion.

Respecto de la omision o infracciones de cada una de las obligaciones u órdenes ya indicadas, el artículo 292 impone severas penas.

El intelijente comentador don Enrique Rodríguez—que es el autor del Código Civil Arjentino i que fué durante años brillante abogado del foro copiapino—hace notar que las disposiciones trascritas han sido inspiradas en disposiciones análogas de la legislación minera de Cerdeña, Francia, Inglaterra, Perú, i aun en el Código de Minería de Chile, de 1874.

## IV

En el actual Código de Minería en cuanto a la explotación de las minas con buena i garantida seguridad i al resguardo de los mineros solo se encuentran las siguientes disposiciones:

«Art. 68. Los mineros explotarán libremente sus minas, sin sujecion a prescripciones técnicas de ningun jénero, salvo la observancia de los reglamentos de policía i seguridad que se dictaren.

«Art. 69. Para los efectos del precedente artículo, las minas están sometidas a la vijilancia de la autoridad administrativa, la cual determinará su inspeccion del modo i en los períodos que le parezcan convenientes».

Como aquellos «reglamentos de policía i seguridad» no se han dictado, resulta que de hecho i de derecho se han borrado de una plumada todas las atinadas i minuciosas garantías que, segun las Ordenanzas, se imponian para la seguridad en la explotación de las minas, i el resguardo de la vida de los operarios.

Los propietarios de minas en lo presente pueden explotar sus minas en la forma que lo deseen sin mirar para nada el interes jeneral i permanente de la minería que era el fin o norte que guiaba todas las disposiciones de la Ordenanza.

Ahora el propietario puede rasgar, aterrar, disfrutar, destruir su mina. Puede mantenerla sin escaleras, sin cimbras, sin seguridad ninguna. Puede dejar que se inunde. Puede hacer lo que quiera. Ninguna lei ni ordenanza se lo prohíbe.

Tan absurda libertad, autorizada por la lei, solo tendria una esplicacion racional: la de que el lejislador no creyó materia de lei esas prohibiciones, sino de los «reglamentos de policía, i seguridad» que anunció i que hasta ahora no se han dictado.

I este ha sido i es el objetivo principal de estos artículos: contribuir para que se obtenga la implantacion de los reglamentos consabidos, miéntras se verifica la reforma del Código de Minería, obra que sería de importancia mas decisiva, pero que irá mui a la larga dados los hábitos lejislativos ya tan conocidos de nuestro pais.

He ahí la razon por la cual estas observaciones van dedicadas a los representantes de la provincia en el Congreso.

\* \* \*

Ellos pueden declarar con pleno conocimiento de causa el estado de las minas en Atacama, que hace presumir sea el mismo estado de las demas rejiones mineras del pais.

Habrá una que otra mina—si la hai—trabajada en forma científica i arreglada al arte, que tanta predileccion merecia a las Ordenanzas.

No hai talvez mina que no tenga labores aterradas.

Pocas tendrán sus caminos completos i hábiles.

Para rejistrar minas viejas o abandonadas, los curiosos deben ser tan mineros como acróbatas.

Se procede con las minas como con las chinchillas, con la algarrobilla i otra riqueza esclusivas de esta rejion. Se disfruta de ellas de modo que solo sirvan para hoi no para el porvenir.

Los mineros parecen decir como Luis XV: despues de nosotros el diluvio.

En cuanto a la vida de los operarios poca o ninguna garantía se les da.

No hai ejemplo, segun creemos, de que algun dueño de mina haya incurrido en responsabilidad efectiva por accidentes fatales en las minas. En ellas, segun el dicho vulgar, el que muere, muere.

Es cierto que en las minas se producen numeros accidentes fortuitos i que no es posible reparar o prever. Pero tambien es cierto que sobrevienen numerosos accidentes o desgracias por imprevision, economía mal entendida, avaricia, o culpa de los dueños.

Por no estar un pique bien ademado; por no colocarse, revisarse o renovarse el material de poleas, cables, escaleras, cimbras, baldes, jivas, rieles, andariveles, patillajes, pasamanos; por no reforzarse con el gasto necesario i en forma adecuada, trozos de cerro, pircados, disfrutes, rocas sueltas; por no vijilar con todos los empleados o mayordomos necesarios las operaciones de cada momento, dentro i fuera de la mina, por colocar personas incapaces o niños al cargo de trabajos que requieren habilidad o fuerza superior; por falta de buena direccion; i por mil omisiones culpables o punibles mas ¡cuántos accidentes no sobrevienen!

¡I cuántos no podrán evitarse con buenos reglamentos de policía i seguridad minera!

Dígnense tener presente estas observaciones los congresales de Atacama.

## V

Atendiendo las precedentes observaciones, los congresales de Atacama harán buena obra en beneficio de la importantísima industria minera, i de los trabajadores esforzados de las minas, a las cuales las Ordenanzas de Nueva España les rodeaban de toda clase de cuidados, hasta el extremo de prohibir de que se les redujere a prision por deudas; i de ordenar «que el repartimiento de solares para fabricar casas, en alquilar las que ya estuviesen fabricadas, i en proveerse en las plazas i mercados de los lugares, reales, i asientos de minas no solo de las cosas necesarias a ellas i sus haciendas sino tambien de los bastimentos i provisiones para sus gastos i familias, han de ser atendidos los mineros, respecto de los demas, como merece su útil profesion». I «siendo tan notorio como perjudicial la inmoderada liberalidad con que los mineros suelen gastar su caudal, consumiéndolos con la mayor imprudencia i desórden hasta quedar ellos i sus familias brevemente en miseria, es mi soberana voluntad i mando que los jueces i diputados de los reales asientos de ellas, aconsejen, i en caso necesario amonesten, a los mineros i especialmente a los que se hallaren en bo-

nanza, que no consuman sus caudales en gastos desmesurados i viciosos, o en vanas liberalidades, i cuando esto no baste para que se corrijan se le ponga curador o de otra manera se provea acerca de la conservacion de sus bienes como a verdadero pródigo».

I «se prohíbe estrechamente que en los reales i asientos de minas ni entre los dueños u operarios de ellas se pueda usar de ninguno de los juegos de naipes prohibidos por repetidas reales pragmáticas i cédulas, ni aun de los permitidos con interes excesivo a lo que se regula por un honesto desahogo i prudente diversion. I con el mismo rigor prohibo el juego de dado, tabas i peleas de gallos como tambien el que puedan permitirse diversiones escandalosas».

El art. 2, título XIX de las Ordenanzas termina así: «Ademas declaro a favor de la profesion científica de la minería el privilegio de Nobleza, a fin de que los que se dediquen a este importante estudio i ejercicio sean mirados i atendidos con toda la distincion para que tanto les recomienda su misma noble profesion».

Por fin, en la última disposicion de las Ordenanzas dice que todo lo legislado es «para el buen gobierno, quietud, i felicidad del importante cuerpo de la minería de aquellos mis dominios».

Por supuesto, que en los tiempos actuales, las leyes no se redactan en la forma paternal de las antiguas Ordenanzas o las leyes de Partida, i que no es materia de lei minera todo lo que en aquel tiempo lo fué, de modo que las últimas transcripciones que preceden solo se hacen como una reminiscencia del cuidado i distincion con que los mineros fueron siempre considerados en las eyes españolas i americanas.

Volviendo a los reglamentos que el Código Minería anunció, i que no se han hecho, pero que deben dictarse, seria conveniente que en ellos se consulte con ecuanimidad el interes bien entendido de los propietarios i la mas amplia i eficaz proteccion a la vida i el bienestar de los operarios o trabajadores.

Las legislaciones que dejamos citadas establecen o insinúan todo o casi todo lo que podria ser materia de los reglamentos de minería.

Util seria practicar el estudio de la idea del emperador aleman de que los trabajadores u operarios tengan derecho a vijilar las medidas de seguridad no solo en los pozos, sino en todo el laborio de las minas.

Esta es una idea nueva en materia de legislacion o reglamentacion minera.

En el Código Argentino, en las leyes españolas, francesas, alemanas; en nuestro Código de 1874, se encuentra en el caso de que el propietario o director de minas avise a las autoridades cuando tema peligros o contratiempos graves.

Pero ninguna legislacion, a lo que creemos, da iguales derechos o impone análogas obligaciones al minero u operario, ni ménos el vijilar oficialmente lo que los dueños o patrones hacen en la mina:

¿Convendria autorizar legalmente esa vijilancia? Parece que sí, en equidad i buena razon.

Podria en cada centro minero poblado, elejirse un delegado o representante de todos los trabajadores obreros que en nombre de la comunidad fiscalizase las obras mineras, ya fuese en cuanto al laborio a piques, construcciones e instalaciones.

Tal medida produciria confianza i seguridad jeneral, i evitaria la eterna murmuracion que, a raiz de cualquier accidente fatal en las minas, no busca casi nunca un caso fortuito, sino el efecto de culpas, i descuidos o malas intenciones, ajenos.

La ilustrada cultura de nuestros congresales, sus ostensibles buenos propósitos para el trabajo fructifero en favor de nuestra provincia i de la minería, hacen esperar que, dentro de la esfera de sus influencias sociales o políticas, obtengan la implantacion de buenos reglamentos de minería en los que no solo se consulten la seguridad en la explotacion de las minas; la preparacion de ellas para que siempre subsistan i no se destruyan como fuente posible permanente de produccion, las garantías para el cuidado i la vida del minero, sino tambien otros tópicos de interes mas abstracto i jeneral como el ahorro, el seguro de vida, el descanso dominical en lo que pueden relacionarse con la minería.

ANJEL ESTÈBAN GUERRA.



## El hiposulfito de sodio. Nueva especie mineralójica

En febrero del año 1906 fuí comisionado por la «Comunidad boratera de Pampa Central», Antofagasta, para hacer unos cateos por boratos en terrenos situados a unos 15 kilómetros al oriente de la oficina salitrera Filomena de la Compañía «Progreso».

Llevaba tambien encargo especial de investigar la presencia en aquellos lugares del hiposulfito de sodio que se habia encontrado en gran estado de pureza, segun análisis de muestras tomadas anteriormente allí.

Infructuosos fueron los resultados de mis indagaciones sobre el terreno, i no me fué dado descubrir el hiposulfito nativo, motivo que me hizo suponer se tratase de una equivocacion inesplicable en la muestra, o que las cantidades existentes en la pampa eran insignificantes. La existencia del salitre, ademas en gran parte de las pampas en cuestion me inducian a creerlo así, ya que no es posible la coexistencia en comun del nitrato con el hiposulfito, cuyo azufre no podria resistir en tal estado inferior de oxidacion al fuerte poder oxidante del salitre.

Don Luis L. Zegers, profesor de Física Jeneral de la Universidad de Chile, propietario de la primera muestra de hiposulfito encontrado, ausiliado por el que esto escribe, determinó sus caractéres físicos i químicos e identificó la sal,

publicando despues en un número de los «Anales de la Universidad» del mismo año 1906 una descripción sobre esta nueva especie mineralógica. (\*)

Yo no tomé mayor interés sobre este hallazgo que me parecia dudoso, en vista de que no pude comprobar la existencia de dicha sal en el terreno en que ántes se habia encontrado. Pero hace pocos meses, encontrándome beneficiando minerales de plata en el departamento de Copiapó, tenia como mayordomo a un antiguo beneficiador de plata don Anjel Fajardo, quien me contó que hace años él estuvo lixiviando minerales en un punto del interior de Iquique llamado Pueblo Tirana, cerca de Pozo Almonte, i que usaba para ello el hiposulfito que en grandes cantidades allí se encontraba. Como era tan fácil i barato procurárselo no se media en su gasto i lo usaba en fuertes disoluciones. El lugar en que yacia simulaba una laguna seca, que habia dejado como residuos hiposulfito de sodio, boratos i cloruro de sodio. Era notable la ausencia del salitre.

Queda, por coneguinte, comprobada la existencia del hiposulfito en la naturaleza.

Ya ha recibido una aplicacion industrial en el tratamiento de los minerales arjentíferos.

¿No podria tambien emplearse en la preparacion del yodo en las oficinas salitreras?

F. A. SUNDT,  
Ingeniero de Minas.

(\*) Dice la comunicacion del señor Zegers.

Una nueva especie mineral descubierta en la provincia de Antofagasta, departamento de Antofagasta.—Comunicacion del profesor Luis L. Zegers.

Este mineral fué descubierto por el señor Alejandro Zegers Tupper, en comienzos del año actual, a 23 kilómetros hácia el oriente de la Estacion Central de la via férrea que une Antofagasta a Oruro, i a unos 15 kilómetros hácia el poniente del cerro Centinela.

Es un mineral de color blanco, de poco peso específico, de estructura sedosa, soluble en el agua fria sin dejar residuo i resultando un licor incoloro, trasparente, de reaccion neutra.

Agregando al licor obtenido así, algunas gotas de ácido muriático diluido, poco a poco se pone blanco, debido a la precipitacion del azufre.

Cinco centímetros cúbicos de su disolucion, adicionados con un centimetro cúbico de ácido sulfúrico concentrado i con dos o tres granallas de zinc, producen desprendimiento de hidrójeno sulfurado i formacion de un líquido lechoso de color blanco amarillento.

Diez centímetros cúbicos de la misma disolucion, adicionados con cinco gotas de cloruro férrico, producen un líquido de color violado intenso, que al cabo de algunos instantes pierde su color conservando un lijero tinte amarillo por transparencia.

Cinco centímetros de la disolucion del mismo mineral de que nos ocupamos, adicionados con cinco centímetros cúbicos de una disolucion de sublimado, producen una lechada blanca en frio, que por ebullicion se transforma primero en amarillo i despues en negra. Enfrio la lechada blanca resultante es persistente.

En el espectroscopio se obtiene el espectro puro del sodio.

En el microscopio, la materia pulverulenta, que constituye esta especie mineral, produce en contacto con una gota de agua, i calentando suavemente la preparacion, hermosos cristales, que son prismas monoclinicos terminados por pirámides cortas.

Se trata, en consecuencia, de una nueva especie mineral, de hiposulfito de sodio, por primera vez encontrado en la naturaleza.

Reconocidos posteriormente los terrenos en que se descubrió esta especie mineral, se han encontrado yacimientos de boratos pobres i complejos, que cubren extensiones considerables.

(Anales de Universidad de Chile.—Tomo CXVIII.—Páj. 49-50).

