

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente Cárlos Besa	Vice-Presidente Cesáreo Aguirre						
Director Honorario ALBERTO HERRMANN							
Amenábar Daniel Andrada, Telésforo Avalos, Cárlos G. Chiapponi, Márcos Elguin, Lorenzo	<table style="margin: auto; border: none;"> <tr><td style="border-left: 1px dashed black; padding: 0 5px;">Gallardo González, Manuel</td></tr> <tr><td style="border-left: 1px dashed black; padding: 0 5px;">Gandarillas, Javier</td></tr> <tr><td style="border-left: 1px dashed black; padding: 0 5px;">González, José Bruno</td></tr> <tr><td style="border-left: 1px dashed black; padding: 0 5px;">Lecaros, José Luis</td></tr> <tr><td style="border-left: 1px dashed black; padding: 0 5px;">Lira, Alejandro</td></tr> </table>	Gallardo González, Manuel	Gandarillas, Javier	González, José Bruno	Lecaros, José Luis	Lira, Alejandro	Pinto, Joaquín N. Santa Cruz, Joaquín Sundt, Lorenzo Tirapegui, Maulen Vattier Carlos
Gallardo González, Manuel							
Gandarillas, Javier							
González, José Bruno							
Lecaros, José Luis							
Lira, Alejandro							
Secretario ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS							

Los humos de las fundiciones i su efecto sobre la vejetacion

Los gases que escapan de las chimeneas de los establecimientos de fundición contienen como constituyentes: ácido sulfuroso, ácido sulfúrico, vapor de azufre, nitrógeno, ácido arsenioso i arsénico, vapores antimoniales, vapor de agua, etc. El ácido sulfuroso i sulfúrico a la vez que los vapores arseniosos i antimoniales, son por diversos motivos altamente perjudiciales a la vida vejetal i a veces a la animal.

Cuando el volúmen de los gases es reducido, los perjuicios son difícilmente reconocidos, pero en los grandes establecimientos hai que estudiar sériamente este problema, pues puede dar lugar a complicaciones mas o ménos sérias; los gases podrian ser rejenerados, es decir, purificados para así eliminar los elementos dañinos. Esto se lleva a cabo hoi dia de una manera incompleta; el arsénico i el antimonio se recojen enfriando los gases en largas cámaras de humo; el azufre se podria recojer trasformándolo en ácido sulfúrico, pero resulta que, siendo el consumo de este ácido limitado, la producción seria entónces tan enorme que produciria una gran baja en el mercado i haria que el precio de este ácido fuese menor que su costo de producción. Debido a este motivo no se ha tratado de producir ácido sulfúrico sino en algunos establecimientos, donde las condiciones locales lo permiten; para ilustrar mas este punto, cítase el caso del establecimiento de Anaconda, donde diariamente hai una producción que fluctúa alrededor de treinta mil toneladas de gases que contienen quinientas toneladas de azufre; si este azufre se trasformara en ácido sulfúrico resul-

taria que esta cantidad bastaria para el consumo universal por mucho tiempo.

En la imposibilidad de recurrir a este expediente, se ideó el de dar salida a los gases por medio de altas chimeneas, de manera que el gas se mezclara con el aire, antes de caer o pasar sobre la superficie de los valles, en una cantidad tal que hiciera casi nula la accion de los gases nocivos.

De todas maneras no se ha podido aun poner fin al sinnúmero de juicios que por daños han sido entablados contra los establecimientos de fundicion.

En Estados Unidos donde las fundiciones se practican en grande escala es donde este mal se ha dejado sentir con caractéres mas alarmantes para las industrias metalúrgicas. Tuvo su principio en el estado de Utah a los alrededores del Lago Salado; los daños causados por un establecimiento de fundicion de plomo fueron tales que mui pronto la accion judicial se dejó sentir con todo su rigor, terminando en la clausura permanente del establecimiento. Poco tiempo despues el establecimiento de Anaconda se resistia a pagar a los agricultores los perjuicios que ellos de muchos años atras venian cobrando por daños, algunos reales, otros ficticios, ocasionados sobre las siembras i sobre la vida de los animales. Esto dió orijen a un gran pleito que aun no se ha fallado i que parecia venia a favorecer al establecimiento de Anaconda i no a los agricultores.

El interventor fiscal decia en su informe a la Corte Suprema de los E. U. que, aunque los gases sulfurosos eran perjudiciales, él estimaba que mayor perjuicio se ocasionaria aun a la colectividad cerrando ese establecimiento que era el nervio que daba vida i mantenia otras industrias en esa localidad. Se creia i con razon que la Corte Suprema fallaria en favor del establecimiento, pero complicaciones de última hora agravaron mas la cuestion. El Presidente Roosevelt mandó una persona a estudiar el asunto i a informar sobre el daño que los gases pueden ocasionar a los bosques, que el Gobierno Federal de la Union se reserva el valle del «Deerlodge» (cercañas de Anaconda) i se teme que ésto termine con la clausura del establecimiento de Anaconda.

El establecimiento de Anaconda fué edificado con un costo de mas de treinta millones de pesos oro de 18 d. i beneficia diariamente diez mil toneladas de mineral, produciendo mas de ochocientas cincuenta mil libras de cobre en las 24 horas. La paralizacion de este establecimiento significaria la paralizacion de las minas de Butte, i por lo consiguiente el dejar directamente sin trabajo a mas de quince mil hombres, sin decir nada de la ruina comercial e industrial que en esta localidad se produciria. La produccion mundial de cobre se reduciria en un 18% i la de los Estados Unidos en un 25%; lo que necesariamente produciria un alza ilimitada i perjudicial en el mercado de este metal.

EDITORIAL DEL SCIENTIFIC & MINING PRESS, DICIEMBRE DE 1908

Las dificultades con las fundiciones ha asumido un carácter enteramente nuevo en Montana. Jeneralmente hai un clamoreo universal por la decapitacion de la gallina que pone los huevos de oro; sin embargo, en Montana los humos son mas filosóficamente recibidos. Es el Gobierno el que ahora se queja haciendo resonar el imponente trueno presidencial.

El Presidente Roosevelt declara que los bosques son de un valor inapreciable al país, i nos señala el lastimoso estado de la parte norte de China i de algunos de los países del Mediterráneo, como ejemplos de los grandes desastres que acompañan a la destruccion total de los bosques. Roosevelt no se cansa de repetir que la «tierra con agua» para hacerla productora es lo que cualquiera comunidad debe preferir i en realidad prefiere. La riqueza mineral de una region debe ser excesivamente grande para permitir su explotacion sin la ayuda o compañía de la agricultura a una distancia razonable.

Con todo Montana insiste en que ella ocupa una posicion única en el mundo, posicion que la absuelve de la aplicacion ríjida de la regla presidencial. La persecucion contra el establecimiento de Anaconda, ha dado lugar a una protesta enérgica i formal de la ciudad de Butte; se insiste en que la vida, ocupacion, comodidad i desahogo de 75 mil habitantes no se puede ni se debe destruir o seriamente perjudicar por el resultado legal de una accion sumaria. Los males que esto acarrearía serian extremos i es grato dar a conocer que por de pronto no se tomará ninguna medida precipitada; al presente una comision de Gobierno estudia detenidamente esta cuestion.

Mientras tanto los fundidores pueden ir seriamente pensando en la mejor manera de remediar este mal.

Seria conveniente el catear i localizar capas de «fosfatos» que existen en los estados de Wyoming, Utah e Idaho, a fin de emplear ácido sulfúrico para fabricar los abonos fosfatados que se podrian vender a precios mui reducidos. Desgraciadamente, por órden del Ejecutivo, estas tierras no están abiertas a exploracion alguna, pues el Gobierno las tiene reservadas con el propósito, se dice, de clasificarlas; comprometiéndose a devolver aquellas que no contengan fosfatos. Aunque técnicamente se puede defender la determinacion gubernativa no viene, sin embargo, a llenar otro objeto que el de retardar la implantacion de una gran industria que naturalmente induciría a las fundiciones a transformar sus gases sulfurosos en ácido sulfúrico, pues éste tendría un gran consumo industrial dentro del mismo país; es de lamentar que el Gobierno haya tomado la determinacion de reservarse las tierras fosfatadas en el momento mismo que entra a obligar a las fundiciones a utilizarlas, es decir, la^a empuja hácia una puerta de salida i cuando ellas se resuelven a pasar se las cierra.

El único recurso que les queda ahora a las fundiciones para utilizar el ácido sulfúrico en grande escala, es el de manufacturar *sulfato de amonio* que se emplea tambien como abono. El uso de los abonos es hoy dia mui restringido en los Estados Unidos debido a su gran costo; la manufacturacion de sulfatos de amonio llevada a cabo por las fábricas de cok i los establecimientos de fundicion, resolvería el problema económico del abono metódico de nuestras rejiones agrícolas.

En California la «Mountain Copper Company» dirigida por el esperto metalurjista Lewis T. Wright ha suprimido por completo los daños ocasionados a la agricultura eliminando el azufre de los humos de sus hornos. Los recursos de que se han valido han sido los siguientes:

Esplotando tierras fosfatadas (libres) para manufacturar por medio del ácido sulfúrico los abonos de fosfatos i fabricando sulfato de cal que contiene de 5 a 10% de ácido fosfórico, esta materia plástica tiene grandes aplicaciones locales i puede ventajosamente competir con materiales de la misma especie manufacturadas de otra manera.

Este establecimiento no entrega a la atmósfera mas azufre que el que cualquier petróleo crudo produce al ser quemado, es decir: 5 granos de ácido sulfúrico anhidro por pié cúbico de gas; sin embargo que está a la vista el gran trabajo realizado por esta compañía minera para causar el menor daño posible, se ha fijado que la cantidad máxima de ácido sulfúrico anhidro que una chimenea puede libremente entregar a la atmósfera es de 2 i medio granos por pié cúbico de gas i se considera un delito el quebrantar esta ordenanza.

La guerra o persecucion contra los establecimientos de fundicion, es jeneral, i no reconoce circunstancias atenuantes; se les considera como los devastadores de la vejetacion de largas estensiones del terreno nacional; pero no se les reconoce el trabajo i dinero que gastan en suprimir estos males. Una cruzada contra las fundiciones, encuentra adherentes en todos los órdenes del réjimen social i el iniciador goza de una popularidad desmedida.

Esta agitacion tiene siempre un fondo de ambicion personal conectada con una gran dosis de picardía que en el malicioso lenguaje americano se denomina *Graft*; así no es raro el caso en que se haya comprobado el hecho de que personas han comprado tierra cercanas a establecimientos de fundiciones con el solo objeto de beneficiarse con las ganancias que los juicios por daños i perjuicios proporcionaban.

La Corte Federal del estado de Utah, declaró que las fundiciones podian operar siempre que sus gases contuvieran como máximo 0.75 partes (por volúmen), de ácido sulfuroso por 100 de gas i el estado de California, como ya se ha dicho, exige que el máximo no exceda de 0.15 partes de ácido sulfuroso por 100 de gas.

La regulacion británica fija el límite máximo de ácido sulfúrico anhidro en los gases en 1.5 granos por pié cúbico de gas, pero esceptúa de esta reglamentacion a los establecimientos de fundicion de cobre i plomo, pues considera que estas industrias exigen para su mantenimiento la eliminacion de una cantidad mayor de azufre, es decir, que la lei británica no compele a los fundidores a hacer algo que es casi materialmente imposible.

En Alemania la lei tambien respeta las condiciones existentes i reconoce los derechos que los industriales tienen para conducir sus operaciones, guiados por una reglamentacion netamente práctica i la cantidad de ácido sulfúrico que se permite en el aire de rejiones donde los daños han sido ya comprobados fuera de duda, es de 35 partes por volúmen en un millon.

La agitacion contra las fundiciones constituye hoi por hoi una verdadera amenaza para una de las industrias americanas mas importantes i el público se encuentra demasiado sensible encontrando inconvenientes donde realmente no existen.

Las quejas contra el establecimiento de Anaconda podian fácilmente redun-

dar en un verdadero bien para las fundiciones si es que el Gobierno se inspira en ideas emitidas por una comision representativa que estudie el mal i manera de mejorarlo no tan solo en Montana sino que dentro de cualquier punto del territorio de la Union.

La reglamentacion que se desprendiera de estos estudios seguida por una manera racional de proteger los bosques nacionales vendria a llenar un vacío que se nota en la lejislacion actual i salvaria a una gran industria de los injustos ataques que recibe del público i de la administracion departamental o simplemente local.



El Cobre

PARTE II

EL TRATAMIENTO MECÁNICO I METALÚRGICO DE LOS MINERALES DE COBRE

I. INTRODUCCION

La práctica norte-americana en el beneficio de los minerales de cobre se reduce hoi dia, prácticamente hablando, al beneficio de dos clases de minerales, a saber: aquellos que contienen el cobre en estado metálico o nativo i aquellos que contienen el cobre en combinacion con azufre i que denominamos sulfuros o minerales piritosos o vulgarmente «bronces». Los minerales oxidados tan abundantes, no hace mucho tiempo, en las rejiones cupríferas de Arizona, han desaparecido rápidamente; ellos se limitan a las zonas oxidadas o superficiales de las vetas de cobre. Los minerales que contienen cobre al estado nativo o metálico forman el campo de explotacion de las minas de la rejion cuprífera de Lago Superior, en el estado de Michigan; el beneficio de estos minerales es relativamente fácil i solo presenta dificultades mecánicas. Debido a la relativa escasez de estos minerales en nuestro pais me limitaré en este estudio a lo que anteriormente se deja dicho sobre su beneficio, en la parte primera, pájinas 70.

Los minerales sulfurados abundan en Montana, Arizona, Utah, Nevada, California, Tennessee, New-Méjico i Colorado. Los métodos de beneficio de estos minerales son variados, dependiendo principalmente de condiciones locales i del carácter del mineral. Jeneralmente hablando se distinguen dos clases de estos minerales: una de ellas la forman aquellos minerales de una baja lei de cobre, asociados con una gran cantidad de sulfuros de fierro o piritas; se les denomina minerales piritosos i abundan en California, Tennessee, Utah i Nevada. La otra clase está formada por minerales sulfurados de cobre asociados con una garga silícea, tales como son los depósitos de Butte, Arizona, etc. Esta última

clase de minerales puede aun ser sub-dividida, segun su riqueza, en minerales de primera clase i minerales de segunda clase.

Resumiendo se tiene que los minerales de cobre, bajo el punto de vista de su beneficio industrial o metalúrgico, se pueden clasificar como sigue:

- a) *Cobre nativo*.—Minerales que contienen de uno a tres por ciento.
- b) *Minerales oxidados*.—Jeneralmente rico, no se encuentran en abundancia i se benefician por lo consiguiente mezclados con los minerales sulfurados.
- c) *Minerales sulfurados*.—Divididos en minerales piritosos i en sulfuros de cobre: minerales piritosos contienen de uno a tres por ciento de cobre; sulfuros de cobre se sub-dividen a su vez, en sulfuros de primera clase, que contienen de seis a doce por ciento de cobre; i en minerales de segunda clase, que contienen de dos a cinco por ciento.

