

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

— ◆ —

Presidente
Cárls Besa.

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Andrada, Telésforo
Avalos, Cárls G.
Correas R., Ramon
Chiapponi, Márco
Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo
Gallardo González, Manuel
Gandarillas, Javier
González, José Bruno
Lecaros, José Luis

Lira, Alejandro
Martinez, Aristides
Pinto, Joaquin N.
Sundt, Lorenzo
Tirapegui, Maulen

Secretario
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Perfeccionamiento en la fabricacion del ácido sulfúrico

Como se sabe, dos son actualmente los procedimientos que se disputan el campo económico, en la preparacion del ácido sulfúrico.

El mas antiguo, llamado de las cámaras de plomo, i el mas moderno, llamado de contacto, ambos procedimientos sufren de dia en dia modificaciones considerables, para hacerlos mas económicos i prácticos. Sin embargo, hasta hoi dia no se puede decir cuál de los dos triunfará en definitiva, pues depende solo de las condiciones rejionales el utilizar uno u otro.

I

Procedimiento de las cámaras de plomo

El rápido desarrollo del procedimiento de contacto, i el mejoramiento que ha experimentado en los últimos años en su parte química, física i mecánica, ha hecho que el de cámaras trate de sobreponerse, introduciendo numerosas reformas.

En primer lugar la supresion de los hornos Maletta, en que las piritas se introducian por la parte superior i mediante el trabajo de un obrero mui entendido, eran totalmente quemadas, pasando por una serie de planos en que la operacion del tostado se hacia lentamente. A los hornos Maletta han sucedi-

do los hornos mecánicos Herreshrof, O'Brien i Kauffmann, hornos en que se ha suprimido la mano de obra i cuyo trabajo es mas regular que el Malettra.

Estos hornos están formados por un cilindro vertical de planchas de hierro i su interior protegido por un revestimiento refractario. En medio de ellos existe un árbol hueco, provisto de paletas, i cuyos diversos brazos, corresponden a los diferentes pisos del horno; son estos brazos los que hacen avanzar las piritas. Estos hornos constan de 5 a 6 pisos de algunos decímetros de altura cado uno de ellos, los brazos mueven alternativamente la pirita, del centro a la periferia i la alimentacion del horno se efectúa automáticamente.

Aunque el precio de estos hornos es superior a los hornos Malettra, sin embargo los hornos mecánicos realizan una gran economía sobre la mano de obra mas o ménos 25%. Se les construye de una capacidad capaz de tostar tres toneladas de pirita de 45% en 24 horas.

Otras de la mejoras introducidas consiste en la ventilacion. Antes se producía esta ventilacion naturalmente, sin recurrir al tiro artificial de los gases que permite obtener una regularidad absoluta en la marcha de los gases i mantener constante la proporcion de $S O_2$ (anhidrido sulfuroso).

Hoi dia se instalan ventiladores, que se construyen en fundicion revestida de plomo. La colocacion de este aparato ha sido mui debatida. En jeneral, si se le coloca a la cabeza de las cámaras, se encuentra una pérdida de ácido nítrico bastante considerable i la cantidad de ácido sulfúrico formado no es proporcional a esta pérdida. Si se le coloca a la cola de las cámaras, se obtienen mucho ménos pérdidas en ácido nítrico, la marcha es mas segura, fácil i regular i la duracion del ventilador es mayor, solamente que los hornos no trabajan tan fácilmente como en el primer caso.

En jeneral, conviene determinar experimentalmente su situacion i su número pues, se pueden colocar varios, i la forma en que se ejecutará el trabajo. El profesor Lunge dice que en un sistema de tres cámaras, debe haber un ligero exceso de presion en la primera, equilibrio en la segunda i depresion en la tercera; se consigue esto variando los registros i la velocidad de los ventiladores.

Las cámaras de plomo han sufrido asimismo muchas trasformaciones, con el fin de obtener el máximum de ácido sulfúrico por metro cúbico de espacio. La mejor forma seria la redonda, preconizada por Sorel i modificada por Meyer.

Las cámaras cilíndricas tanjenciales de Meyer, son de poco diámetro i gran altura; los gases entran por arriba tanjencialmente a la pared, descien den en espiral a lo largo de ésta i salen por un tubo colocado en la parte inferior. Se puede obtener así hasta 12 kilogramos de ácido de las cámaras por metro cúbico de ellas, quemando 1 kilogramo de azufre por 0,5 a 0,8 por metro cúbico, lo que produce un rendimiento de 98% del teórico.

Despues de las cámaras cilíndricas deben preferirse las cámaras cuadradas elevadas, mas altas que largas.

El número de cámaras ha sido tambien aumentado.

La introduccion del agua pulverizada en las cámaras, permite en-

friar éstas rápidamente, la condensacion del ácido formado se hace mas enérgica o el consumo del ácido nítrico menor, ademas se suprimen la trasformacion del agua en vapor, el sistema de pulverizar consiste en hacer llegar el agua a la presion de 4 kgrs. hasta pequeños tubos de platino vidriado, atravesados por una espiral del mismo metal, se ha ensayado asimismo el procedimiento llamado de atomificacion de los fluidos, que consiste en hacer llegar el líquido a presion sobre el centro de un platillo que jira con mas de 4,000 vueltas por minuto, en ámbos casos se obtiene una lluvia mui fria.

La pulverizacion del agua i los canales de los gases deben llegar al medio de las cámaras redondas, en los cuadrangulares, deben prolongarse a lo largo de toda la cámara.

Las torres de Glover i Gay-Lussac han sido notablemente agrandadas en en razon de la mayor velocidad de los gases; ademas el arreglo interior es objeto de estudios esmerados.

Es necesario que presenten en su interior una superficie máxima, al deslizamiento de los líquidos con el fin de formar su mezcla bien íntima, ademas no debe producirse obstrucciones ni espacios perjudiciales que hacen desigual la reparticion de los gases.

En las torres de Glover recién construidas se da gran interes al fácil arreglo de la guarnicion refractaria interior, sobre todo la parte inferior que es la mas atacada por los ácidos.

Cuando las dimensiones de las torres no son mui grandes se usan varias unidas, jeneralmente las de Gay-Lussac, se asocian con torres de discos de Lunge, que tienen muchas ventajas.

Se han introducido asimismo, entre las cámaras, torres intermediarias o torres de reaccion, que producen un gran enfriamiento de los gases aumentando el rendimiento; solo tienen el inconveniente de destruirse mui luego. Es conveniente asimismo colocar un refrigerador de Benker, ántes de la torre de Gay-Lussac i una torre de discos de Lunge despues de ella. La pérdida en ázoe que se experimenta de esta manera es solo 0,4 kilos de HNO_3 a 36° por 100 kilos de ácido de cámaras producido.

En resúmen, los hornos mecánicos, la ventilacion mecánica que aumenta la velocidad de los gases en el sistema i mantiene su composicion mas costante, la forma de la torre de Glover i cámaras que aumentan el número de iones en accion, la inyeccion del agua i las torre de reaccion, sha hecho hoi día del procedimiento de las cámaras, un sistema mui perfeccionado, i fácil de conducir.

Los grandes inconvenientes del procedimiento de las cámaras i que aun subsisten son: la gran densidad en anhídrido sulfuroso que deben tener los gases mas de 6%, la impureza en arsénico del ácido producido i la concentracion ulterior.

La introduccion de los hornos mecánicos i de los ventiladores, solo ha hecho subir la densidad en S O_2 hasta 9%, aun disminuyendo de este modo los gastos de fabricacion.

Ultimamente en Italia el profesor Oddo con el fin de combatir la crisis del azufre proveniente de la introduccion en el comercio del azufre de Louisiana

(E. U. de A.), ha propuesto utilizar directamente el mineral de azufre de Sicilia en vez de las piritas; se ha obtenido así grandes ventajas, como ser disminucion de la mano de obra i simplificacion del establecimiento. La corriente gaseosa obtenida así posee una cantidad tres veces superior a la ordinaria en SO_2 i ademas el ácido se encuentra libre de arsenico.

Pero en todas partes se puede utilizar la piedra de azufre de Sicilia i por lo tanto las dificultades subsisten.

Con el fin de hacer desaparecer el arsénico, se recurre a depurar o filtrar antes los gases de los hornos o a purificar el ácido producido por los sulfuros metálicos que depositan un sulfuro de arsénico, o por la purificacion corriente por medio del hidrógeno sulfurado.

El primer procedimiento no es industrial; respecto al segundo se puede decir que comienza a utilizarse empleando el sulfuro de calcio. El último método debido a Freiburger es el mas conocido i se usa, utilizando diversos dispositivos.

Sin duda ninguna que la parte mas difícil del sistema es la concentracion del ácido producido.

Entre los aparatos de concentracion, se distinguen los de calentamiento directo i los de indirecto. Los indirectos mas empleados son los aparatos en platino, oro de Heraeus i otros, para operar la concentracion final; el alto precio del platino i su desgaste hacen poco comun su uso.

Los aparatos en porcelana, en especial los debidos a Benker, se suelen utilizar; por el contrario, los contruidos con loza esmaltada de Volvic han dado malos resultados.

Algunas fábricas alemanas i belgas han establecido otros aparatos debidos a Zauner, fundados en principio distinto de los anteriores. Estos aparatos no destilan, sino que envían sus vapores a la torre de Glover.

Entre los directos, conviene citar los evaporadores Kessler que tanta utilidad prestan a la industria química i cuyo uso se hace mas i mas frecuente, se usa así mismo la modificacion de estos aparatos propuestos por Gaillard.

BELISARIO DIAZ OSSA.—I. Q.
Prof. en la Universidad de Chile.

(Continuará)



Algunas propiedades i reacciones químicas del agua vieja de la cristalización del salitre (1)

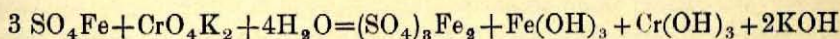
El agua vieja es de color amarillo claro, el color proviene raras veces de la presencia del yodo libre; mas a menudo de la presencia de cromatos.

Los cromatos se pueden reconocer por la siguiente reaccion: acidúlese una porcion de agua vieja con ácido clorhídrico o sulfúrico en un tubo de ensaye; prepárese una mezcla de agua oxijenada (o peróxido de bario, BaO_2 i ácido clorhídrico, ClH) i éter, ajitándola a fin de que ámbos líquidos se saturen recíprocamente; sobre esta disolucion se agrega la del agua vieja acidulada que contiene el cromato por pequeñas porciones, de modo que el agua oxijenada, H_2O_2 , esté siempre en exceso; se ajita despues de cada adición.

En presencia de cromatos se producirá una coloración azul intensa que es arrastrada por el éter. La coloración es producida por un compuesto peroxidado del cromo, mui soluble en el éter. Cuando la disolucion del cromato es mui concentrada i hai un gran exceso de ácido crómico, la reaccion es fugaz o no se produce, pues el H_2O_2 actúa como reductor i reduce el ácido crómico a un grado menor de oxidación (cloruro o sulfato de cromo). La reaccion indicada es mui sensible i para obtenerla fácilmente es necesario proceder conforme a las indicaciones apuntadas.

La acción del sulfato ferroso, SO_4Fe , sobre el agua vieja es de importancia: reacciona con nitratos, cromatos i yodatos. La acción sobre los nitratos se ha estudiado bien i sobre ella se basa el método mas usual de ensaye del salitre en el caliche.

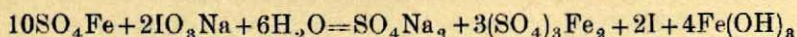
La acción del SO_4Fe , sobre los cromatos tiene cierta importancia, pues se produce en la precipitación del yodo de los yodatos por medio de ese reactivo. El SO_4Fe en disolucion neutra precipita el cromo de los cromatos como hidróxido:



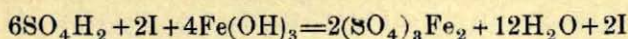
El sulfato férrico, $(SO_4)_3Fe_2$, precipita a los cromatos como cromato férrico, solo en disoluciones concentradas; en el agua vieja no precipita, por ser mui diluida.

La acción del SO_4Fe i $(SO_4)_3Fe_2$ sobre los yodatos i yodo es algo complicada, produciéndose reacciones que se invierten, segun los equilibrios químicos. El SO_4Fe en disolucion ácida, no neutra, produce un precipitado de yodo sobre todo calentando i ajitando fuertemente la disolucion:

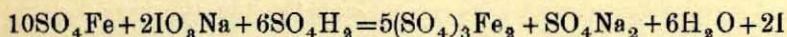
(1) Complemento del Capítulo II, segunda parte, del libro «*Ensayes de nitratos, yodo, cloratos i percloratos en el caliche i productos de la industria del salitre i yodo* por F. A. Sundt, Sociedad Nacional de Minería, 1907».



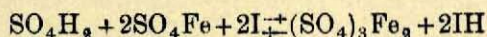
i con el ácido sulfúrico libre:



o sea que la reaccion total es:

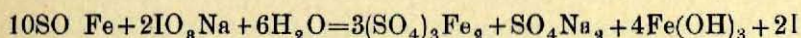


El yodo precipitado, libre de $\text{Fe}(\text{OH})_3$, con un exceso de SO_4Fe i SO_4H_2 se disuelve:



Ajitando el resultado de la reaccion \rightarrow , si hai bastante SO_4Fe i en frio, se invierte la reaccion \rightarrow , el líquido se pone primero rojizo i al fin se precipita e yodo. (Esta reaccion puede producirse tambien sin mayor cantidad de SO_4Fe , haciendo hervir la disolucion; el yodo se volatiliza). El resultado de la reaccion \rightarrow calentado lentamente, produce otra vez la reaccion \rightarrow con disolucion del yodo. Esta disolucion se produce tambien en frio al cabo de 2 o 3 dias. El yodo disuelto puede volverse a precipitar segun la reaccion \rightarrow agregando nueva cantidad de SO_4Fe acidulado. Parece que el SO_4Fe actúa por su masa o como cuerpo catalizante para producir la reaccion \rightarrow del mismo modo que se necesita de la presencia de un nitrito para reducir el ácido nítrico por el hidrógeno.

Para conseguir la precipitacion de yodo compacto, cristalizado, puro, se efectúa primero la reaccion siguiente, en caliente:



El yodo queda mezclado con el $\text{Fe}(\text{OH})_3$. Agregando en seguida en frio, SO_4Fe acidulado, se disuelve el $\text{Fe}(\text{OH})_3$ i el yodo; pero por una viva agitacion vuelve a precipitarse el yodo cristalizado.

Estas reacciones del sulfato ferroso con los yodatos, se han querido aplicar para la extraccion del yodo de las aguas viejas.