## Métodos de control

La necesidad de ejercer control sobre las operaciones diarias de una usina de fundicion se manifiesta por sí misma i es, se puede decir, algo que exige la atencion séria de los fundidores, los fracasos que dia a dia sufren empresas metalúrgicas tienen su oríjen en la falta absoluta de datos diarios sobre la marcha del establecimiento. Se ha ya repetido en el curso de esta obra el hecho de que un establecimiento metalúrgico no es el lugar llamado a efectuar estudios científicos o a producir los mejores resultados metalúrgicos, sino que es una usina destinada a efectuar un negocio, o sea la reduccion de los minerales a metales, a un costo tal que dé lugar a un márgen de ganancia que ampliamente cubra los intereses lejítimamente esperados por los capitalistas o dueños de la mina en cuestion; estos resultados son, sin embargo, difícilmente alcanzados si el negocio no se conduce de una manera racional. El fundir minerales sin ningun guia científico es un error que ha nacido entre nosotros de una falta de conocimiento de los principios basales i teóricos de los sistemas de beneficio usados; error que ha tambien lastimosamente contagiado a los profesionales, que se contentan con seguir la rutina establecida por los prácticos del oficio, o sea individuos que a fuerza de largos años de experiencia se han formado una colección de reglas prácticas que aplican con mayor o menor acierto aunque desconociendo en absoluto la razon de tal o cual aplicacion.

El primer paso que se debe dar en la senda del mejoramiento de nuestra práctica metalúrgica es la sistematizacion del beneficio acompañado por un conocimiento cabal de lo que se efectúa diariamente, de los productos que se deben obtener, del gasto que debe orijinar, etc.

Ofrecemos, pues, en este capítulo métodos de análisis, ensayos, etc. que serán indudablemente de una ayuda eficaz al fundidor en su práctica profesional. El ingeniero de minas señor F. A. Sundt, ha tratado este punto de una manera completa; nosotros recomendamos sus estudios sobre ensayos i análisis químicos para que así el fundidor se dé cuenta cabal de los principios científicos en que se basan los métodos que nosotros detallamos en este capítulo.

### a) *Ensaye por oro i plata del cobre bruto.*

Se disuelven 30 gramos de cobre con 90 c.<sup>3</sup> de agua i 90 c.<sup>3</sup> de ácido nítrico concentrado. La solucion debe permanecer en frio hasta que toda accion química haya cesado; se la calienta hasta espulsar todos los vapores rojos, se la diluye en seguida con agua destilada i se filtra en doble filtro. En el filtro se obtiene el oro, la plata está en disolucion. El filtro se polvorea con litarjirio, se dobla i se coloca en una escorificadora.

A la disolucion se le agrega bromuro de potasio en exceso se la revuelve vigorosamente i se la deja en reposo por una noche. Al dia siguiente se filtra; la plata queda en el filtro como bromuro de plata, se polvorea con litarjirio, se dobla el filtro i se le coloca en la misma escorificadora en que está el oro. Se le agrega una cucharadita de litarjirio i se coloca la escorificadora en la puerta de la muffa del horno hasta que el filtro se haya quemado. Se retira la escori-

ficadora del horno, se la deja enfriar i se la carga como de costumbre con plomo granulado i bórax. Se obtiene un plomo platoso que se copela.

b) *Ensaye por oro i plata de los ejes.*

Tónese 30 gramos de eje i en vasos grandes tráteselos con 50 cent.<sup>3</sup> de ácido nítrico i 100 cent.<sup>3</sup> de agua destilada.

Consérvese el vaso en frio hasta que la violenta accion química haya terminado; agréguese ahora 50 cent.<sup>3</sup> mas de ácido nítrico concentrado i caliéntese el vaso hasta efectuar una descomposicion completa del eje; el residuo del fondo del vaso es blanco o gris. Evapórese ahora gran parte del ácido haciendo hervir la disolucion, dilúyase la disolucion a 500 cent. <sup>3</sup>. de volúmen; agréguese 3 cent. <sup>3</sup> de ácido sulfúrico, 10 cent. <sup>3</sup>. de una disolucion de acetato de plomo i una disolucion de cloruro de sodio en exceso para precipitar la plata, revuélvase rigurosamente i déjese decantar durante una noche; despues de decantada la disolucion, caliéntesela un poco i fíltrese en papel grueso. El filtro se polvorea con litarjirio, se seca en la mufla, cuidadosamente colocado en una escorificadora; ya seco, se le agrega plomo granulado i un poquito de bórax i se escorifica resultando un boton de plomo que se copela.

La escorificacion tanto en éste como en el caso anterior, se ejecuta colocando la escorificadora con el plomo granulado i el bórax en la mufla del horno de ensayes; las impurezas junto con una gran porcion de plomo se oxidan i forman con el bórax una escoria que poco a poco va cubriendo el plomo que permanece sin oxidarse; lo que la escoria haya cubierto totalmente el glóbulo central de plomo metálico, se retira la escorificadora de fuego; se vacia en moldes i se recoje el plomo metálico que contiene el oro i la plata. Este plomo metálico se copela obteniéndose oro i plata que se separan por medio del ácido nítrico.

c) *Ensaye de oro i plata de los minerales sulfurados, bronces, piritas, etc.*

Estos minerales contienen dos agentes reductores: azufre i fierro; para determinar su poder reductente se ejecuta un ensaye bajo la forma siguiente: En un crisol se mezclan:

30	gramos de bicarbonato de soda
60	id. de óxido de plomo (litarjirio)
3	id. del mineral

A esta mezcla se agrega como cubierta una cucharada de borax vitrificado; se coloca el crisol en el horno bien caliente i se lo mantiene por 40 minutos; se retira el crisol del horno, se vacia el contenido sobre un molde de fierro, se deja enfriar la escoria i en seguida se quiebra para recojer un boton de plomo que se limpia con mucho cuidado. El plomo se pesa i el peso dividido por 3 es el poder reductente de un gramo del mineral; así si el boton de plomo pesa 15 gramos, el poder reductente del mineral que se ensaya es 5 (15:3), es decir, que cada gramo del mineral reducirá o producirá 5 gramos de plomo metálico.

Terminado este ensaye preliminar se ejecuta el ensaye efectivo de la siguiente manera: Se mezcla en un crisol:



45	gramos de bicarbonato de soda
60	id. de óxido de plomo (litarjirio)
15	id. del mineral
2	id. de bórax retrificado i
1½	de sílice

Por lo que se dijo anteriormente se ve que los 15 gramos de mineral debian producir 75 gramos ( $15 \times 3$ ) de plomo metálico i como solo deseamos producir 20, hai un exceso de 55 gramos que deben ser oxidados o neutralizados; el nitrato es un oxidante poderoso i por lo consiguiente un buen neutralizador.

El poder oxidante de un gramo de nitrato es 5 i por lo consiguiente con 11 gramos ( $55:11=11$ ) se logran neutralizar los 55 en exceso; agregamos pues a nuestra carga 11 gramos de nitrato ( $KNO_3$ ) i despues de mezclar estos ingredientes minuciosamente, le colocamos una cucharadita de sal como de cubierta i lo introducimos en el horno hasta que la masa fundida tenga una apariencia tranquila. Si el mineral no es bastante reducente para producir un boton de plomo de 20 gramos, se le agrega harina para que reduzca el resto. Cada gramo de harina reduce 10 gramos de plomo. El boton de plomo se copela i se determina en seguida la lei de oro i plata del mineral.

d) *Ensayes de oro i plata de los minerales silíceos.*

Se mezcla cuidadosamente en un crisol:

60	gramos de bicarbonato de soda
45	id. de óxido de plomo (litarjirio)
15	id. del mineral i
2	id. de harina

Se cubre esta mezcla con bórax i se coloca en el horno por espacio de cuarenta minutos; al cabo de los cuales, si la carga está bien fundida, se retira el crisol del horno, se vacia el contenido en un molde de fierro, se quiebra la escoria i se recoje el plomo que se copela; el oro i plata obtenido de la copelacion se pesa, en seguida se disuelve la plata por medio del ácido nítrico i se pesa el oro obtenido.

f) *Ensayes de oro i plata de los minerales básicos.*

Se procede como en los casos anteriores con la siguiente carga:

45	gramos de bicarbonato de soda
40	id. de óxido de plomo
15	id. del mineral
2	id. de bórax
1½	de sílice i
2	id. de harina

En todos estos ensayes hai tres operaciones que se describen en seguida:  
*Fusion.*—Esta operacion consiste en la completa liquefaccion de la carga

del crisol o recipiente donde se efectúa el ensaye; los flujos o fundentes tales como el bicarbonato de soda, bórax, sílice en polvo, litarjirio, etc., tienen por objeto hacer que la carga del crisol sea mas fusible que lo que es el mineral en sí mismo. La sílice i borax o ácido bórico actúan como ácidos que, unidos a bases tales como la soda del bicarbonato, litarjirio, u óxido de plomo i otras, forman una escoria fácilmente fusible. Parte del óxido de plomo es reducido a plomo metálico por agentes reductores; los minerales sulfurados contienen el agente reductor en su misma composicion (fierro i azufre); otros minerales como los silíceos o básicos o jeneralmente minerales de color u oxidados, están desprovistos de este agente i de aquí se desprende que se les agregue harina (se puede tambien agregar carbon, argol, etc.) Hai minerales sulfurados que tienen un exceso de agente reductor (fierro i azufre), así que es necesario agregar un agente oxidante; el nitrato es jeneralmente usado para este fin. El ensayador procura obtener de su ensaye un boton de plomo que pese alrededor de 20 gramos i de acuerdo con esto agrega su harina o su nitrato o salitre segun sea el caso. (Para mas detalles sobre los flujos i manera de usarlos, el autor recomienda la obra del señor F. A. Sundt sobre ensayes, publicada por la Sociedad Nacional de Minería).

*Copelacion.*—El plomo metálico ha servido en la operacion anterior de colector de los metales preciosos; ahora es copelado para efectuar su separacion.

La copelacion consiste en oxidar el plomo a óxido de plomo en pequeños aparatos hechos de cenizas de hueso que se denominan copelas; el plomo oxidado es en su gran parte absorbido por la copela i en parte, aunque mui pequeña, volatilizado; al final de la operacion resulta un pequeño boton de oro i plata que se retira de la mufia del horno i se deja enfriar.

Las copelas se hacen comprimiendo cenizas de huesos húmedas en aparatos especiales. La temperatura a que se ejecuta la copelacion, es alrededor de 850° C.; es esencial el que exista una corriente de aire en la mufia durante esta operacion. (1)

*Tratamiento del boton de plata i oro.*—El boton de plata i oro que resulta de la operacion anterior es pesado i en seguida atacado con ácido nítrico diluido i tibio; la plata se disuelve paulatinamente; el residuo negruzco se lava primero con ácido nítrico puro caliente i despues con agua; se seca cuidadosamente i en seguida se lo somete a una alta temperatura hasta que tome su color natural; se pesa ahora i se determina la lei.

De nuevo repito que estos lijeros apuntes sobre la teoría de los ensayes solo sirven para darse una idea jeneral i hago otra vez referencia de la obra del señor Sundt, donde el lector encontrará abundancia de detalles sobre el particular.

Los hornos usados para efectuar estos ensayes son o bien de fuego directo o de mufia. En los primeros los crisoles se ponen en contacto con el combustible que se usa, en los segundos, el combustible calienta una seccion del horno

---

(1) The actual temperature of cupelation, Western Metallurgist.—I. DIAZ OSSA.

denominada mufla donde se efectúan los ensayos. La mufla es indispensable en los ensayos hechos por escorificación i en las copelaciones i de aquí se desprende que es mas conveniente el usar horno de mufla con esclusión de cualquiera otro; la mufla en este caso se construye de capacidad para crisoles; el uso de esta clase de hornos se jeneraliza dia por dia mui especialmente en establecimientos de fundición donde es necesario efectuar gran número de ensayos para la compra de minerales, flujos, etc., i venta de los productos.

El combustible usado en estos últimos hornos es un carbon de llama larga; los hornos directos usan jeneralmente coke.

Hai tambien hornos de gasolina, gas, etc., pero su uso está mas o ménos restringido; aunque para pequeñas capacidades son altamente recomendables.

### *g) Ensaye por cobre de los minerales i ejes*

Si se desea obtener una gran exactitud, el autor recomienda el siguiente método:

*Método del permanganato.*—Pésese 0.5 gramos del mineral o eje, colóquese en un frasco de capacidad para 300 cent.<sup>3</sup>, atáquese con 5 cent.<sup>3</sup> de ácido nítrico i evapórese hasta cerca de sequedad; agréguese 3 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico i despues de un momento 75 cent.<sup>3</sup> de agua caliente; hágase hervir i fíltrese, consérvese el filtrado i agréguese, cuando aun esté caliente, 5 cent.<sup>3</sup> de una disolución que contenga 10% de *sulfito de sodio*; el líquido se descoloriza i tan pronto como esto se efectúe se agrega 5 cent.<sup>3</sup> de otra disolución que contenga 10% de *sulfo cianuro de potasio* (K<sub>2</sub>CnS); el cobre se precipita como *sulfo cianuro de cobre* (Cu Cn S). Se hace hervir la disolución para coagular el precipitado i en seguida se filtra con doble papel teniendo cuidado de lavar el filtro con agua caliente.

El precipitado se disuelve haciendo pasar a través del filtro una disolución que contenga 8% de hidróxido de soda i se lava en seguida con agua caliente; la disolución así obtenida que es básica se hace neutra con ácido sulfúrico diluido i se agrega 2 cent.<sup>3</sup> de ácido sulfúrico en exceso; se trata ahora a la bureta con una disolución de permanganato de potasa hasta obtener un tinte entre rojizo i morado.

La disolución de permanganato usada se prepara disolviendo en un litro de agua destilada 5.66 gramos de permanganato de potasa; la disolución de permanganato se titula por medio del fierro; el título de la disolución dada es de 1 cent.<sup>3</sup> = 0.010 de fierro; la tabla que se reproduce, cuidadosamente calculada, da el equivalente en cobre de cada cent.<sup>3</sup> de la disolución.

Si se desea usar otra disolución, tómesese en cuenta que el factor para cobre es 0.1897 del valor para fierro.

Este método permite efectuar un ensaye mui exacto de cobre en un espacio mui reducido de tiempo i la exactitud del resultado no es igualada por ningun otro método incluyendo el electrolítico.