Los minerales piritosos i sulfuros de primera clase se funden directamente en los hornos de viento; los sulfuros de segunda clase son sometidos a una concentracion o enriquecimiento mecánico; como producto de este tratamiento mecánico se obtienen minerales de diferentes tamaños; aquellos productos formados por granos de diámetro mayor que 5 milímetros son fundidos directamente en los hornos de viento, i los productos formados por granos de menor diámetro son previamente tostados i en seguida fundidos en hornos de reverbero.

2. FUNDICION A EJES DE LOS SÚLFUROS CRUDOS, EN HORNOS DE VIENTO

Este método de beneficio estensivamente practicado en América consiste en la fundicion a ejes en hornos verticales construidos de «camisas de agua» hechas ya sea de acero, fierro fundido, etc. En este procedimiento se distinguen dos maneras de operar, i ellas son: fundicion pirítica i fundicion de sulfuros crudos.

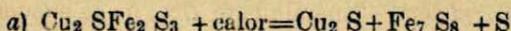
La fundicion pirítica, o sea aquella en que la mayoría o casi totalidad del calórico requerido para la fundicion es suministrado por la oxidacion del fierro i azufre del mineral, es solamente aplicable al beneficio de minerales piritosos. La fundicion de sulfuros crudos es aplicable a toda clase de minerales sulfurados i consiste en la fundicion de dichos minerales bajo condiciones oxidantes para así eliminar el fierro i azufre en exceso en los minerales; ayudando de esta manera en mayor o menor escala, segun sea el grado de oxidacion producida, al trabajo térmico del horno. Los minerales oxidados se mezclan con los sulfurados fundiéndose bajo las mismas condiciones.

Ambos procesos descansan en dos principios científicos, universalmente reconocidos i que se pueden definir como sigue:

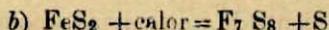
- a) Mayor afinidad del azufre por fierro que por cobre.
- b) Mayor afinidad del fierro por oxígeno que por azufre. Lo que resulta en *Mayor afinidad del azufre por cobre que por fierro en la presencia de oxígeno.*

Entendidos estos principios científicos, es fácil darse cuenta de las reacciones químicas de ámbos procesos.

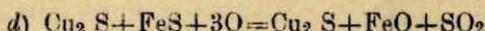
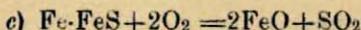
Los primeros cambios experimentados por los minerales en el pique del horno son debidos a un agente físico o sea al calórico allí reinante. Así la chalcopirita ($\text{Cu}_2 \text{SFe}_2 \text{S}_3$) pierde la cuarta parte de su azufre, el que fácilmente se destila o mas bien se vaporiza, convirtiéndose en una mezcla de sulfuro de cobre i fierro ($\text{Cu}_2 \text{S} + \text{FeS}$) o sea un eje no fundido aun.



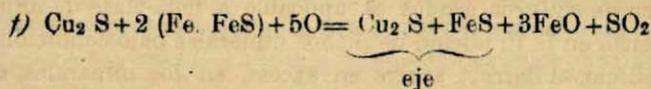
La pirita de fierro (FeS_2) bajo las mismas condiciones pierde cerca de la mitad de su azufre trasformándose en $\text{Fe}_7 \text{S}_8$.



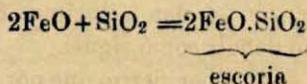
A medida que los minerales descenden en el pique del horno atraviesan zonas de una intensidad calorífica mayor; durante este descendimiento los sulfuros principian a fundirse a ciertas temperaturas dadas; entre ellos $\text{Fe}_7 \text{S}_8$ que pierde aun mas azufre trasformándose en una aleacion de fierro o sulfuro de fierro (Fe-FeS). Al llegar a la zona de oxidacion o foco del horno, lugar donde el viento o aire introducido al horno ejerce su accion oxidante, los sulfuros de fierro se oxidan rápidamente, trasformándose en óxidos ferrosos i ácido sulfuroso.



Si la presencia del sulfuro de fierro no fuese constante en el foco del horno, se tendria como resultado la oxidacion del sulfuro cuproso ($\text{Cu}_2 \text{S}$). Las condiciones reinantes son, sin embargo, diferentes i siempre se tiene un exceso de sulfuro de fierro; es decir, en el foco del horno hai siempre una cantidad mayor de sulfuro de fierro que aquella que el aire, introducido al horno, puede oxidar, i por lo consiguiente, cierta parte del sulfuro de fierro escapa de esta oxidacion i, junto con el sulfuro cuproso que permanece inalterado, forma lo que acostumbramos a llamar ejes o matas de cobre.



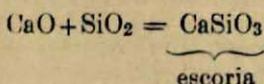
El óxido de fierro (FeO) formado tiene una gran afinidad por sílice, así que inmediatamente se combina con ella formando un silicato ferroso que denominamos escoria.



Esta escoria, si fuese compuesta de silicato de fierro solamente, resultaria de una gravedad específica subida i seria, por lo consiguiente, difícilmente separable del eje formado.

Se hace pues necesario agregar a la carga mineral ciertas bases térreas livianas, tales como cal, magnesia, etc.

Uno de los flujos mas comunmente usado es el carbonato de cal (CaCO_3), el que al atravesar cierta zona del horno pierde el ácido carbónico (CO_2) por volatilizacion, trasformándose en óxido de calcio, el que en el foco del horno se combina con la sílice presente formando un silicato de cal.



Otras impurezas básicas presentes en el mineral, tales como bario, magnesia, alúmina, etc., son neutralizadas por la sílice existente en el mineral o suministrada con este objeto, formándose así silicatos de magnesia, barita, alúmina, que se diluyen o disuelven en los silicatos de fierro i cal, los que juntos forman la escoria final.

El arsénico i antimonio son, en su mayor parte, volatilizados i en parte pasan al eje, al parecer, químicamente combinados o disueltos por el gran volúmen de sulfuros de cobre i fierro fundidos; el oro i el platino de los minerales son indudablemente disueltos por el eje en su estado libre; no así la plata, plomo, níquel i cobalto que forman tambien sulfuros, mezclándose o disolviéndose en seguida en el eje fundido.

Las escorias disuelven o retienen en solucion una cantidad mínima de sulfuros de cobre i fierro; cantidad que, sin embargo, puede aumentar con la calidad de la escoria, temperatura reinante, etc., ocasionando pérdidas de consideracion.

La fundición en hornos de viento se ejecuta agregando combustible carbonífero, el que en la mayoría de los casos es coke; antracita da tambien resultados mui satisfactorios.

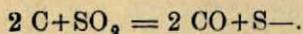
El accion reductiva del carbono del coke i de los gases carbonosos es enteramente o casi enteramente nula en la fundicion de sulfuros i piritas.

Mui poca i casi nada es la reduccion llevada a cabo en el horno de viento moderno. El coke se disminuye proporcionalmente con la cantidad de azufre i fierro oxidado en el horno, hasta llegar a un punto tal en que la oxidacion del fierro i del azufre reemplazan completamente a la del carbono, es decir, suministran la cantidad de calórico necesario para ejecutar la operacion.

«No es la cantidad de azufre i fierro presentes en el lecho de fusion, lo que determina la reduccion en el gasto del coke, sino que la cantidad de azufre i fierro oxidados por unidad de peso de la carga en el foco del horno». La cuestion del tiempo o duracion de la oxidacion es un asunto primordial; así, una oxidacion natural i lenta de minerales piritosos produce una temperatura baja i las reacciones químicas que durante dicha operacion tienen lugar son enteramente diferentes de las que acontecen en la oxidacion forzada i casi explosiva del procedimiento piritico. La temperatura reinante es pues factor que depende de la intensidad de la oxidacion de las piritas en el foco del horno.

La fundicion en hornos de viento ha llegado a su mas alto grado de perfeccion con la introduccion de este sistema de beneficio o «fundicion pirítica»; parece innecesario el dejar constancia de que este último proceso tiene sus límites claramente definidos; es decir, será practicable solamente en la presencia de un exceso de piritas en los minerales.

Las esperiencias nos enseñan que, con un lecho de fusion que contenga 35% de azufre i 30% de fierro, la fundicion se ejecuta sin el ausilio de combustible carbonífero, si se oxida del 70 al 90 por ciento del fierro presente, lo que naturalmente corresponde a una eliminacion del 80 o 90 por ciento del azufre contenido en la carga. La única manera en que el fundidor puede satisfacer estas condiciones es reduciendo a su límite mínimo la adición de flujos innecesarios, tales como carbonato de cal, óxido de fierro, etc., agregando la cantidad de sílice necesaria para escorificar o neutralizar la gran cantidad de fierro oxidado en el foco del horno, usando un gran volumen de aire introducido al horno bajo una presión de 3 a 4 libras i fundiendo en un horno un metro o dos mas alto que los comunmente usados. Bajo estas condiciones la operacion se ejecuta fácilmente, agregando uno por ciento de coke, antracita o lignita. Esta pequeña cantidad de carbon se quema en el pique del horno ántes de llegar al foco o zona de actividad; dicha combustion se ejecuta por medio del oxígeno del ácido sulfuroso, conforme a la siguiente ecuacion:



En la fundicion comun de sulfuros crudos, la cantidad de coke usada varía inversamente con la cantidad de azufre i fierro oxidados en el foco del horno; en América la práctica consiste en fundir agregando de 6 a 12 por ciento de coke.

Habiendo así dado una idea jeneral de los dos procesos de fundicion ejecutados en hornos de viento, pasaré a describir mas en detalle los caracteres comunes a ámbos procesos.

Cincuenta años atras, el horno de viento consistía en un aparato vertical, construido de ladrillos de fuego, que tenia en su parte baja un pequeño crisol destinado a la separacion del eje i de la escoria. El primer paso dado en el camino de su trasformacion fué la adopcion de un recipiente exterior, en forma de ante-crisol, que recibia escoria conteniendo cierta cantidad de eje. En América del Norte mui pronto cambiaron las paredes del horno por «camisas de agua» o «water jackets»; destruyeron por completo el crisol interior i adoptaron el ante-crisol para hacer la separacion del eje de la escoria. El horno conservaba, sin embargo, su objeto primitivo, es decir, la reduccion de los óxidos naturales de cobre o bien la reduccion a ejes de sulfuros calcinados. Los fundidores de cobre, despues de evidenciarse de los resultados satisfactorios del proceso Bessemer i despues que Hollway planteaba su famoso problema de fundicion pirítica, principiaron a reconocer los verdaderos méritos del horno de viento i, poco a poco, se decidieron a cambiar las condiciones reinantes, dando por resultado final la práctica moderna o sea la fundicion de sulfuros

crudos en una atmósfera que se puede llamar oxidante. El ante-crisol del horno ha sido agrandado, de manera que no solo sirva para hacer la separación del eje i escoria, sino que actúe también como un depósito para acumular la cantidad de eje exigida por la instalación de conversión.

Otra de las introducciones o modificaciones hechas en el horno de viento es la colocación del canal u orificio que da salida constante a las materias fundidas. Se comprenderá que si dicho orificio no queda cubierto por un baño de

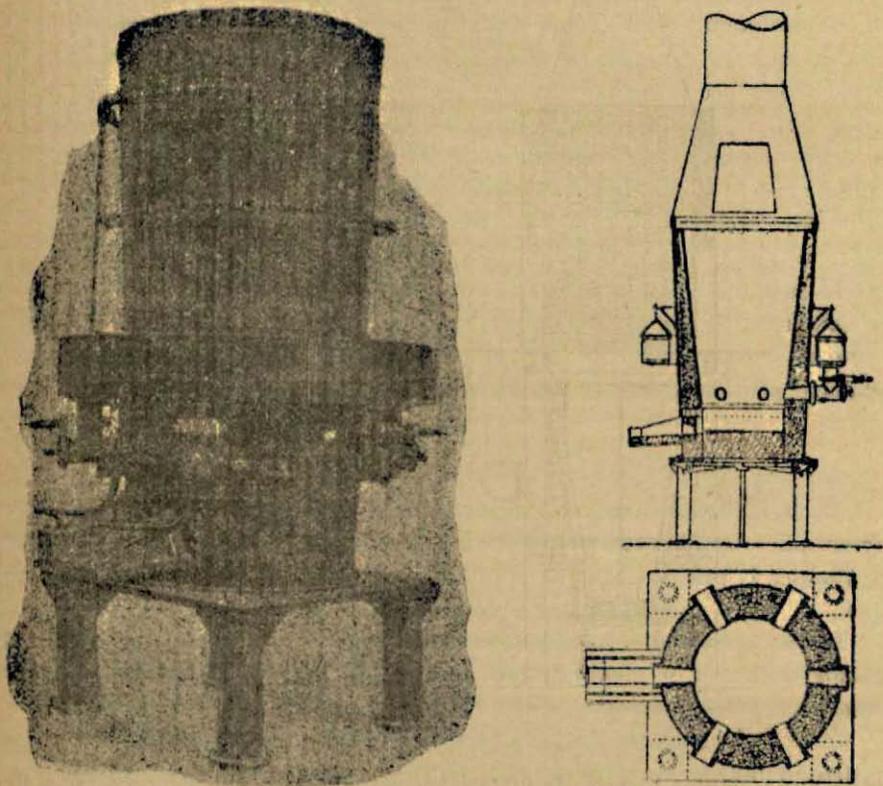
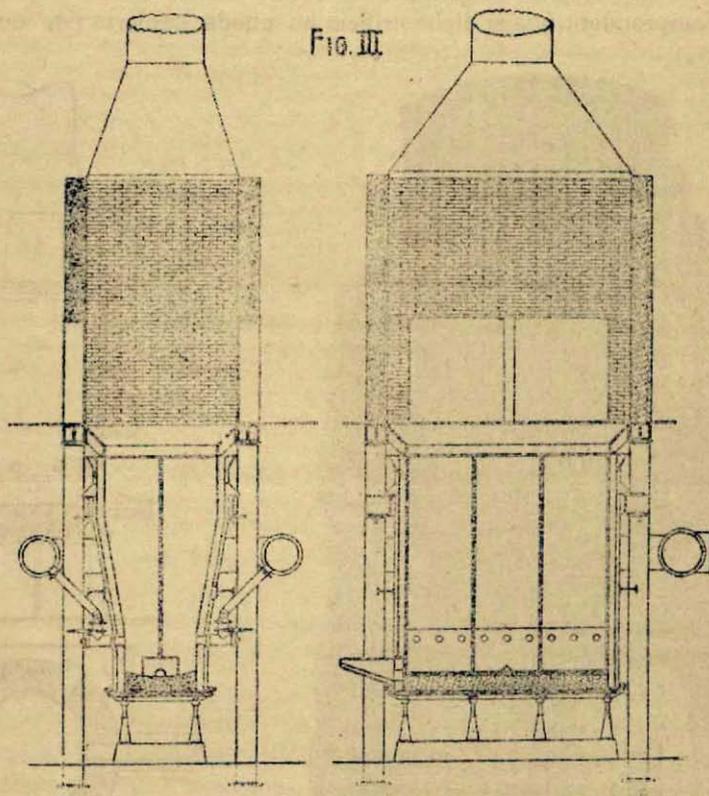


FIGURA II

materias fundidas, dará lugar al escape del aire introducido al horno; así es que en el horno moderno de descarga continua (fig. 3) dicho canal, hecho de cromo, maguesita, carbono, fierro, etc., tiene su principio al nivel del piso del horno i desde allí una inclinación suave, de manera que su extremo final queda sobre el nivel de la abertura del «jacket» o camisa del horno.