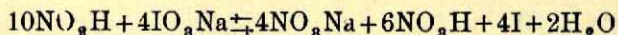
El agua vieja suele contener boratos, que jeneralmente se encuentran hidrolizados (disociados) en ácido bórico i el hidróxido básico con que se hallaba unido. Cuando se produce la corta o precipitacion del yodo por medio del bisulfito, SO_3NaH , este actuaría primero neutralizando al hidróxido básico libre; para evitar un consumo excesivo de bisulfito, se agrega entónces primeramente ácido sulfúrico, que trasforma en sulfato todas las bases combinadas al ácido bórico, BO_3H_3 , i éste en estado libre, mui poco soluble en el agua i de pequeña densidad, queda flotando en el líquido i puede ser fácilmente extraido. La separacion de los boratos es necesario hacerla a menudo, para evitar su concentracion en el agua vieja que de ese modo pierde parte de su poder disolvente para el salitre.

Muchas aguas viejas contienen cantidades notables de sulfato de aluminio

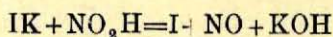
(1) El signo \rightarrow indica que la reaccion se verifica en el sentido de izquierda a derecha, i el signo \leftarrow , que la reaccion se verifica de derecha a izquierda.

que por diversas reacciones suele dejar en libertad hidróxido de aluminio, $\text{Al}(\text{OH})_3$, precipitado blanco, poco denso, que perturba bastante la clarificación de los caldos. Esta se consigue más fácilmente con la ayuda de la harina.

Se ha empleado para la extracción del yodo del agua vieja, el efecto de algunos óxidos de nitrógeno. El ácido nitroso, NO_2H , reduce los yodatos con producción de yodo, de ácido nítrico, NO_3H . Si los reactivos están muy concentrados, se invierte la reacción:



Un exceso de NO_2H no disuelve al yodo, por el contrario impide que se disuelva y lo precipita de los yoduros.



El bióxido nítrico, NO_2 , tiene el mismo efecto que el NO_2H . Los cuerpos nitrogenados reductores, NO , NO_2H , se obtienen por reducción del nitrato de sodio con carbón.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de minas

El Carbon Chileno

El Director Jeneral de los Ferrocarriles acaba de dictar un decreto aceptando de los señores Geo. C. Kenrick i C.^ª, la cantidad de diez mil toneladas de carbón de piedra de las siguientes marcas: «Aberdare», «Abermain», «Pelow Main» i «Stanford Merthyr», todas australianas, al precio de \$ 17,25 oro de 18d. la tonelada, puesta a bordo en Talcahuano, rechazando todas las propuestas de carbón nacional.

Hace tiempo que por orden de la Inspección de Minas de la Dirección de Obras Públicas, estudiamos las condiciones de nuestros establecimientos carboníferos, de los yacimientos que explotan i su producción.

En la parte ya redactada, hemos dado la potencia total de extracción de estos establecimientos, con algunas cifras comparativas de la calidad del carbón chileno con algunas marcas extranjeras.

En el decreto del director jeneral de los ferrocarriles que hemos citado, si bien es cierto se ha considerado en algo la calidad de los combustibles ofrecidos, los motivos principales del rechazo del carbón nacional se deben a los altos precios pedidos por los productores chilenos.

Los proponentes de carbón del país han sido los siguientes:

	Toneladas	Valor de la tonelada en \$ oro
Cementerio de Coronel.....	1.000	20,00
Luis Escobar Gajardo.....	1.000	19,50
R. Pérez de Arce.....	20.000	19,30
R. Pérez de Arce.....	20.000	19,00
C. ^a de Arauco Limitada.....	20.000	18,00
C. ^a Los Rios de Curanilahue.....	20.000	18,00
C. ^a Lota i Coronel.....	20.000	17,00

En la lista de los proponentes, se presenta dos veces el señor R. Perez de Arce, ofreciendo carbon de «Buen Retiro» de marca «Lota»; no deja de ser curiosa esta competencia, por cuanto este caballero no es dueño de ninguna mina.

A escepcion de la Compañía de Lota, que ofrece su carbon cobrando veinticinco centavos menos por tonelada que su competidor australiano, diferencia considerada demasiado exigua para compensar las calidades superiores de los carbones extranjeros, comparados con anteriores remesas de la Compañía de Lota, todos los productores nacionales han fijado precios mas elevados, en proporcion de 4,3 a 16 por ciento.

En el año 1907, la introduccion del carbon extranjero subió a cerca de un millon 200.000 toneladas, con un precio aproximativo de 25.000.000 de pesos oro de 18d., que hemos debido pagar con mas de cincuenta millones de nuestra moneda actual, formidable contribucion, cuya influencia sobre la tasa de nuestro intercambio monetario comprenderán nuestros lectores.

Esta influencia no ha escapado a nuestros mandatarios, pues sabemos que por indicacion de S. E. el Presidente de la República i el señor Ministro de Industria, se habia ordenado a la Direccion de los Ferrocarriles favorecer lo mas posible nuestra produccion nacional, a fin de limitar las importaciones del carbon extranjero; pero esta indicacion no podia ir hasta sacrificar los fondos de la nacion i pagar con precios superiores un producto inferior.

En uno de los capítulos de mi trabajo, que se refiere a la fuerza productiva de los establecimientos carboníferos nacionales, existen varios cuadros, en los cuales estos establecimientos están agrupados en la forma siguiente:

Grupo núm. 1.—Establecimientos cuyo campo carbonífero está reconocido o cuyas condiciones jeológicas los deja en evidente condicion de mantener o alcanzar la produccion máxima fijada, durante un período de no menos de 20 años, i cuyo poder productivo no podria aumentarse sin dar lugar a esfuerzos improbables.

Grupo núm. 2.—Establecimientos cuyo campo carbonífero está en las mismas condiciones que los anteriores, pero susceptibles de un aumento de produccion.

Grupo núm. 3.—Establecimientos cuyo campo carbonífero está mal definido o en condiciones críticas, i cuyo poder actual de produccion puede clasificarse como máximum, presentando un porvenir poco lisonjero o de decadencia.

GRUPO N.º 1

	PRODUCCION ACTUAL	POTENCIA ACTUAL	POTENCIA POSIBLE
Minas de Manuel Palma.—Tomé.....	1.500	3.000	3.000
Minas de Buen Retiro.....	50.000	100.000	100.000
C. ^a Carbonífera Schwager.....	250.000	900.000	900.000
Cementerio de Coronel i otras.....	15.000	25.000	25.000
Minas de Colico.—Arauco Ld.....	45.000	80.000	80.000
C. ^a Nacional Carbonífera de Lebu.....	25.000	50.000	50.000
Toneladas.....	386.500	1.158.000	1.158.000

GRUPO N.º 2

	PRODUCCION ACTUAL	POTENCIA ACTUAL	POTENCIA POSIBLE
Compañía Carbonífera de Lirquen.....			150.000
Id. id. de Cerro Verde.....	24.000	30.000	100.000
Id. id. de Carampanguc.....	15.000	25.000	150.000
Minas de Curanilahue.—Arauco Limited.....	60.000	20.000	250.000
C. ^a Carbonífera Los Rios de Curanilahue.....	100.000	250.000	500.000
Minas Errázuriz.—Lebu.....	25.000	150.000	500.000
C. ^a Carbonífera Victoria.—Lebu.....	15.000	15.000	150.000
Toneladas.....	239.000	590.000	1.800.000

GRUPO N.º 3

	PRODUCCION ACTUAL	POTENCIA ACTUAL	POTENCIA POSIBLE
Sucesion Rojas Miranda.....	70.000	100.000	100.000
C. ^a Lota i Coronel.—Lota.....	250.000	500.000	500.000
Minas de Peumo.—Arauco Ld.....	15.000	50.000	50.000
C. ^a Carbonífera de Boca Lebu.....	6.000	12.000	12.000
Toneladas.....	341.000	662.000	662.000

De las cifras contenidas en estos cuadros se desprende que los establecimientos carboníferos nacionales en actual explotación, si bien es cierto no alcanzan una producción total de un millón de toneladas, están, sin embargo, dotados de instalaciones i maquinarias que podrían desde ahora soportar una extracción de dos i medio millones de toneladas.

El costo de producción por tonelada de carbon se puede deducir teóricamente del modo siguiente:

Barreteros.....	\$ 0,80 a 1,60
Carretilleros.....	0,10 0,20
Estracción.....	0,50 0,80
Empleados i artesanos.....	1,00 1,50
Contratistas.....	0,50 1,00
Enmaderación.....	0,25 0,50
Materiales.....	0,30 0,60
Administración.....	1,00 2,00
Total.....	\$ 4,45 a 8,20

Pero estas cifras tienen en la práctica variaciones importantes, i del estudio de la explotación del carbon en los diversos establecimientos, he sacado los siguientes precios de costo del carbon chileno, puesto en cancha:

Schwager i C. ^a	\$ m/n. 5,50 7,00
Puchoco Rojas.....	5,50 7,00
C. ^a Lota i Coronel.....	5,30 6,50
Buen Retiro.....	5,50 7,00
C. ^a Arauco Limited.....	5,80 8,35
C. ^a Los Rios de Curanilahue.....	6,00 9,00

A estas cifras del costo de extracción del carbon hai que añadir el transporte desde las canchas hasta Concepción o Talcahuano, o sea \$ 1,80 a 3,00 por cada tonelada, según la ubicación de las minas.

Resulta, pues, que los proponentes nacionales al presentar sus propuestas, han fijado unánimemente al carbon chileno un precio de venta superior en mas de cuatro veces a su precio de costo.

I como se ha visto, las causas de la reducida producción del carbon i su alto precio no residen en la insuficiencia de los yacimientos chilenos, ni en la falta de instalaciones mecánicas, ni en salarios exajerados pagados al personal trabajador, sino sencillamente en una especulación por parte de los dueños de minas, que aprovechan una situación económica-social, revuelta, en la cual algunos rodajes han sido abandonados o poco estudiados por nuestros hombres dirigentes.

Al revés de otras industrias, cuyo interés primordial es aumentar i fomentar su producción, los establecimientos carboníferos chilenos, aunque pueda parecer paradójal nuestra afirmación, tienen un interés contrario, es decir, una

produccion relativamente reducida i mantener un alto precio de venta a sus productos.

La introduccion del carbon extranjero no constituye, hoi por hoi, una competencia enemiga de los establecimientos chilenos.

La gran demanda de combustible por el progreso de nuestro comercio, de nuestra industria, a la par con las necesidades siempre constantes de los vapores que hacen escala en nuestros puertos, asegura a los productores nacionales una salida de sus productos, aunque a menudo entregan el carbon con un comun de baja lei calorifica.

*
* *

Como se sabe, los principales establecimientos mineros carboníferos están situados a lo largo de la costa, entre Talcahuano i Lebu, i tienen como principales vias de salida, los puertos de Coronel, Lota i Lebu.

Hasta Lota, los laboreos se internan debajo del mar.

El Código de Minería no concede mas que tres pertenencias de 50 hectáreas cada persona o sociedad. Esta cantidad constituye un campo de explotacion tan reducido, que ha llegado el caso de que ninguno de los establecimientos riberos al mar mantiene sus laboreos en sus primitivas pertenencias.

Todos se han valido de intermediarios estraños para aumentar sus pertenencias, i a pesar de esta medida, el carbon se explota, en jeneral, fuera de las pertenencias cedidas por el Fisco.

Ademas, la situacion creada por el actual Código de Minas ha permitido a muchos traficantes, sin ninguno de los recursos indispensables para emprender explotaciones mineras, denunciar los yacimientos disponibles al rededor de los actuales establecimientos carboníferos, con el único fin de tantear alguna operacion de «chantage» cerca de éstos, que al resistir estas indignas maniobras, se han visto envueltos en pleitos largos, engorrosos i onerosos.

La situacion del todo especial de los yacimientos submarinos que aumentan cada dia las dificultades de exploracion, i la consecuente reduccion de la reserva en carbon de las pertenencias cedidas sin garantir a los explotadores, la concesion de nuevos campos futuros de explotacion para reemplazar los existentes, les obliga, como medida de propia conservacion, a buscar, mas bien en el precio alto del carbon, que en la cantidad estraída, la ganancia de los intereses del capital invertido en maquinarias i laboreos.

No será de mas decir, como dato ilustrativo, que los dos solos establecimientos de Lota i de la Compañía Schwager suman un capital de mas de treinta millones de nuestra moneda.

*
* *

Los establecimientos carboníferos que existen mas al sur de Lota, no están en las mismas condiciones: sus yacimientos forman parte de la propiedad territorial i la explotacion no tiene otros límites que los de estas propiedades; pero su ubicacion al interior de la comarca, sin puertos que aseguren la salida de

los productos, los ha hecho tributarios de la única vía de transporte que existe allí, es decir, del ferrocarril de la Compañía Arauco Limitada, que une Concepción a Los Ríos Curanilahue, el cual ha sido construido con el único objeto de transportar los productos de las minas que posee dicha Compañía.

La potencia total de transporte de este ferrocarril no pasa en la actualidad de 500.000 toneladas, cifra muy limitada e insuficiente para las necesidades de esta región, especialmente carboníferas, y son públicas y notorias las numerosas quejas formuladas por los establecimientos mineros ajenos a su razón social.

La insuficiencia en los medios de transporte que afecta a esta región, obliga igualmente a las minas existentes allí, a pesar de la abundancia de los yacimientos carboníferos, a mantener al carbón un alto precio, a fin de condensar en poca cantidad las ganancias de los capitales invertidos, evitando así, los peligros de ver permanecer en sus canchas una cantidad de carbón que no podría transportarse a los lugares de consumo.

En la situación actual, la industria del carbón, que debía ser la base principal de la prosperidad de nuestras empresas fabriles y un factor importante en el alza de nuestro intercambio monetario, no reporta ganancias, sino a unos pocos capitalistas afortunados.

I cada año la nación entera va pagando los efectos de la formidable contribución de más de sesenta millones de pesos de nuestra moneda a la producción carbonífera extranjera, con la depreciación consiguiente de nuestro papel; y mientras tanto, vastísimos yacimientos carboníferos quedan inexplorados, y hoy, como hace medio siglo, podemos repetir con el escritor don Marcial González, «seguimos desperdiciando los poderosos elementos de riqueza y vitalidad encerrados en el carbón chileno».

Para romper esta falsa situación y el egoísmo mal entendido en que está encerrada la industria carbonífera chilena, el esfuerzo que se necesita, sin embargo, no es considerable: un poco de buena voluntad de parte de los hombres dirigentes, la adopción de medidas tendientes a remediar los males que hemos descrito, el problema de la inmigración que corrigiera la falta de brazos, leyes de minería que no abandonen a los productores de carbón a merced de cualquier tinterillo audaz o los haga tributarios de otras empresas rivales, con la formación del cuerpo de injeñeros de minas, encargados del estudio y la vigilancia de lo que afecta a toda nuestra industria minera.