Las reacciones del procedimiento son:

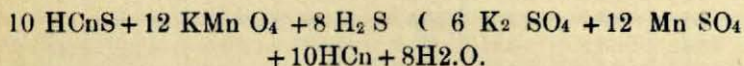
Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.
0.1	0.04	5.1	2.09	10.1	4.13	15.1	6.16	20.1	8.18
0.2	0.08	5.2	2.12	10.2	4.17	15.2	6.20	20.2	8.22
0.3	0.12	5.3	2.18	10.3	4.21	15.3	6.24	20.3	8.26
0.4	0.16	5.4	2.23	10.4	4.25	15.4	6.28	20.4	8.30
0.5	0.20	5.5	2.27	10.5	4.29	15.5	6.32	20.5	8.34
0.6	0.24	5.6	2.31	10.6	4.33	15.6	6.38	20.6	8.38
0.7	0.28	5.7	2.35	10.7	4.37	15.7	6.42	20.7	8.42
0.8	0.32	5.8	2.39	10.8	4.41	15.8	6.45	20.8	8.46
0.9	0.37	5.9	2.42	10.9	4.45	15.9	6.49	20.9	8.50
1.0	0.41	6.0	2.46	11.0	4.49	16.0	6.53	21.0	8.54
1.1	0.45	6.1	2.50	11.1	4.53	16.1	6.56	21.1	8.58
1.2	0.49	6.2	2.54	11.2	4.55	16.2	6.60	21.2	8.62
1.3	0.53	6.3	2.58	11.3	4.62	16.3	6.64	21.3	8.66
1.4	0.57	6.4	2.63	11.4	4.66	16.4	6.68	21.4	8.70
1.5	0.61	6.3	2.67	11.5	4.70	16.5	6.73	21.5	8.74
1.6	0.64	6.6	2.71	11.6	4.74	16.6	6.76	21.6	8.78
1.7	0.68	6.7	2.75	11.7	4.78	16.7	6.80	21.7	8.82
1.8	0.72	6.8	2.79	11.8	4.82	16.8	6.84	21.8	8.86
1.9	0.77	6.9	2.83	11.9	4.86	16.9	6.88	21.9	8.90
2.0	0.82	7.0	2.87	12.0	4.90	17.0	6.93	22.0	8.96
2.1	0.86	7.1	2.91	12.1	4.94	17.1	6.97	22.1	9.00
2.2	0.90	7.2	2.95	12.2	4.98	17.2	7.01	22.2	9.04
2.3	0.93	7.3	2.99	12.3	5.02	17.3	7.05	22.3	9.08
2.4	0.97	7.4	3.04	12.4	5.06	17.4	7.09	22.4	9.12
2.5	1.00	7.5	3.08	12.5	5.10	17.5	7.13	22.5	9.16
2.6	1.04	7.6	3.13	12.6	5.14	17.6	7.17	22.6	9.20
2.7	1.08	7.7	3.17	12.7	5.18	17.7	7.21	22.7	9.24
2.8	1.14	7.8	3.20	12.8	5.22	17.8	7.25	22.8	9.28
2.9	1.18	7.9	3.24	12.9	5.26	17.9	7.29	22.9	9.32
3.0	1.23	8.0	3.27	13.0	5.31	18.0	7.33	23.0	9.36
3.1	1.27	8.1	3.31	13.1	5.35	18.1	7.37	23.1	9.40
3.2	1.28	8.2	3.35	13.2	5.39	18.2	7.41	23.2	9.44
3.3	1.36	8.3	3.39	13.3	5.43	18.3	7.45	23.3	9.48
3.4	1.40	8.4	3.43	13.4	5.47	18.4	7.49	23.4	9.52
3.5	1.45	8.5	3.47	13.5	5.51	18.5	7.53	23.5	9.56
3.6	1.49	8.6	3.51	13.6	5.55	18.6	7.57	23.6	9.60
3.7	1.53	8.7	3.55	13.7	5.59	18.7	7.61	23.7	9.64
3.8	1.57	8.8	3.60	13.8	5.63	18.8	7.65	23.8	9.68
3.9	1.60	8.9	3.64	13.9	5.67	18.9	7.69	23.9	9.71
4.0	1.64	9.0	3.68	14.0	5.72	19.0	7.74	24.0	9.74
4.1	1.68	9.1	3.82	14.1	5.76	19.1	7.78	24.1	9.78
4.2	1.72	9.2	3.76	14.2	5.80	19.2	7.82	24.2	9.82
4.3	1.77	9.3	3.80	14.3	5.84	19.3	7.86	24.3	9.86
4.4	1.81	9.4	3.84	14.2	5.88	19.4	7.90	24.4	9.90
4.5	1.85	9.5	3.88	14.5	5.92	19.5	7.94	24.5	9.94
4.6	1.89	9.6	3.92	14.6	5.96	19.6	7.98	24.6	9.98
4.7	1.93	9.7	3.96	14.7	6.00	19.7	8.02	24.7	10.02
4.8	1.97	9.8	4.01	14.8	6.04	19.8	8.06	24.8	10.06
4.9	2.01	9.9	4.05	14.9	6.08	19.9	8.10	24.9	10.10
5.0	2.05	10.0	4.09	15.0	6.12	20.0	8.14	25.0	10.14

Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.	Cc.	% Cu.
25.1	10.18	30.1	12.06	35.1	14.06	40.1	16.04	45.1	18.04
25.2	10.22	30.2	12.12	35.2	14.10	40.2	16.08	45.2	18.08
25.3	10.26	30.3	12.14	35.3	14.14	40.3	16.12	45.3	18.12
25.4	10.30	30.4	12.18	35.4	14.18	40.4	16.16	45.4	18.16
25.5	10.34	30.5	12.22	35.5	14.22	40.5	16.20	45.5	18.20
25.6	10.38	30.6	12.26	35.6	14.26	40.6	16.24	45.6	18.24
25.7	10.42	30.7	12.30	35.7	14.30	40.7	16.28	45.7	18.28
25.8	10.46	30.8	12.34	35.8	14.34	40.8	16.32	45.8	18.32
25.9	10.50	30.9	12.38	35.9	14.38	40.9	16.36	45.9	18.36
26.0	10.53	31.0	12.42	36.0	14.42	41.0	16.40	46.0	18.40
26.1	10.56	31.1	12.46	36.1	14.46	41.1	16.44	46.1	18.44
26.2	10.60	31.2	12.50	36.2	14.50	41.2	16.48	46.2	18.48
26.3	10.64	31.3	12.54	36.3	14.54	41.3	16.52	46.3	18.52
26.4	10.68	31.4	12.58	36.4	14.58	41.4	16.56	46.4	18.56
26.5	10.72	31.5	12.62	36.5	14.62	41.5	16.60	46.5	18.60
26.6	10.76	31.6	12.66	36.6	14.66	41.6	16.64	46.6	18.64
26.7	10.80	31.7	12.70	36.7	14.70	41.7	16.68	46.7	18.68
26.8	10.84	31.8	12.74	36.8	14.74	41.8	16.72	46.8	18.72
26.9	10.88	31.9	12.78	36.9	14.78	41.9	16.76	46.9	18.76
27.0	10.92	32.0	12.82	37.0	14.82	42.0	16.80	47.0	18.80
27.1	10.95	32.1	12.86	37.1	14.87	42.1	16.84	47.1	18.84
27.2	10.98	32.2	12.90	37.2	14.91	42.2	16.88	47.2	18.88
27.3	11.02	32.3	12.95	37.3	14.95	42.3	16.92	47.3	18.92
27.4	11.06	32.4	12.99	37.4	14.99	42.4	16.96	47.4	18.96
27.5	11.10	32.5	13.04	37.5	15.03	42.5	16.99	47.5	19.00
27.6	11.14	32.6	13.08	37.6	15.07	42.6	17.04	47.6	19.04
27.7	11.18	32.7	13.12	37.7	15.11	42.7	17.08	47.7	19.08
27.8	11.22	32.8	13.16	37.8	15.15	42.8	17.12	47.8	19.12
27.9	11.26	32.9	13.20	37.9	15.19	42.9	17.16	47.9	19.16
28.0	11.30	33.0	13.24	38.0	15.23	43.0	17.20	48.0	19.20
28.1	11.33	33.1	13.27	38.1	15.26	43.1	17.24	48.1	19.24
28.2	11.37	33.2	13.31	38.2	15.29	43.2	17.28	48.2	19.28
28.3	11.41	33.3	13.35	38.3	15.32	43.3	17.32	48.3	19.32
28.4	11.44	33.4	13.39	38.4	15.36	43.4	17.36	48.4	19.36
28.5	11.48	33.5	13.43	38.5	15.40	43.5	17.40	48.5	19.40
28.6	11.51	33.6	13.47	38.6	15.44	43.6	17.44	48.6	19.44
28.7	11.55	33.7	13.51	38.7	15.48	43.7	17.48	48.7	19.48
28.8	11.59	33.8	13.55	38.8	15.52	43.8	17.52	48.8	19.52
28.9	11.60	33.9	13.59	38.9	15.56	43.9	17.56	48.9	19.56
29.0	11.65	34.0	13.63	39.0	15.60	44.0	17.60	49.0	19.60
29.1	11.69	34.1	13.67	39.1	15.64	44.1	17.64	49.1	19.64
29.2	11.73	34.2	13.71	39.2	15.68	44.2	17.68	49.2	19.68
29.3	11.77	34.3	13.75	39.3	15.72	44.3	17.72	49.3	19.72
29.4	11.81	34.4	13.79	39.4	15.76	44.4	17.76	49.4	19.76
29.5	11.85	34.5	13.83	39.5	15.80	44.5	17.80	49.5	19.80
29.6	11.88	34.6	13.87	39.6	15.84	44.6	17.84	49.6	19.84
29.7	11.92	34.7	13.91	39.7	15.88	44.7	17.88	49.7	19.88
29.8	11.94	34.8	13.95	39.8	15.92	44.8	17.92	49.8	19.92
29.9	11.98	34.9	13.99	39.9	15.96	44.9	17.96	49.9	19.96
30.0	12.02	35.0	14.03	40.0	16.00	45.0	18.00	50.0	20.00

Cobre precipitado = Cu Cn S.

al disolverlo sobre el filtro:  $\text{Cu Cn S.} + \text{NaOH.} = \text{CuOH} + \text{NaCNS.}$

Al agregarle el ácido sulfúrico el Na CnS se transforma en HCnS i sulfato de soda; al tratarla a la bureta la siguiente reaccion tiene lugar que descompone el permanganato:



*Método del cianuro.*—Se descompone el mineral con ácido nítrico, clorhídrico i sulfúrico; se evapora hasta producir vapores densos de ácido sulfúrico (color blanco); se agrega agua, se hace hervir por un momento i en seguida se filtra: al filtrado se le agrega un pedazo de aluminio metálico donde se precipita el cobre; si la precipitacion es mui lenta agréguese un poco mas de ácido sulfúrico. El aluminio se disuelve en mui pequeña cantidad así que un pedazo de él sirve para varias precipitaciones. Lo que el líquido pierde su color, es decir, lo que el cobre se haya precipitado, se decanta sobre un filtro i se recoje el pedazo de aluminio, se lava sobre el filtro, i se guarda. El cobre metálico que está ahora en el filtro, se disuelve haciendo pasar ácido nítrico diluido que se recoje en un vaso limpio; se lava el filtro con agua caliente i se recojen los lavados en el mismo vaso: la disolucion de nitrato de cobre así obtenida se hierve por un momento para espulsar vapores nitrosos i despues se le agrega amoníaco i 125 cent.<sup>3</sup> de agua destilada. La disolucion que tiene ahora un color azul intenso, es tratada a la bureta con una disolucion de cianuro de potasio, hasta obtener su perfecta descoloracion. La disolucion de cianuro de potasio se prepara disolviendo 60 gramos en un litro de agua, dicha disolucion se titula de la manera siguiente:

Se disuelven 0.300 gramos de cobre puro en 5 cent.<sup>3</sup> de ácido nítrico; se calientan hasta que no aparezcan vapores nitrosos, se agrega 10 cent. de agua destilada i 10 cent.<sup>3</sup> de amoníaco; ántes de tratar esto a la bureta se diluye esto agregando 125 cent.<sup>3</sup> de agua.

Se deja caer sobre esta disolucion el cianuro que se va a titular hasta que produzca una descoloracion completa.

Una disolucion de cianuro de la concentracion anotada tiene un título de 1 cent.<sup>3</sup> = 0.005 gramos de cobre.

#### *h) Ensaye por cobre de las escorias*

Las muestras de escorias se deben tomar cuando aun estén fundidas i deben ser arrojadas al agua fria inmediatamente para hacerlas así solubles en ácidos. Muestras de escorias tomadas de esta manera i sobre la base de un gramo se atacarán primero con 15 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico i 10 cent.<sup>3</sup> de agua destilada, se hacen hervir i en seguida se le agregan 15 cent.<sup>3</sup> de ácido nítrico concentrado.

Se hierven ahora hasta espulsar vapores nitrosos i se le agrega agua para filtrar; se recibe el filtrado en vasos limpios i se le agrega amoníaco que le da un color azul; se coloca la disolucion en un tubo graduado de 200 cent.<sup>3</sup> i se diluye hasta la marca i se compara con otros tubos que contienen disoluciones tituladas i por semejanza se determina la lei.

Los tubos de comparaciones se preparan jeneralmente en número de 10, disolviendo una cantidad dada de cobre puro en ácido nítrico, evaporando los humos nitrosos i agregando amoníaco, despues cada tubo se diluye de manera que a cada tubo de 200 c. c. le corresponda una lei dada que varían de 0.1 % a 1 %.

Si la escoria es insoluble se la funde primero en cápsulas de platino agregándole como fundente carbonato de sodio i potasio mezclado en proporciones atómicas; ya fundida la escoria se prosigue como en el caso descrito.

i) *Ensayes de sílices, fierro, cal, alúmina i magnesia  
en minerales, escorias i flujos*

Si el mineral es sulfurado, atáquese con ácido nítrico i clorhídrico; si es óxido, con ácido clorhídrico; si es escoria soluble con ácido clorhídrico i agua primero i despues con nítrico, i si es escoria insoluble, fúndase primero con carbonatos de sodio i potasio i atáquese despues con agua i ácido clorhídrico.

Pésese cuidadosamente en una balanza analítica un gramo del mineral, escoria o flujo; siempre se debe proceder en duplicado, por lo que se tendrán dos muestras de a un gramo cada una por cada mineral o escoria que se desee analizar. El mineral se ataca de la manera descrita, con 10 o 12 cent.<sup>3</sup> de los ácidos nombrados i se evapora rápidamente en cacerolas de porcelanas cuidadosamente tapadas con un vidrio de reloj; se mantiene en el fuego hasta producirse una sequedad completa, se retira de él i se agregan 5 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico; se evapora rápidamente hasta que la masa principie a aglomerarse i a partir de ese momento se procura que la temperatura reinante no suba de 118° C. hasta que todo olor a ácido clorhídrico haya desaparecido. Guardando estas precauciones se obtiene que toda la sílice se deshidrata i permanece insoluble; se agrega ahora 5 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico i 25 de agua destilada i se hierve teniendo cuidado de lavar miéntras hierve con un «policemen» los lados de la cacerola.