El dibujo que se inserta en la fig. 3 representa un horno de viento de 5.10 m. de largo por 1.12 m. de ancho, al nivel de las toberas, i de una capacidad diaria que varía entre 380 i 500 toneladas americanas (24 horas de trabajo). Para la mejor comprensión describiremos el horno en cuatro secciones, a saber: piso del horno, las camisas de agua inferiores, las camisas de agua superiores, i la estructura superior, i los demas accesorios del horno.

El piso del horno es hecho de planchas de fierro fundido de dos pulgadas de espesor; las planchas son ajustadas por medio de largueros i transversales de fierro que al mismo tiempo sirven para mantener en su puesto a la corrida inferior de «jackets»; el piso descansa sobre pilones en forma de tornillos. El horno recibe sobre el piso un capa de ladrillos de sílice, o simplemente una



capa hecha de una mezcla de materiales refractarios para así proteger el fierro del piso de la acción corrosiva del eje i la escoria.

La corrida inferior de «jackets» o camisas de agua, consiste en ocho jackets; 3 en cada costado longitudinal i uno en cada extremo; los jackets de los extremos son perpendiculares al piso del horno, el extremo inferior o posterior de estos jackets es mas ancho que el extremo superior. Cada costado del horno tiene 3 jackets inferiores provistos cada uno de tres aberturas o «toberas» de 115 milímetros de diámetro, las toberas distan unas de otras 360 milímetros, contados desde el centro de la abertura. Los ocho jackets inferiores (posteriores) descansan directamente sobre el piso del horno que les sirve de base i son ríjidamente asegurados por medio de largueros, tornillos, etc.; cada jacket tiene su cañería propia para el servicio del agua. El horno se construye de una manera tal que la corriente de materias fundidas puede salir ya sea por uno de los extremos del horno o por el centro de uno de los costados. El canal o viaducto que da salida

a las materias fundidas se coloca de la manera ya descrita en el orificio o abertura hecha en el jacket, tal como se puede ver en la mayoría de las figuras adjuntas; la otra abertura se mantiene cerrada i solo se usa en caso de necesidad.

La corrida superior de jackets consiste de tres jackets en cada costado i uno en cada extremo, o sea un total de ocho jackets. Los jackets se colocan perpendicularmente i son construidos de una manera idéntica a los de la corrida inferior, ellos se colocan independientemente del resto del horno i se cuelgan de rieles en marco que descansan en 4 columnas verticales.

Las cuatro columnas verticales soportan un cuadro o marco de rieles sobre el que descansa la estructura superior del horno (fig. 3). La estructura superior del horno es de ladrillos comunes i termina en lo que se denomina mangas o verdaderas chimeneas del horno; jeneralmente los hornos rectangulares tienen una o dos mangas, éstas son cañones de acero o fierro fundido, de diámetro variable, que conducen los gases a las cámaras de depósito. Las puertas de carga se colocan sobre la corrida superior de jackets, es decir, en el nivel de la estructura superior o mampostería del horno. Estas puertas están suspendidas por cadenas de fierro que pasan sobre poleas i terminan en un contrapeso, lo que tiene por objeto el mantener las puertas abiertas por el tiempo que sea necesario, sin necesidad del auxilio personal del operario. A veces las cadenas se unen al piston de una bomba de aire comprimido que las mueve a voluntad del operario.

La cañería del aire consiste de un cañon central que rodea el horno i desde donde parten los cañones parciales que dan sobre las toberas o aberturas de los jackets de la corrida inferior. El cañon central contiene una válvula automática para el escape del aire en caso de necesidad.

El horno rectangular de viento de uso tan universal hoy día ha sido transformado paulatinamente dando lugar a los hornos jigantes de Anaconda, los que son de las siguientes dimensiones: dos hornos son de 15.55 metros de largo por 1.42 metro de ancho i el tercero es de 26.53 metros de largo por 1.42 de ancho. La longitud del horno rectangular no tiene límite, ellos serán tan largos como se deseen; el ancho al nivel de las toberas es de 1.42 metro i parece ser éste el límite superior; mayor ancho exigiria una gran presion en el viento, lo que traería como consecuencia un aumento considerable en la altura útil del horno. La altura depende naturalmente de la clase de fundicion que se desee ejecutar; así en la fundicion de sulfuros crudos, tal cual se practica en Montana i Arizona, la altura útil del horno varía entre 4 i 5½ metros medidos del nivel de las toberas al piso de carga. En fundicion pirítica los hornos deben tener una altura de seis a ocho metros medidos de la misma manera. La altura del horno desde las toberas al piso del horno es, por regla jeneral, de un metro i a veces menor.

Hornos circulares de viento se manufacturan de diferentes diámetros; los mas comunes son de 0.92, 1.20 i 1.22 metro de diámetro. El piso de estos hornos descansa sobre cuatro columnas de fierro o acero; el piso está constituido por una plancha de fierro fundido que se reviste con sílice o materias refractarias; este horno es usado en instalaciones pequeñas; su gran ventaja reside en la facilidad de construccion i manejo. (fig. 2)

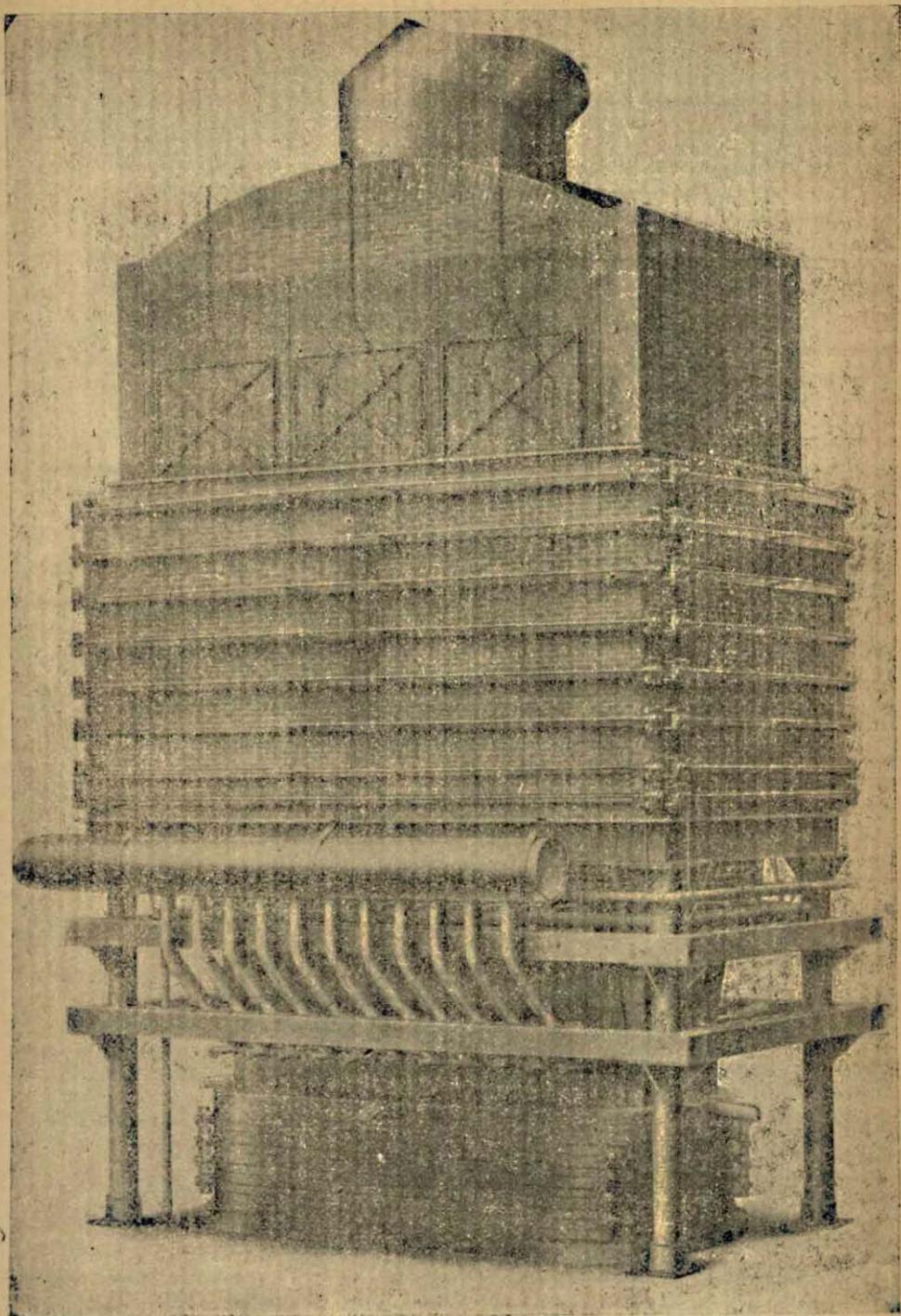
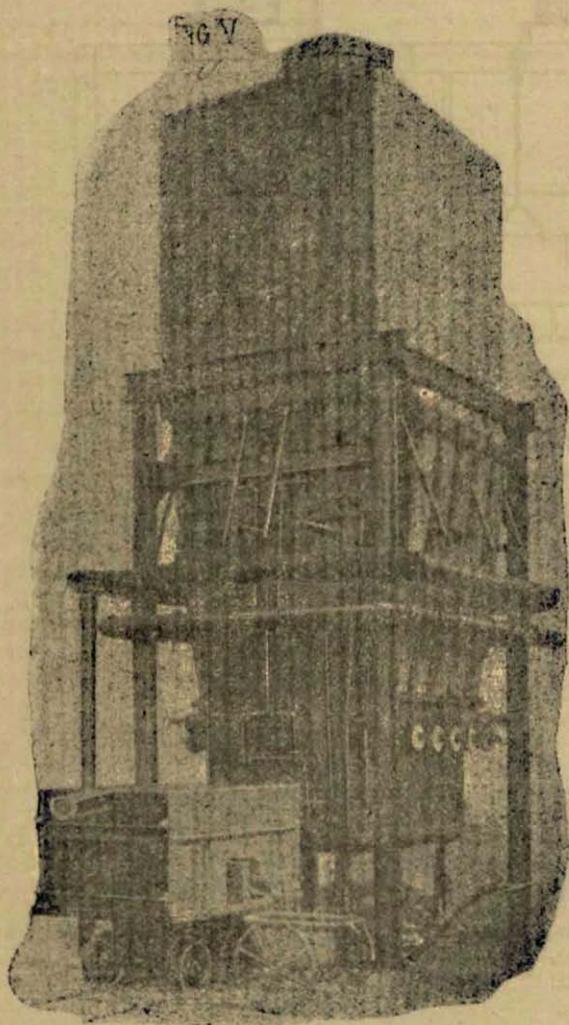


FIGURA IV

Las figuras insertadas representan los tipos de hornos de viento en uso hoy día; haré especial mención de la figura 5 que representa los hornos piríficos modernos enteramente contruidos de «jackets» o camisas de agua; estos hornos recientemente instalados en California se hacen notar por su altura no comun. Dignos de mencionarse son tambien los hornos Mathewson de Ana



conda. La figura VI representa uno de estos hornos provisto de dos ante-erisoles fijos.

La manera de operar en los hornos de viento, suponiendo que se empieza una campaña, es encendiendo en el piso del horno un fuego con leña i carbon; luego que el horno se ha calentado i el tiraje del aire es regular, se llena con leña menuda i se la quema con una introduccion mínima de viento; se agrega coke

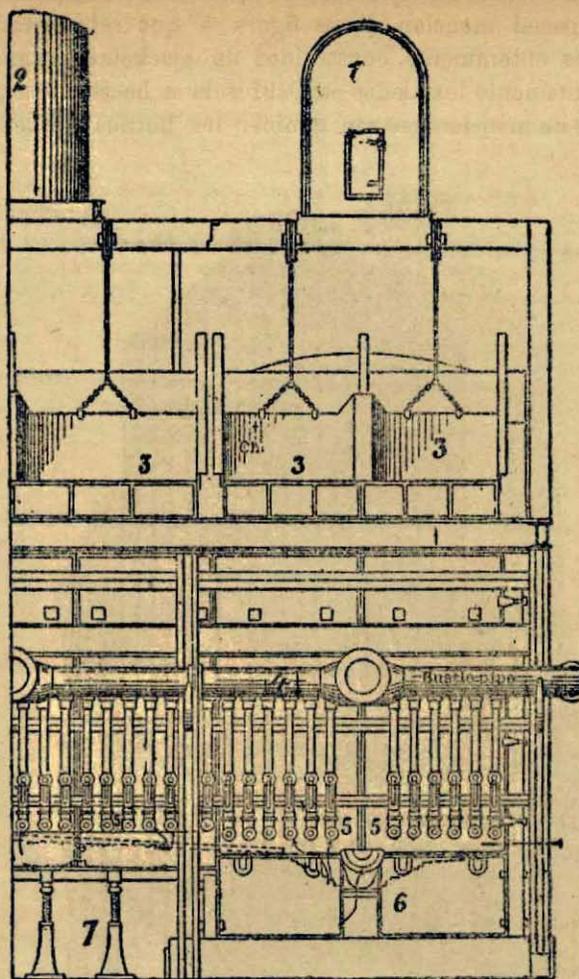


FIG. 6

La fig. I representa la elevacion de una mitad de la seccion longitudinal de los hornos de Anaconda (15,55 metros).

1. Manga horizontal.
2. Manga inclinada.
3. Puertas de carga.
4. Conductor del aire.
5. Toberas.
6. Uno de los crisoles.
7. Pilares que sostienen la parte central del horno.

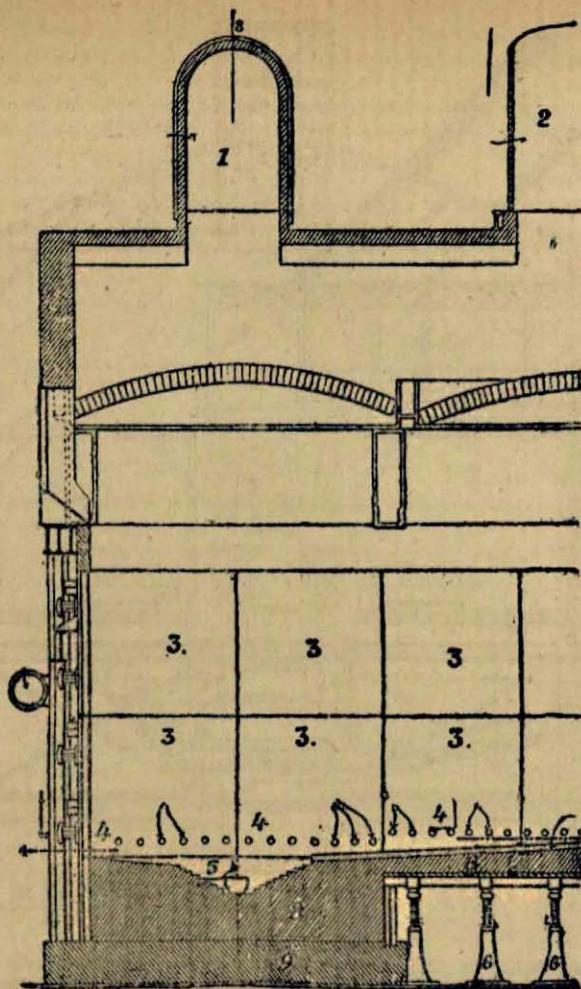


FIG. 6

La fig. II. enseña la mitad del corte longitudinal de los hornos de Anaconda (15,55 metros).