Es tiempo ya de que salgamos de esta indiferencia ante las cuestiones que parecen no tocarnos directamente. Los fenómenos económico-sociales están ligados estrechamente los unos a los otros y repercuten siempre hasta nuestros intereses más inmediatos.

JULIO DUPLAQUET



Produccion i consumo de carbon de piedra

Carbon extranjero llegado a Chile

En los años 1903, 1904, 1905, 1906 i 1907, a los puertos a que ha venido consignado, en toneladas:

	1903	1904	1905	1906	1907
Arica.....				1.395	3.264
Valparaiso.....	203.987	199.750	204.380	240.619	432.028
Pisagua	89.405	105.805	114.034	98.212	145.636
Iquique.....	230.669	189.437	437.277	286.249	325.564
Tocopilla.....	65.540	69.275	95.178	71.322	69.813
Antofagasta	87.595	85.974	136.444	164.295	260.177
Taltal.....	42.213	49.437	66.111	72.911	100.681
Caldera.....	20.351	43.477	26.372	21.038	41.665
Carrizal	10.940	20.246	23.114	7.149	30.313
Coquimbo.....	37.791	48.293	57.470	39.842	46.387
Talcahuano.....	292	7.308	14.859	15.197	25.691
Coronel.....	8.811	3.429	3.819	1.500	8.735
Valdivia.....	36	40		5	99
Puerto Montt.....				100	1

El total de carbon extranjero importado en los años indicados, i del carbon del pais consumido en los mismos periodos se manifiestan como sigue, en toneladas:

Año	Extranjero	Del pais
1903.....	797.630	651.097
1904.....	822.471	731.624
1905.....	1.179.058	773.927
1906.....	1.019.834	932.488
1907.....	1.489.154	832.612

El total jeneral es entónces:

1903.....	1.448.727 toneladas
1904.....	1.554.095 »
1905.....	1.952.985 »
1906.....	1.952.322 »
1907.....	2.321.766 »

A la cifra de toneladas de carbon extranjero llegado a Chile en 1907, hai que agregar 32.499 toneladas de coke.

Como se puede observar, se consume en Chile mucho mayor cantidad de

carbon extranjero que del país. En los cinco años últimos se han importado 5.308.147 toneladas, contra el consumo de 3.921.748 toneladas de la producción nacional. Diferencia a favor del extranjero, 1.386.399 toneladas.

Avaluada en 20 pesos oro la tonelada, tanto del uno como del otro, por término medio, Chile ha consumido en carbon en 1907 la enorme cifra de 47 millones 85 mil 300 pesos oro.

Para tener una idea mas acertada del total de la producción de carbon nacional, debe tomarse en cuenta que las máquinas, locomotoras, maestranzas i faenas de cada establecimiento en Chile, consumen al año mas o ménos el 20 por ciento de su producción.



La pérdida de cobre en la conversion de los ejes

El cobre perdido durante la conversion no alcanza a cantidades de gran consideracion. Con la intensa presión del viento dentro del baño de eje fundido i la gran energía de las reacciones químicas así producidas, se forman ciertas combinaciones metálicas que escapan por la boca del convertidor, sea gaseificadas por la alta temperatura o arrastradas en partículas sólidas por la fuerte presión del viento.

La cantidad de cobre perdida depende de varios factores, como la presión del viento i temperatura del baño líquido i de los dispositivos para recuperar los polvos. Es variable, pues, en los diversos establecimientos de conversion pero en jeneral la pérdida es bastante pequeña para que pueda hacer vacilar la ventaja de la conversion de los ejes sobre los antiguos métodos de extracción del cobre en hornos de reverbero.

No ha sido posible hasta hoy hacer determinaciones cuantitativas exactas sobre la cantidad de cobre perdido. Se ha probado, sí, cualitativamente, que el cobre escapa del convertidor en los gases en forma de sulfato, el cual forma una buena parte de los polvos recojidos en los conductos de humo. Estos polvos se componen tambien de pequeña porción de sulfato de fierro, pero en menor proporción, por ser ménos volátil o fácilmente descompuesto por la sílice que escorifica al óxido ferroso trasformándolo en silicato. Los sulfatos anhídros de cobre i fierro están mezclados en los polvos con porciones variables de anhídrido arsenioso, segun la composición de los ejes.

Se han hecho infructuosas tentativas para recojer el sulfato de cobre arrastrado por los gases, haciéndolos pasar por diversos aparatos i reactivos, habiéndose solo conseguido retenerlo parcialmente. Análisis cuantitativos no existen, ignorándose, pues, la proporción exacta de la pérdida.

Cualitativamente se ha logrado condensar el sulfato de cobre sobre un tubo de fierro enfriado interiormente por agua i colocado en el conducto de escape de los gases del convertidor.

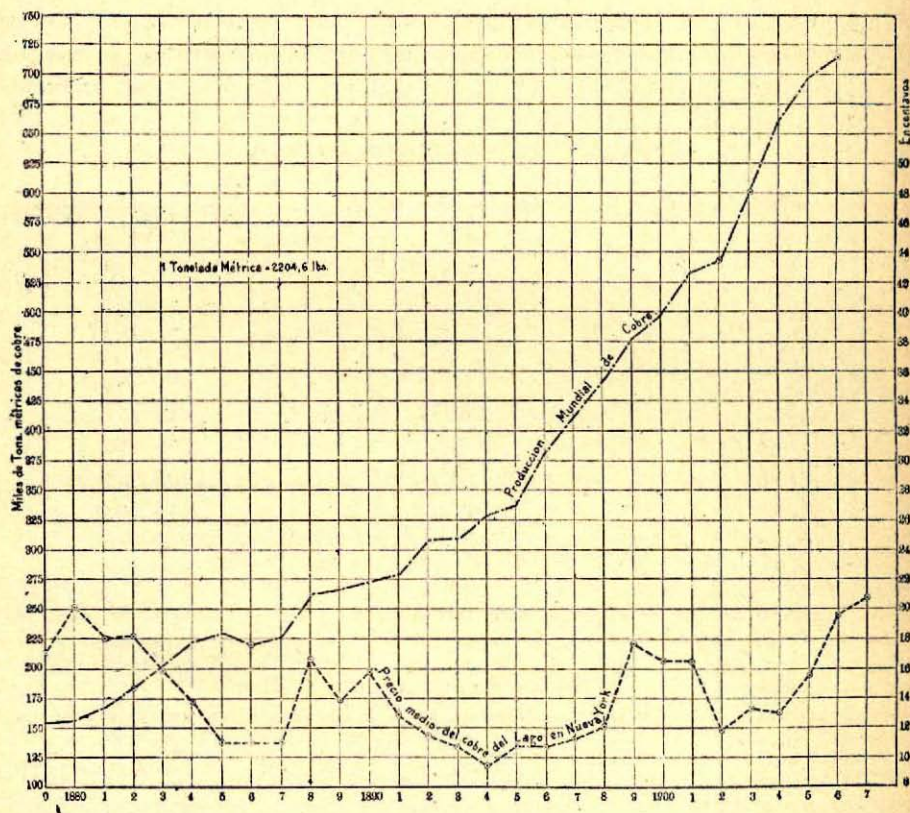
La pérdida del cobre se hace mayor al fin de la operación, cuando solo queda sulfuro de cobre en el baño de eje. Se nota entonces una mayor producción de gases blancos con fuerte proporción de anhídrido sulfúrico, SO_3 , i de sulfato de cobre.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



El porvenir del cobre

El objeto de este artículo no es discutir el porvenir del cobre con relación al momento actual, sino mas bien con referencia a lo que se puede llamar el *próximo futuro*, que tan intensamente interesa al productor i consumidor como al cateador. Aquellas personas que están relacionadas mas de cerca con la parte económica de alguna empresa, se inclinan a tomar muy a pecho las variaciones periódicas en los mercados mundiales. Al hacerlo así, ellas se apartan equivoca-



indebido su condicion inmediata, sino que reduce enormemente su campo de observacion.

Con el objeto de colocarnos en un punto de vista verdadero i natural, sobre una condicion económica o industrial, debemos proceder con medios artificiales de observacion, retirándonos del campo lo suficiente para poder ver las cosas tales como son. Por eso, al considerar la situacion del cobre en la actualidad, no debemos basar nuestras conclusiones en el resultado de unos pocos meses, sino sobre lo que abarca un número razonable de años.

En los siguientes datos de este artículo se da la produccion del cobre, comenzando con 1879, año desde el cual se tienen a la mano datos exactos. Se acompaña tambien un gráfico para demostrar el crecimiento rápido de la produccion desde 1879 hasta hoi, i una curva que indica el precio del cobre por libra en Nueva York durante el mismo período, todo lo cual ayuda a prever el futuro del metal que estudiamos.

No estarán fuera de lugar algunas observaciones sobre los datos i gráfico precedentes: la produccion de cobre en el año 1879 fué de 170.310 toneladas. En 1906, fué de 788.609 toneladas. El promedio del aumento en este tiempo fué de 5,84% al año. El aumento durante los últimos 10 años (1896 a 1906) fué de 6,404% al año. Una deduccion para los 20 años venideros sobre la base de la variacion del por ciento de aumento en los últimos 27 años, es la siguiente:

Produccion Mundial de Cobre (1)

Año	Toneladas inglesas	Toneladas americanas (short)
1879	154.471	170.310
1880	156.500	172.547
1881	166.065	183.093
1882	184.620	203.550
1883	202.697	223.481
1884	223.884	246.840
1885	229.315	252.828
1886	220.669	243.295
1887	226.492	249.716
1888	262.285	281.179
1889	265.516	292.741
1890	274.065	302.166
1891	280.138	308.862
1892	309.113	340.808
1893	310.704	342.562
1894	330.075	363.920
1895	339.994	374.856
1896	384.493	423.917

(1) Tomado de «The Mineral Industry».

Año	Toneladas inglesas	Toneladas americanas (short)
1897	412.818	455.147
1898	441.282	486.529
1899	476.194	525.021
1900	496.819	547.761
1901	532.148	586.712
1902	542.209	597.805
1903	602.832	664.644
1904	663.327	731.342
1905	699.514	771.239
1906	715.268	788.609

Probable producción de Cobre desde 1906 hasta 1928

BASADA EN EL INCREMENTO DE 5,84% AL AÑO

Año	Toneladas métricas	Pequeñas toneladas
1906	715.000	788.313
1907	757.000	834.620
1908	801.000	883.131
1909	848.000	934.950
1910	898.000	990.077
1911	950.000	1.047.409
1912	1.005.000	1.108.049
1913	1.064.000	1.173.098
1914	1.126.000	1.241.455
1915	1.192.000	1.314.223
1916	1.262.000	1.391.400
1917	1.335.000	1.471.885
1918	1.413.000	1.557.883
1919	1.496.000	1.649.393
1920	1.583.000	1.745.304
1921	1.676.000	1.847.850
1922	1.774.000	1.955.898
1923	1.877.000	2.069.460
1924	1.987.000	2.190.738
1925	2.103.000	2.318.633
1926	2.226.000	2.454.245
1927	2.356.000	2.597.574
1928	2.493.000	2.748.622

Es muy interesante comparar la producción del cobre con la de su industria hermana, la del hierro. Aunque el tanto por ciento del aumento de la producción del cobre no ha crecido tan rápidamente como en el caso del hierro en los últimos 20 o 30 años, se puede observar que la producción del hierro es mucho más

sensible que la del cobre a las convulsiones periódicas del comercio. Así, los pánicos de 1893 i 1903 que redujeron la producción del fierro de fundición, no influyeron tanto en la del cobre. Pero como resultado, durante 1903 el aumento en la producción del cobre fué muy rápido, al paso que en 1893 fué tan pequeño que casi se mantuvo estacionaria.

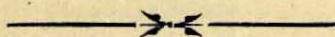
A quienes se interesen en la producción del cobre, sean propietarios, productores o investigadores, llamo la atención sobre los dos puntos siguientes:

1.º El mundo necesita cobre en proporción demasiado rápidamente creciente, como se deduce sin lugar a dudas de los datos i gráfico precedentes, i se puede decir con perfecta evidencia que esa demanda irá creciendo en el futuro a lo menos tan allá como lo ha sido en los últimos 27 años, es decir, podemos esperar con confianza que el mundo continuará absorbiendo la producción del cobre con un aumento de a lo menos 5,84% al año. Esto basta para el productor i consumidor en lo que concierne a la producción.

2.º Ahora, veamos el precio del cobre. Aunque variará de tiempo en tiempo, debido a las condiciones periódicas del mercado, sabiendo que el mundo va a consumir cobre en el futuro mas rápidamente que en el pasado, también sabemos que el mundo pagará por este cobre, i por necesidad, un precio que permitirá a los productores hacer negocio.

(De The Engineering & Mining Journal del 29 de febrero de 1908.)

JOHN T. MORROW.



La fundición pirítica de los minerales de la mina Viuda—Algarrobo—Copiapó

La fundición pirítica está restringida a minerales de composición determinada, i la carga que debe fundirse piríticamente en un horno deberá cumplir con ciertas condiciones que no es fácil encontrar frecuentemente.

La fundición pirítica, en que el calor producido en el horno es debido a los elementos combustibles del mineral, principalmente el fierro i el azufre, combinados en forma de diversos sulfuros, podrá, pues, solo efectuarse con sustancias suficientemente abundantes en sulfuro de fierro, que es esencial en el proceso i que deberán contener también la cantidad necesaria de sílice (SiO_2), en lo posible libre, a fin de disolver el óxido ferroso producido en la combustión del fierro, formando una escoria conveniente.