Se filtra i se lava el filtro cuidadosamente primero con agua acidulada con ácido clorhídrico i despues con agua caliente. La sílice permanece en el filtro las demas materias en el filtrado. Dejando de mano el filtrado por un momento se toman los filtros, se secan en un horno de aire i en seguida se introducen en su respectiva cápsula de platino i se les somete a una ignicion bajo un fuego poderoso o soplete de gas. Lo que la ceniza del papel tome un color blanco puro se pesan por separado i se les descuenta el peso de las cápsulas de platino; el resultado es el peso de las materias insolubles que prácticamente se pueden denominar «SÍLICE»; el peso de ámbos ensayes no debe discordar en mas de

0.5% en determinaciones rápidas i no mas de 0.1% en determinaciones prolijas. El peso de la sílice así obtenida multiplicada por 100 da el porcentaje de sílice en el mineral.

Volviendo ahora a las disoluciones resultantes de la filtracion anterior, se procede como sigue: Se calientan hasta cerca de la ebullicion i cuidadosamente se agrega amoníaco poco a poco hasta que cese de producirse precipitacion; se hacen hervir i se retiran del fuego, filtrándose inmediatamente.

En los filtros que se lavan bien con agua caliente se tiene hidróxido de alúmina e hidróxido de fierro i en los filtrados que se recojen en vasos limpios el resto de los constituyentes del mineral, escoria o flujo.

Dejando los filtrados o disoluciones pasaremos a tratar los precipitados obtenidos: uno de ellos se seca en un baño de aire i en seguida se coloca en una cápsula de platino i se lo somete a una ignicion con libre acceso de aire bajo un fuego poderoso (mufla de un horno o soplete de gas). Se enfría i se pesa descontándole el peso del crisol; el resto multiplicado por cien, da el porcentaje de sesquíóxido de fierro mas óxido de aluminio ( $Fe_2 O_3 + Al_2 O_3$ ). El otro precipitado se disuelve al traves del filtro haciendo pasar ácido clorhídrico diluido que se recibe en un vaso limpio, se lava el filtro con agua caliente i se recojen los lavados en el mismo vaso. Se calienta ahora esta disolucion i se agregan gota a gota cloruro estañoso ( $Sn Cl_2$ ) hasta que la solucion se pone incolora; esto tiene por objeto reducir el fierro de su estado férrico o ferroso; jeneralmente dos gotitas de cloruro estañoso completan la reduccion. Se deja enfriar la disolucion i se le agrega cloruro de mercurio ( $Mg Cl_2$ ) destinado a tomar el exceso de cloruro estañoso que se puede haber usado. Si hai un pequeño exceso de cloruro estañoso la disolucion toma un color blanco con lustre de seda; si toma un color opaco la determinacion es errónea i hai que principiar de nuevo; la ausencia completa de color indica que no hai exceso de cloruro estañoso i es la condicion ideal que el ensayador debe prácticamente procurar.

La disolucion así obtenida se trata a la bureta con una disolucion titulada de *bicromato de potasa* ( $K_2 Cr_2 O_7$ ). El bicromato de potasa oxida el cloruro ferroso a cloruro férrico; para determinar el final de la operacion se usa un indicador que se coloca fuera de la disolucion en gotitas sobre una superficie blanca; el indicador es una disolucion bien diluida de ferricianuro de potasio; el final de la operacion queda marcado por la ausencia de un precipitado azul que la disolucion que se ensaya da sobre el indicador. La manera de probarlo es: a medida que se agrega el bicromato de potasa, se saca con una varilla de vidrio una gota de la disolucion que se ensaya i se lo deja caer sobre una gota limpia del indicador; el tinte del precipitado azul, a medida que disminuye, enseña cuanto falta para terminar la operacion.

El título de la disolucion multiplicada por el número de cent.º consumidos i por 100 dan el porcentaje de fierro (Fe).

Teniendo ahora el porcentaje de «fierro al aluminio» i el porcentaje de fierro determinado sobre muestras del mismo mineral, procedimos de la manera siguiente: se supone X ser el porcentaje de  $Fe^2 O_3 + Al^2 O_3$  i Z el porcentaje de Fe:



$$\begin{aligned} \text{Porcentaje de FIERRO en el mineral} &= Z \\ \text{a ALUMINA en el mineral} &= X - (Z \times 1.43) \quad (1) \end{aligned}$$

La titulacion de la disolucion de bicromato de potasio i preparacion de las disoluciones usadas se detallará mas adelante.

Pasando a las disoluciones obtenidas al precipitar el fierro i la alúmina se procederá como sigue:

Calientese hasta producir la ebullicion i espulsar el exceso de amoníaco; agréguese una disolucion concentrada de oxalato de amonio en exceso déjese decantar el precipitado de oxalato de cal obtenido por dos horas en un baño de maria; fíltrese sobre caliente lavando cuidadosamente el filtro con agua caliente para disolver el oxalato de amonio que puede estar mezclado con el de cal; los filtrados o disoluciones contienen la magnesia i se les deja de mano por un momento para proceder con los precipitados de oxalato de cal de los filtros de la manera siguiente: se los disuelve haciendo pasar por el filtro una disolucion caliente que contenga 50 cent.<sup>3</sup> de agua i 20 cent.<sup>3</sup> de ácido sulfúrico concentrado, se lavan los filtros con agua acidulada con ácido sulfúrico i con agua caliente. Las disoluciones así obtenidas se tratan por separado a la bureta con una disolucion titulada de permanganato de potasa hasta que se produzca un tinte entre rojizo i morado. Los cent.<sup>3</sup> gastados, multiplicados por el título de la disolucion i por 100, dan el porcentaje de CAL (CaO); estos porcentajes no deben diferenciar uno de otro en más de 0.4 %. La titulacion del permanganato se describirá mas adelante.

Los filtrados o disoluciones resultantes de la precipitacion de la cal i que contienen la magnesia son calentados i hechos ácidos agregando ácido clorhídrico; lo que las disoluciones estén calientes se les agrega fosfato de soda i se revuelve escrupulosamente por cinco minutos. Se colocan las disoluciones ahora en un baño de agua bien fria i se les agrega amoníaco tan pronto como la temperatura baje. Se dejan reposar estas disoluciones en un lugar frio por tres horas a lo ménos i en seguida se filtran; el filtrado o fosfato de magnesia se icinera como ya se ha descrito en una cápsula de platino i se pesa; el peso multiplicado por 0.3624 da la MAGNESIA (MgO) contenida en el mineral, flujo o escoria. El porcentaje se obtiene multiplicando por cien.

En el ensaye de fierro hemos visto que se usaba una disolucion titulada de bicromato de potasio para determinar el porcentaje en el mineral. Esta disolucion se prepara disolviendo 4.39 gramos de bicromato puro de potasio en un litro de agua, dicha disolucion se titula de la manera siguiente: se pesan 0.2 de alambre puro de fierro i se disuelven con 5 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico i 20 cent.<sup>3</sup> de agua. Lo que el fierro metálico se haya disuelto se agregan 5 cent.<sup>3</sup> mas de ácido clorhídrico i 10 cent.<sup>3</sup> mas de agua; se hace hervir la disolucion i se agrega gota por gota, la disolucion de cloruro estañoso hasta producir la descoloracion del líquido (dos o tres gotas bastan); se agrega ahora 10 cent.<sup>3</sup> de cloruro de mercurio i se trata a la bureta con la disolucion de bi-

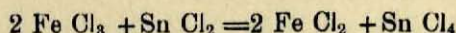
(1) 1.43 es el factor para convertir Fe en Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

cromato por titular, teniendo cuidado de probar de la manera descrita la reaccion azul sobre el indicador de ferrocianuro de potasio; la ausencia de esta reaccion indica el final de la operacion. El peso del fierro tomado dividido por los cent.<sup>3</sup> gastados dan el título de la disolucion; una disolucion hecha como queda descrito tiene un título de 1 cent.<sup>3</sup> de la disolucion igual a 2% de fierro.

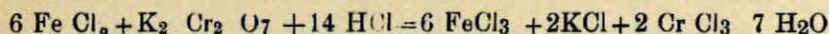
La disolucion de cloruro estañoso debe contener 15 gramos de estaño i 350 cent.<sup>3</sup> de ácido clorhídrico por litro; la disolucion de cloruro de mercurio debe contener 60 gramos de cloruro de mercurio por litro. La disolucion de ferricianuro de potasio debe ser mui diluido mas o ménos equivalente a 0.1 g. de rricianuro en 15 cent.<sup>3</sup> de agua.

Las reacciones i teoría del proceso son las siguientes:

El fierro disuelto por ácido clorhídrico está como cloruro ferrico, al agregarle cloruro estañoso se reduce a cloruro ferroso:



Casi siempre hai un exceso de cloruro estañoso ( $\text{Sn Cl}_2$ ) que tiene que ser oxidado a cloruro estánico ( $\text{Sn Cl}_4$ ) lo que se ejecuta por medio del cloruro de mercurio ( $\text{Hg Cl}_2$ ):  $\text{Sn Cl}_2 + 2 \text{ Hg Cl}_2 = \text{Sn Cl}_4 + \text{Hg}_2 \text{ Cl}_2$ . El precipitado blanco obtenido es cloruro mercurioso que se produce. Al agregar la disolucion de bicromato de potasio sobre el cloruro ferroso se produce la siguiente reaccion que es la base de este procedimiento:



En el ensaye de cal i cobre usamos una disolucion titulada de permanganato de potasio ( $\text{KmnO}_4$ ) i dijimos que dicha disolucion se preparaba disolviendo 5.66 gramos de permanganato en un litro de agua; esta disolucion se titula de varias maneras; nosotros nos concretaremos a dar la manera mas comun que es disolviendo dos decigramos de ácido oxálico puro en 125 cent.<sup>3</sup> de agua destilada i 7 cent.<sup>3</sup> de ácido sulfúrico; se calienta ahora la disolucion hasta obtener una temperatura de 80° C. i se trata con la disolucion de permanganato que se desea titular hasta producir un tinte entre rojizo i morado. El peso del ácido oxálico que se usó dividido por el número de cent.<sup>3</sup> gastados, da el equivalente de ácido oxálico de un cent.<sup>3</sup> de disolucion; este factor multiplicado por 0.4451 dan el equivalente de Cal ( $\text{CaO}$ ) de un cent.<sup>3</sup> de la disolucion. Si multiplicamos este último número por 2, tendremos el título de la disolucion para ensayes de fierro (Método Margueritte i Penny) i si por último multiplicamos este número por 0.1897 tenemos el título de la misma disolucion para cobre; así, por ejemplo, para titular permanganato de patasa tomamos 0.2163 gramos de ácido oxálico i consumimos 38.66 cent.<sup>3</sup> de permanganato, tendremos que  $0.2163 : 38.66 = 0.005594$  que es el título del permanganato para el ácido oxálico; este número multiplicado por 0.4451 ( $0.005594 \times 0.4451 = 0.002491$ ) es el título para la cal ( $\text{CaO}$ ); multiplicando ahora por 2 ( $0.002491 \times 2 = 0.004982$

tenemos el título para fierro, i este último número multiplicado por 0.1897 no da el título para cobre; así un centímetro cúbico de la disolucion de permangasato será igual a:

0.005594 gramos de ácido oxálico.

0.002491 gramos de cal (CaO).

0.004982 gramos de fierro (Fe).

0.0036009 gramos de cobre (Cu).

#### j) *Ensayes de los minerales i ejes por azufre*

Un gramo del mineral se coloca en una cápsula o crisol de níquel i se mezcla con dos o tres gramos de peróxido de sodio i dos o tres gramos de carbonato de sodio; ya fundida la masa se vacia sobre una placa de aluminio; el crisol se lava con agua en una cacerola de porcelana i se retira de ella; a la misma cacerola se agrega la placa de aluminio i se lava con agua cuidadosamente; el material se disuelve con gran rapidez i es entónces traspasado a una botella de 200 cent.<sup>3</sup> de capacidad; se agrega ahora 20 gramos de cloruro de amonio i se ajita vigorosamente; la botella i frasco se llena con agua hasta la marca de 200 cent.<sup>3</sup> i se filtra una mitad que se recibe en otro frasco de 100 cent.<sup>3</sup>; esta última disolucion filtrada se hace ácida agregando ácido clorhídrico, se hierve i se agrega una disolucion de cloruro de bario que precipita al azufre como sulfato de bario; se filtra de nuevo i el filtro se quema i se icinera en crisol o cápsula de platino; se pesa i se le descuenta el peso del crisol; se multiplica ahora por 0.1373 i se obtiene el peso del azufre; se multiplica por 2 (se tomó mitad de la disolucion) i por 100 para obtener el porcentaje de azufre en el eje o mineral.

#### k) *Ensaye de combustibles*

La determinacion mas importante para un fundidor sobre combustibles, es la del poder calorífico, hai tres maneras de proceder:

a) Por medio del calorímetro;

b) Por medios teóricos basados en el análisis químico del combustible; i

c) Por medio de la reduccion del óxido del plomo al plomo metálico.

El primer método, aunque de gran exactitud, no está al alcance de todos los fundidores, pues el calorímetro no es un aparato mui jeneralizado todavía; el segundo método, basado en el análisis químico del combustible, se describió detalladamente en el capítulo de termo-química; este método es el mas exacto i el mas propio para determinar el poder calorífico útil de un combustible cualquiera; el tercer método se describe al pié.

*Método Berthier.*—Se pesa un gramo del combustible finamente molido i se mezcla con 75 gramos de litarjirio «PbO», la mezcla se coloca en un crisol i se cubre con 25 gramos de mas de PbO i se funde a una temperatura de 1,100° C por 30 minutos; se retira el crisol del fuego, se vacia el contenido i se pesa el boton de plomo metálico obtenido; el peso multiplicado por 234.2 da el poder calorífico del combustible en gramo calorías.

Este método está basado en la siguiente reaccion:  $C + 2PbO = 2Pb + CO_2$ . De aquí se deduce que 34.5 partes de plomo son reducidas por 1 de carbon; una unidad de carbono tiene un poder calorífico de 8,080 calorías; así que  $8,080 : 34.5 = 234.2$ , que es el poder calorífico del combustible representado por la reduccion de un gramo de plomo.

#### *Determinacion de la humedad en el combustible*

Pésese 5 gramos de combustible finamente molido i manténgaselo tapado por una hora a 100° C; enfríese i pésese; la pérdida en peso bruto representa la humedad.

#### *Determinacion de las materias volátiles i carbon fijo*

Caliéntese un gramo del combustible en un crisol de platino bien cerrado en la llama de un mechero Bunsen por tres i medio minutos i despues otros tres i medio minutos en la llama de un soplete a gas; enfríese i pésese; la pérdida en peso ménos la humedad, es el peso de las materias volátiles.