1. Manga horizontal del horno.
2. Mitad de la manga inclinada.
3. Chaquetas de agua.
4. Toberas.
5. Crisol.
6. Pilares de fierro sobre los que descansa la parte central del horno.
7. Piso inclinado del horno hecho con ladrillos de sílice.
- 8 i 9. Piso del crisol hecho con mezcla de cuarzo i arcilla (8) i con ladrillos de sílice (9).

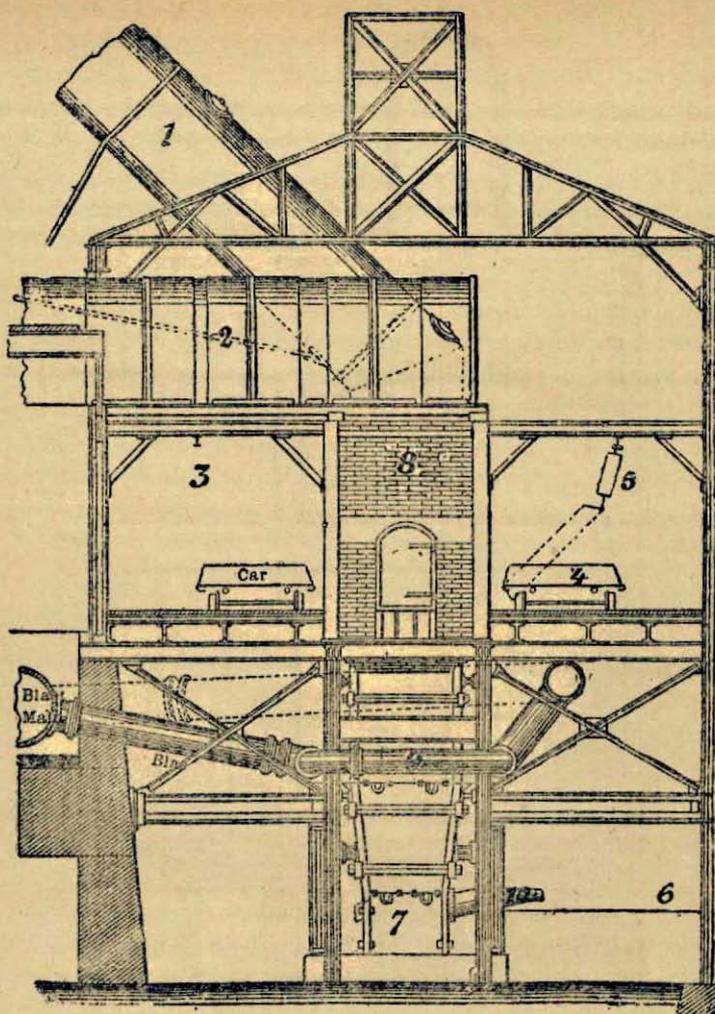


FIG. 6

La fig. 3 representa la seccion trasversal del edificio de los hornos de viento en Anaconda.

1. Manga inclinada.
2. Manga horizontal.
3. Piso de carga.
4. Carro para cargas.
5. Bomba de aire comprimido para descargar los carros.
6. Anti-crisol.
7. Crisol.
8. Mampostería del horno.
9. Conductor de aire.
10. Orificio que da salida al eje i escoria.

sobre la leña en el pique del horno, se aumenta la presión del viento i se pone el agua en circulación en los jackets; la cantidad de aire introducida debe dar abasto para la combustión completa del carbono del coque; sobre las capas de coque se colocan capas de escorias fusibles, i así sucesivamente, hasta que el horno funcione normalmente, lo que se hace en un espacio reducido de tiempo.

Tan pronto como el horno adquiere su temperatura i condición normal, se introducen las cargas de fundición de antemano calculadas i se le da al aire la presión máxima necesaria para que así oxide los componentes de la carga; esta presión varía con el sistema de fundición usado: así en fundición pirítica con hornos altos es recomendable usar presiones que varíen entre 6 i 8 libras por pulgada cuadrada; en fundición común de los sulfuros crudos, el aire se introduce bajo una presión que varía entre 2 i 4 libras por pulgada cuadrada.

Al introducir las cargas de mineral i flujo en el horno, se debe tener especial cuidado de que las materias finas caigan sobre los costados del pique i las materias gruesas en la parte central de él; esto tiene por objeto la mejor distribución del aire introducido al horno. La manera de cargar el horno no puede ser enteramente automática, aunque gran cantidad de mano de obra se economiza en instalaciones ingeniosas. En Anaconda, Great Falls, Douglas, Cananea, etc., el mineral que viene de las minas, los fundentes i el combustible se depositan en una corrida de cajones o tolvas, cuyas puertas, automáticamente manejadas, dan sobre la línea del ferrocarril del establecimiento; en frente de cada puerta hai una romana para así pesar el contenido de cada carro. Las cargas de fundición calculadas se entregan al mayordomo, quien hace colocar el peso correspondiente a cada mineral, flujo o combustible en frente de su respectiva tolva; de manera que el operario del tren de carga solo tiene que pesar la cantidad de mineral, flujo o combustible anotada, lo que se ejecuta rápidamente.

El tren pasa al nivel del piso de carga de los hornos; uno o dos carros se colocan enfrente de cada puerta, las que automáticamente se levantan; volcándose en seguida los carros por medio de bombas de aire comprimido o simplemente por medio del auxilio personal del operario; los hornos se cargan a ambos costados de igual manera. Los trenes son arrastrados por locomotoras eléctricas o de aire comprimido, i raras veces se usan locomotoras de vapor.

En pequeños establecimientos me parece que el uso de tracción animal para el acarreo de trenes de a dos o tres carros daría resultados satisfactorios, economizando mano de obra i ahorrando tiempo a la par que haciendo la operación más metódica i regular.

El viento introducido al horno es suministrado por medio de ventiladores Root; la tendencia moderna es de usar compresoras de aire de baja presión, las que parecen dar mucho mejores resultados. La figura VII ilustra los ventiladores o sopladores de uso común.

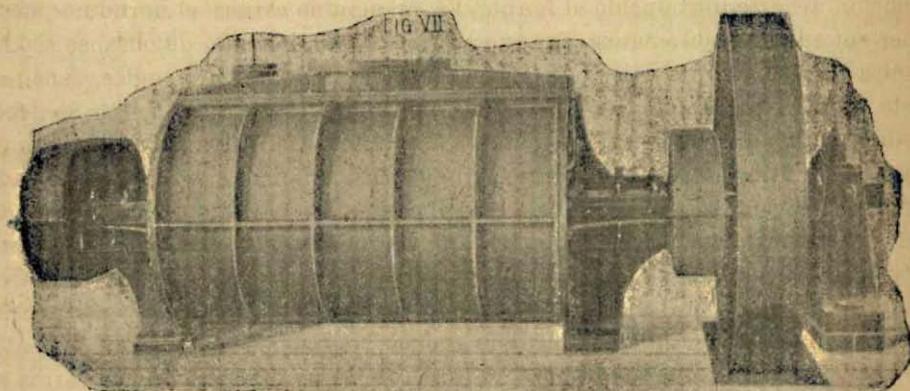
El metalurgista norte-americano trata de producir en su horno un eje de cobre, cuya ley varíe entre 40 i 50 por ciento de este metal, con el menor gasto posible de combustible i fundentes. Esto tan solo se puede conseguir teniendo una administración técnica competente; la composición química de los minerales es el único guía que el fundidor tiene para calcular sus flujos i elegir su

escoria. Afortunada e infortunadamente en fundicion de cobre el número de escorias que se pueden formar es casi ilimitado; digo afortunadamente porque este hecho ayuda grandemente al fundidor en la eleccion económica de los fundentes e infortunadamente porque este hecho sirve de base a la mas completa despreocupacion en la adicion de [flujos, agregándose a veces fundentes que son del todo perjudiciales.

Conocida la composicion química del mineral i teniendo una idea clara i precisa de las reacciones del proceso, la cuestion de calcular las cargas se hace en sí misma fácil i sencilla.

En fundicion pirítica nuestras escorias varian entre los siguientes límites:

Sílice.....	SiO ₂	30	36 por ciento
Oxido ferroso....	FeO	60	50 »
Bases térreas. ...	—	10	14 »



Por bases térreas se entiende el total de los óxidos de calcio, magnesio, bario, manganeso, etc., contenidos.

En la fundicion directa de los sulfuros crudos, las escorias varian entre los siguientes límites:

Sílice	SiO ₂	30	50 por ciento
Oxido ferroso...	FeO	55	16 »
Oxido de calcio.	CaO	10	25 »
Otras bases.....	—	5	10 » (Al ₂ O ₃ , MgO, MnO, etc).

Las escorias que contienen proporciones subidas de cal son dificilmente fusibles o exigen temperaturas elevadas, que no es dado alcanzar en el horno de viento para la fundicion de minerales de cobre.

Las escorias silíceas son comunes i recomendables; la práctica norte-americana, descartando la fundicion pirítica, consiste en la formacion de escorias que contienen de 40 a 50 por ciento de sílice.

La escoria i eje fundidos, a medida que salen del horno, caen en el ante-

crisol donde se efectúa la separación. Hai diversas clases de ante-crisoles que se detallan en las figuras VIII i IX. Ellos se pueden clasificar en antecrisoles fijos o movibles i rectangulares o circulares. Los antecrisoles circulares son jeneralmente fijos i se usan en instalaciones de gran capacidad; los antecrisoles rectangulares son comunmente movibles i se emplean en instalaciones de capacidad mediana. Ambos antecrisoles están formados por un armazon de fierro fundido, que a veces es «water jacketed» o de camisa de agua; pero comunmente nó.

Ellos se revisten interiormente con ladrillos refractarios tales como de

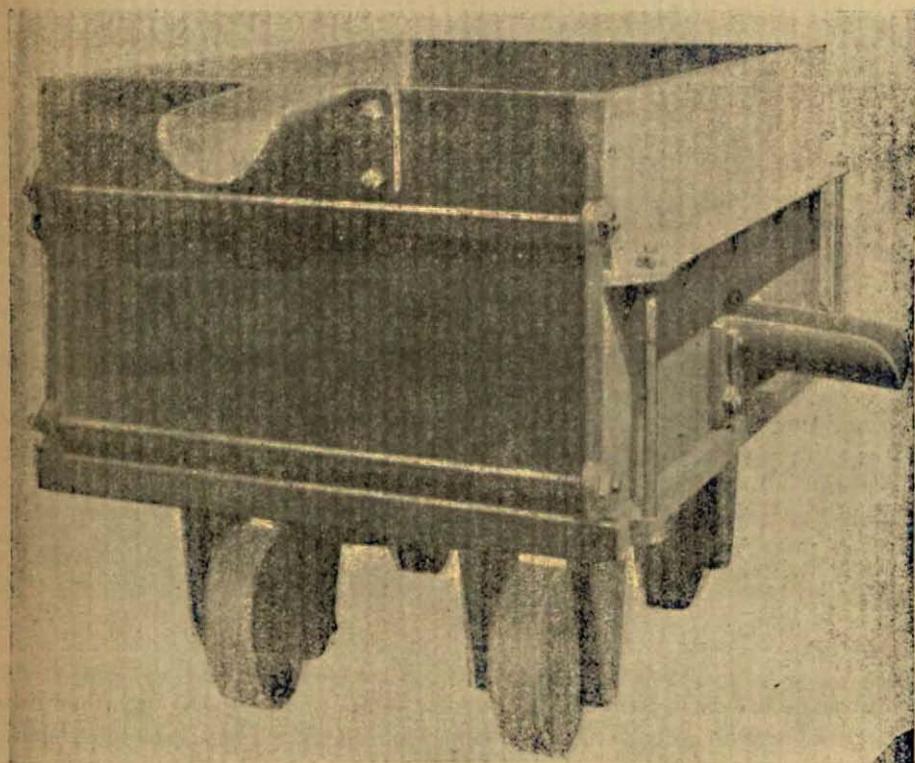


FIGURA VIII

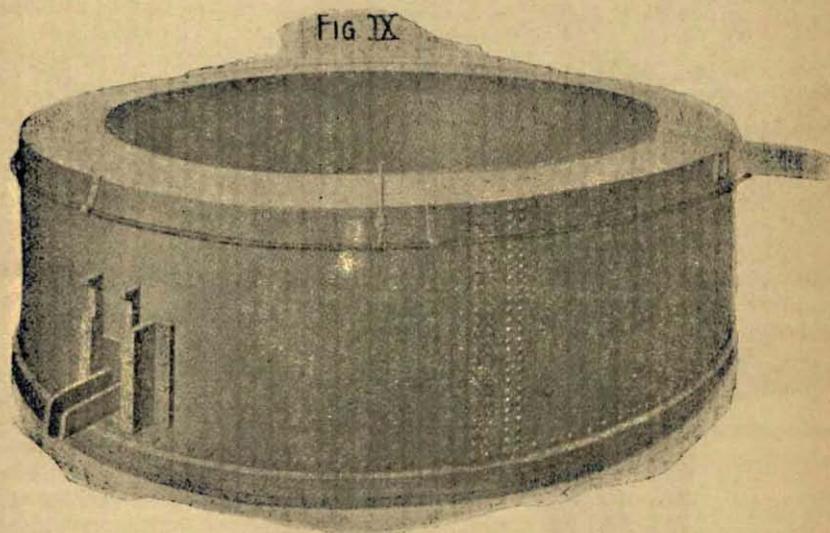
silice, magnesia, arcillas, cromo, etc., i la naturaleza del ladrillo del revestimiento depende naturalmente de la calidad de nuestra escoria.

El eje se deposita en la parte baja o piso del antecrisol, donde se deja acumular hasta reunirse una cantidad suficiente para los fines de conversión; la escoria en corriente continua sale por la parte superior del antecrisol i es jeneralmente granulada por medio de un chorro de agua que la trasporta al desmonte. En instalaciones donde el agua es escasa, la escoria se recibe en carros.

El combustible usado en la fundición en hornos de viento es jeneralmente coke, la antracita da resultados excelentes, i la leña se usa en pequeñas cantidades en la fundición pirítica. En fundición pirítica se usa jeneralmente de 0,5% a uno por ciento de coke o bien de 1 a 4% de leña gruesa; en la fundición comun de los sulfuros crudos la cantidad de coke empleado varía entre el 7 i 12% de la carga

total; mui raramente la proporcion de coke es mayor que el 10% de la carga.