No es posible al metalurgista elegir en la fundición pirítica de sus minerales una composición arbitraria de la escoria, variando, por consiguiente, arbitrariamente la composición de la mezcla de los minerales que va a fundir. La tem-

peratura reinante durante la fundicion es sola la condicion que fija la composicion de la escoria i por consiguiente de la mezcla de minerales; la temperatura varía con la cantidad de azufre i fierro oxidados i ésta con la de aire que entra al horno. Tiene, pues, el fundidor un modo de regular la temperatura del horno, i es variando la cantidad de aire que entra por unidad de tiempo. Sin embargo, esta variacion de temperatura así obtenida en la práctica, no es tan considerable para que permita efectuar la formacion de las escorias dentro de límites mui estensos de composicion, i no podrá probablemente obtener escorias con una variacion de mas de 10% de sílice. El aire caliente que se ha usado en la fundicion pirítica con este objeto se ha abandonado en varias fundiciones por conveniencias económicas i porque su efecto (de *disminuir* la temperatura del horno, debido a una combustion ménos abundante causada por una menor cantidad de aire que entra al horno por unidad de tiempo), se puede conseguir en parte tambien empleando aire frio en menor cantidad, (aunque así la capacidad del horno varía), la oxidacion del fierro i del azufre es así menor, habrá menor temperatura i por consiguiente las escorias resultarán mas ácidas (1). Conociendo, pues, la dificultad que la mayoría de los minerales cupriferos presentan para ser fundidos piríticamente i en especial i actualmente en Chile, donde en las miras de cobre mas numerosas se explotan todavía las rejiones superiores de los depósitos metalíferos en que solo se encuentran minerales oxidados (de color), es aun a veces difícil abastecer a las fundiciones de los minerales sulfurados necesarios para la formacion de los ejes. El pais no cuenta tampoco en abundancia con los elementos necesarios, de instalaciones adecuadas para poder efectuar en muchos casos la fundicion pirítica de minerales apropiados i que nuestras minas suelen presentar a veces.

Sin embargo, durante mi estadía en Caldera, como químico del establecimiento de fundicion de la Sociedad Industrial de Atacama, tuve ocasion de saber que allí se encuentran las condiciones necesarias para llevar a cabo la fundicion pirítica. Me refiero a los minerales de la mina Viuda, Algarrobo, (de la Ca. de fundiciones de Lota), comunicada por ferrocarril con el puerto de Caldera, donde la misma Compañía está terminando la instalacion de un horno de viento (rectangular, 4 toberas por lado, capacidad probable de 60 toneladas en 24 horas). La mina Viuda produce o puede producir en abundancia la cantidad suficiente de minerales para alimentar este horno de fundicion. Sus minerales son sulfuros de fierro i cobre diseminados en una gánga ácida i con una lei media aproximada de cobre igual a 5.5%. Un análisis que he efectuado i que probablemente puede representar la composicion del comun, es el siguiente:

Sílice residual.....	26.0% (incluye ménos de 5% de Al_2O_3).
Fierro.....	20.0
Cobre.....	5.5
Cal.....	8.6
Azufre.....	24.0

(1) Una escoria alta en sílice, 45% p. ej., funde a mas baja temperatura que una mas básica, i con una cantidad dada de calor se forma siempre la escoria mas fusible a la temperatura que ella produce.

El resto lo componen anhídrido carbónico, oxígeno, magnesio, algo de arsénico, etc.

Aunque la composición apuntada no corresponde a la ideal para la fundición pirítica, siendo demasiado alta en sílice, es fácil encontrar en el departamento flujos convenientes; i podrían por ejemplo usarse piritas cupríferas de Tierra Amarilla (ignoro el nombre de la mina que las produce) cuya composición media es ésta:

Sílice residual.....	6.0%
Azufre.....	48.0
Fierro.....	42.0
Cobre.....	1.5

Este flujo, abundante en sulfuro de fierro, o sea en material combustible, en fierro, necesario para la escorificación de la sílice de los minerales de la mina Viuda, lleva, como se ve, 1.5% de cobre, lei no despreciable i muy próxima a la de los comunes de minerales que se funden piríticamente en algunos grandes establecimientos de fundición.

A fin de poder hacer una fundición económica se deberá tratar que las escorias sean en lo posible lo más altamente siliciosas, con lo que la cantidad de flujo agregado será la menor.

La expresión altamente siliciosa en fundición pirítica significa una lei en sílice de a lo más 38% a 40%. La práctica corriente permite obtener estas escorias en muy buenas condiciones empleando aire caliente. No disponiendo el Establecimiento de fundición de los aparatos para calentar el aire, tendría que recurrir al empleo del aire frío i obtener escorias un poco más básicas.

Solo experimentalmente se podrá fijar la cantidad de aire más conveniente i de este modo la capacidad diaria del horno. Una gran cantidad de aire, elevando demasiado la temperatura, produce escorias muy básicas i el gasto de flujos sulfurados aumenta. Una pequeña cantidad de aire disminuye la temperatura i forma escorias más ácidas, con menor gasto de flujos; pero disminuye de este modo la capacidad del horno. Los límites entre los que esa cantidad de aire debe quedar, están, pues fijados por las condiciones enunciadas, i probablemente por otras más.

Como en toda fundición pirítica [hasta hoy conocida, habrá que emplear cierta cantidad de coke, que fluctuará seguramente al rededor de 4%.

La conveniencia de adoptar la fundición pirítica queda en este caso de manifiesto, si se observa que es mucho más barato comprar, como combustible, las piritas necesarias para el procedimiento; en vez del cok, de precio mucho mayor.

El horno, aunque no construido para fundir piríticamente, se presta sin duda fácilmente para efectuarla, pues la inclinación de sus paredes que deberá ser mayor, se produce interiormente durante la fundición por sí sola, mediante un esqueleto de sílice, principalmente, que se forma sobre la sección de las toberas.

Una mezcla de minerales que posiblemente podría fundirse piríticamente, i que no difiere mucho de la empleada en la gran fundición pirítica de Mt. Lyell, Tasmania, es la de 1000 kgs. de las piritas de la mina Viuda i 300 kg. de las piritas de Tierra Amarilla. Esta mezcla—con 30% de flujo—tendría la siguiente composición:

Azufre.....	30.0%
Sílice residual.....	21.2
Fierro.....	25.0
Cal.....	6.4
Cobre.....	4.6

El resto es arsénico, magnesio, anhídrido carbónico etc.

El producto útil de esta fundición debería ser un eje de 45% de cobre próximamente.

En todo caso la fundición semipirítica en alto grado sería practicable con éxito.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.

Santiago, 26 mayo de 1908.



Análisis i cálculos metalúrgicos para el uso de los fundidores de minerales de cobre

(Conclusion)

Determinación del oro i de la plata.—20 gr. de cobre se tratan en un vaso de 750 c. c. con 60 a 70 c. c. de agua e igual cantidad de ácido nítrico agregado poco a poco, i cubriendo el vaso con un vidrio de reloj; cesado el ataque, se calienta i hace hervir para espulsar los vapores nitrosos; se agregan 100 c. c. de agua i se filtra por un filtro doble de 15 cm. Schleicher & Schull núm. 597 en un embudo de filtración rápida, estriado.

La filtración debe ser rápida a fin de que el oro no tenga mucho tiempo para atravesar los filtros. El residuo, que contiene azufre i el oro se lava una vez con agua caliente; el filtrado se recoje en un vaso de igual tamaño i se llena hasta su mitad agregando agua caliente. Se agregan *dos a tres* gotas de ácido clorhídrico concentrado para precipitar la plata (no se use cloruro de sodio en vez de ácido clorhídrico, porque disuelve algo el cloruro de plata formado). La precipitación del cloruro de plata es lenta, demora 12 horas i debe efectuarse a 60° C colocando el vaso sobre el baño de arena toda la noche cubierto con un vidrio de reloj. Antes de filtrar se agrega agua suficiente para reemplazar la evaporada. La filtración se hace de igual manera que la del oro. Los filtros que contienen el oro i la plata se ponen en una escorificatoria, se queman en la mufia, se añaden 45 gramos de plomo granulado, algo de vidrio de bórax, i se escorifi-

ca a baja temperatura; el boton de plomo se copela i se determina el oro i la plata por el método usual. Si hai poca plata se haran determinaciones separadas para el oro i la plata; en una determinacion se obtendrá el peso de la plata i el oro; en la otra se determina el oro, agregando al líquido en que se precipita la plata, una gota o mas de nitrato de plata para poder hacer una buena incuarcacion.

Determinacion del cobre.—(Método electrolítico).—(Analyse des Métaux par Electrolyse, Hollard et Bertiaux). Se pesa exactamente alrededor de 1 gr. de cobre i se trata en un vaso de 550 c. c. con 50 c. c. de agua, 12 c. c. de ácido sulfúrico i 25 c. c. de ácido nítrico. El vaso se cubre con un vidrio de reloj, i se calienta para terminar el ataque; el cobre afinado se disuelve, en jeneral, completamente; el cobre no afinado deja un residuo insoluble; en este caso se calienta despues del ataque para reunir el precipitado i disolver el cobre que puede retener. Se agrega agua hasta obtener 300 c. c. i 0.1 gr. de sulfato férrico puro, esta sal oxida al arsénico i se evita que se deposite junto con el cobre. Para hacer inofensivos el bismuto i el antimonio, se agregan al cobre, ántes del ataque 0.4 gr de sulfato de plomo en polvo mui fino; se forma así sobre el anodo un depósito de peróxido de plomo que permite al bismuto i al antimonio depositarse sobre él en forma de peróxidos. Una vez que el líquido se ha clarificado se introducen los electrodos, que se colocan como indica la figura. La corriente eléctrica es de 1 ampére, con catodos de tamaño usual (cilindros de 7 a 8 cm. de altura i de 4 a 5 cm. de diámetro).

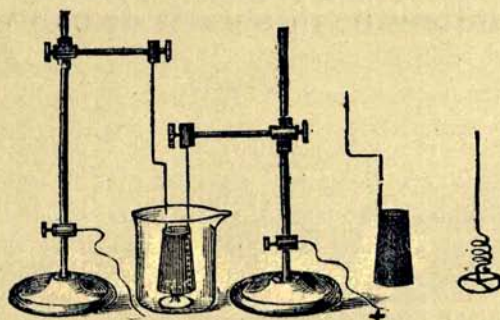


Fig. 1

El vaso se cubre con dos vidrios por entre cuya juntura pasan los vástagos de los electrodos. Despues de 10 horas de electrolisis la disolucion está descolorada; se lavan con agua los vidrios que cubren el vaso, en el cual se recoje i se continúa electrolizando.

La operacion ha terminado cuando por la elevacion del nivel del líquido,—que se produce agregando un poco de agua—no se forma un nuevo depósito de cobre sobre la superficie recién sumerjida del catodo, aun al fin de dos horas.

Concluida la electrolisis, sin interrumpir la corriente, se sacan rápidamente los electrodos del vaso i se sumerjen en otro con agua pura; el catodo se enjuaga en una nueva cantidad de agua, se sumerje despues en alcohol absoluto; se seca a una temperatura inferior a 100° i se pesa.

El aumento de peso que ha experimentado el electrodo, corresponde al cobre i la plata, cuya cantidad se disminuye para obtener la del cobre.

El catodo se introduce, despues en ácido nítrico (exento de ácido clorhídrico) que disuelve el cobre, se lava con agua i alcohol, para disolver las grasas se calienta al calor rojo, se pesa i queda listo para una nueva operacion.

GASES

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

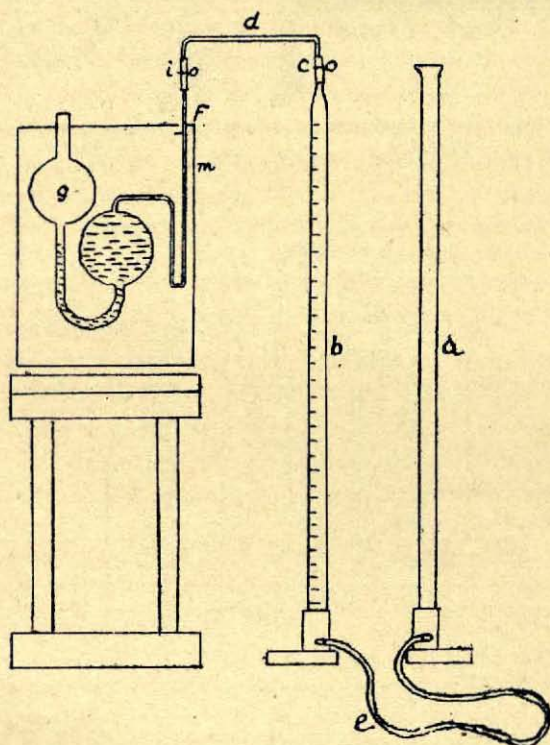


Fig. 2

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 descripción ha sido tomada de «Metallurgical Analysis and Assaying, por W. A. Macleod i Chas. Walker».

El aparato usado para el análisis es la bureta de gas de Hempel, fig. 2;

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 hacia abajo en $\frac{1}{5}$ de c. c.; la graduacion total es de 100 c. c. figura 2. El extremo inferior del tubo *b* está conectado por un tubo de goma de 1.20 m. al extremo inferior del

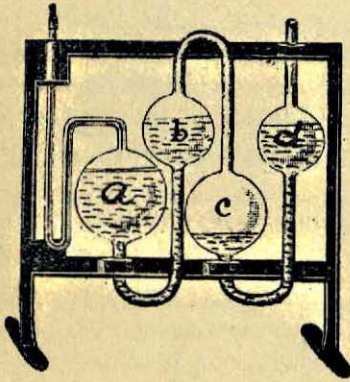


Fig. 3

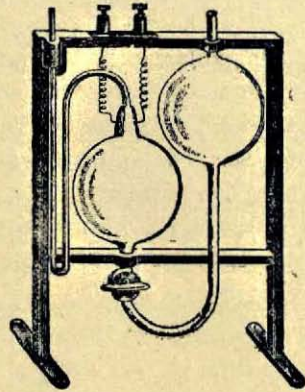


Fig. 4

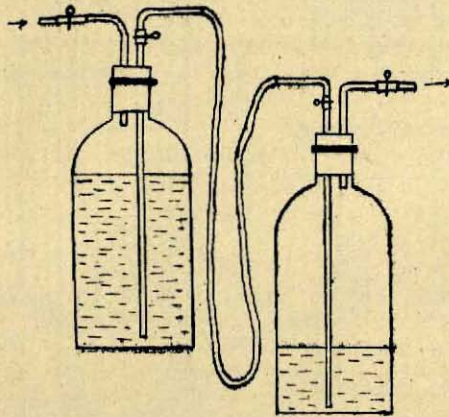


Fig. 5

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 figura 2, 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 piuzas (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_2) por el hidróxido de potasio (KOH). Para la absorcion del oxígeno (O) i óxido de carbono (CO), se usará la bureta compuesta. (fig. 3), 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. 4).

Las determinaciones se efectúan sucesivamente con un mismo volumen de gas.

Para tomar la muestra del gas se usan dos frascos de igual tamaño conectados como indica la figura 5; 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.

Reactivos.—La disolución 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 disolución puede absorber 40 c. c. de CO_2 . La solución se coloca en la pipeta, (fig. 2).

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 3. 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, sumérjase 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 (ClCu); 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 (Cl_2Cu) 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 ClCu con la adición de agua; se decanta el líquido en lo posible, i el ClCu se traslada a un matraz de 250 c. c. con cerca de 150 c. c. de agua destilada, se agrega amoníaco hasta que la disolución tome un color débilmente azul. La solución se diluye 200 c. c. con agua. El poder analítico de la absorcion de esta disolución es de 6 c. c. de CO por 1 c. c. de solución.