El peso del residuo ménos las cenizas es la cantidad de carbono fijo del combustible.

#### *Determinacion de la ceniza*

Se quema un gramo de combustible en un crisol de porcelana, teniendo el cuidado de revolverlo constantemente con un hilo de platino; ya quemado el combustible completamente se retira el crisol, se enfría i se pesan las cenizas.

#### *l) Ensayes de los gases por ácido carbónico, oxígeno, óxido de carbono, hidrógeno, ácido sulfuroso i ácido sulfúrico (1)*

El análisis de los gases de los hornos, gasójenos, etc., tiene diversos objetos. Así, la composicion química de los gases de los hornos, permite saber el grado de oxidacion de los combustibles; permite determinar el volúmen del aire introducido al horno; el análisis del gas de los gasójenos indica su buena o mala calidad i la conveniencia en modificar su preparacion. De interes suele tambien ser la determinacion de los gases de los hornos de tuesta de minerales i de los convertidores.

En los gases de los hornos se determina comunmente el tanto por ciento en volúmen de oxígeno, óxido de carbono, ácido carbónico i nitrógeno. En el gas de gasójenos tambien se determina la cantidad de hidrógeno.

Los métodos de análisis usados son rápidos i suficientemente exactos para los propósitos de la técnica.

Parte de esta descripcion ha sido tomada de *Metallurgical Analysis and Assaying*, por W. A. Macleod i Chas. Walker.

*Aparatos.*—El aparato usado para el análisis es la bureta de gas de Hempel, fig. 25; consta del tubo de nivel *a* i del tubo para medir *b*. Este último es de diámetro uniforme i termina superiormente en un tubo capilar de 0.5 mm. de diámetro i de 3 cm. de longitud, el extremo inferior se estrecha i dobla en ángulo dentro del soporte que sirve de base. Este tubo *b* está graduado desde arriba hácia abajo en  $\frac{1}{2}$  de c. c.; la graduacion total es de 100 c. c. fig. 25. El extremo inferior del tubo *b* está conectado por un tubo de goma de 0.20 m, al extremo inferior del tubo *a*, que está colocado en otro soporte de fierro, como el anterior. Al tubo capilar *c*, se ha agregado un corto tubo de goma, apretado con alambre, que se puede cerrar con unas pinzas de Mohr. El tubo capilar *d*, conecta la bureta con la pipeta. Cada pipeta se destinará solo a la absorcion de un solo gas. La pipeta de absorcion sencilla de la fig. 25, consta de dos globos de vidrio unidos por un tubo doblado; en un extremo terminan en un tubo capilar colocado sobre un fondo blanco; el otro extremo es un tubo grueso para llenar i vaciar la pipeta. Cuando la pipeta no se usa, estos extremos se cerrarán con un corcho el grueso i con un tubo de goma i pinzas (o varilla de vidrio) el otro. En la pipeta el gas se mezcla i ajita con el líquido absorbente. La pipeta simple de la figura se usará para la absorcion del anhídrido carbónico (CO<sub>2</sub>) por el hidróxido de potasio (KOH). Para la absorcion del oxígeno (O) i óxido de carbono (CO), se usará la bureta compuesta, (fig. 26), para evitar que los reactivos sean descompuestos por el aire. Para absorber el oxígeno por el pirogalol, *a* se llena con la solución de pirogalol, *b* queda llena en parte con la misma solución; *c* queda casi vacía i *d* contiene agua destilada.

La determinacion del hidrógeno (H) se hará en la pipeta de explosion (fig. 27).

Las determinaciones se efectúan sucesivamunte con un mismo volúmen de gas.

Para tomar la muestra de gas se usan dos frascos de igual tamaño conectados como indica la figura 28; el frasco en que se recojerá el gas estará lleno de agua, el otro vacío; el agua que debe saturarse con los gases, se usa en varias determinaciones, sin cambiarla; dos pinzas de Mohr cierran las salidas de los tubos; el agua pasa de uno al otro frasco por el mecanismo de un sifon.

Los gases se aspiran del horno por un tubo de fierro.

*Reactivos.*—La disolucion de hidróxido de potasio para la absorcion del anhídrido carbónico se hará al 33% con el reactivo comercial (no necesita ser químicamente puro) 1 c. c. de esta disolucion puede absorber 40 c. c. de CO<sub>2</sub>. La solución se coloca en la pipeta (fig. 25).

El pirogalol, para la absorcion del oxígeno, se prepara mezclando 5 gr. de ácido pirogálico en 15 c. c. de agua, con 120 gr. de potasa cáustica en 80 c. c. de agua. Póngase en la pipeta de figura 26. La pipeta se llenará de modo que cuando el líquido absorbente de *a* es impelido hácia *b*, el agua destilada de *c* pasa a *d*. Inviértase la pipeta, sumérgase el tubo capilar en el líquido absorbente i llénese *a* por succion hasta llegar el líquido a *b*; échese agua en *d*.

El óxido de carbono se absorbe por cloruro cuproso (Cl Cu); se prepara disolviendo 10.3 gr. de óxido de cobre en 100 a 200 c. c. de ácido clorhídrico

concentrado; la disolución se deja en un frasco con virutas de cobre hasta que todo el cloruro cúprico ( $\text{Cl}_2 \text{Cu}$ ) se haya transformado en cloruro cuproso i la solución quede incolora. La solución clara se vierte en un vaso de 2 litros donde se precipita el  $\text{Cl Cu}$  con la adición de agua; se decanta el líquido en lo posible. i el  $\text{Cl Cu}$  se traslada a un matraz de 260 c. c. con cerca de 150 c. c. de agua destilada, se agrega amoníaco hasta que la disolución tome un calor débilmen-

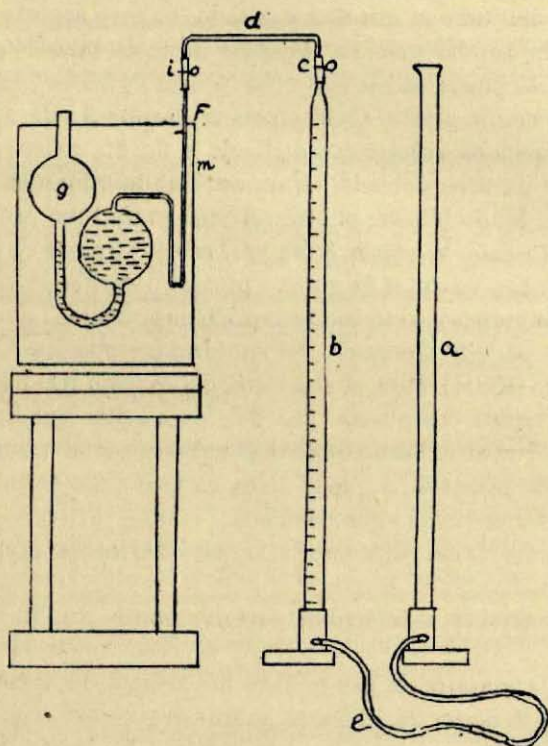


FIG. 25

te azul. La solución se diluye 200 c. c. con agua. El poder analítico de la absorción de esta disolución es de 6 c. c. de  $\text{CO}$  por 1 c. c. de solución.

La solución deberá conservarse en frascos bien tapados i es mejor usar disoluciones frescamente preparadas. Límpiense bien la bureta con agua; llénense los tubos a i b con agua, levantando i bajando uno de los tubos hasta que todas las burbujas de aire se hayan espulsado. Comuníquese el tubo b por medio de un tubo lleno de agua al frasco que contiene el gas; levántese el frasco con agua, quítense las llaves, bájese el tubo de nivel a i déjese entrar el gas en la bureta; ciérrase la llave c, fig. 25, i desconéctese el frasco. Establézcase el mismo nivel en a i b, subiendo o bajando uno de los dos; ábrase la llave c i déjese escapar el exceso de gas sobre 100 c. c.

*Determinación del anhídrido carbónico.*—El globo g, fig. 25, está vacío, i la disolución de  $\text{KOH}$  llena el otro globo. Se une la pipeta al tubo d (fig. 25) se llena el tubo d i el capilar F con agua; el tubo i se aprieta con los dedos para

espeler el aire i se une a F. Levántese *a*; el gas pasa a la pipeta; con cuidado se consigue que la burbuja de aire introducida al tubo capilar no tenga una longitud mayor de 10 mm. A fin de que todo el gas pase a la pipeta, déjese entrar tambien a ella 0.5 c. c. de agua; ciérrrese *e*; quítese la pipeta, cerrando *i* i ajítese durante tres minutos; vuélvase a conectar; bájese *a*; ábrase *c* e *i* para introducir el gas en la bureta, cuidando la disolucion de KOH no pase de F; ciérrrese *c*. Mejor práctica es hacer una marca en *m*, colocar una pinza en *i*, i llenar siempre F i la bureta *b* con el gas. Todas las medidas se harán entónces con el líquido absorbente hasta *m*. Léase el volúmen del gas restante, moviendo *a* hasta nivelar el agua en *a* i *b*.

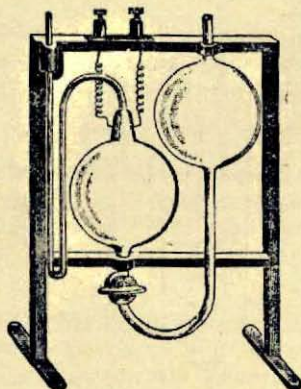


FIG. 26

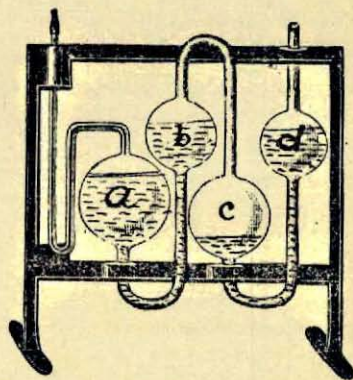


FIG. 27

*Determinacion del oxígeno.*—La bureta se conecta en seguida con la pipeta doble que contiene el pirogalol. La absorcion demora cinco minutos, despues de continua ajitacion. El gas restante se devuelve a la bureta i se anota el volúmen.

*Determinacion del óxido de carbono.*—La bureta se une despues a la pipeta que contiene el cloruro cuproso. La absorcion es lenta, i necesita una frecuente ajitacion de quince minutos. En esta operacion algo de gas ácido clorhídrico puede mezclarse con el gas; por eso ántes de leer el volúmen se hace pasar el gas a la bureta con KOH, que absorbe el ácido.

*Determinacion del hidrógeno.*—Se empleará la pipeta de esplosion, que se llena con mercurio, i se usará una buena porcion de gas, que contenga la cantidad de oxígeno suficiente para la combinacion con el hidrógeno; si ésta es insuficiente, se agregará una cantidad determinada de aire. Agua no deberá usarse en la pipeta, pues la presion producida por la esplosion hace disolver el ácido carbónico. Antes de efectuar la esplosion se cierra la llave de vidrio colocada entre los globos i se coloca un alfiler en el extremo del tubo capilar. Los electrodos de platino se unen con una pequeña bobina de induccion i la esplosion se produce cuando la chispa eléctrica salta entre los terminales. El volúmen de hidrógeno existente en la mezcla gaseosa es igual a los  $\frac{2}{3}$  del volúmen desaparecido.

*Determinacion del nitrógeno.*—El volúmen restante de las determinaciones anteriores corresponde al nitrógeno.

*Determinacion del anhídrido sulfuroso i del anhídrido sulfúrico.*—Estas son de gran interes en los gases de los hornos de fundicion, de tuesta i de los con vertidores.

La determinacion del anhídrido sulfuroso se hace segun el método de Reich (Gas analysis, W. Hempel), fig. 29. A es un frasco de absorcion i B un frasco de aspiracion; E es un cilindro graduado de vidrio. El tubo de goma que

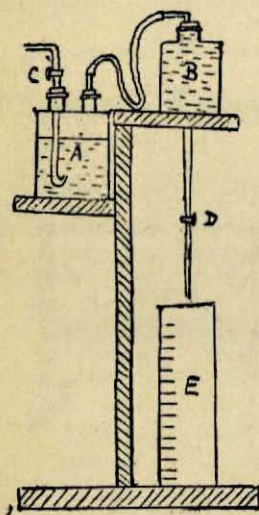


FIG. 29

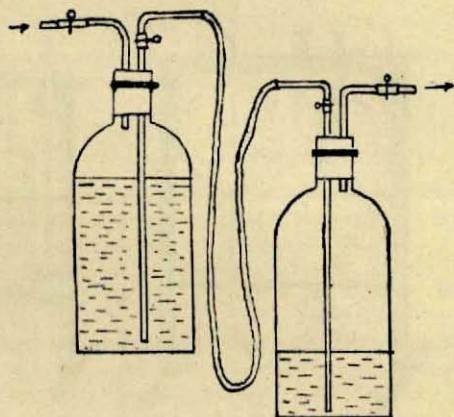


FIG. 28

une A i B tiene 30 cm. de largo, A está medio lleno con agua i tiene 20 c. c. de una disolucion de yodo en yoduro de potasio.

Antes de hacer la determinacion, el aire de los tubos conductores a los aparatos será reemplazado por el gas que se va a ensayar. El aparato está listo para el ensaye, cuando despues de poco tiempo, cerrado C i abierto D i el aire de A expandido, el agua cesa de salir por D. Para hacer una determinacion se abren C i D; el agua que cae a E produce la aspiracion del gas, cuyo volúmen es igual al del agua caída a E, ménos el del gas sulfuroso disuelto. Durante la esperiencia se agita A. La esperiencia termina cuando todo el yodo se ha descolorado. Una disolucion de yodo que contenga 11,620 gr. por litro, absorberá por c. c. 1 c. c. de  $\text{SO}_2$  a  $0^\circ$  i 760 mn. o sean 2,927 mg.

La disolucion de yodo se prepara disolviendo yodo secado a  $60^\circ$  en agua con dos veces su peso de yoduro de potasio.

Si el gas tiene anhídrido sulfúrico, su cantidad se determinará en el frasco especial de un litro en que se ha tomado la muestra, pues, muiávido de agua, se condensa fácilmente. Para este objeto se verterá en el frasco una disolucion en exceso de yodo en yoduro de potasio por una de las aberturas del tapon, que se encontrará cerrada con una varilla de vidrio. El anhídrido sulfuroso se trans-



forma en ácido sulfúrico, lo mismo que el anhídrido sulfúrico. Se ajita repetidas veces para conseguir la disolucion completa; se agrega despues 1 gr. de cloruro de sodio para evitar la volatilizacion del ácido sulfúrico. Se vacia el contenido del frasco en un vaso, lavando bien el matraz, se calienta el líquido i se precipita el ácido sulfúrico con cloruro de bario, determinando la cantidad de sulfato de bario por el método corriente. Su cantidad multiplicada por 0.343 da la cantidad de anhídrido sulfúrico ( $\text{SO}_3$ ) que incluye tambien la de anhídrido sulfuroso ( $\text{SO}_2$ ) oxidada a  $\text{SO}_3$ . La cantidad de  $\text{SO}_2$  determinada aparte, multiplicada por 1.25 da la cantidad correspondiente de  $\text{SO}_3$ , la cual disminuida de la total determinada como sulfato de bario, da la correspondiente al  $\text{SO}_3$  del gas analizado.