Los gases que salen del horno se componen principalmente de monóxido de carbono, ácido carbónico, ácido sulfuroso, nitrógeno, vapor de azufre, vapor de agua, etc. En la fundicion pirítica, los dos primeros son escasos. Dichos gases arrastran mecánicamente partículas finas de mineral, motivo por el que se los hace pasar por cámaras de depósito, donde, debido a una falta de corriente, los gases permanecen tranquilos mientras que las materias en suspension se depositan por gravedad en el piso de las cámaras. Los gases contienen además ciertos elementos nocivos a la vejetacion, tales como arsénico i ácido sulfuroso. El arsénico se condensa haciendo pasar los gases por largas galerías de condensacion provistas de compuertas, cada tres o cinco metros; las compuertas tienen



aberturas no colocadas simétricamente, de manera que los gases describan una línea de zig-zag en su travesía; esta disposicion disminuye la corriente o velocidad de los gases dándoles así mas tiempo para su condensacion; el arsénico conteniendo cobre, oro i plata se deposita casi totalmente en estas largas galerias.

La eliminacion del ácido sulfuroso de los gases es un problema un poco mas arduo; no hai, se puede decir, una manera comercial de eliminarlo, a no ser que se lo aproveche en la manufacturacion del ácido sulfúrico. Las compañías metalúrgicas de Montana, Utah i California han pagado gruesas sumas a los agricultores como indemnizacion de los perjuicios causados en la vejetacion por dichos gases.

3. CONCENTRACION MECÁNICA

En la parte primera de este estudio, páj. 68, describí a la lijera la concentracion mecánica de los minerales de cobre de Lago Superior, Dada la escasez de minerales de cobre nativo en nuestro pais, me limitaré a lo que dejo dicho sobre

el tratamiento mecánico de dichos minerales. La concentración mecánica de los minerales sulfurados de segunda clase se lleva a cabo en grande escala en Montana, Arizona, Utah i Nevada; dichos minerales contienen de uno a seis por ciento de cobre i un exceso de sílice o ganga que los imposibilita para ser fundidos directamente por medio del proceso de fundición pirítica.

Omitiendo la concentración magnética o eléctrica, los procesos de concentración dependen directamente de la diferencia en gravedad o peso específico de los constituyentes del mineral que se desea beneficiar i, jeneralmente hablando, la relativa facilidad con que la operación se puede ejecutar, depende de la mayor o menor diferencia en peso específico. La concentración mecánica ha recibido durante los últimos diez años, especial i delicada atención de parte de los industriales mineros, debido a los descubrimientos de inmensas cantidades de minerales silíceos de cobre sin beneficio si no fuera previamente enriquecidos por medio de este tratamiento mecánico. La concentración de los sulfuros pobres de cobre es un proceso que se puede clasificar como de «una molienda progresiva seguida de una concentración», es decir: molienda jeneral del mineral hasta obtener un producto de tamaño dado, seguida de una concentración de estos productos; molienda mas fina de los relaves de esta concentración hasta obtener un producto de tamaño menor que el anterior, seguida de una concentración de estos productos; i así sucesivamente, hasta pulverizar el mineral i convertirlo en lamas o «slimes». La razón de esta manera de proceder se desprende de lo que se deja dicho en las páginas 111 i 112 de esta memoria, es decir, que los productos finos de esta concentración tienen que ser fundidos por medio del procedimiento inglés en hornos de reverbero. Motivo es este que induce al metalurjista a concentrar la mayor cantidad de sus minerales en productos de granos gruesos para así fundirlos directamente en hornos de viento, aprovechando su azufre i fierro como combustible; al mismo tiempo trata de producir la cantidad menor posible de productos finos que tienen que ser tostados, perdiéndose así el valor calorífico del fierro i el azufre, i en seguida fundidos con un gasto excesivo de combustible. Los productos finos de la concentración no se pueden introducir al horno de viento en gran cantidad debido a que son arrastrados por la corriente del aire a las cámaras de depósito imposibilitando así la marcha normal del horno i dando lugar a pérdidas de consideración.

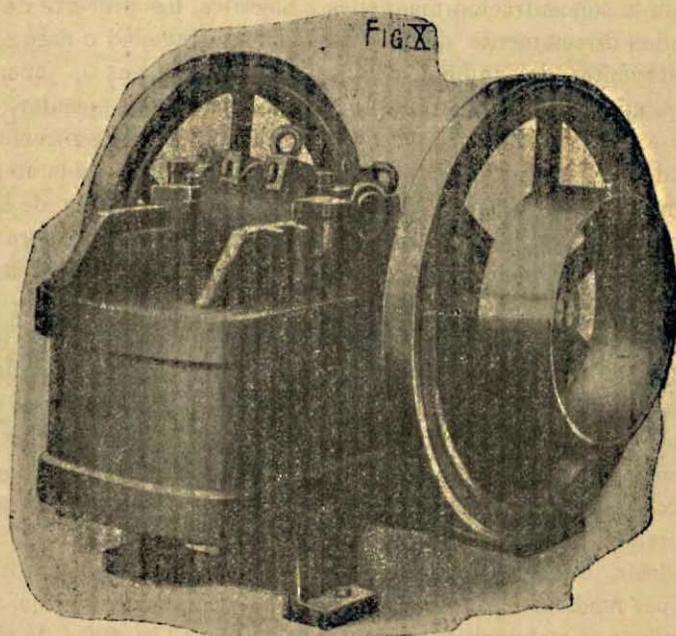
La concentración mecánica de los minerales de cobre, aunque muy perfeccionada, deja aun mucho que desear; el cobre que se pierde durante este proceso es equivalente al 15%, en término medio, del cobre contenido en los minerales que se benefician.

El primer paso dado en la concentración mecánica de los minerales es la chancadura, la que casi siempre se ejecuta en la conocida chancadora Blake, ilustrada en la fig. 10.

Las mandíbulas de esta chancadora son construidas de fierro endurecido o acero i pueden ser fácilmente reemplazadas. La tabla que se inserta, da la capacidad i otras informaciones correspondientes a esta clase de máquinas; la capacidad de la chancadora depende de la abertura de las mandíbulas i de la velo-

cidad. Las capacidades aquí dadas se refieren a una abertura de 39 milímetros i a la velocidad indicada como normal en la tabla.

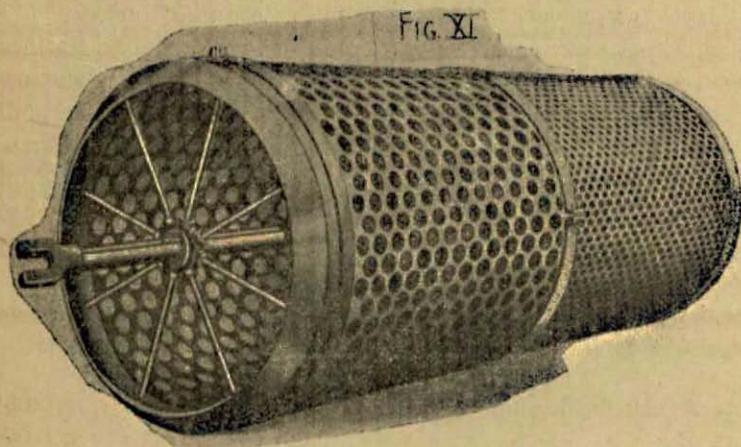
La máquina de molienda mas económica es el pison de gravedad, pero debido a que ellos dan como producto una pulpa fina e irregular, su uso no se considera propio en la concentracion de los minerales de cobre.



CHANCADORAS BLAKE

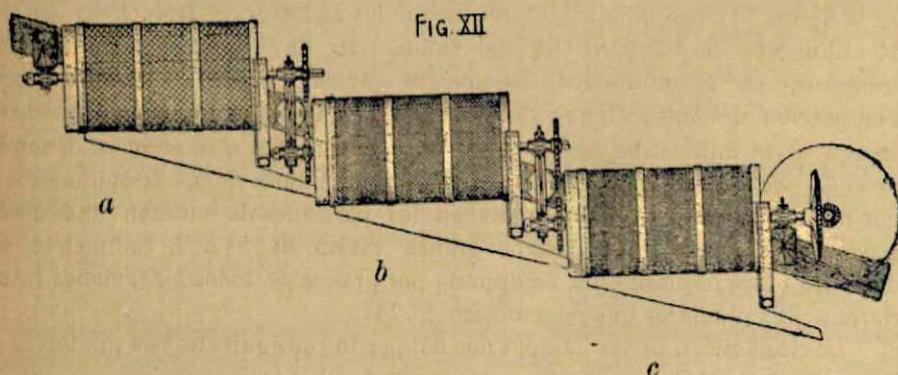
Dimensiones de la boca	Capacidad por hora	Peso total	Velocidad revoluciones por minuto	Fuerza matriz	Dimensiones externas		
					Largo	Ancho	Alto
Mts.	Tons.	Lbs.		H. P.	Mts.	Mts.	Mts.
0.10 x 0.026	--	160	--	--	0.50	0.30	0.40
0.26 x 0.10	4	5.100	250	4	1.30	1.80	1.15
0.26 x 0.18	7	8.540	250	7	1.60	1.90	1.30
0.38 x 0.12	8	11.700	250	8	1.70	1.40	1.35
0.38 x 0.23	11	16.900	250	10	2.00	2.65	1.55
0.53 x 0.26	15	22.000	250	14	2.25	2.55	1.50
0.62 x 0.31	20	45.000	250	20	3.00	2.95	1.85

La chancadura va seguida del pasaje del mineral por harneros inclinados, formados por listones de fierro; el espacio entre liston i liston es jeneralmente de 0.038 mt. El mineral que pasa por estos harneros se considera chancado; el que no pasa va a otra chancadora Blake de menor capacidad, arreglada para dar productos de 0.038 mt. de diámetro como máximo. Se obtiene de esta manera una cierta cantidad de mineral chancado, formado por granos de diversos tamaños que no exceden, sin embargo, de 0.038 mt. en diámetro. Antes de concentrar este mineral se hace necesario el clasificarlo, es decir, separarlo en diferentes porciones o lotes; cada lote o porcion compuesta por granos



de un mismo tamaño. Esta clasificacion se ejecuta en harneros cilindricos o trómeles (fig. XI).

Los trómeles se colocan de a dos, tres o cuatro juntos, tal como se detalla en la fig. XII. El mineral pasa a través del trómel «a», (fig. XII) formado por



harneros de agujeros de 0.026 mt. en diámetro; cierta cantidad del mineral molido a un producto de 0.038 mt. en diámetro como maximum, es bastante fino i, por consiguiente, pasa por los agujeros de 0.026 mt.; dicho producto cae sobre el trómel «b» (fig. XII).

El resto del mineral, ó sea aquella porcion que no pasó al traves de los agujeros de 26 milímetros del trómel «a», se considera clasificado.—Este lote o porcion que denominaré A, se encuentra compuesto por un producto mineral cuyos granos varían de 26 a 38 milímetros en diámetro.

En el trómel «b» (figura XII) se tiene ahora el mineral no clasificado aun, compuesto de granos cuyo diámetro es inferior a 0.026 metro.—El trómel «b» está formado por harnero de agujeros de 0.022 metro; el mineral que pasa al traves de estos agujeros cae al trómel «c», miéntras que el resto del mineral que no pasa por los agujeros de 22 milímetros se considera clasificado.—Este lote de mineral que denominaré «B» se encuentra compuesto por un producto mineral cuyos granos varían de 22 a 26 milímetros en diámetro.

En el trómel «c» (figura XII) se tiene ahora el mineral no clasificado aun; compuesto por granos de diferentes tamaños, todos ellos, sin embargo, de un diámetro inferior a 22 milímetros.—El trómel «c» está constituido por harneros de agujeros de 14 milímetros; por lo consiguiente el producto harneado, que llamaré D, estará constituido por granos de diámetro menor de 14 milímetros i el producto que no se harnea, llamado «C» estará formado por granos de diámetro que varían de 22 a 14 milímetros i se considera como producto clasificado.

Por lo que se deja dicho, se ve que esta primera clasificacion da cuatro productos: tres de ellos clasificados i uno no clasificado aun, a saber:

Lote A.	clasificado como mayor que 0.026 mts. i menor que 0.038 mts.
Lote B.	» » » » 0.022 » » 0.026 »
Lote C.	» » » » 0.014 » » 0.022 »

Mineral D. no clasificado, formado por granos de diámetro menor que 14 milímetros.

Los lotes A, B i C. deben ser ahora concentrados miéntras que el producto o mineral D. pasa por una serie de trómeles tal como el caso anterior detallado en la figura XII, con la única diferencia que los agujeros del trómel «a» son de 10 milímetros de diámetro, los del trómel «b» de 5 milímetros i los del trómel «c» de $2\frac{1}{2}$ milímetros. De manera que en el trómel «a» se clasifica una porcion del mineral, que designaré F., de granos cuyo diámetro varía entre i 10 14 milímetros; en el trómel «b», se clasifica otra porcion, denominada G., compuesta por granos cuyo diámetro varía de 5 a 10 milímetros i por último en el trómel «c» se obtienen dos porciones de mineral: una clasificada, que denomino «H», cuyos granos varían de $2\frac{1}{2}$ a 5 milímetros en diámetro i otra no clasificada, compuesta por granos de todos los tamaños inferiores a $2\frac{1}{2}$ milímetros que denominaré f. 741.

La clasificacion de los llamos nos da, por lo consiguiente, seis productos o lotes diferentes, a saber:

Lote A.	de	38 milímetros	a	26 milímetros
» B.	»	26	»	22
» C.	»	22	»	14
» F.	»	14	»	10
» G.	»	10	»	5
» H.	»	5	»	2½

I además un producto no clasificado «f».—Los lotes A, B, C, F, G, H deben ser ahora concentrados, mientras que el producto f será mas escrupulosamente clasificado.

Dejando de mano, por un momento, la concentracion de los lotes A, B, C, etc. que denominaré «llampos», pasaré a describir la clasificacion del producto fino (f).

La experiencia de varios años enseña que la clasificacion en clasificadores hidráulicos no ofrece ventajas de ninguna especie; mui al contrario, presenta serias desventajas.—Los clasificadores hidráulicos dispuestos como se ilustra en la figura XV, son relativamente sencillos; requieren, sin embargo, atencion; exigen una cuidadosa regularizacion; consumen una gran cantidad de agua; disminuyen la capacidad de las máquinas concentradoras, i finalmente, provocan la pérdida de minerales finos que flotan en la vasta superficie del agua.