La solución deberá conservarse en frascos bien tapados i es mejor usar disoluciones frescamente preparadas. Límpiase bien la bureta con agua; lléñen se 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. 2, i desconéctese el frasco. Establézcase el mis-

mo 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.

Determinacion del anhídrido carbónico.—El globo *g*, fig. 2, está vacío, i la disolucion de KOH llena el otro globo. Se une la pipeta al tubo *d* (fig. 2) 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; ciérrese *e*; quítese la pipeta, cerrando *i* i ajítase 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*; ciérrese *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*.

Determinacion del oxígeno.—La bureta se conecta en seguida con la pipeta doble que contiene el pirogalol. La absorcion demora cinco minutos, despues de continúa 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 explosion, que se llena con mercurio, i se usará una nueva 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 explosion hace disolver el ácido carbónico. Antes de efectuar la explosion se cierra la llave de vidrio colocada entre los dos 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 explosion 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 suelen ser de interes en los gases de los hornos de tuesta i de los convertidores.

La determinacion del anhídrido sulfuroso se hace segun el método de Reich (Gas analysis, W. Hempel), fig. 6. A es un frasco de absorcion i B un frasco de aspiracion; E es un cilindro graduado de vidrio. El tubo de goma que 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 determinación, 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 después de poco tiempo, cerrado C i abierto D i el aire de A esparcido, el agua cesa de salir por D. Para hacer una determinación se abren C i D; el agua que cae a E produce la aspiración del gas, cuyo volumen es igual al del agua caída a E, menos el del gas sulfuroso disuelto. Durante la experiencia se ajita A. La experiencia termina cuando todo el yodo se ha descolorado. Una disolución de yodo que contenga 11,620 gr. por litro, absorberá por c. c. 1 c. c. de SO_2 a 0° i 760 mn. o sean 2,927 mg.

La disolución de yodo se prepara disolviendo yodo secado a 60° 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 1 litro en que se ha tomado la muestra, pues, muy ávido de agua, se condensa fácilmente. Para este objeto se verterá en el frasco una disolución 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 trasforma en ácido sulfúrico, lo mismo que el anhídrido sulfúrico. Se ajita repetidas veces para conseguir la disolución completa; se agrega después 1 gr. de cloruro de sodio para evitar la volatilización del ácido sulfúrico. Se vacía 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 (SO_3) que incluye también la de anhídrido sulfuroso (SO_2) oxidada a SO_3 . La cantidad de SO_2 determinada aparte, multiplicada por 1.25 da la cantidad correspondiente de SO_3 , la cual disminuida de la total determinada como sulfato de bario, da la correspondiente al SO_3 del gas analizado.

La muestra que contiene el SO_2 i el SO_3 no deberá tomarse en frascos con agua, sino en frascos *secos* (a fin de evitar la disolución) i se llenarán por aspiración, 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 el fondo.

Cálculos.—Para determinar el peso de los gases analizados, cuya lei se ha expresado en volumen por ciento, hai que conocer la densidad de dichos gases i las leyes de las variaciones de volumen con la presión i la temperatura. Las densidades de los gases tratados (peso de un litro) a la presión normal de 760 m/m. de mercurio i a la temperatura normal de 0° C son:

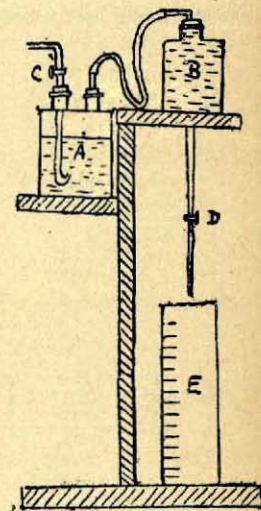


Fig. 6

SO ₃	3.594	gramos
SO ₂	2.927	»
CO	1.258	»
CO ₂	1.927	»
H	0.08984	»
O	1.427	»
N	1.258	»

Siendo V volúmen a presion constante i a la temperatura t° centígrados.

V_0 volúmen a presion constante i a la temperatura 0° centígrados.

Segun la lei de Gay Lussac:

$$V = V_0(1 + \alpha t)$$

$$\text{i como } \alpha = \frac{1}{273}$$

$$V = V_0 \frac{273 + t}{273} \text{ i, siendo } \tau = 273 + t$$

$$V = \frac{V_0 \tau}{273} \quad (1)$$

Siendo v volúmen a temperatura constante i presion p ,

v_0 volúmen a temperatura constante i presion p_0 segun la lei de Mariotte.

$$pv = p_0 v_0$$

v_0 , volúmen a temperatura constante i presion p_0 , expresado a la temperatura de 0° centígrados segun (1)

$$v_0 = V = \frac{V_0 \tau}{273}$$

Este valor introducido en la igualdad de Mariotte da:

$$pv = p_0 V_0 \frac{\tau}{273}$$

i el volúmen v de un gas a una presion cualquiera p i temperatura τ cualquiera es:

$$v = \frac{p_0 V_0}{p} \times \frac{\tau}{273} \quad (2)$$

Luego el volúmen V_0 (en condiciones normales de presion i temperatura) será:

$$V_0 = \frac{pv}{p_0} \times \frac{273}{\tau} \quad (3)$$

i como conocemos la densidad del gas en las condiciones normales el peso del volúmen v medido será:

$$P = DV_0 \quad (4)$$

siendo P el peso i D la densidad o peso de un litro.

Así si hemos obtenido 30 c. c. de CO en 100 c. c. de gas a $t=27^\circ$ i $p=700$ i queremos saber su peso, se tiene

$$P = 1,258 \times V_0 = 1,258 \times \frac{700 \times 30}{760} \times \frac{273}{300} = 31,632 \text{ mgrs.}$$

Si se quisiera conocer el volúmen v' que el volúmen v ocuparía a la presión p' i temperatura τ' se tendría primero que, según (2)

$$v' = \frac{p_0 V_0}{p'} \times \frac{\tau'}{273}$$

$$\text{i como } V_0 = \frac{pv}{p_0} \times \frac{273}{\tau}$$

$$v' = \frac{p_0}{p'} \times \frac{\tau'}{273} \times \left(\frac{pv}{p_0} \times \frac{273}{\tau} \right)$$

$$v' = \frac{pv}{p'} \times \frac{\tau'}{\tau}$$

Si $v=30$ c.c.

$p=700$.

$\tau=27+273=300$

i $p'=720$.

$\tau'=127+273=400$.

$$v' = \frac{700 \times 30}{720} \times \frac{400}{300} = 38.9 \text{ c.c.}$$

En el caso de un establecimiento de fundición en que la presión es más o menos constante este factor es poco influyente.

COMBUSTIBLES

Las determinaciones frecuentes que el fundidor necesita de los combustibles son: *humedad, ceniza, materias volátiles i carbon fijo*; además, desea conocer el *poder calorífico* del combustible i el análisis de las sustancias minerales, que es el de la ceniza i el *azufre*. El análisis de la ceniza se efectúa como el de los minerales. El modo de obtener la ceniza se describe en su determinación.

Determinación de la humedad o agua hidrométrica.—100 a 200 gramos de combustible groseramente molidos se colocan en una cápsula de porcelana, pesada, sobre el baño de arena a 100° , cuando el combustible es natural (hulla), i a 150° cuando es artificial (cok). Se revuelve a menudo con una varilla de vi-

drio; despues de 30 minutos, la operacion ha terminado; para comprobarlo se coloca sobre la cápsula un vidrio seco, que se empaña cuando queda agua. No conviene prolongar demasiado la operacion, pues las piritas del carbon se oxidan trasformándose en sulfatos, con aumento de peso. Una vez fria, la cápsula, se pesa; la pérdida de peso corresponde a la humedad.

Determinacion de las materias volátiles o gases.—Se ponen 5 grs. de combustible bien molido en un crisol de platino con tapa i pesado; el crisol de platino se coloca dentro de otro de arcilla; entre ambos se pone algo de carbon de madera, que por su combustion consume el aire exterior del crisol de platino. Los dos crisoles se colocan al calor rojo vivo en la mufla hasta terminar la combustion de los gases, jeneralmente en diez minutos. Terminada la destilacion de los gases i enfriado el crisol, se pesa. La pérdida de peso corresponde a las materias volátiles mas la húmedad, i se refiere a 5 gr. El peso de la materia restante del crisol corresponde al *cok* o *carbon de madera* (ceniza mas carbon fijo), segun si el combustible era un carbon natural o madera.

Determinacion del carbon fijo.—El *cok* o carbon de madera que queda en el crisol, se quema en la mufla, destapando el crisol para dar acceso al aire i revolviendo con un alambre de platino. Cuando todas las partículas de carbon se han quemado, mas o ménos al cabo de una hora, se retira de la mufla el crisol, se deja enfriar i se pesa. La pérdida de peso corresponde al carbon fijo.

Determinacion de la ceniza.—En el crisol de platino queda, despues de la operacion anterior, solo la ceniza. Si la combustion del carbon fijo ha sido completa, al agregar alcohol absoluto al crisol i remover la ceniza con un alambre de platino, no deberá flotar ninguna partícula negra; en caso contrario se enciende el alcohol i se continúa la incineracion.

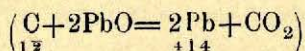
Determinacion del azufre total.—Esta determinacion incluye el azufre de las piritas i el azufre de las materias orgánicas. La hulla i la lignita, sobre todo, tienen a veces gran cantidad de piritas de fierro. El azufre destruye las parrillas de los calderos i su presencia es, pues, perjudicial. Un grano de combustible en polvo fino se mezcla en una cápsula de porcelana de paredes delgadas i de 50 c. c. de capacidad, con 1 gr. de magnesia calcinada (MgO) i con 0.5 gr. de una mezcla en partes iguales de carbonatos de sodio i de potasio deshidratados. La magnesia fija el azufre impidiendo que se volatilice, permite un fácil acceso del aire a la mezcla, impidiendo ademas que la masa se funda, lo que interrumpiria la oxidacion. La cápsula se calienta al rojo en una mufla o mechero de alcohol (no de gas, puesto que tiene azufre que puede combinarse con la magnesia i álcalis del crisol) i se coloca algo inclinada para dar mas fácil acceso al aire. El azufre se transforma en sulfatos de magnesio, sodio i potasio. La mezcla se cubre con una capa delgada de magnesia calcinada i durante la operacion, que dura, una hora, se remueve con un alambre de platino. Todo el carbon se habrá quemado; se deja enfriar i el contenido se trata con 100 c. c. de agua tibia o caliente; se filtra i lava el residuo; se acidula el filtrado con ácido clorhídrico bromado; el bromo sirve para transformar en sulfatos las pequeñas cantidades de sulfuros i sulfitos que pueden existir. Se calienta a la ebullicion para

espulsar el CO_2 , i en caliente se precipita con cloruro de bario. El sulfato de bario obtenido se filtra i trata como se ha explicado en la determinacion del azufre en los minerales.

Determinacion del poder calorífico.—El poder calorífico absoluto de un combustible es el número de calorías desprendidas por la combustion completa de un gramo de combustible. El método que se indica es inexacto, pero de utilidad, pues permite obtener resultados comparativos con los de combustibles conocidos.

En un crisol de arcilla refractaria se mezcla 1 gr. de combustible en polvo con 40 grs. de litargirio, exento de materias reductoras (al fundirse no dejará un boton de plomo); se cubre la mezcla con 30 gr. de litargirio i una capa de vidrio molido de 0.5 cm. de espesor. La fundicion se hace en una mufia u horno de viento. La sustancia fundida se vacia en un molde de metal, i el boton de plomo se pesa. El ensaye se hará por duplicado. El peso del boton en gramos multiplicado por 237.6 da el poder calorífico en calorías.

El método se funda en que el poder calorífico es proporcional al oxígeno consumido en la combustion, o sea al plomo reducido en la operacion (pues el combustible se oxida a espensas del oxígeno del litargirio) i en que 1 gr. de carbon puro produce 8,080 calorías; como 1 gr. de carbon puro reduce 34 gr. de plomo



cada gramo de plomo corresponde entónces a 237.6 calorías. La base del método no es exacta, i los resultados son inferiores a los verdaderos con combustibles mui hidrogenados, i superiores en caso contrario.

En vez de litargirio se puede emplear el oxiclорuro de plomo, que se funde a temperatura mas baja.

AGUA

El análisis del agua varía en sus determinaciones, segun el objeto que se tiene en vista. Aquí se considerará desde el punto de vista de su empleo en los calderos.

Las determinaciones mas importantes que es necesario hacer son: *residuo fijo, materias orgánica i volátil, sílice, óxido férrico, cal, magnesia, álcalis, anhídrido sulfúrico i cloro.*

Si el agua es turbia, se dejan depositar las sustancias insolubles i en seguida se separan por filtracion.

Residuo fijo.—En una cápsula de porcelana se concentran por evaporacion, a una temperatura inferior a la de ebullicion, 500 c. c. de agua; el volúmen resultante se pone en una cápsula de platino pesada i se concluye la evaporacion; el residuo se espone durante 30 minutos a 150°C . Se enfría (mejor en un secador) i pesa.

Materias orgánica i volátil.—El residuo de la operacion anterior se calien-

ta en la cápsula, sea en la mufia o sobre un mechero, a una temperatura tan baja como sea posible. A veces el residuo se pone negro, debido a la presencia del manganeso; si se cree que es carbon no quemado, se elevará la temperatura; la pérdida de CO_2 en esta operacion por descomposicion de los carbonatos, no influye notablemente en la determinacion. Se enfría la cápsula i se pesa.

El residuo se trata con algunas gotas de ácido sulfúrico (si se produce efervescencia, hai carbonatos) i un poco de agua; se evapora a sequedad cuidadosamente hasta espulsar todo el ácido sulfúrico libre i se eleva la temperatura para descomponer el sulfato férrico i trasformarlo en óxido. Se enfría i pesa; las bases están convertidas en sulfatos i el peso obtenido es SO_4Na_2 , SO_4Ca , SO_4Mg , Fe_2O_3 i SiO_2 . Este peso se usa para calcular los resultados.

Sílice.—El residuo anterior se trata con ácido clorhídrico, que disuelve los sulfatos; si hai mucho óxido férrico, se empieza calentando con poco ácido clorhídrico concentrado para disolverlo. Se filtra por un filtro de 9 cm. núm. 0 Munktell, lavando con agua caliente; el filtro i residuo se queman en la cápsula i se pesan. El aumento de peso corresponde a la sílice.