La muestra que contiene el  $\text{SO}_2$  i el  $\text{SO}_3$  no deberá tomarse en frascos con agua, sino en frascos *secos* (a fin de evitar la disolucion) i se llenarán por aspiracion, saliendo el aire por un tubo que solo entra hasta la boca del frasco, i entrando el gas mas pesado por un tubo que llega hasta el fondo. Al sacar la muestra para el ensaye, el gas saldrá por el tubo que llega hasta al fondo.

### m) Mediciones de temperatura

Para mensurar las temperaturas se usan termómetros o pirómetros; para temperaturas bajas se usan termómetros comunes, los que a medida que la temperatura aumenta son reemplazados por termómetros con la columna de mercurio llena de gases arriba de él para así levantar la temperatura de ebullicion del mercurio con la presion creada por los gases; para temperaturas de  $500^\circ\text{c}$ . se usan termómetros de mercurio en tubos de cuarzo; como regla jeneral, temperaturas de  $600^\circ\text{c}$ . forman el máximo que se puede fácilmente medir con termómetros de mercurio.

Las temperaturas de los termómetros de mercurio se deben [referir a un termómetro «Standard» o normal con el cual se ha comparado anteriormente; ciertas correcciones son, pues, necesarias en esta clase de investigaciones.

Para temperaturas mayores se usa jeneralmente un pirómetro termo eléctrico, tal como el de Chatelier, por ejemplo.

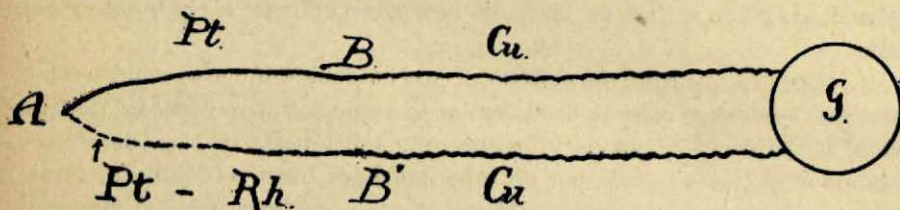
Los pirómetros termo-eléctricos se basan en el hecho de que si dos alambres de diferente metal se unen en sus dos extremos, sucede que cuando una de estas uniones es calentada una corriente eléctrica recorre este circuito, corriente cuya intensidad depende de la diferencia en temperatura de las dos uniones. Le Chatelier usa un alambre de platino i el otro de platino con 10% de rodio. La fuerza de la corriente se mensura con un galvanómetro, de donde se deduce la temperatura, como mas adelante se verá; el uso de largos alambres de platino no es mui económico, por lo que se acostumbra hacer la union de los alambres termo electricos no directamente, sino que por medio de alambres de cobre, los que están directamente conectados con el galvanómetro.

A es la union de los alambres termo-eléctricos de Pt. i Pt.Rh, union que se espone a la accion física del cuerpo o masa caliente o fundida cuya tempe-

ratura se quiere determinar; B forma la union fria de los alambres termo-eléctricos, union cuya temperatura se debe mantener al rededor de 0°c.; Cu los alambres de cobre que efectúan dicha union; G es el galvanómetro de alta resistencia que sirve para medir la intensidad de la corriente,

La manera de titular un pirómetro cualquiera es la siguiente:

Se hace la determinacion de temperaturas conocidas, tales como la temperatura de fundicion del plomo, zinc. Sb. Ag., Au, etc., o bien temperatura de ebullicion del agua, azufre, etc., se anota la F.E.M. desarrollada para cada caso i



se procede a construir la ecuacion que da la relacion entre temperatura i F.E.M.; dicha ecuacion es la siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Log. E.} &= n (\text{log. t.}) + m \\ \text{en la que E.} &= \text{F.E.M.} \\ t. &= \text{temperatura} \\ m \text{ i } n &= \text{constantes que varían con los alambres usados.} \end{aligned}$$

Conociendo E. i t. para varios casos se puede fácilmente determinar el valor de las variantes m i n. Los galvanómetros están jeneralmente graduados para leer temperaturas i F.E.M. directamente; pero debido al sinnúmero de alambres termo-eléctricos usados, es muy poco el servicio que estos instrumentos prestan, pues es necesario un galvanómetro para cada pareja termo-eléctrica usada. Mas fácil es determinar el valor de las variantes m i n para una pareja dada de alambres, hacer la lectura en microvolts i en seguida reducir la fuerza E.M. a temperatura, haciendo uso directo de la fórmula, o mas ventajosamente construyendo una curva de temperaturas i F.E.M. que corresponda a dicha pareja.

El valor de la ecuacion es el siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Para parejas de cobre:} & \dots\dots\dots = \text{Log. E.} = 1.14 (\text{log t.}) + 1.39 \\ \text{Para platino i platino i rodio.} & = \text{Log. E.} = 1.10 (\text{Log t.}) + 0.89 \\ \text{Id. id. id. sodio...} & = \text{Log. E.} = (1.19 \text{ Log t.}) + 0.52 \end{aligned}$$

Para prevenir que la pareja de alambres se destruya, hai que protegerlas de una manera u otra; lo mas comun es forrarlas en tubos de porcelana, o mejor de cuarzo fundido, dejando la union libre, ahora ámbos alambres así aislados se colocan dentro de otro tubo grueso hecho ya sea de grafita, de porcelana, fierro o cuarzo. La union fria de los alambres se debe mantener a una tempe-

ratura dada i que sea lo mas baja que se pueda. Es costumbre arreglar la union fria colocando cada alambre en un tubo de vidrio con agua destilada i poner ámbos tubos en un vaso ancho, lleno de hielo i sal. La union fria debe tener un termómetro que indique su temperatura, la que se le debe agregar o sustraer de las obtenidas del galvanómetro, segun ellas sean mayor o menor que 0°c.



## Casos prácticos de fundicion estudiados teóricamente

*Cálculo núm. 1.*—Fundicion de minerales oxidados:

Este sistema de fundicion es anticuado debido a la escasez de minerales oxidados en la naturaleza; siempre que ellos existan pueden ser fácilmente fundidos mezclándolos con minerales sulfurados o «bronces», resultando entonces que la fundicion pierde su carácter principal. Debido a estas razones nos hemos abstenido de describir las bases científicas en que este proceso se funda en los capítulos anteriores.

Erróneamente aun se practica en algunas localidades este sistema de fundicion i, debido a la escasez de minerales apropiados, se tuestan los sulfuros o bronces de cobre trasformándoles en minerales oxidados; esta práctica, nacida indudablemente de una ignorancia absoluta, es ineconómica i abandonada hoy dia en los establecimientos modernos. Con todo, los libros de metalurgia insisten todavía en confundir lastimosamente este sistema de fundicion con el mas moderno de la fundicion de sulfuros o bronces. Este sistema tiene su base en la reduccion de los minerales oxidados a cobre metálico e indudablemente implica la presencia de un agente o agentes reductores en el horno,

La atmósfera reducente del horno se consigue quemando una gran cantidad de combustible en presencia de una cantidad pequeña de aire; el carbono del combustible no pudiendo quemarse a espensas del oxígeno libre (oxígeno atmosférico) roba a los minerales oxidados su oxígeno, para oxidarse él, reduciendo éstos a su estado metálico.

El contacto íntimo entre el agente reductor i el mineral en cuestion forma una de las características del sistema, contacto es este que solo se puede obtener en los hornos verticales llamados tambien de cubilote, de manga i de viento o soplete.

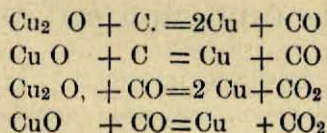
Este procedimiento de fundicion, orijinario de Sajonia i llamado método alemán, se difiere del proceso moderno americano en que la fundicion, aunque ejecutada en el mismo tipo de horno, se lleva a cabo bajo condiciones diferentes; en el método alemán la fundicion se efectua en una atmósfera reducente i en el método americano en una atmósfera oxidante.

La cantidad de viento introducida al horno i la cantidad de combustible quemada son sin duda los factores que regularizan la atmósfera del horno; gran cantidad de combustible i un déficit de aire crea una accion reducente dentro del horno miéntras que una accion oxidante se consigue efectuando lo contra-

rio, es decir, quemando una pequeña cantidad de combustible en un exceso de aire.

Los minerales realmente apropiados para este sistema de beneficio son los óxidos, los carbonatos, sulfatos i silicatos de cobre.

Los carbonatos, sulfatos i silicatos son previamente descompuestos en óxidos de cobre i en ácido carbónico, sulfúrico i sílice respectivamente, i los óxidos de cobre son reducidos a cobre metálico de acuerdo con algunas de las reacciones que al pie se insertan:



La neutralización de las bases i formación de escorias se lleva a cabo de una manera idéntica a la descrita al tratar la fundición en páginas anteriores.

El problema que se nos presenta ahora es la fundición del siguiente mineral:

SiO <sub>2</sub> .....	=	40 %
Cu .....		9 »
FeO .....	=	20 »
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	=	9 »
CaO .....	=	11 »

Los flujos avaluables en la localidad son:

Espejuelos		Flujo ferrujinoso	
SiO <sub>2</sub> .....	2 %	SiO <sub>2</sub> .....	20 %
CaO .....	50 »	FeO .....	75 »
CO <sub>2</sub> .....	resto	CaO .....	5 »

Si tabulamos nuestras cargas bajo una de base de 100 kgs. de mineral tendremos:

	Peso		SiO <sub>2</sub>		FeO		CaO		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Cu	
	kg.	%	kg.	%	kg.	%	kg.	%	kg.	%	kg.	
Mineral .....	100		40	40	20	20	11	11	9	9	9	9

TABLA DE BALLINGS

Un kg. de SiO <sub>2</sub> exige	Kgs. de Bases	Un kg. de Base exige	Kgs. de SiO <sub>2</sub>
MONO-SILICATOS		MONO-SILICATO	
FeO.....	2,40	FeO.....	0,416
MnO.....	2,36	MnO.....	0,422
CaO.....	1,86	CaO.....	0,535
MgO.....	1,31	MgO.....	0,750
BaO.....	5,10	BaO.....	0,196
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	1,14	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,873
ZnO.....	2,70	ZnO.....	0,370
BI-SILICATOS		BI-SILICATOS	
FeO.....	1,20	FeO.....	0,883
MnO.....	1,18	MnO.....	0,845
CaO.....	0,93	CaO.....	1,070
BaO.....	2,55	MgO.....	1,500
MgO.....	0,66	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	1,747
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,57	ZnO.....	0,740
SESQUI-SILICATO		SESQUI-SILICATO	
CaO.....	1,24	CaO.....	0,803
BaO.....	3,40	BaO.....	0,294
MgO.....	0,30	MgO.....	1,125
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,76	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	1,310
FeO.....	1,60	FeO.....	0,625
MnO.....	1,58	MnO.....	0,633

Manera de usarla. Supongamos se quiera neutralizar 1,000 kgs. de sílice que solo se cuenta con 100 kgs. de óxido de fierro i 200 kgs. de cal.

Lo primero que hai que averiguar es la clasificacion de la escoria que se desea o se debe obtener: supóngase que en el caso presente se trata de un monosilicato.

La tabla dice que un kg. de FeO exige para formar monosilicato 0.416 kg. de sílice. ¿Cuánta sílice necesitarán los 100 kgs. de FeO de nuestro caso?

$$0.416 \times 100 = 41.60 \text{ kgs. de SiO}_2$$

Un kilogramos de cal necesita 0.535 kg. de sílice; los 200 kgs. de nuestro caso, exigirán:

$$200 \times 0.535 = 107 \text{ kgs. de SiO}_2$$

Sílice neutralizada:

Por medio del FeO.....	41.60 kgs.
Id. de la CaO.....	107.00
	<hr/>
Total. ....	148.60 kgs.
<hr/>	
- Sílice que se debe neutralizar.....	1000 kgs.
Sílice neutralizada .....	148.6
	<hr/>
Sílice en exceso .....	851.4
<hr/>	

Si queremos neutralizar esta sílice se puede efectuar por medio de una base o varias bases, nosotros neutralizaremos la mitad por medio del óxido de fierro i la otra mitad por medio de la cal.

Sílice que se debe neutralizar con cal  $(851.4 : 2) = 425.7$ .

Para formar un monosilicato un kilogramo de sílice necesita 1.86 kgs. de cal; los 425.7 kgs. necesitaran:

$$425.7 \times 1.86 = 791.8 \text{ kgs. de CaO.}$$

Sílice que se debe neutralizar con FeO. = 425.7.

Un kilogramo de sílice se combina con 2.40 kgs. de FeO, para formar monosilicato; los 425.7 kgs. se combinaran:  $425.7 \times 2.4 = 1021.68$  kgs. de FeO.

Tendremos que considerar ahora qué escoria nos conviene mas formar, tomando en cuenta las consideraciones establecidas en el capítulo sobre escorias; la formacion de un sesqui-silicato vendria a llenar talvez las condiciones locales del caso; recurrimos al auxilio de la tabla de Ballings i procedemos de la siguiente manera:

Fierro en el mineral.....		20 kgs.
Sílice que este fierro necesita... ..	$20 \times 0.625 =$	12.5 kg.
Cal en el mineral.....		11 »
Sílice que esta cal necesita.....	$11 \times 0.803 =$	8.83 »
Alúmina en el mineral .....		9 »
Sílice que esta alúmina necesita.....	$9 \times 1.31 =$	11.79 »
Sílice para el fierro.....		12.5
id. id. la cal.....		8.8
id. id. la alúmina.....		11.8
		<hr/>
id. total neutralizada.....		33.1 Kg.
Sílice en el mineral.....		40 Kg.
id. neutralizada .....		33.1
		<hr/>
id. por neutralizar.....		6.9 Kg.

Este exceso de 6.9 Kgs. de sílice por carga puede ser neutralizada por medio de cualquiera de los dos flujos que se tienen a mano. Queda al criterio del fundidor elegir estos flujos tomando en consideración la mayor o menor economía que cualquiera de ellos pueden introducir como así mismo las ventajas o desventajas que la adición de tal o cual flujo pueden ocasionar a la marcha de la operación; un exceso de cal levanta nuestra temperatura de fundición al mismo tiempo que baja la gravedad específica de nuestra escoria; un exceso de hierro sube la gravedad específica, etc.