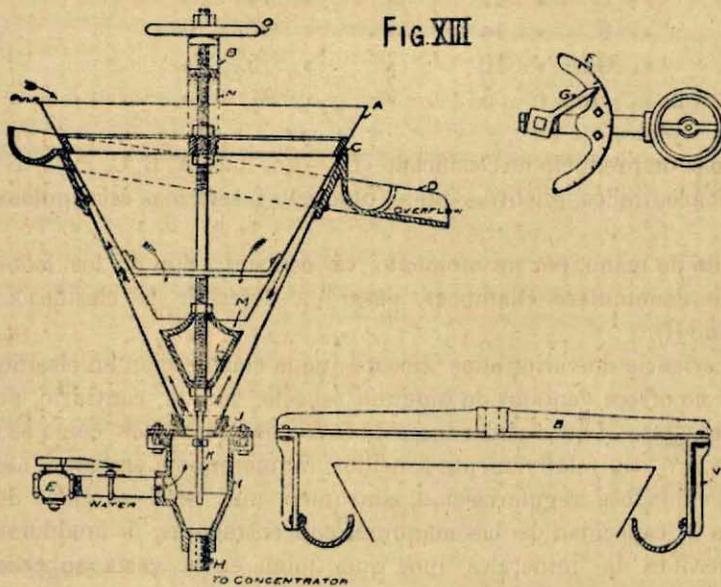
El mineral se clasifica por su caída sobre una corriente de agua i cualquiera puede fácilmente comprender que las partículas de mineral i ganga caerán en armonía con su peso i tamaño, i por lo consiguiente, ellas quedarán clasificadas por peso i no por tamaño, por cuanto las partículas de ganga son, en la jeneralidad de los casos, mucho mayores que las de los minerales. (Entiéndase que me refiero a la concentracion de sulfuros de cobre). El producto así clasificado por igualdad de peso es inconcentrable, pues los sistemas de concentracion se basan en la diferencia de peso o gravedad específica. Mas aun, la gran cantidad de piritas i sulfuros finos se diluye con el agua del clasificador en un exceso tal que forman lo que en América del Norte denominan «slimes» o lamas difícilmente decantables, perdiéndose en la mayoría de los casos en los relaves del tratamiento mecánico.

Por las razones espuestas se ve claramente que el uso del clasificador hidráulico se limita al apartado de materias de un tamaño mas o ménos homogéneo i de una fineza bastante considerable. En la práctica se clasifica de esta manera productos inferiores en diámetro a uno o dos milímetros.

La figura XIII ilustra un clasificador hidráulico compuesto de dos conos, el uno embutido en el otro. La pulpa que se desea clasificar entra al clasificador en «S» i en «M», cae sobre una corriente ascendente de agua, introducida al clasificador por medio de la cañería «G» provista de la válvula «E», que regulariza la corriente ascendente.

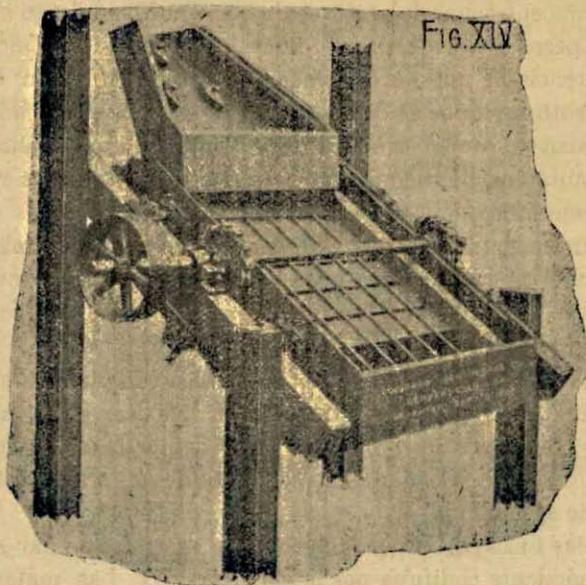
Las partículas finas pasan por la abertura o espacio que hai entre los dos conos i sale en corriente continua por la canaleta «D». Las materias classifica-

das se descargan por medio del tubo «H». El producto no clasificado pasa al segundo cono (figura XV) i así sucesivamente.



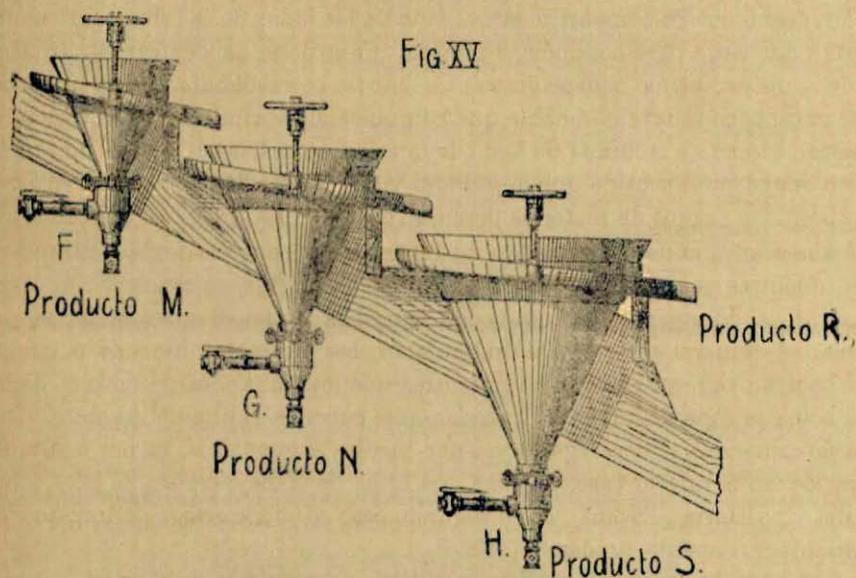
La manera de regularizar la clasificacion es graduando la abertura entre los dos conos i regularizando el consumo de agua.

Uno de los adelantos mas modernos del arte de la concentracion mecánica



es la clasificacion de las materias finas en harneros movibles. La figura XIV representa un harnero movable instalado en las usinas de concentracion del Estado de Utah; el movimiento del harnero es perpendicular al plano de la superficie del harnero; este movimiento combinado con la vibracion de la rejilla del harnero tiende a conservar los agujeros siempre limpios. Las grandes ventajas de este clasificador moderno residen en su gran capacidad unida a una disminucion notable de las pérdidas de mineral i en el menor consumo de agua

Volviendo ahora a la clasificacion del producto fino f, se tendrá como re-



sultado (obsérvese figura XV) la separacion de él en 4 lotes, a saber: el que se obtiene en el cono F. el que se obtiene en el cono G; en el cono H. i finalmente el que se obtiene en L. Dichos lotes se consideran clasificados i sus granos son de la fineza que al pié se detalla. El producto obtenido en F, lo denomino M; el obtenido en «G» lo denomino N; el de «H» lo denomino «S»; i por último, denomino «R» al producto obtenido en L.

Lote	M.	clasificado como mayor que	$1\frac{1}{2}$ mm.	i menor que	$2\frac{1}{2}$ mm.
	» N	»	» que $\frac{1}{2}$ mm.	i »	» que $1\frac{1}{2}$ mm.
	» S.	»	» que 0.1 mm.	i »	» que $\frac{1}{2}$ mm.
	» R.	Como producto finísimo, jeneralmente en suspension en el agua, denominado «slime» o «lamas».			

Terminada de esta manera nuestra clasificacion, pasará a describir la concentracion. Los lotes A, B, C, G, H, F, M i N, se concentran en cribas mientras que los lotes o porciones S i R se concentran en mesas. Describiré ahora

la concentracion en cribas dejando para mas adelante la concentracion en mesas.

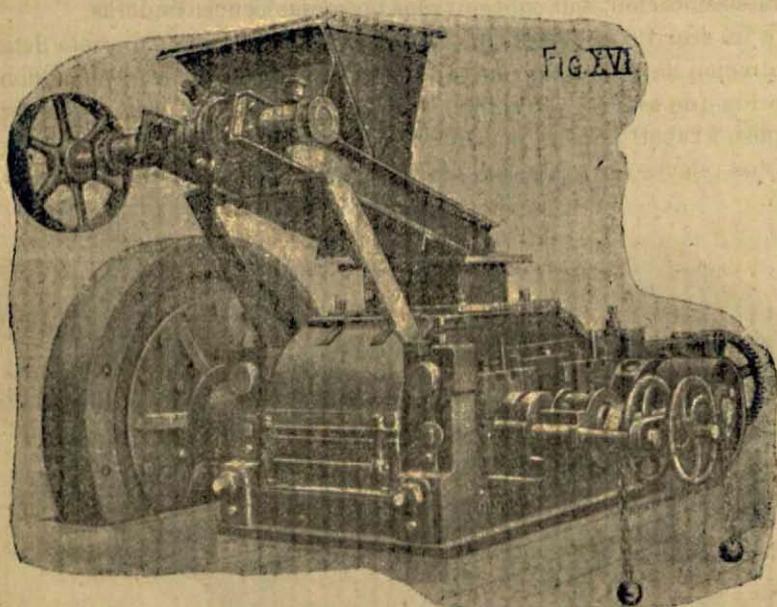
La concentracion en cribas es una de las aplicaciones mas antiguas del arte de concentrar los minerales; su orijen es aleman i se remonta a las instalaciones de las Montañas de Hartz en Alemania, algo mas de 250 años atras. La concentracion en cribas de los minerales de cobre es interesantísima hoi día i su uso es altamente recomendable. Esta concentracion se basa en el depósito de las materias minerales en una columna pulsante de agua. Las cribas modernas, son, jeneralmente hablando, modificaciones de la antigua criba Hartz. Todas ellas consisten en un cajon terminado en punta que puede ser dividido en dos, tres o cuatro compartimentos. Uno de los lados de la criba contiene un harnero que sirve para conducir el mineral que se desea concentrar, el otro lado contiene un excéntrico conectado con un émbolo correspondiente a cada harnero; el excéntrico mueve el émbolo que comunica el movimiento de pulsacion al harnero i al baño o columna de agua de la criba; los harneros tienen una inclinacion suave en el sentido que el mineral viaja. Antes de operar los harneros se cubren con granos de materias pesadas (fierro) o cascajo; el mineral se introduce ahora en uno de los extremos de la criba con una corriente continua de agua; miéntras que él viaja sobre la superficie de la criba, se concentra en capas debido a la diferencia en la gravedad específica de las diversas materias que forman el mineral sometido al tratamiento; los minerales livianos o pobres salen por un extremo de la criba, miéntras que los minerales pesados se depositan sobre la capa de materias pesadas que cubre la rejilla del harnero. Esta capa de minerales se descarga ya sea por medios automáticos, ya por medio de operarios; en el primer caso se tiene una criba de trabajo continuo, tales como las del tipo Hartz i Evans; en el segundo caso se tiene cribas de trabajo intermitente, raramente usadas hoi día.

Como producto de estas cribas se obtiene en cada una de ellas un mineral concentrado i la pulpa pobre o relave de la concentracion.

La pulpa pobre es ahora molida en aparatos especiales; la maquinaria de molienda es reducidísima; ella se reduce, jeneralmente hablando, a los conocidos «cilindros».

La tabla que se reproduce al pié contiene informaciones jenerales respecto a estos cilindros.

CILINDROS CHANCADORES



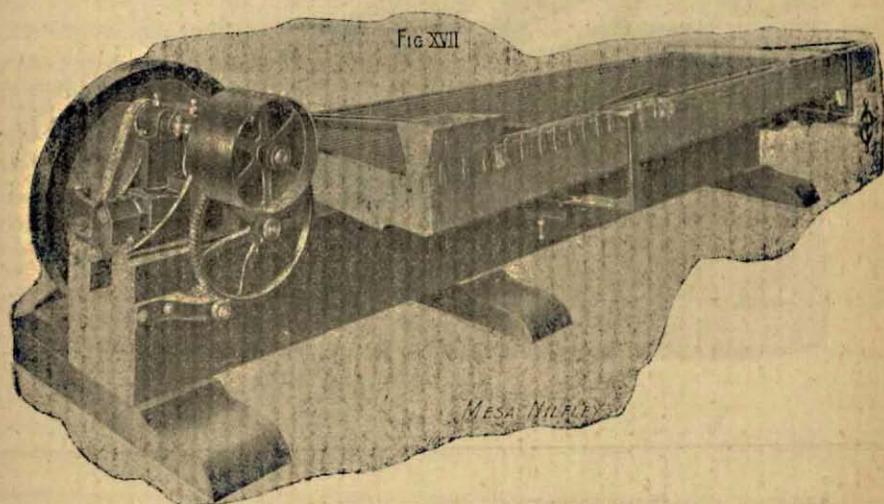
Tamaño	Revoluciones por minuto	Peso en libras	Fza. motriz H. P.	
Diámetro×ancho				
0.50×0.30	150 a 225	7.000	7	La capacidad de los cilindros depende tanto de la dureza de la roca, que es imposible dar informaciones al respecto.
0.68×0.35	125 a 200	13.000	10	
0.76×0.35	120 a 190	16.000	15	
0.91×0.40	100 a 175	22.000	20	
1.00×0.40	90 a 150	26.000	25	
1.35×0.40	60 a 105	35.000	35	

Esta pulpa despues de ser molida es de nuevo clasificada en trómeles, harneros movibles o clasificadores hidráulicos, de la manera ya descrita. Esta clasificación, a semejanza de la primera clasificación, da como resultado la separación de la pulpa en diferentes lotes compuestos de granos mas o menos iguales en cada lote.

Los lotes o porciones de mineral compuestos por granos de diámetro mayor que 1 mm. son jeneralmente concentrados en cribas; los lotes compuestos por granos de menor diámetro, a semejanza de los productos «S» i «R» de la primera clasificacion, son concentrados en mesas concentradoras.

Ya he descrito la concentracion en cribas, así es que ahora solo detallaré la concentracion de productos finos en mesas. Antes de pasar adelante debo dejar establecido que esta segunda concentracion en cribas dará como la anterior dos productos, a saber: mineral concentrado i pulpa pobre o relaves.

Estos relaves son ahora pulverizados, ya sea en molinos chilenos o Hung-



tington. De manera que se ha llegado al último estado del tratamiento mecánico, es decir: clasificacion i concentracion del mineral pulverizado. La clasificacion de esta pulpa finísima ha sido descrita e ilustrada con figuras.

Jeneralmente hablando, dicha clasificacion da como resultado dos grandes lotes o porciones de mineral; una de ellas se denomina «arenas» i es un producto de granos finísimos, mas o ménos uniformes, que se decanta con mayor o menor facilidad, miéntras que el otro lote, formado por las lamas, es difícilmente decantable.

La concentracion de las arenas se ejecuta casi universalmente en mesas Wilfley ilustrada en la figura 17.

La construccion de esta mesa ha cambiado bastante, como fácilmente se puede ver en la figura 17.

Así, el largo total de la mesa ha disminuído, conservándose la misma superficie útil. La mesa se cubre con linoleum (preparacion de aceite de linaza enduccionado por un procedimiento de oxidacion), que sustituye al caucho formando un hule para piso muy resistente. Los listones que cubren esta cubierta son hechos de madera especial, ellos son de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ pulgada de altura por un $\frac{1}{4}$ de pulgada de ancho.

La capacidad de esta mesa varía mucho con el carácter del mineral que se concentra; beneficiando minerales sulfurados i piritosos de cobre su capacidad varía entre 20 i 30 toneladas diarias, consumiendo de 5 a 15 galones de agua por minuto.