Óxido férrico, etc.—El filtrado, a la ebullicion, se precipita con un pequeño exceso de amoniaco, i si hai manganeso se agregan ántes 5 c. c. de agua de bromo. Continúese calentando algunos minutos i filtrese en un filtro de 9 cm. sin ceniza; lávese con agua caliente, quémese i pésese; el peso obtenido es Fe_2O_3 . Raras veces este óxido está impurificado por cantidades de Al_2O_3 i Mn_3O_4 , que hagan necesaria una separacion.

Cal.—El filtrado del hidróxido férrico se precipita con oxalato de amonio; el oxalato de calcio se filtra i se determina la cal como en los minerales, por titulacion con permanganato.

Magnesia.—Concéntrase el filtrado del oxalato de calcio por evaporacion i precipítase el magnesio como fosfato doble de magnesio i amonio i determínese como en los minerales.

Alcalis.—Usualmente basta considerar a los álcalis como Na_2O . Su cantidad se determina restando del residuo fijo trasformado en sulfatos, óxido férrico i sílice los pesos obtenidos de estos cuerpos. El peso de la cal multiplicado por 2.427 da la cantidad correspondiente de SO_4Ca ; el peso de la magnesia multiplicado por 2.984 da la cantidad correspondiente de SO_4Mg .

El peso restante es SO_4Na_2 , que multiplicado por 0.4368 da la cantidad de Na_2O .

Anhidrido sulfúrico (SO_3).—Acidúlense débilmente con ácido clorhídrico 100 c. c. de agua; háganse hervir i añádase un exceso de cloruro de bario. El sulfato de bario se trata como se indica en la determinacion del azufre en los minerales. El peso del SO_4Ba multiplicado por 0.343 da la cantidad de SO_3 .

Cloro.—100 c. c. de agua se acidulan con ácido nítrico; en caliente se agregan algunas gotas de una disolucion de nitrato de plata, removiendo el líquido con una varilla; se filtra i lava rápidamente, el filtro se quema en un crisol; como el cloruro de plata se ha reducido en parte por el carbon del filtro, se agregan 2 gotas de ácido nítrico, despues 2 gotas de ácido clorhídrico; se evapora en seguida i, una vez seco, se pesa. El aumento de peso, correspondiente al

cloruro de plata (el peso de la ceniza del filtro deberá ser despreciable) multiplicado por 0.2473 da la cantidad de cloro.

Los resultados se espresarán por separado, como se han obtenido, sin combinarlos formando sales, pues no hai una base exacta para hacer este cálculo.

CASOS MÉNOS FRECUENTES DE ANÁLISIS

Los minerales suelen a veces tener entre sus componentes algunos cuerpos hasta ahora no considerados i en proporciones influyentes. Se describirán aquí los modos de ensayarlos i de determinar en su presencia los cuerpos ya tratados.

Se considerarán aquí minerales que, a mas de los componentes corrientes ya estudiados, contengan arsénico, antimonio, plomo, zinc, manganeso i bario. Habiendo mayor cantidad de sustancias que determinar es conveniente emplear 1 gr. de mineral en el análisis.

Sílice residual.—La sílice residual determinada como se ha explicado, contendrá en este caso el plomo i el bario como sulfatos, si el mineral llevaba sulfatos (de bario, cobre, etc.) o sulfuros, que en el ataque por los ácidos producen sulfatos. En este caso en el tratamiento por ácidos, se agregara 1 c. c. de ácido sulfúrico concentrado a fin de precipitar todo el plomo i el bario. Filtrese en un filtro de 9 cm. núm. 0 Munktell i lávese con agua acidulada de ácido sulfúrico i al fin con alcohol absoluto que arrastra el resto del ácido. El precipitado con el filtro se pone en un vaso de 100 c. c. i se trata con 10 c. c. de acetato de amonio caliente (preparado neutralizando con amoniaco concentrado, 294 c. c. de ácido acético concentrado i diluyendo a un litro); se hace hervir algunos minutos i se filtra. Repítase la operacion de la disolucion con acetato de amonio para disolver el resto del sulfato de plomo. El residuo se calcina i pesa en un crisol de platino. (La pérdida de peso corresponde al sulfato de plomo, que ademas se determinará directamente); se mezcla despues con 5 partes de una mezcla de bicarbonato de sodio i carbonato de potasio ($\frac{3}{4}$ de $\text{CO}_3 \text{Na H}$ i $\frac{1}{4}$ de $\text{CO}_3 \text{K}_2$) en el mismo crisol i se funde en la mufia. El crisol frio se coloca en un vaso de vidrio i la sustancia fundida se trata con agua caliente, se hace hervir i filtra lavando bien en un filtro de 11 cm. núm. 589 S. & S. Los sulfatos pasan en la disolucion. El residuo contiene carbonato de bario i algo de sílice; se trata con ácido clorhídrico i lava con cuidado; queda sobre el filtro la sílice que se conserva. El filtrado que contiene los sulfatos solubles i gran parte de la sílice como silicatos alcalinos, se acidula con ácido clorhídrico i evapora a sequedad para insolubilizar la sílice; se humedece otra vez con ácido clorhídrico que se evapora otra vez i hasta sequedad. Despues se agrega ácido clorhídrico i agua i filtra en el filtro reservado que contiene parte de la sílice. Se lava con agua i ácido clorhídrico, i el residuo calcinado i pesado da la cantidad de sílice. El sulfato de bario se obtiene por diferencia i en él quedan incluidos los óxidos de fierro i aluminio que podia contener la sílice residual.

La disolucion que contiene el plomo como acetato está lista para ser titulada con molibdato de amonio (véase mas adelante) o para precipitar el plomo

como sulfato; en este caso se acidula con ácido sulfúrico i calienta, recojiendo despues el sulfato de plomo en un filtro de 11 cm. O Munktell; se lava con agua con ácido sulfúrico; despues con alcohol absoluto, en seguida se seca, calcina; pesa. El peso del sulfato de plomo multiplicado por 0.6831 da la cantidad de plomo. (El carbon del filtro reduce algo del sulfato a sulfuro de plomo; si se quiere evitar este error se oxida el sulfuro con gotas de ácido nítrico concentrado en el crisol).

Cobre.—Será determinado previa una precipitacion con aluminio.

Fierro.—Cuando no hai que determinar la cal, se ensaya el fierro en presencia del arsénico, en la disolucion filtrada de la sílice residual, haciéndola hervir en un matraz durante 10 minutos con 20 gr. de plomo granulado (para ensayos) que reduce la sal férrica a ferrosa sin reducir el ácido arsénico a ácido arsenioso; hecha la reduccion se agregan 20 c. c. de ácido sulfúrico, que precipita el plomo, i se diluye en un vaso de 750 c. c. a un volúmen de 500 c. c. En seguida se titula con permanganato.

Quando hai que determinar la cal, se precipita el arsénico en el filtrado de la sílice residual por hidrójeno sulfurado, agregando algo de ácido sulfuroso en disolucion para reducir el ácido arsénico a arsenioso con mas rapidez i efectuar la precipitacion del sulfuro de arsénico en ménos tiempo; ademas a 70° de temperatura la precipitacion es mas rápida.

En 45 minutos mas o ménos la operacion termina i el sulfuro de arsénico se recoje en un filtro de 11 cm. 589 S. & S., i se lava con agua con hidrójeno sulfurado; junto con el arsénico va el cobre al estado de sulfuro. (Si se cree que en el ataque del mineral etc., por los ácidos, todo el arsénico ha entrado en disolucion, el precipitado de sulfuro, disuelto en agua réjia, servirá para determinarlo como se esplica despues). El líquido separado por la filtracion de los sulfuros se hace hervir para espulsar el hidrójeno sulfurado; en seguida se precipita el fierro con amoníaco; si hai manganeso se agrega algo de agua de bromo para precipitarlo tambien i se calienta a la ebullicion; se filtra i lava el residuo; se redisuelve en ácido clorhídrico i reprecipita otra vez con amoníaco i agua de bromo, recojiendo por fin el precipitado en el mismo filtro. El precipitado que contiene el fierro se trata con ácido sulfúrico i la disolucion se ensaya por fierro por el método comun. La disolucion separada por filtracion del precipitado de fierro, se ensaya por cal segun el método comun. En caso de haber zinc éste se precipitará por sulfuro de amonio junto con el fierro i manganeso en el líquido obtenido de la separacion del arsénico; con este objeto se hace la disolucion amoniacal i en seguida se agrega el sulfuro de amonio. La filtracion se hará rápidamente en un filtro de 15 cm. (si hai mucho precipitado), 589 S. & S. i el precipitado se lava con agua con sulfuro de amonio. El líquido filtrado se evapora i acidula con ácido clorhídrico para descomponer el exceso de sulfuro de amonio, se agrega amoníaco i se precipita el calcio con oxalato de amonio, continuando su determinacion como de costumbre, lo mismo que la del magnesio.

Azufre.—Se trasforma en ácido sulfúrico por el método corriente, con clorato de potasio i ácido nítrico. Se evapora hasta 2 c.c. agregando 1 gr. de clo-

ruro de sodio para evitar la volatilizacion del ácido sulfúrico; se agrega en seguida una disolucion de carbonato de sodio (al 10%) en exceso para precipitar el plomo (i demas metales) que estaba como sulfato insoluble; se hace hervir 30 minutos, agregando agua para reemplazar la evaporada; fíltrese i lávese. El filtrado que tienen todos los sulfatos se acidula con ácido clorhídrico; se hace hervir para espulsar el ácido carbónico. En seguida se precipitan los sulfatos con cloruro de bario, continuando la determinacion del modo usual.

Sílice i alumina por fusion.—Se hace una disgregacion por fusion sobre un gramo, con carbonatos de sodio i potasio. El crisol frio se pone en un vaso con agua caliente i se hace hervir; se acidula con ácido clorhídrico i evapora a sequedad, como se ha esplicado, para insolubilizar la sílice, agregando ántes unas gotas de ácido sulfúrico para precipitar todo el plomo i el bario; despues de agregar algo de ácido clorhídrico i agua se filtra, lavando con agua, con ácido sulfúrico i al fin con alcohol. El residuo que contiene la sílice i los sulfatos de plomo i bario se trata como se ha esplicado en la determinacion de la sílice residual que contiene plomo i bario.

El líquido filtrado, si el mineral tiene arsénico, se tratará por hidrógeno sulfurado, que precipita el sulfuro de arsénico. El filtrado se diluye a 100 o 200 c.c. exactos i se divide en dos partes iguales con una pipeta; en una se determina el fierro directamente por el permanganato de potasio. La otra porcion se hace alcalina con amoníaco i se precipita el fierro, aluminio, manganeso i zinc con sulfuro de amonio. Se filtra; el filtrado contienen el calcio i magnesio, que se determinan por el método usual, despues de descomponer por el calor i ácido clorhídrico el exceso de sulfuro de amonio. Los sulfuros de fierro, manganeso i zinc i el hidróxido de aluminio se disuelven en ácido clorhídrico diluido, haciendo hervir para espulsar el hidrógeno sulfurado; se neutraliza en seguida con carbonato de sodio, dejando la disolucion débilmente turbia; agréguese entónces 10 c.c. de la disolucion de acetato de amonio, usada para disolver el sulfato de plomo, i ácido acético, para que la disolucion quede débilmente ácida. Hágase hervir 5 minutos i fíltrese en un filtro de 11 cm. Redisuélvase i reprecipítese el fierro i aluminio de igual modo para separar los restos de calcio, manganeso i zinc. El precipitado final se calcina i pesa como $Fe_2O_3 + Al_2O_3$.

Plomo.—El plomo obtenido en disolucion como acetato, despues de la separacion de la sílice residual está listo para el ensaye. Si se trata de un mineral rico en plomo se operará sobre 0.5 gr.; la galena se tratará con ácido nítrico en caliente i se agregarán 5 c.c. de ácido sulfúrico concentrado; evapórase hasta desprendimiento de humos blancos de SO_3 . Con cuidado, agréguese 50 c.c. de agua a la sustancia fria; caliéntese para disolver las sales solubles i fíltrese. Lávese con ácido sulfúrico diluido (1:10) i frio. El residuo se trata en caliente con acetato de amonio en un vaso, como se ha esplicado; se filtra i repite el tratamiento con el acetato de amonio. El filtrado se recoje en un vaso de 300 c.c.

La disolucion del plomo en acetato de amonio se diluye con agua a 200 c. c., acidulando con ácido acético i titulando con la disolucion de molibdato de amonio, como se describe a continuacion:

La disolucion de molibdato deberá contener 4.25 gr. de molibdato de amo-

nio por litro; así 1 c. c. corresponde a 5 mgr. de plomo. Se titula así: 0.2 gr. de plomo puro en hoja, se disuelve en un vaso de 200 c. c. con una mezcla de 2 c. c. de ácido nítrico i 4 c. c. de agua, agréguese 2 c. c. de ácido sulfúrico i evapórese casi a sequedad; agréguese con cuidado 30 c. c. de agua i neutralícese con amoníaco; disuélvase en poco acetato de amonio, calentando; acidúlese con ácido acético concentrado i dilúyase a 200 c. c. con agua caliente. Titúlese del modo siguiente: déjese escurrir el molibdato de la bureta hasta que una gota de la disolucion colocada en una placa brillante de porcelana produzca una coloracion parda o amarilla en contacto con una gota de una disolucion de ácido tánico (0.1 gr. disuelto en 20 c. c. de agua).

Con práctica, un ensaye de plomo se efectúa así en 30 minutos, con una aproximacion de 0.1%.

Zinc.—Se describirá el ensaye jeneral del zinc aplicable a cualquier materia; no será necesario así describir el método para cada caso especial de materias que se ensayen, pues se complicaría la descripcion, i efectuando la determinacion en una muestra especial se obtendrá mas exactitud que operando sobre líquidos sometidos a muchos tratamientos. Igual procedimiento se seguirá al tratar de las determinaciones del arsénico, del manganeso i del antimonio.

La descripcion siguiente es extractada de *Technical methods of ore Analysis*, por A. H. Low:

Prepárese una solucion de ferrocianuro de potasio que contenga 22 gr. de la sal pura cristalizada por litro. Titúlese como sigue: pénsese 0.2 gr. de zinc puro i disuélvase en 10 c. c. de ácido clorhídrico ($D=1.2$) en un vaso de 400 c. c. Dilúyase algo i hágase débilmente alcalina con amoníaco, usando como indicador un papel de tornasol; acidúlase débilmente con ácido clorhídrico i despues agréguese 3 c. c. de ácido concentrado; dilúyase a 250 c. c. i caliéntese casi a la ebullicion. Titúlese el líquido caliente con la solucion de ferrocianuro así: déjese escurrir la disolucion de ferrocianuro de la bureta hasta que una gota de la solucion titulada, colocada sobre una placa blanca de porcelana en contacto con otra gota de una solucion de nitrato de urano al 5%, produzca una mancha parda. 1 c. c. de la disolucion de ferrocianuro será equivalente a 5 mgr. de zinc.