Consideraciones son éstas a las que el fundidor debe prestar una atención especial.

Nosotros usaremos nuestro flujo ferruginoso por creer que tenemos ya en la escoria una cantidad considerable de bases térreas (CaO + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

Cantidad de sílice que se debe neutralizar..... 6.9 Kg.  
 Oxido de hierro que necesita.  $6.9 \times 1.6 = \dots\dots$  11.4

11.04 Kgs. de FeO. están contenidos en 14.7 Kgs. de flujos ferruginosos que analizan 75% de FeO. ( $11.04 : 75 : x : 100 \quad X = \frac{11.04 \times 100}{75} = 14.7$ ).

Los 14.7 Kgs. de flujos ferruginosos contienen 1.47 Kgs. de sílice que generalmente se desprecia, pues en metalúrgica práctica un Kg. mas o menos no significa gran cosa.

Nuestra carga queda ahora de la siguiente manera:

CARGA	Peso Kg.	Sílice SiO <sub>2</sub>		Oxido de hierro FeO		Cal CaO		Aluminio Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Cobre Cu	
		%	Kg	%	Kg	%	Kg.	%	Kg.	%	Kg.
Mineral .....	100	40%	40	20%	20	11	11	9	9	9	9
Flujo ferruginoso.....	14.7	10	1.5	75	11.04	1	0.14	.....	.....	.....	.....
	114.7		41.5		31.04		11.14			9	9

Escoria producida por carga.

41.5      SiO<sub>3</sub> .  
 31.      FeO  
 11.1      CaO.  
 9      Al<sub>4</sub>O<sub>3</sub>  


---

 92.6 Kg.

Leyes de la escoria.

$$SiO_2 = \frac{41.5 \times 100}{92.6} = 44.8\% \text{ de sílice}$$

$$\text{FeO} = \frac{31 \times 100}{92.6} = 33.4\% \text{ de óxido de fierro.}$$

$$\text{CaO} = \frac{11.1 \times 100}{92.6} = 11.9\% \text{ de cal.}$$

$$\text{Al}_2 \text{O}_3 = \frac{9 \times 100}{92.6} = 9.7\% \text{ de alúmina.}$$

*Cálculo núm. 2.*—Fundicion de sulfuros crudos o bronceos i minerales piritosos.

Este sistema de fundicion conocido como procedimiento americano ha sido descrito en detalle en la parte I de este estudio; nos limitaremos tan solo ahora a resolver el siguiente problema:

Fundicion de un mineral que analiza:

SiO <sub>2</sub> .....	9%
Fe.....	38%
S.....	39%
Cu.....	3%
CaO .....	8%

En la localidad se dispone de un flujo silíceo que analiza:

SiO <sub>2</sub> .....	75%
CaO .....	10%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	5%

El flujo calcáreo o espejuelo es de la siguiente composicion:

SiO <sub>2</sub> .....	5%
CaO .....	50%
( O <sub>2</sub> .....	resto

Nosotros asumimos una pérdida de 5% del cobre contenido en el mineral i debido a la baja lei del mineral, nos proponemos hacer una oxidacion equivalente a la eliminacion del 90% del azufre contenido en la carga.

Tomando como base una carga de 100 kilogramos podemos tabularla como sigue:

CARGA	Peso en Kgs.	SiO <sub>2</sub>		Fe.		CaO		S.		Cu.	
		%	Kgs.	%	Kg.	%	Kgs.	%	Kg.	%	Kg.
		Mineral .....	100	9	9	38	38	8	8	39	39



Cálculo del eje.  $\text{Cu}_2 \text{ S} + \text{FeS}$ .

Cobre en la carga.....	3 00 kgs.
5% perdido.....	0.15 »
<hr/>	
Cobre para formar eje.....	2.85
Azufre que este cobre necesita ( $\text{Cu}_2 \text{ S}$ ) 2.85:4.	0.71
<hr/>	
Peso del sulfuro de cobre ( $\text{Cu}_2 \text{ S}$ ).....	3.56
Azufre en la carga....	39 kgs.
» volatilizado ( $39 \times 0,9$ se asumió así)....	35.10 »
<hr/>	
» para el eje.....	3.90
» combinado con el cobre.....	0.71
<hr/>	
» restante para el fierro del eje.....	3.19
Fierro necesario para este azufre ( $3.19 \times 1.75$ ).	5.58
<hr/>	
Peso del sulfuro de fierro ( $\text{FeS}$ ).....	8.77
» » » cobre ( $\text{Cu}_2 \text{ S}$ ).....	3.56
<hr/>	
Peso total del eje ( $\text{Cu}_2 \text{ S} + \text{FeS}$ ).....	12.33 kgs.

Lei de cobre en el eje  $\frac{2.85 \times 100}{12.33} = 23.11\%$

Cálculo de la escoria  $2 \text{FeO SiO}_2 + \text{CaO SiO}_2$ .

Nuestra escoria es casi invariablemente, un sesqui o un mono silicato; en este caso es un sesqui silicato.

Cantidad de fierro en la carga.....	38 kgs.
id. de fierro en el eje.....	5.58 »
<hr/>	
Fierro avaluable para formar escoria.....	32,42 kgs.
$\text{FeO}$ que resulta de este fierro ( $32,42 \times 1,29$ ).	41,82 »

Neutralizacion del óxido de fierro ( $\text{FeO}$ ).

(Tabla de Ballings)  $41.82 \times 0.625 = 26.13$ .

41.82 kgs. de  $\text{FeO}$  se neutralizan con 26.13 kg. de  $\text{SiO}_2$ .

Cantidad de cal en el mineral ..... 8 kg.

Neutralizacion de la cal.

(Tabla de Ballings)  $8 \times 0.803 = 6,42$ .

8 kgs. de  $\text{CaO}$  se neutralizan con 6,42 de  $\text{SiO}_2$ .

Sílice exigida por el $\text{FeO}$ i $\text{CaO}$ ( $6,42 + 26.13$ ).	32.55 kgs.
» existente en el mineral.....	9.00 »
<hr/>	
» que se debe suministrar .....	23.55 »

¿Qué cantidad de flujo que contiene 75 % de  $\text{SiO}_2$ , es necesario agregar para suministrar 23.55 kgs. de  $\text{SiO}_2$  ?

$$23.55 : 75 :: X : 100$$

$$23.55 \times 100$$

$$X = \frac{23.55 \times 100}{75} = 31.46 \text{ kgs.}$$

Los 31.46 kgs. de flujo silíceo contienen 3.14 kgs. de  $\text{CaO}$  i 1.57 kgs. de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

La neutralización de estas impurezas no es mui esencial, con todo nosotros ejecutaremos la operacion:

Sílice para 3.14 kgs. de  $\text{CaO}$ . (Tabla de Ballings)

$$3.14 \times 0.803 \dots \dots \dots 2.52 \text{ kgs.}$$

$$\text{Sílice para los 1.57 kgs. de } \text{Al}_2\text{O}_3 \quad 1.57 \times 1.31. \quad 2.05 \text{ »}$$

$$\text{Sílice total} \dots \dots \dots 4.57 \text{ kgs.}$$

¿Qué cantidad de flujo silíceo que contiene 75% de  $\text{SiO}_2$  se necesita para suministrar 4.57 kgs. de  $\text{SiO}_2$  puro?

$$4.57 : 75 :: X : 100$$

$$4.57 \times 100$$

$$X = \frac{4.57 \times 100}{75} = 6 \text{ kgs.}$$

Estos 6 kgs. se agregan a los 31.46 ya determinados ( $31.46 + 6 = 37.46$ ), haciendo un total de 37.46 kgs. de flujo silíceo; nuestra carga queda entónces como sigue:

CARGA	Peso en Kgs.	$\text{SiO}_2$		Fe		$\text{CaO}$		$\text{Al}_2\text{O}_3$		S		Cu	
		%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.
Mineral.....	100	9	9	38	38	8	8			39	39	3	3
Flujo silíceo..	37.46	75	28.1			10	3.74	5	1.57				
	187.46		37.1		38		11.74		1.57		39		3

Peso de la escoria:

41.82 kgs. de  $\text{FeO}$

31.10 » de  $\text{SiO}_2$

11.74 » de  $\text{CaO}$

1.57 » de  $\text{Al}_2\text{O}_3$

92.23 kgs.

$$\text{Lei de sílice en la escoria} \quad \frac{37.10 \times 100}{92.23} = 40.2\%$$

$$\text{Lei de FeO en la escoria} \quad \frac{41.82 \times 100}{92.23} = 45.3\%$$

$$\text{Lei de bases térreas (CaO Al}_2\text{O}_3) \quad \frac{(11.74 + 1.57) 100}{92.23} = 14.4\%$$

*Cálculo núm. 3.º*—Cuando se trata de mezclar dos o mas minerales, hai que tomar en cuenta dos casos jenerales, a saber:

Minerales de la misma naturaleza.

Minerales de diferente naturaleza.

En el primer caso no hai ninguna observacion teórica i la mezcla se ejecuta enteramente de acuerdo con las condiciones económicas prevaecientes, tales como abundancia de tal o cual mineral o escasez de tal otro. La mezcla así hecha se considera para el efecto de agregar fundentes como si fuese un solo mineral, adoptándose como porcentajes de los diferentes constituyentes el promedio de la suma de los porcentajes de los minerales que forman la mezcla.

En el caso de mezcla de minerales de diferente naturaleza química, como por ejemplo, minerales oxidados son sulfurados, hai que tomar ciertos factores en consideracion, factores que jeneralmente se derivan ya sea de un raciocinio lójico o bien de consideraciones basadas en la práctica.

Calcular la carga de fundicion mas satisfactoria para hornos de manga con minerales de la siguiente composicion:

	SiO <sub>2</sub>	Fe	CaO	S	Cu
Mineral A,	30,4%	25,55%	1 %	28,3%	3,4%
» B,	47,8 »	23 »	8,60 »	25,1 »	9,3 »

Se supone que el horno debe volatilizar el 70% del azufre que la carga contiene, que el eje teóricamente calculado es solo el 90% (1) del eje que prácticamente se obtendrá, lo mismo respecto de la escoria i que la pérdida de cobre en la escoria, polvos, gases, etc., es igual al 5% del cobre contenido en la carga.

Calcularemos el eje bajo uno de base de 50% de Cu.

1 kg. de cobre exige—0,25 kg. de azufre, (1 : 4).

1,25 kg. es entónces el peso de Cu<sub>2</sub> S. . (1+0,25):

(1) Esto se supone porque el análisis de los minerales es, en este caso, mui incompleto i hai que presumir la existencia de otras materias que se reparten entre el eje i escoria.

1 kg. de cobre en un eje de 50% da al eje un peso total de 2 kgs.

2 kgs. es, pues, el peso total del eje.

$\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS} = \text{al } 90\% \text{ del peso total del eje. (Se supuso así).}$

90% de 2 kgs. es 1,80 kgs.

1,80 kgs. es entónces el peso de  $\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS}$ .

1,25 kgs. es el peso de  $\text{Cu}_2\text{S}$ .

0,55 kgs. es pues el peso de  $\text{FeS}$ .

0,20 kgs. es el peso del azufre en  $\text{FeS}$ . ( $88 : 32 :: 0,55 : x = 0,20$ )

$\text{FeS} : \text{S} :: 0,55 : x -$ ).

0,35 kgs. es entónces el peso del fierro en  $\text{FeS}$ .

0,25 kgs. es el azufre en  $\text{Cu}_2\text{S}$ .

0,20 kgs. es el azufre en  $\text{FeS}$ .

0,45 kgs. es el azufre en el eje. ( $0,25 + 0,20$ ).

1 kg. es el cobre en el eje.

De aquí se desprende que la proporción entre el azufre no volatilizado de la carga i el cobre aprovechable es de 0,45 : 1. Si se recuerda ahora que el azufre volatilizado es igual al 70% i el cobre perdido al 5%, se tendrá que la proporción entre el azufre i el cobre de la carga debe ser de 1,5 de azufre por 1,05 de cobre.

Esplicando esto con mas claridad, debemos recordar que 0,45 kg. es la cantidad de azufre en el eje o sea el azufre químicamente combinado con el cobre i fierro; este azufre es equivalente al 30% del azufre total de la carga, pues presumimos que el azufre volatilizado era igual al 70%.

Pues, bien, si 0,45 kg. representa el 30% del azufre total de la carga, éste será igual a 1,50 kgs. ( $0,45 : 30 :: x : 100. - x = 1,50$ ).

Un kg. representa el cobre en el eje, pero 5% del cobre contenido en la carga se pierde en escorias, gases, polvos, etc.; así que 1,05 kgs. representarán el cobre contenido en la carga. Por estas razones la proporción entre el azufre i cobre de la carga es de 1,50 : 1,05 respectivamente.

Los minerales «A» i «B» deben, pues, ser mezclados de una manera tal que la cantidad de azufre en la mezcla guarde con la cantidad de cobre la misma relación que 1,05 guarda con 1,50.

	S	Cu
El mineral «A» contiene:	28,3 %	3,40 %
El mineral «B» contiene:	2,1 »	9,30 »
	<hr/>	<hr/>
	30,4 %	12,7 %

Tomando iguales partes de ámbos minerales la proporción entre el azufre i el cobre es de 2,50 : 1,05; ( $12,7 : 1,05 :: 30,4 : x$ ), i por lo consiguiente la pro-

porcion de cobre debe ser aumentada. Esto solo se puede conseguir aumentando la proporcion del mineral «B», que contiene mas cobre i ménos azufre que el mineral «A».

El problema se resuelve fácilmente de la manera siguiente:

Sea «x» las partes o unidades de peso del mineral «B» que mezcladas con una unidad de peso del mineral «A» nos dan la relacion deseada entre el cobre i el azufre.

Se tiene entónces que:

$$\begin{aligned}
 S : Cu &:: 1,50 : 1,05 \\
 28,3 + 2,1x : 3,4 + 9,3x &:: 1,50 : 1,05 \\
 1,50 \times (3,4 + 9,3x) &= 1,05 \times (28,3 + 2,1x) \\
 5,10 + 13,95x &= 29,71 + 2,20x \\
 11,74x &= 24,61 \\
 x &= 2,10
 \end{aligned}$$

Se tiene, pues, que 2,1 kgs. del mineral «B» mezclada con un kg. del mineral «A» nos dan la relacion apetecida entre el azufre i el cobre de la carga.