Las mesas Wilfley dan como resultado dos productos: un mineral concentrado i una pulpa pobre o relave de la concentracion.

Esta pulpa puede ser de nuevo cuidadosamente pulverizada en los molinos Hungtington o chilenos o simplemente es conducida a los desmontes; naturalmente el sentido en que se decida obrar, se basa en la riqueza relativa de la pulpa i en consideraciones económicas sobre su beneficio.

La pulpa molida forma en su mayor parte las lamas o «slimes», las que se concentran en las mesas «Frue Vanners», cónicas, etc.

En los Estados Unidos de América se da gran preferencia a las «Frue Vanners» en la concentracion de lamas; esta mesa consiste en una faja de goma sin fin actuada por dos cilindros, de manera tal que forme una superficie de 1,20 ms. a 1.80 ms. de ancho i de 3.60 ms. de largo.

Beneficiando minerales de cobre esta mesa tiene una capacidad de 10 toneladas, su uso es en extremo recomendable en el tratamiento mecánico de las lamas.

Los grandes relaves que resultan del tratamiento mecánico contienen siempre cantidades apreciables de mineral, las que se pueden imperfectamente recuperar decantando dichos relaves en grandes estanques naturales o artificiales. La parte rica de las capas depositadas en el fondo del estanque, se mezcla jeneralmente con polvo de carbon, etc., i se forma con ellas ladrillos o briquettes en prensas de aire comprimido o vapor, etc.

Tal es, a grandes rasgos, la práctica moderna, casi universalmente aplicada a la concentracion de sulfuros i de piritas de cobre. Ultimamente, sin embargo, en las instalaciones no totalmente concluidas de Utah i Nevada, se ha modificado esta práctica considerablemente, i, aunque queda todavía por ver los resultados económicos del nuevo sistema, no estará de mas dar una lijera idea sobre él.

Lo que resulta como mas ilójico a la vista del metalurjista es el hecho que, beneficiando el mismo mineral bajo condiciones idénticas i en la misma localidad, los procesos difieran tan radicalmente entre sí como difieren en Garfield, Estado de Utah. La compañía «Utah Copper Co.», en su establecimiento de concentracion situado en Garfield, sigue la práctica de Montana, Arizona, Méjico, etc., práctica descrita como jeneral en este informe, con la única diferencia que la chancadura preliminar es ejecutada en chancadoras «Gates» o jiratorias, en vez de chancadoras Blake. La Compañía Boston Consolidated, beneficiando el mismo mineral en su establecimiento situado en Garfield, sigue una práctica enteramente diferente i que en seguida describo.

El mineral es previamente chancado en chancadoras «Gates» i de allí es automáticamente transportado a baterías de «pisonos» del tipo «Nissen», donde es finamente molido o pulverizado. El mineral pulverizado en los pisonos es clasificado i concentrado enteramente en mesas «Wilfleys» i «Vanners». No hai

aquí concentración de llamos i el proceso de concentración en sí mismo, es fácil i económico, mas el tratamiento metalúrgico que sigue tiene que ser mas costoso; lo que fácilmente se comprende teniendo presente lo que se dejó establecido en pájinas anteriores de esta parte del informe.

En Nevada se ha introducido un nuevo proceso de concentración que ofrece sus peculiaridades i que merece ser, mas o ménos estensamente descrito. Este proceso, que denominaré la «concentración de los minerales flotables» difiere de los procesos de «Elmore» i de «Potter-Delprat» en que la flotación de los minerales se ejecuta en un baño de agua. En los últimos años hemos leído mas de una información sobre el adelanto de los que se llaman procesos de flotación para concentrar minerales. Potter i Delprat emplean un baño de ácido en el que ciertos minerales flotan en vez de sumerjirse; Elmore emplea aceite etc. En el proceso que intentaré describir, el mineral no recibe un tratamiento especial sino que es molido como en el proceso comun, i siu embargo, los sulfuros de cobre flotan en la superficie del agua, miéntras que la ganga, que es mas liviana, se deposita o decanta en el fondo.

W. R. Ingalls esplica este fenómeno de la siguiente manera:

«El principio en que este proceso se basa es la diferencia en afinidad exhibida por los diferentes componentes de los minerales sulfurados a la tensión superficial del agua. Los sulfuros metálicos son afectados positivamente por la tensión superficial del agua, es decir, ellos no penetran al traves de la superficie del agua; en otras palabras, no se sumerjen; ellos quedan sobre la superficie o flotan sobre el agua. Miéntras que la roca o ganga mineral es afectada «negativamente» por la tensión superficial del agua, es decir, ella se sumerje en el agua, pasa o rompe la superficie de ella i va a depositarse al fondo del baño de agua».

Ahora bien, la tensión superficial del agua es debida al aumento de la fuerza de «cohesion» en la superficie del agua i, como producto de esta tensión, se tiene una enerjía o fuerza molecular, la que balancea o contrapesa la fuerza de gravedad impidiendo así que las partículas de mineral se depositen segun su peso o gravedad específica. Se esplica de esta manera, aunque no del todo satisfactoriamente, el fenómeno que da lugar a esta (al parecer) negación de los principios de gravitación. Mr. Mackquisten, reconociendo este principio como hipótesis de trabajo, ideó su proceso de concentración que se puede describir como sigue:

El mineral es chancado i en seguida finamente pulverizado con agua; esta pulpa se clasifica en clasificadores hidráulicos en dos lotes o porciones, a saber: arenas i lamas. La concentración se ejecuta en el aparato ilustrado en la figura 18, el que consiste de un tubo B que descansa sobre cuatro rodillos (F F). E extremo «A» del tubo es cerrado, a escepcion de una pequeña abertura por donde se introduce el mineral en corriente continua con agua; el interior de tubo es perforado en forma del espiral (E); la descarga del tubo es enteramente abierta (C). El tubo se conecta con un cajon vertical (M). El mineral en corriente continua es alimentado por el extremo (A) del tubo, el que resuelve sobre los rodillos F (fig. 18). Las materias pesadas o sulfuros de cobre se sumer

jen, junto con la ganga, repetidas veces en el agua, debido al movimiento de rotacion del tubo i, de acuerdo con los principios enumerados, las partículas sólidas de los sulfuros flotan mientras que las porosas o ganga se sumerjen continuamente; de esta manera la pulpa viaja hasta caer en el cajon «M», donde el mismo estado de cosas o equilibrio de las fuerzas reinantes predomina.

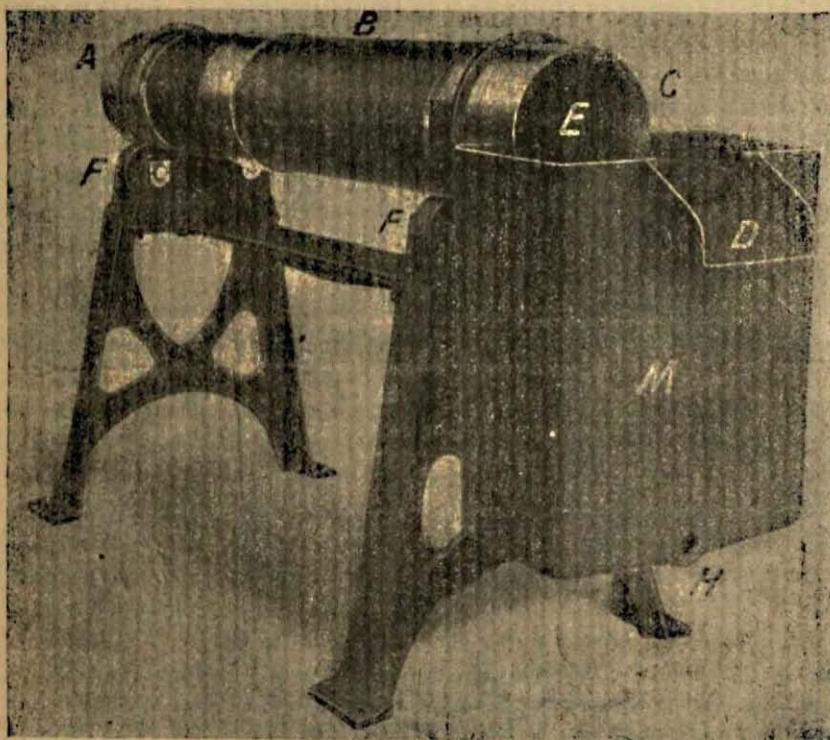


FIGURA XVIII

El mineral concentrado se colecta en este cajon i se descarga por la cancheta superior (D) mientras que la ganga o materias livianas se descarga por la abertura posterior (H). Los relaves que se obtienen en «H» son de nuevo clasificados en otro tubo, i así sucesivamente hasta obtener la extraccion deseada. Beneficiando arenas se obtiene una extraccion del 90% del cobre contenido en el mineral despues que éste ha pasado por 4 tubos.

Las lamas son dificilmente concentrables, ellas tienden a empobrecer el mineral flotante, pues, como ya se ha visto, ellas en sí mismas son de difícil decantacion. Una separacion de arenas i lamas es algo absolutamente necesario en el beneficio por medio de este proceso. Las lamas se concentran separadamente de la misma manera obteniéndose una extraccion del 60% del cobre contenido en el mineral.

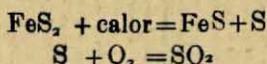
En Golconda, Nevada, se benefician diariamente 800 toneladas de un mineral piritoso que contiene de 1 a 2% de cobre por medio de este proce-

dimiento; el concentrado obtenido ensaya de 11 a 22% de cobre; cada tubo tiene una capacidad de 5 toneladas por cada 24 horas.

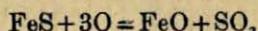
4.—CALCINA O TUESTA DE LOS CONCENTRADOS FINOS

Esta operacion metalúrgica es, como se dejó establecido, un complemento de la concentracion mecánica i consiste en la espulsion del azufre i oxidacion del fierro de aquellos minerales concentrados cuyo tamaño es tan pequeño (polvos) que no permite el beneficiarlos por el método de fundicion directa en hornos de viento.

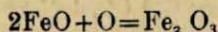
Los sulfuros de fierro i cobre (concentrados), finamente molidos, son sometidos al accion física del calor i a la oxidante de una corriente de aire; el mineral se remueve incesantemente para así presentar siempre una superficie inoxidada a la corriente de aire. Los sulfuros metálicos son así calentados: el azufre a esta temperatura tiene por el oxígeno mayor afinidad que por los metales i por lo consiguiente se combina con él formando ácido sulfuroso. Así, por ejemplo, la pirita de fierro contenida en el mineral, despues de liberar un átomo de azufre que fácilmente se desintegra, se trasforma en sulfuro de fierro; el azufre destilado se combina inmediatamente con el oxígeno del aire formando ácido sulfuroso:



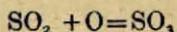
El sulfuro de fierro resultante de este cambio físico se oxida formando ácido sulfuroso i dejando el fierro libre, el que a su vez posee gran afinidad por el oxígeno i naturalmente se combina con él formando óxido ferroso.



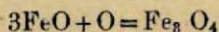
El óxido ferroso se oxida a óxido férrico en la presencia del oxígeno del aire:



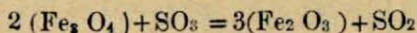
El ácido sulfuroso tambien se satura, en cierta cantidad, con el oxígeno del aire formando ácido sulfúrico anhidro:



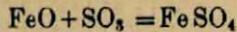
A veces acontece que el óxido ferroso, en vez de oxidarse directamente a óxido férrico, pasa primero por el estado de óxido magnético:



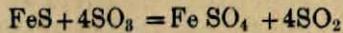
Este óxido magnético roba al ácido sulfúrico de un átomo de oxígeno; oxidándose de esta manera a óxido férrico i reduciendo el ácido sulfúrico a sulfuroso:



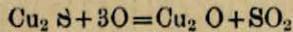
Parte del ácido sulfúrico anhidro se combina con el óxido ferroso formando sulfato ferroso:



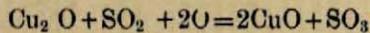
Parte del mismo ácido tiende también a oxidar los sulfuros de fierro formando sulfato ferroso i ácido sulfuroso:



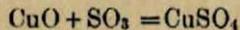
Los sulfuros de cobre se funden fácilmente i son ligeramente alterados por la tuesta oxidante. Al principiar a tostarse el sulfuro cuproso se oxida formando óxido cuproso i ácido sulfuroso:



El óxido cuproso se oxida a óxido cúprico en la presencia de aire i ácido sulfuroso, el que a su vez se oxida a ácido sulfúrico anhidro:

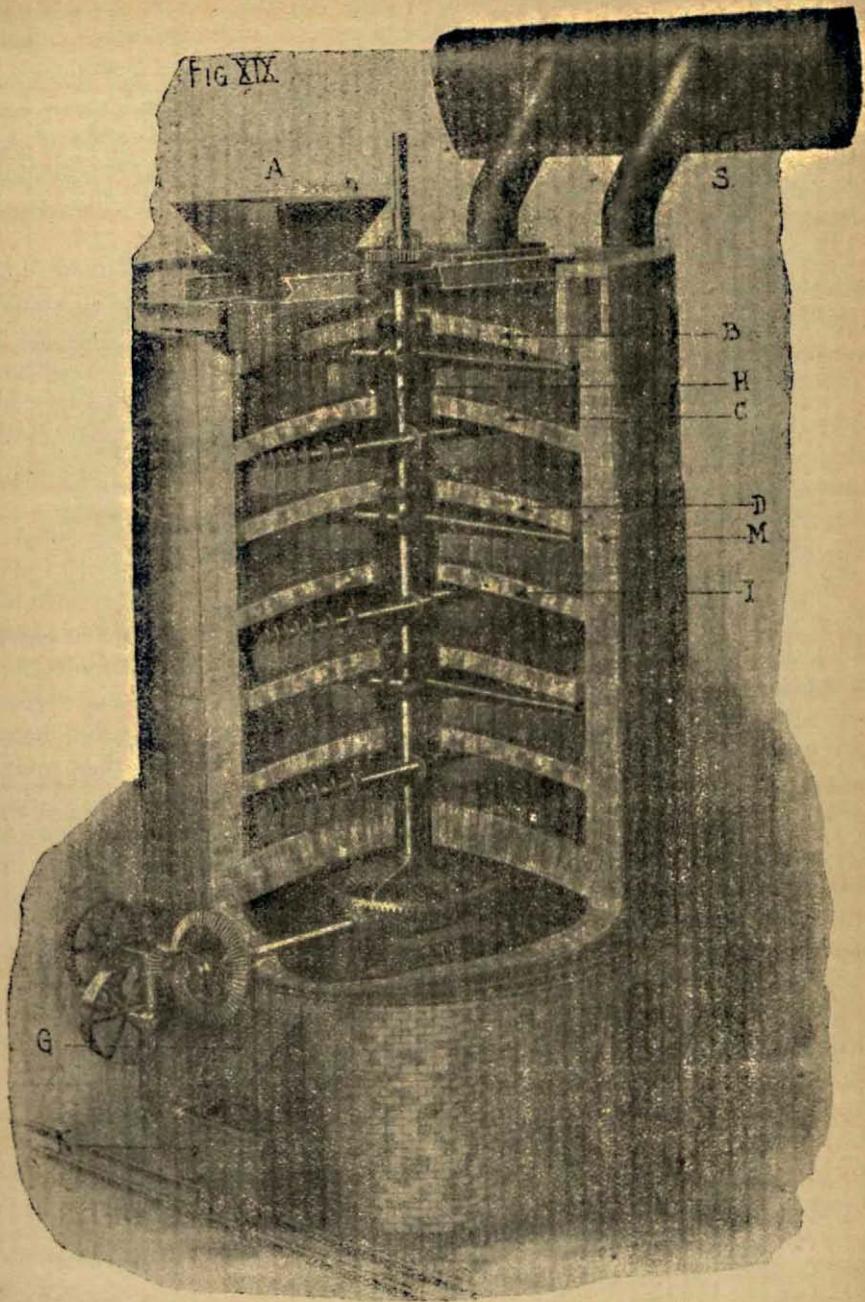


Gran parte del ácido sulfúrico anhidro se combina con el óxido cúprico formando sulfato cúprico:



Como resultado de esta tuesta oxidante se obtiene una mezcla de óxidos de cobre i fierro, sulfato de cobre i fierro, i por último, sulfuros de cobre i fierro que, debido al tamaño del mineral, no son afectados por la acción oxidante del aire.