Trátase 0.5 gr. de mineral en un vaso de 200 c. c. con 10 c. c. de ácido nítrico; evapórese a la mitad, agréguese 5 gr. de clorato de potasio i 5 c. c. de ácido nítrico. El manganeso, si está presente, será precipitado, pero no del todo. Evapórese a sequedad evitando que se funda el residuo; añádanse despues 35 c. c. de una disolucion obtenida disolviendo 200 gr. de cloruro de amonio en 500 c. c. de amoniaco concentrado ($D=0.90$) i 750 c. c. de agua; hágase hervir pocos minutos; agréguese 10 c. c. de agua de bromo para completar la precipitacion del manganeso, i sígase calentando; fíltrese en un filtro de 9 cm.; lávese con agua caliente; interrúmpase la filtracion; sustitúyase el vaso con el filtrado por otro mas pequeño i continúese lavando el residuo con una disolucion que contenga 10% de cloruro de amonio i 5% de amoníaco concentrado. El primer filtrado se acidula con ácido clorhídrico i se hace hervir para descomponer los cloratos que quedan; se agregan en seguida las aguas de lavado; se neutraliza

con amoníaco i se acidula con 3 c. c. de ácido clorhídrico, se diluye a 200 c. c.; se hace hervir i se hace pasar una corriente de hidrógeno sulfurado para precipitar el cobre, etc. Titúlese despues sin filtrar; aun 10% no influyen; si hai mucho cobre, fíltrese.

Si hai arsénico, arrastrará fierro en solucion; en ese caso se evapora la solucion nítrica del mineral sin agregar clorato de potasio; se añaden 5 c. c. de ácido clorhídrico i se evapora hasta su mitad; añádanse 2 c. c. de una solucion de 1 gr. de azufre en 5 c. c. de bromo i hiérvase casi a sequedad. El arsénico es así volatilizado. Espúlsese el ácido clorhídrico por dos evaporaciones con ácido nítrico, i procédase despues como con un mineral sin arsénico.

Arsénico.—(Low, obra citada). Cuando la sustancia es rica en arsénico i hai posibilidad de perder algo en la fusion, se trata primero 0.5 gr. del polvo fino en una cápsula de platino o crisol grande de porcelana con 3 c. c. de ácido nítrico fumante agregados gota a gota. Así se oxida gran parte del arsénico. Evapórese casi a sequedad; agréguese 5 gr. de una mezcla en partes iguales de carbonato de sodio i nitrato de potasio; caliéntese primero lentamente hasta sequedad i en seguida fúndase. La sustancia fria se trata con agua caliente i se filtra, lavando con agua caliente. Póngase un papel de tornasol en el filtrado i agréguese ácido nítrico hasta que la solucion sea ácida. Añádase despues suficiente cantidad de una disolucion de nitrato de plata que contenga 34 gr. por litro (1 c. c. de esta disolucion equivale a 5 mgr. de arsénico), i en seguida amoníaco cuidadosamente hasta que aparezca un precipitado rojizo de arseniato de plata.

Si se añade mucho amoníaco el precipitado se disuelve. Agréguese despues ácido nítrico hasta que el precipitado se disuelva i el papel de tornasol indique reaccion ácida; añádase ahora una solucion concentrada de acetato de sodio o 2 gr. en cristales; el ácido nítrico se neutralizará, produciéndose ácido acético i el arseniato de plata se precipitará. Hágase hervir, enfriese i fíltrese; (ensáyese el filtrado con nitrato de plata i acetato de sodio). Lávese el precipitado con agua fria hasta que las aguas de lavado no se enturbien con un cloruro soluble. Disuélvase el arseniato de plata agregando al filtro 10 c. c. de ácido nítrico diluido (1:1) i recójase en el vaso primitivo, lávese el filtro con agua fria; quedará un residuo de cloruro de plata. Dilúyase el filtrado a 100 c. c., agréguese 5 c. c. de una solucion concentrada de sulfato férrico (o alumbre de fierro) i titúlese con una solucion de sulfocianato de amonio que contenga 7.617 gr. por litro i de la cual 1 c. c. equivaldrá a 2.5 mgr. de arsénico. Se titulará esta disolucion con nitrato de plata, disolviendo 0,5 gr. de plata pura en poco ácido nítrico i diluyendo a 100 c. c., o disolviendo 0,8 gr. de nitrato de plata en 100 c. c. de agua débilmente asidulada con ácido nítrico. La fórmula del precipitado de arseniato de plata, $AsO_4 Ag_3$ indica que 107.93 p. de plata equivalen a 25 p. de arsénico

Antimonio (Low, obra citada).—Fúndase 0.5 gramos del polvo mui fino en un crisol de porcelana con una mezcla de 3 p. de azufre i 3 p. de carbonato de sodio. Una vez que la masa se ha fundido i el azufre en exceso volatilizado, déjese enfriar, colóquese en un vaso con agua i caliéntese. En la disolucion se encuentra el antimonio como sulfo-antimoniato de sodio (sulfuro doble de sodio

i antimonio). Filtrese i lávese con agua que contenga algo de sulfuro de sodio o de potasio. Acidúlese el líquido con ácido clorhídrico o sulfúrico; así se precipita el sulfuro de antimonio con algo de azufre i de sulfuro de arsénico, si este cuerpo existe en el mineral. Filtrese i lávese con agua caliente. Si hai solo pequeña cantidad de arsénico se separará lavando los sulfuros varias veces con una disolucion saturada de carbonato de amonio, hasta que el filtrado no produzca precipitado con ácido clorhídrico. El sulfuro de antimonio es muy poco soluble en el carbonato de amonio.

En caso de haber mucho arsénico, se preferirá el tratamiento siguiente: Los sulfuros de arsénico i antimonio se trata con ácido clorhídrico concentrado i un poco de clorato de potasio, despues de separarlos del filtro con la menor cantidad de agua necesaria. El antimonio i arsénico entran en disolucion. Agréguese 2 a 3 gramos de ácido tártrico i despues dilúyase con agua i filtrese. Al filtrado añádase 2 a 3 gramos de cloruro de amonio i amoniaco en exceso; si se produce un precipitado agréguese mas ácido tártrico o cloruro de amonio. Añádase en seguida mistura de magnesia (110 gramos de cloruro de magnesio cristalizado disuelto en agua se mezclan con 28 gramos de cloruro de amonio en disolucion con un exceso de amoniaco; dilúyase a 2 litros, ajítase de tiempo en tiempo, filtrese despues de varios dias). El arsénico se precipita completamente despues de doce horas como arseniato doble de magnesio i amonio. Filtrese usando partes del filtrado para trasferir todo el precipitado al filtro. Por fin lávese el filtro con una mezcla de tres partes de agua i 1 parte de amoniaco. Acidúlese el filtrado con ácido clorhídrico i caliéntese a 70° i precipítase el antimonio con hidrógeno sulfurado. Recójase en un filtro i lávese con agua con hidrógeno sulfurado.

El precipitado de sulfuro de antimonio obtenido por cualquiera de los dos métodos, se disuelve rompiendo el filtro en el embudo, con la menor cantidad posible de solucion de sulfuro de amonio caliente. Lávese despues el filtro con amoniaco diluido. Evapórese a sequedad, i una vez frio añádase un poco de ácido nítrico concentrado, i en seguida ácido nítrico fumante para terminar la oxidacion del azufre. Evapórese hasta reducir el volúmen suficientemente para trasladarlo a un crisol de porcelana pesado. Termínese cuidadosamente la evaporacion i caliéntese despues al rojo vivo. Pésese el residuo de $Sb_2 O_3$, multiplíquese por 0.7895 para obtener el peso del antimonio.

Manganeso.—(Low, obra citada).—1 gr. de material en un vaso de 200 c. c., se trata con los ácidos convenientes para disolverlo, principiando con ácido clorhídrico concentrado i despues con ácido nítrico; al fin se evapora hasta desprendimiento de humos blancos agregando antes 7 c. c. de ácido sulfúrico concentrado; añádanse 25 c. c. de agua, váciase el total a un matraz graduado de 500 c. c. i agréguese una emulsion de óxido de zinc en agua, en débil exceso para precipitar el fierro, lo que se consigue por ajitacion del matraz; dilúyase a 500 c. c. i déjese asentar. Con una pipeta se toman 100 c. c. del líquido claro i se ponen en un matraz de 200 c. c.; hágase hervir, añádanse 3 gotas de ácido nítrico concentrado (que ayuda a aglomerar mas lijero el precipitado) i titúlese

con una disolucion de permanganato de potasio. El precipitado formado oscurece el líquido i debe agitarse despues de cada adiccion i dejarse depositar; el fin de la reaccion se indica por el tinte rosáceo del permanganato en exceso. La titulacion se efectuará en caliente. Se puede emplear en la titulacion la disolucion de permanganato usada para los ensayes de fierro; segun las ecuaciones químicas 1 parte de fierro equivale a 0,295 parte de manganeso. Mas exacto es titular el permanganato con una cantidad conocida en sulfato de manganeso puro.

II. Parte.—Cálculos metalúrgicos

Los cálculos que mas a menudo tiene que hacer el metalurjista son los de las cantidades de materiales que debe emplear para hacer la fundicion de los minerales en las mejores condiciones de economía.

Tendrá que determinar tambien la cantidad de los diversos productos resultantes de la fundicion, el cobre perdido en la operacion, el calor perdido en los gases, etc. Ademas muchos problemas de carácter mas científico se presentan frecuentemente al metalurjista investigador.

Se referirán estos cálculos principalmente a los hornos de soplete, en los cuales quedan incluidos los mas sencillos para los hornos de llama o de reverbero.

Los materiales que entran a un horno de soplete en la fundicion de minerales son:

Minerales

Flujos

Combustibles

Aire

Los productos de la fundicion son:

Escorias

Ejes o cobre

Polvos

Gases

MINERALES I FLUJOS

Las mezclas de minerales i flujos deberán hacerse de modo que formen un conjunto fusible a la temperatura del horno, que produzcan cobre o un eje de cobre de composicion deseada, al mismo tiempo que una escoria, pobre en cobre, aceptable, económica i metalúrgicamente. La mezcla ideal será la que en el menor tiempo (o sea que dé mayor capacidad al horno), pueda fundirse con el menor gasto de combustible i de flujos, i produciendo ejes de la lei mas conveniente para el tratamiento siguiente, con una pérdida menor de cobre en la escoria. No es fácil conseguir reunir todas estas condiciones a la vez i el metalurjista deberá entónces tratar de acercarse en lo posible a ese objeto.

Los minerales pueden fundirse en hornos de viento o en hornos de rever-

bero. El cálculo de las cargas se hará de igual modo en ambos casos, apoyado sí en las bases algo diversas de los dos procedimientos. Así, siendo la atmósfera del horno de reverbero ménos reductora que la de un horno de viento en que no se quiere quemar azufre, la oxidacion será mayor en el horno de reverbero, se quemará mayor cantidad de azufre i la lei en cobre de los ejes será mayor. Aunque el dato mas seguro es el obtenido prácticamente en cada horno, puede admitirse que una carga fundida en un horno de viento i en que se escapa jeneral e inevitablemente el 10% del azufre (sea oxidado o volatilizado como tal), produce ejes de una lei en cobre inferior en 8 a 10% a los que produciría la misma carga fundida en un horno de reverbero. Se tendrá presente tambien que en un horno de reverbero se pueden fundir mezclas mas silíceas i obtener por consiguiente escorias mas ácidas.

La cantidad de azufre quemada en un horno de viento puede variarse entre límites mui estensos i gradualmente se puede llegar con minerales apropiados hasta hacer una fundicion pirítica en que se volatiliza 90% i mas de azufre. Espulsando el azufre en exceso dentro del mismo horno i durante la fundicion, para obtener los ejes de lei mas conveniente, se evita la tuesta de los minerales con sus costosas instalaciones de hornos especiales, etc., i se aprovecha durante la fundicion el calor producido por la combustion de la mayoría del azufre volatilizado, con la ventaja consiguiente de un menor gasto de coke. Así algunos grandes hornos de Anaconda, Estados Unidos, gaseifican (como S o SO_2) el 75% del azufre de la carga, obteniendo directamente ejes de 45% de cobre, con un gasto de combustible bien inferior al de la fundicion comun.

Calculada la carga de un horno i la cantidad i composicion de los productos que se obtendrán, no deberá esperarse que los resultados obtenidos en la fundicion correspondan exactamente con los que da el cálculo. Muchos fenómenos i reacciones producidos dentro del horno son imposibles de prever i en cada caso especial el metalurjista podrá observar la diferencia i estudiar sus causas, corrigiendo sus resultados. Así, por ejemplo, supongo que se haya calculado una carga i deducido que la lei del eje será de 50% de cobre; como para el cálculo se considera solo la cantidad total de fierro sin preocuparse del estado de combinacion en que se encuentra en los minerales, si se supone que, primero, el fierro en su mayoría se encuentra combinado en forma de hematita, un óxido férrico (Fe_2O_3), i, segundo, que la mayor parte del fierro se encuentra como sulfuro o carbonato, resultará que en el primer caso el eje tendrá mas de 50% de cobre i la escoria variará aun de composicion, miéntras que en el segundo caso el eje i la escoria tendrán una composicion mas próxima a la calculada. La explicacion de esta diferencia está en la mayor cantidad de oxígeno en la carga, en el caso de la hematita; como la mayor parte del fierro entra a la escoria como óxido ferroso (FeO), o al eje, reduciéndose mas aun (Fe), el oxígeno en exceso oxidará una parte del azufre de la carga, disminuyendo su cantidad en el eje, i aumentando la del cobre; algo de Fe_2O_3 podrá entrar tambien en tal forma a la escoria haciéndola ménos fusible i fluida. Estos fenómenos no se producen de igual modo en el caso en que el fierro está en forma de sulfuro o carbonato ferroso en la carga. El modo de colocar las capas de minerales en el

horno tiene tambien una notable influencia sobre las reacciones; una capa de cuarzo sobre uno de piritas impide ménos que una capa de óxidos básicos la combustion i volatilizacion del azufre. La altura de la carga en el horno, la presion del viento i la forma del horno tienen tambien efecto en la fundicion.