Así que nuestra carga se puede calcular de la manera que sigue:

	Kgs.	SiO		Fe		CaO		S		Cu	
		%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.
Mineral «A».....	1000	30,4	304	25,5	255	1	10	28,3	283	3,4	34
Mineral «B».....	2100	37,8	793	23	483	8,6	180	2,1	44	9,3	195
Totales.....	3100		1097		738		190		327		229

Cobre total en la carga.....	=	229	kgs.
5% perdido en la escoria, polvos, etc...	=	17,45	» (229 × 0,05)
Cobre para formar eje.....	=	217,55	
Azufre que este cobre necesita.....	=	54,00	(217,55 : 4)
Peso de Cu <sup>2</sup> S.....	=	271,55	kgs.
Azufre total en la carga.....	=	327	kgs.
70% volatilizado.....	=	219	» (327 × 0,70)
Azufre para formar el eje.....	=	98	»
Azufre combinado con el cobre.....	=	54	»
Azufre para formar Fe S.....	=	44	»
Fierro que este azufre necesita.....	=	77	» (44 × 1,75)

Peso de Fe S.....	=	121	kgs.
Peso de Cu <sub>2</sub> S.....	=	271,55	»
(Cu <sub>2</sub> S + Fe S) o sea 90% del eje.....	=	392,55	
Peso total del eje.....	=	436	(392,5 : 0,9)

$$\text{Lei de cobre en el eje} = \frac{217,55 \times 100}{436} = 49,8\%$$

$$\text{Lei de fierro en el eje} = \frac{77 \times 100}{436} = 17,6\%$$

$$\text{Lei de azufre en el eje} = \frac{98 \times 100}{436} = 22,5\%$$

Cantidad total de fierro en la carga.....	=	738	kgs.
Fierro gastado en la formacion del eje.	=	77	»
Fierro que entrará a formar escoria...	=	661	»
Peso del «FeO» que este fierro forma...	=	852	» (661 × 1,29)

Aquí es necesario considerar qué clase de escoria es mas ventajosa formar; nosotros tomaremos como base un sesqui-silicato de la siguiente forma:

$2 \text{ FeO SiO}_2 + 2 (\text{CaO SiO}_2)$ , la proporcion de oxígeno es de 2 : 3.

La sílice que no sea posible neutralizar con las 852 kgs. de «FeO» será neutralizada con «CaO». El carbonato de cal que suministrará esta base es mas o ménos de la siguiente composicion:  $\text{SiO}_2 = 4\%$  —  $\text{CaO} = 50\%$ .

Kgs. de FeO para formar escoria..... = 852 kgs.

La tabla de Ballings nos enseña que un kg. de FeO en el sesqui-silicato exige o se neutraliza con 0.625 kg. de  $\text{SiO}_2$ . Así que los 852 kgs. requieren 532 kgs. de  $\text{SiO}_2$ .

$$852 \times 0,625 = 532$$

CaO en los minerales «A» i «B»..... = 190 kgs.

Ballings dice que un kg. de «CaO» requiere 0,803 libra de  $\text{SiO}_2$  (sesqui-silicato). Así pues los 190 kgs. de CaO de los minerales «A» i «B» serán neutralizadas con 152 kgs. de  $\text{SiO}_2$ .

$$190 \times 0,803 = 152 \text{ libras.}$$

Tenemos entónces que:

852 kgs. de FeO exigen.....	532	kgs. de $\text{SiO}_2$
190 » de CaO » .....	152	» »

Sílice combinada = 684 kgs.

SiO<sub>2</sub> en la carga..... = 1097 kgs.  
 SiO<sub>2</sub> combinada con FeO i CaO... = 684 »  
 SiO<sub>2</sub> libre que se debe neutralizar.. = 413 »

Un kgm. de sílice exige 1,24 kgm. de «CaO» para formar sesqui-silicatos, así que los 413 kgs. exigirán 512 kgs. de «CaO».

$$413 \times 1,24 = 512$$

Estos 512 kgs. de «CaO» están contenidos en 1024 kgs. de carbonato de cal que contiene 4% de SiO<sub>2</sub> i 50% de CaO.

Sílice contenida por los 1024 kgs. de carbonato de cal = 41 kgs. (1024 × 0,04)

Estos 41 kgs. deben ser neutralizados con CaO i exigen 51 kgs. de CaO

$$41 \times 1,24 = 51 \text{ mas o ménos.}$$

Estos 51 kgs. de «CaO» están contenidos en 102 kgs. de carbonato de cal. Así, pues, hai que agregar 1,126 kgs. de carbonato de cal (1024 + 102) para producir la escoria elejida.

Podemos ahora calcular nuestra carga de la manera siguiente:

CARGA	Kgs.	SiO <sub>2</sub>		Fe		CaO		S		Cu	
		%	Kg.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.	%	Kgs.
Mineral «A» .....	1000	30,4	304	25,5	255	1	10	28,3	283	3,4	34
» «B» .....	2100	37,8	893	23	483	8,1	180	2,1	44	9,3	195
Carbonato de cal.....	1126	4	45	.....	.....	50	563	.....	.....	.....	.....
Totales.....	4226		1142				753		327		229

SiO<sub>2</sub> en la carga = 1142 kgs.

FeO en la escoria = 852 »

CaO en la escoria = 753 »

90% de la escoria = 2747 kgs.

Peso total de la escoria = 3052 (2747 : 0,90)

$$\text{Lei de «SiO}_2\text{» en la escoria} = \frac{1142 \times 100}{3052} = 37,4\%$$

$$\text{Lei de «FeO» en la escoria} = \frac{852 \times 100}{3052} = 27,9\%$$

$$\text{Lei de «CaO» en la escoria} = \frac{753 \times 100}{3052} = 24,6\%$$



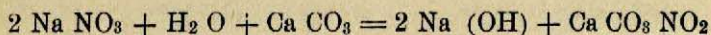
## Una nueva aplicacion del salitre

Bien conocida de todos los que siguen el movimiento científico industrial, es la nueva manera de obtener el ácido nítrico por síntesis de los elementos del aire, en contraposición a la fabricación usual, que consiste en extraerlo del salitre de Chile. Llegando a un 25% de la exportación de este producto, la cantidad que se transforma en ácido nítrico, se podrá notar, a simple vista, el grave inconveniente que el nuevo método presentaría para la industria nacional el día en que se aplicase totalmente.

Nuestro propósito es dar una manera, que nos parece simple, de contrarrestar esta posible competencia, fabricando el ácido nítrico a un precio más barato y obteniendo, sin ninguna transformación secundaria, otro producto—el hidrato de sodio o sosa cáustica—que alcanza hoy día un alto precio comercial.

La reacción que nos proponemos utilizar, es la descubierta por Wolz y puesta en práctica después por el industrial Lieber, de Berlín. Es de advertir que este último desistió de su empresa a los ocho meses de implantada, por el alto precio de la materia prima—el salitre de Chile—y por el desgaste rápido de los aparatos utilizados. El primer inconveniente no existe en Chile, pues el salitre es más barato que en otras partes y también porque creemos haber solucionado el desgaste rápido de los aparatos por la forma en que hemos ideado la fabricación.

La reacción indicada se produce cuando se trata salitre por el vapor de agua sobre calentado en presencia de pequeñas cantidades de carbonato de cal.



Los vapores nitrosos se pueden rejenerar según



introduciéndolo en una torre con aire y vapor de agua.

De tal modo que, concluidas las operaciones, nos encontramos con dos cuerpos: la sosa cáustica y el ácido nítrico, provenientes del salitre; el carbonato de calcio solo actúa como un cuerpo catalítico, ayudando la reacción.



Dada la estabilidad de los vapores nitrosos que se desprenden de la reaccion, será fácil aspirarlos i conducirlos a una torre con aire i vapor de agua, donde se obtendrá el ácido nítrico. La soda quedará en fusion en el aparato en que se ejecute la reaccion i no habrá mas que vaciarla para llenar los envases comerciales usados jeneralmente. Se obtendrá una soda cáustica con un poco de carbonato de cal, mucho mas pura que las mejores sodas cáusticas estranjerar; pues éstas contienen siempre cloruro, sulfato i carbonato de sodio i otras impurezas que rebajan un grado alcalimétrico, o sea su valor comercial.

El precio de costo de una tonelada de soda, seria el siguiente:

2,130 kgs. de salitre a 5 chelines los 46 kgs.....	\$ 282,90
500 kgs. de carbon a \$ 18.....	9
Obra de mano, amortizacion, envases .....	20
<hr/>	
Lo que hace un total de.....	\$ 311,90

Las sodas inglesas de mejor calidad cuestan \$ 335 i serian de calidad comercial inferior a la fabricada en el pais.

Fuera del valor de la soda, queda todavía el ácido nítrico, producto que se puede vender en esa forma o trasformar en nitrato de cal, producto de esportacion. Segun la reaccion, podríamos obtener por cada dos toneladas i media de salitre empleado, una tonelada de soda cáustica i dos toneladas de nitrato de cal; i la sola tonelada de soda cáustica tiene un valor comercial superior al salitre empleado, de modo que podremos enviar a Europa soda cáustica o nitrato de cal mui barato.

La obtencion del nitrato de cal, no es un problema hoi dia; bastaria copiar las instalaciones noruegas hechas con este objeto.

El carbonato de calcio que se emplearia no seria mui costoso, pues en Chile se le encuentra puro i abundante.

Aun mas, seria posible obtener un sub-producto—el ácido carbónico—de venta considerable hoi dia en el pais.

Los aparatos utilizados no serian ni dificeiles de construir ni costosos; la fusion ígnea del salitre se puede efectuar en calderos de fierro fundido; una vez fundida la masa se le incorpora 10% de carbonato de cal molido, sin que se produzca reaccion alguna, pues se necesita la presencia del agua. Una vez fundida la mezcla de nitrato i carbonato, se la traslada a un aparato similar de los convertidores utilizados en la industria del fierro i del cobre, pero cuyo revestimiento interior se haria con cemento i fibras de amianto. Al convertidor se inyectaria vapor de agua sobrecalentado, producido por calderos Serpollet, que permiten obtener fácilmente a 500° la cantidad de agua utilizada.

El mismo hogar que serviria para los jeneradores de vapor se utilizaria para fundir el salitre.

La cantidad de agua que se necesita para preparar una tonelada de soda

caústica es de 105 kilos, cantidad que en la práctica será un poco mayor, pues siempre la soda producida absorbe agua, lo que facilitaría la fusión, pues se haría a temperatura muy baja i se dejaría colar más fácilmente en los moldes.

Respecto a los vapores nítricos que se desprenden, ya hemos indicado su transformación. Agregaremos:

1) Que se puede reemplazar el calcáreo de las torres de absorción por minerales oxidados de cobre de baja ley. Se obtendría nitrato de cobre fácilmente electrolizable.

2) Que reemplazando el calcáreo por boro-natro-calcita se obtendría ácido bórico i un nitrato sódico-calcáreo que como abono presentaría ventajas sobre los nitratos de calcio o de sodio puros.

3) Que se podría fabricar ácido nítrico comercial, reemplazando el calcáreo por una sustancia inatacable, sea coque o cuarzo.

---

Antes de dejar la pluma vamos a describir un procedimiento que permitiría, dado el caso que el ácido nítrico fuese bastante despreciado para que fuese benéfica su condensación, poder aprovechar el salitre, sacando de él el carbonato de soda con 10 moléculas de agua, denominado ahora *soda para lavar*.

Mezclado el salitre con una proporción de 3 átomos por 10 de carbono, o sea 60 kilos de carbono con 255 de salitre i prendiendo fuego a la masa, se produce carbonato de soda fundido que no habría más que disolver en agua, hasta que la solución caliente marcase 35° Beaumé para obtener por su enfriamiento carbonato a 10 moléculas en agua.

1 tonelada de salitre daría así 1,680 kgs. de carbonato.

Ese carbonato vale \$ 100 la tonelada.

El salitre vale \$ 130 i el producto valdría \$ 168, donde quedan 130-168, es decir, \$ 38 para pagar 250 kilos de carbono i la obra de mano.

Se ve entonces que se podría competir con las fábricas extranjeras, aun sin emplear el ácido nítrico.

Ahora bien, se usa soda en todos los países en gran abundancia; pero no se produce sino en España, Francia, Bélgica, Alemania e Inglaterra. Suponiendo cerrados a la producción chilena los mercados de esas potencias, queda un campo muy vasto a la industria propuesta.

La competencia estaría asegurada por el precio de costo más bajo en Chile que en cualquiera de los países productores.

Ya que se intenta hostilizar a Chile, como productor de salitre, con la producción del ácido nítrico, esperamos que Chile se levantará otra vez como productor de soda, que hasta aquí se ha regalado a las distintas naciones sin hacérselas pagar nunca.

Escrito lo anterior—hace ya algunos meses—en un momento en que los diarios i la opinión pública estaban muy preocupados por el desarrollo que parecían tomar las fábricas de salitre artificial en Europa, el que esto escribe se limitó a dar una breve reseña de lo que se puede sacar del salitre tratándolo por soda, sin preocuparse del mejor modo de explotación de las salitreras en general.

Habiendo recojido datos sobre la composicion de los distintos productos que se hallan en las salitreras, considero de mucha importancia la fabricacion de la soda, no solo con el salitre, sino tambien con el nitrato de soda mezclado con el sulfato, llamado Thenardita, que se encuentra en varias salitreras, i que a veces, por la notable proporcion, causa una verdadera dificultad para elaborar el salitre.

Dicha Thenardita ( $\text{Na}_2 \text{SO}_4$ ) o sulfato anhidro de soda natural, se presenta sea al estado de pureza completa, sea mezclado con nitratos, yodatos o percloratos de soda, sales que en la fabricacion de la soda no pueden ser causa de fracaso. La Thenardita—digo—es un elemento precioso para la elaboracion de la soda, pues con él se tiene al estado natural un producto que cuesta caro i necesita para su elaboracion por medio de sal de mar, mucho trabajo i cantidades enormes de carbon i ácido sulfúrico, añadiendo aparatos i hornos costosísimos.

El procedimiento Leblanc, que se usa ahora en Inglaterra, puede ser aplicado a los sulfatos naturales de las salitreras i la soda producida, calcando la preparacion sobre la de la misma soda de procedencia inglesa, resultaria entonces de un precio notablemente reducido en comparacion del de la soda inglesa, pues el sulfato de soda, elemento principal de ella, se encuentra en Chile al estado natural, sin necesidad, por tanto, de emplear ácido sulfúrico, carbon i hornos costosos.

La reduccion del sulfato de soda por medio del carbon i del calcáreo, es una reaccion demasiado conocida para que necesitemos describir el procedimiento. Solo se necesita, para poder instalar dicha industria, mui cortos estudios económicos para elejir el punto de la fabricacion i ver el modo mas barato de llevarla a buen término.

FEDERICO QUILLOT,

Ingeniero de Minas.