Se calculará a continuacion la carga de un horno de fundicion en las siguientes condiciones que son frecuentes en Chile i que forman ademas un caso jeneral:

Los minerales son de mui variadas procedencias i especies mineralójicas; hai flujos calizos i ferrujinosos con lei en cobre; el horno, de viento i chaquetas de agua, tiene una capacidad aproximada de 120 toneladas en 24 horas; volatilizará en la fundicion 10% del azufre de la carga; se obtendran ejes de 50% de cobre.

Los componentes principales de la escoria son la sílice, la alúmina, la cal i el óxido ferroso; la composicion del eje queda definida por la cantidad de azufre de la carga. Para obtener, pues, ejes i escorias de composicion determinada se tendrán que mezclar los minerales, tomando en consideracion las cantidades de esos cuerpos.

Se agruparán los minerales entónces en cinco grupos, segun sus cantidades de sílice, alúmina, fierro, cal i azufre.

La alúmina no interesa en la carga como flujo, i hace las escorias, en jeneral, infusibles; no es conveniente que su cantidad exceda de 12% en la escoria, la mayor parte de los minerales tienen una cantidad de alúmina tal que en las escorias no sobrepasan esa cifra i para el cálculo de las cargas se considerará entónces la alúmina como sílice, empleando para ese objeto la lei en sílice residual que da el análisis. Cuando los minerales son tofosos o arcillosos, es decir; con una cantidad de alúmina mui alta, se agruparán aparte i habrá entónces que considerar su cantidad en el cálculo de las cargas, o se agregarán al conjunto en pequeña cantidad a fin de que no modifiquen demasiado el lecho de fusion. Se supondrá el caso corriente en que no hai minerales mui aluminosos, i se agruparán en cuatro clases segun sus cantidades de sílice (residual), fierro, cal i azufre. En estas pilas los minerales se colocarán por capas horizontales i para determinar la composicion del conjunto se analizarán los minerales por separado o se analizará una muestra del conjunto, obtenida, sea directamente, sea mezclando en partes proporcionales a los pesos que representan las muestras de las diversas clases de minerales.

Sobre las propiedades de las escorias, que permiten elejir la mas conveniente, puede consultarse entre otros libros «Principles of Copper Smelting» de E. D. Peters.

Se fijará para el presente cálculo, la siguiente composicion de escoria, aplicable a muchos minerales en Chile.

Sílice residual.....	52.0
Ca O.....	14.0
Fe O.....	29.0
	95.0

Los 5%, restantes los forman la magnesia, los álcalis, algo de cobre, azufre i otras sustancias.

Las pilas de minerales de que se dispone tienen la siguiente composición:

	Silice residual	CaO	Fe	Cu	S.
Minerales siliciosos.....	38.6	5.2	22.0	13.3	5.4
Minerales calizos.....	20.2	35.5	2.1	3.1	...
Minerales ferrujinosos.....	14.0	1.0	52.8	4.2	...
Minerales sulfurados.....	36.4	3.1	15.4	5.4	21.0

Para calcular la mezcla se determinarán las cantidades de minerales calizos, ferrujinosos i sulfurados que hai que agregar a 1,000 kilos de minerales siliciosos; i se llamarán x , y , z respectivamente.

Se admitirá el problema resuelto i se establecerán las tres ecuaciones químicas que determinarán las tres condiciones exigidas: la lei del eje en cobre, las leyes de la escoria en cal i óxido ferroso.

La mezcla resultante será:

MINERALES	Peso	Silice residual		CaO		Fe		Cu		S	
		Lei	Peso	Lei	Peso	Lei	Peso	Lei	Peso	Lei	Peso
Siliciosos.....	1000	38.6	386	5.2	52	22.0	220	13.3	133	5.4	54
Calizos.....	x	20.2	0.202 x	35.5	0.355 x	2.1	0.021 x	3.1	0.031 x
Ferrujinosos.....	y	14.0	0.14 y	1.0	0.01 y	52.8	0.528 y	4.2	0.042 y
Sulfurados.. ..	z	36.4	0.364 z	3.1	0.031 z	15.4	0.154 z	5.4	0.054 z	21.0	0.21 z

Se espresará primero que el eje de cobre tiene una lei de 50%. Se admite, aunque no es exacto, para el cálculo de la lei del eje, que éste se compone de una mezcla de S Cu₂ i S Fe; como tendrá 50% de Cu, la cantidad de S Cu₂ correspondiente será de 62.6% (cálculo segun los pesos atómicos); los 37.4% restantes corresponden al S Fe, de los cuales 13.6% son de azufre; el azufre del S Cu₂ es igual a 12.6%; el azufre total equivale entónces a 26.2%, i la propor-

ción entre el azufre i el cobre es $\frac{26.2}{50} = 0.524$. Como la composición supuesta

del eje no corresponde a la realidad, los resultados serán solo aproximados i aceptaremos que la relación $\frac{S}{Cu} = 0.5$. Esta será una ecuación para resolver

el problema; espresémosla en números. La cantidad de azufre en la mezcla es

$$S = 54 + 0.21 z$$

la de cobre es

$$Cu = 133 + 0.031x + 0.042y + 0.54z$$

Del azufre de la carga se volatiliza 10% i el azufre restante deberá guardar con el cobre la proporcion fijada; entónces si de 100 partes de azufre quedan 90 partes, ¿de cuántas partes quedarán 0.5 partes? el resultado es 0.55 partes de azufre i la relacion que se establecerá es

$$\frac{S}{Cu} = 0.55.$$

$$\frac{54 + 0.21 z}{133 + 0.031 x + 0.042 y + 0.054 z} = 0.55 \quad (1)$$

que, efectuadas las operaciones, se transforma en

$$40 + 0.034 x + 0.047 y - 0.36 z = 0 \quad (1)$$

(El eje puede llevar tambien plomo i zinc, cuando existen en los minerales; para calcular el eje en este caso, se determina primero la cantidad de S Cu₂ se admite en seguida que tres cuartas partes del plomo de la mezcla entran al eje como S Pb, i que media parte de zinc de la carga entra al eje como S Zn; el resto es S Fe).

Se espresará ahora la relacion de los componentes de la escoria:

$$\frac{\text{Silice residual}}{\text{Ca O}} = \frac{52}{14}$$

$$\frac{386 + 0.202 x + 0.14 y + 0.364 z}{52 + 0.355 x + 0.01 y + 0.031 z} = \frac{52}{14} \quad (2)$$

i transformada

$$193 - 1.15 x + 0.103 y + 0.249 z = 0 \quad (2)$$

La tercera relacion es: $\frac{\text{Ca O}}{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{14}{29}$

La cantidad de fierro disponible es la total disminuida en la usada en el eje. El eje lleva por una parte de cobre 0.47 partes de fierro. Luego el fierro usado es Cu × 0.47, o sea

$$(133 + 0.031 x + 0.042 y + 0.054 z) \cdot 0.47$$

El fierro restante es:

$$(220 + 0.021 x + 0.528 y + 0.154 z) - (133 + 0.031 x + 0.042 y + 0.054 z) \cdot 0.47$$

i el Fe O correspondiente será Fe × 9/7. Efectuadas las operaciones,

$$\text{Fe O} = 202.5 + 0.009 x + 0.654 y + 0.166 z.$$

Luego $\frac{\text{Ca O}}{\text{Fe O}} = \frac{52 + 0.355 x + 0.01 y + 0.031 z}{202.5 + 0.009 x + 0.654 y + 0.166 z} = \frac{14}{29} \quad (3)$

$$o \quad 1327 - 10.169 x - 8.866 y - 1.325 z = 0 \quad (3)$$

$$\text{De (1):} \quad z = \frac{40 + 0.034 x + 0.047 y}{0.36}$$

Sustituido en (2) i (3) da:

$$1.127 x - 0.135 y = 165 \quad (2)$$

$$10.044 x - 9.039 y = -1180 \quad (3)$$

$$\text{De (2):} \quad y = \frac{1.127 x - 165}{0.135}$$

Sustituido en (3) da:

$$\begin{array}{l} \text{Luego} \quad \underline{x = 150} \\ \quad \quad \underline{y = 30} \\ \quad \quad \underline{z = 130} \end{array}$$

En caso de querer ser mas exacto, pudo haberse tomado en cuenta tambien la ceniza del cok de la carga que entra a formar parte de la escoria; admitiendo un gasto de 12 % de cok en la carga que con flujos pudo suponerse de 1500 kg. por cada 1000 kg. de minerales siliciosos. La cantidad de ceniza se habria agregado a los 1000 kgs. de minerales siliciosos i se habria hecho el cálculo. En caso de desear mayor exactitud podria repetirse el cálculo con los datos ya obtenidos, i si el establecimiento produce escorias de convertidores pueden tambien agregarse éstas al cálculo.

En jeneral estos cálculos no tienen mucho interes práctico porque sin tomarlos en cuenta no se modifica sustancialmente el lecho de fusion.

Por esas i otras diversas circunstancias los resultados de la fundicion no corresponderán exactamente a los suministrados por el cálculo.

En caso de tratarse de fundicion pirítica, el cálculo de las cargas es ménos elástico que en el caso corriente i la composicion de los productos de la fundicion queda hasta cierto punto fijado por las condiciones del procedimiento. La composicion de la escoria queda determinada, independientemente de la voluntad del fundidor, por la temperatura producida dentro del horno; esta temperatura es solo producida por la combustion del azufre i del fierro, la cual depende a su vez de la cantidad de aire que entra al horno; solo sobre este factor tiene influencia el fundidor para modificar el grado de las reacciones químicas que se producen. Experimentalmente se determinará la composicion de la escoria i del eje con diversas cantidades de viento. Aumentando éste, oxidará mas fierro i azufre, aumentando así la lei del eje en cobre, i la cantidad de escoria por la mayor cantidad de óxido ferroso; con este objeto tendrá que agregar mas sílice para escorificarlo.

Las escorias formadas en la fundicion pirítica son en jeneral mas bajas en sílice que las de un horno de fundicion comun, fluctuando esa lei entre 30 % i 38 % mas o ménos, con aire frio. Detalles sobre este procedimiento no caben aquí; consúltense los testos especiales. Solo se dirá aquí que una carga apropiada

da para fundicion pirítica deberá contener alrededor de 30 % de azufre, 30 % de fierro i 30 % de sílice, siendo el resto, cobre, cal, aluminio etc. Esta carga produce un eje de 45 % más o menos.

El grado de concentracion del cobre en el eje obtenido no es indiferente. Así minerales de 2 % de cobre no podrán concentrarse por una sola fundicion en un eje de 50 %, pues la pérdida del metal en la escoria en diversas formas, sobre todo mecánica, es mui considerable.

COMBUSTIBLE

La determinacion de la cantidad de combustible que es preciso usar en la fundicion de las cargas del horno se puede calcular. Pero este cálculo no es mui exacto, debido a que no se conocen bien los diversos valores o datos numéricos que entran en este cálculo.

Por lo demas, prácticamente se puede ir variando la cantidad del combustible hasta conseguir el resultado mas favorable sin mucho trabajo i con mas seguridad que el que da el cálculo. Distribuyendo la cantidad total de calor desprendido en la fundicion entre los diferentes productos de la operacion, se podrá observar que en todo caso la eficiencia del combustible es pequeña i que una enorme cantidad de calor se pierde sin provecho, de modo que un ancho campo está abierto en este estudio a la investigacion de los metalurjistas. Estos cálculos termoquímicos de ménos interes práctico no serán desarrollados aquí, i sobre ellos se podrán encontrar informaciones estensas en libros especiales, por ejemplo, en *Metallurgical Calculations*, por J. W. Richard, en *Principles of copper Smelting*, por E. D. Peters.

Las cantidades de cok usadas en los hornos de viento de diverso tamaño varían desde mas o ménos 18 % en los hornos pequeños (30 toneladas) hasta 1.5 % o ménos en los grandes hornos de fundicion pirítica, en que gran parte de él es sustituido por el azufre i fierro de la carga, que se oxidan con gran produccion de calor.

Los hornos de reverbero, funcionando con hullas, consumen unos 50 % en los hornos pequeños (10 toneladas) i 20 % en los grandes hornos modernos de 300 toneladas diarias de capacidad.

AIRE

El cálculo de la cantidad de aire empleado durante la fundicion para la produccion de las reacciones químicas i oxidacion del combustible es mui poco exacto; sirve sí para dar idea de la cantidad consumida; pero en jeneral el resultado obtenido es mui diverso del obtenido prácticamente, siendo a veces éste 100 % mayor que aquél. Detalles sobre estos cálculos podrán encontrarse en los libros citados mas arriba.

Jeneralmente el aire entra en los hornos de viento de fundicion de cobre con una presion de 50 cm, de agua próximamente, i su volúmen es dado por los ventiladores que el fabricante suministra con los hornos.

Para determinar su volúmen, el procedimiento mas exacto es el que se basa en el análisis de los gases que escapan del horno. Segun este análisis se puede determinar por unidad de volúmen la cantidad de azufre volatilizada, o la cantidad de carbon volatilizado; como se conoce la cantidad total de azufre o de carbon que va en la carga, i por los análisis de los productos de la fundicion se puede determinar su distribucion en ellos, por ejemplo, la de azufre en el eje restando esta cantidad del total, se obtendrá la parte volatilizada i de este modo el volúmen total de gases que la han arrastrado. Estos cálculos sencillos, de interes ménos directo, no se harán aquí, i podrán encontrarse en los libros mas arriba citados.

Las condiciones de presion i temperatura con que entra el aire a los hornos son materia para numerosas pájinas, que corresponden mas bien que a este opúsculo, a los testos de metalurjia especial.

PRODUCTOS DE LA FUNDICION

Estos son las escorias, los ejes, los polvos i los gases. Su composicion química no corresponde en jeneral mui exactamente a la calculada al hacer la carga, por las causas indicadas. Figuran ademas entre los productos los polvos, efecto de las condiciones del trabajo i que en un caso ideal i teórico no deberian producirse.

El eje resultante de la fundicion, sea su lei mayor o menor que la calculada, llevará siempre una cantidad de cobre inferior a la de la carga del horno; hasta el 10 % se suele perder de diversas maneras; la escoria de una buena fundicion lleva 0,3 % de cobre; los polvos, cuya cantidad varía con el grado de tamaño de los minerales que se funden, llevan tambien cantidades grandes de cobre. Por ejemplo, en los primeros meses de 1908 un horno de 150 toneladas diarias de capacidad de la Sociedad Industrial de Atacama, Caldera, producía en polvos 0,4 % de la carga total con una lei en cobre de 7,6 %, siendo mas o ménos esa tambien la lei en cobre de la carga del horno.

Para calcular la cantidad de eje con los datos prácticos habrá, pues, que disminuir toda esa cantidad de cobre perdida durante la fundicion i calcular el resto segun la lei del eje prácticamente determinada.

F. A. SUNDT,
Injenero de Minas