Entendidas las reacciones del proceso, se ve claro que hai una gran cantidad de calórico jenerado en el curso de él, debido naturalmente a la oxidación de los sulfuros metálicos. El problema que, por sí mismo, se presentó a los metalurjistas americanos fué el aprovechamiento de esta energía calorífica desperdiciada no hace mucho tiempo atrás; Mac-Dougall resolvió el problema, ideando su horno mecánico que ha sido superficialmente modificado por los ingenieros Evans i Klepetko. Este horno, detallado en la figura 19, consiste en un cilindro vertical de fierro revestido de ladrillos comunes o de fuego; el cilindro tiene 6 arcos horizontales o pisos, formados por un armazón de fierro revestido por ladrillos. En cada piso hai dos rastrillos que actúan, movidos por un eje central, describiendo una circunferencia sobre el piso; el eje central se comunica por medio de un engranaje con el árbol de fuerza motriz. Las paletas o dientes del rastrillo tienen, piso por medio, una inclinación hacia los lados o circunferencia exterior del horno; esto tiene por objeto arrastrar el mineral en el sentido de la salida o comunicación de un piso con otro. Así, el mineral (figura 19) que se introduce al horno por medio de la tolva A, cae sobre el piso C del horno i, debido a la inclinación de los rastrillos, pasa por la



abertura «H» cayendo en el piso «D»; de aquí cae sobre el piso «I» por medio de la abertura «M» i así sucesivamente. Los vapores sulfurosos son conducidos por medio del cañon «S» a las cámaras de depósito; el mineral tostado sale por lo tolva «G» que da sobre la línea de los carros cargadores «N».

La tuesta de los minerales que contengan de 15 a 30% de azufre no exige auxilio de combustible alguno, sino aquel que es necesario para calentar el horno al principiar una campaña. La temperatura desarrollada durante esta operacion varía de 450° a 900° centígrados.

Jeneralmente los hornos se construyen de 4.80 metros de diámetro i 6.40 metros de altura. La capacidad de ellos varía naturalmente con el grado de oxidacion requerida. Un horno de estas dimensiones tiene una capacidad diaria de 40 toneladas, reduciendo el contenido de azufre de 30 a 7% de la carga; el horno en este caso trabaja con una velocidad tal que los rastrillos describen, en cada piso, una circunferencia en 60 segundos. El producto calcinado que contenga de 6 a 9% de azufre se estima como el mas adecuado para el tratamiento que sigue o fundicion en hornos de reverbero.

La manera de operar de los hornos de tuesta al principiar una campaña es la siguiente:

Se cierran las puertas de cada piso, escepcion hecha de las del piso inferior; en el primer piso se enciende madera o leña seca i se agrega en seguida carbon; en los pisos restantes se quema madera solamente. Cuando el horno está suficientemente caliente se agrega el mineral i se ponen en movimiento los rastrillos que conducen el mineral al traves del horno en dos horas i cuarto (horno de capacidad de 40 toneladas). Las puertas del piso inferior permanecen abiertas para suministrar así el aire necesario; si la corriente de aire es sumamente fuerte, se hace necesario abrir las puertas del piso tercero. Los hornos se proveen jeneralmente de alimentadores automáticos que disminuyen grandemente el gasto de mano de obra; un hombre puede atender fácilmente 6 o mas hornos; cada horno exige un gasto de fuerza motriz equivalente, mas o ménos, a 2 caballos de fuerza.

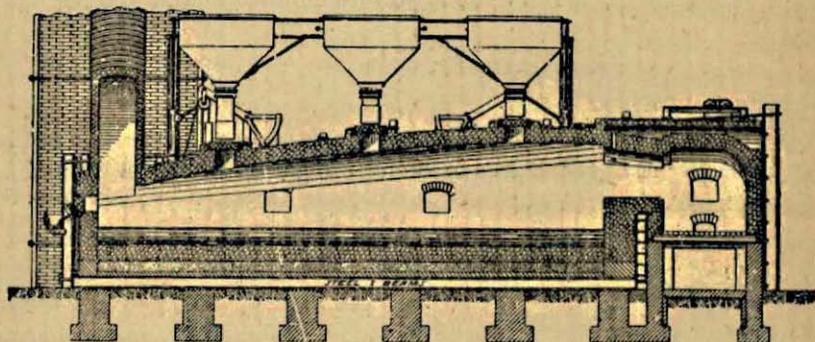
El uso del horno Mac-Dougall es universal en los Estados Unidos para la tuesta de los sulfuros de cobre; no he visto otro horno en uso en los establecimientos que he visitado en Montana, Utah, Arizona, Nevada, etc.

5.—FUNDICION A EJES DE LOS PRODUCTOS TOSTADOS EN HORNOS DE REVERBERO

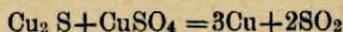
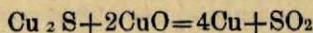
La fundicion de los productos calcinados se efectúa en hornos de reverberos; este horno, de oríjen inglés, se detalla en la figura 20. El consta de un hogar o parte del horno donde se quema el combustible; la llama del combustible i los gases pasan por sobre el puente que separa el hogar del laboratorio del horno, en donde se coloca el mineral. El calórico de la llama i gases del combustible es absorbido por el mineral, el que se funde. El consumo de aire está limitado en la práctica moderna al exigido por la oxidacion completa del carbono del combustible i, por consiguiente, la atmósfera que prevalece en el laboratorio del horno es considerada neutral.

Los minerales calcinados que, como anteriormente se vió, se componen de una mezcla de óxidos, sulfatos i sulfuros de cobre i fierro, al ser sometidos a la accion del calórico jenerado por el combustible tienen una tendencia a reaccionar de una manera mas o ménos análoga a la observada en el horno de calcina. Estas reacciones serian de cierta consideracion si hubiese oxígeno libre presente; el oxígeno avaluable, como libre, es aquel, en pequeñas cantidades por cierto, que no se combina con el carbono del combustible en el hogar del horno;

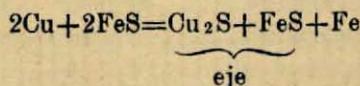
Fig. XX



i, por lo consiguiente, la oxidacion producida es mui limitada. El oxígeno que juega un papel interesante en las reacciones oxidantes i reducentes del horno es el que se acostumbra a llamar oxígeno sólido, o sea aquel que está combinado con el fierro, cobre, etc. Así, tan pronto como los óxidos i sulfatos dejan al descubierto, al fundirse, cierta cantidad de sulfuros, estas reacciones tienen lugar con una rapidez prodijiosa. Los sulfuros de cobre reaccionan sobre los óxidos i sulfatos de cobre, produciendo así cobre metálico i liberando ácido sulfuroso.

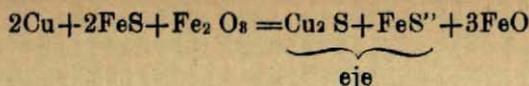


Este cobre metálico se combina con el azufre del sulfuro de fierro formando el eje:

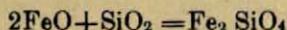


Esta reaccion tiene efecto en ambos sentidos, dependiendo de la temperatura existente.

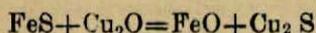
Esta reaccion, de acuerdo con los principios detallados en la página ... de esta parte del informe, no puede tener lugar sino en la presencia del óxido férrico, que, a su vez, se reduce a óxido ferroso:



El óxido ferroso se combina inmediatamente con la sílice libre formando un silicato de fierro que sirve de base a la escoria.

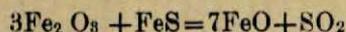


Los óxidos de cobre reaccionan tambien sobre los sulfuros de cobre no oxidados durante la calcina, formando sulfuro cuproso i óxido ferroso:



El óxido ferroso reacciona con la sílice de la manera que se dejó indicada.

El óxido férrico es reducido a óxido ferroso por medio del sulfuro de fierro no descompuesto.



Esta reaccion da óxido ferroso (FeO); que se combina con la sílice formando silicato de fierro (Fe_2SiO_3) i ácido sulfuroso que escapa como gas.

Las impurezas del mineral, tales como alúmina, calcio, magnesia, etc., se combinan con la sílice, formando silicatos que se mezclan con el silicato de fierro, dando lugar así a una escoria de una gravedad específica no mui subida. La cuestion de flujos no es en este sistema de fundicion tan esencial como en el sistema de hornos de viento. Las escorias producidas en fundicion en hornos de reverbero no son tan líquidas o livianas como las producidas en el otro método; es necesario, sin embargo, agregar una cantidad, bastante limitada por cierto, de flujos. El flujo mas comunmente usado es el carbonato de cal, que a los 800° c., mas o ménos, se trasforma en óxido de calcio, perdiendo el ácido carbónico.

Las escorias de los hornos de reverbero varían entre anchos límites:

Sílice varía entre.....	30 i 50 por ciento
El óxido de fierro entre.....	60 i 30 »
El óxido de calcio entre.....	0 i 20 »
El óxido de aluminio entre...	0 i 6 »
El óxido de magnesio entre...	0 i 6 »
Etc.	

La escoria acumulada en el horno se boga desde la puerta bogadora.

El eje se deja acumular en grandes cantidades i se hace la sangría por uno de los costados del horno.

La práctica norteamericana consiste en fundir en hornos de grandes

dimensiones, usando combustible carbonífero; o bien en hornos de dimensiones regulares usando combustible gaseoso.

La fundición en ambos hornos es un proceso continuo; ellos conservan sobre la superficie del piso un baño de materias fundidas de tres a cuatro pulgadas de espesor. Los grandes hornos, tales como los de Anaconda, representan en sí mismos una gran innovación y ella es la relación entre el área del hogar y área del piso del horno. Los viejos hornos de Argo (Denver, U. S. A.) con una superficie útil de nueve metros cuadrados, tienen hogares que guardan con el piso del horno la relación superficial de 1 : 4, y los hornos modernos tienen una superficie útil que varía entre 80 y 150 metros cuadrados y la relación entre la superficie del hogar y la del laboratorio del horno es de 1 : 15 y a veces es de 1 : 20. El uso de grandes hornos representa las siguientes ventajas:

a) Producción de grados más altos de temperatura que los comúnmente en uso; y

b) Conservación y aprovechamiento mejor del calórico generado con el establecimiento de un trabajo continuo.

Estos hornos exigen combustible betuminoso de llama larga y consumen una cantidad equivalente al 20 o 25% del peso de la carga fundida. En algunos establecimientos se hace necesario pasar los gases calientes que salen del horno al través de calderas tubulares, recuperándose así en la forma de vapor (energía) gran parte del calórico que en ellos generalmente se pierde.

La manera de operar con estos hornos, al comenzar una campaña, es encendiendo en los hogares un fuego con leña al que gradualmente se le agrega carbón. A las veinticuatro horas de encendido el horno, se colocan las primeras cargas de mineral; el mineral se introduce por medio de tolvas que corresponden a puertas y agujeros hechos en el techo del horno; el carbón se introduce por medio de otra tolva.

Los hornos demoran de 5 a 15 días en adquirir su temperatura máxima que varía entre 1000° c. y 1250° c. Ya establecida la marcha normal, el horno exige muy poco cuidado; la escoria resulta mucho más fluida que en los hornos pequeños y corre por sí sola pasando por sobre un recipiente; las partículas de eje que la escoria puede acarrear se depositan allí.

Es también parte de la práctica moderna el introducir el mineral calcinado al horno cuando aun conserva gran parte del calórico desarrollado durante su tuesta oxidante, con lo que se consigue una economía no despreciable de tiempo y combustible.

En Anaconda se acostumbra lavar en cribas las cenizas de estos hornos, a fin de recobrar esas partículas pequeñas de carbón que se transforman en coque en el hogar del horno.

Una de las innovaciones más modernas en esta clase de fundición es el uso de combustible gaseoso y del combustible en polvo.

El fundidor de cobre tiene por objeto en sus operaciones metalúrgicas el alcanzar una temperatura crítica, es decir, aquella temperatura que permite la fusión más o menos completa de la carga a fin de efectuar una separación del eje y escoria, valiéndose de su diferencia en gravedad específica. Las innova-

ciones han tenido, por consiguiente, como base el procurar obtener dicha temperatura en el laboratorio del horno durante la duracion de una campaña completa; se ha conseguido esto en parte con la introduccion de los grandes hornos que tratan de quemar la mayor cantidad posible de combustible en una unidad de tiempo. (Entiéndase que, al decir quemar, signifioco oxidacion del combustible i no gasificacion i destilacion etc). Es pues necesario en los grandes hornos el tener un hogar espacioso i el mantener, ya sea natural o artificialmente, una corriente de aire continua i del volúmen requerido para efectuar una combustion rápida. El trabajo continuo del horno i la conservacion de grandes cantidades de eje sobre el piso del laboratorio, vino a abolir el enfriamiento de los hornos tan perjudicial como anti-económico.

Con todo esto los grandes hornos son aparatos que demandan gastos crecidos de combustible; pierden una gran cantidad del calórico jenerado por el carbon en radiaciones i como calor latente, en los productos de combustion, i ademas, su gran capacidad los pone fuera de cuestion en instalaciones pequeñas.

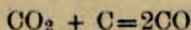
Estas desventajas del sistema de fundicion en grandes hornos dieron nacimiento al sistema de fundicion usando combustible gaseoso i combustible en polvo. Estos sistemas, todavía en su infancia, serán descritos i considerados bajo un aspecto enteramente técnico en un complemento a este informe. Al asignarles tan especial importancia tengo presente la calidad de nuestros carbones i la adaptabilidad de dichos sistemas a la metalurgia del cobre usando carbones de cualidades mui inferiores a los nuestros.

Describiré aquí, sin embargo, en pocas palabras, la práctica i la teoría del proceso, tal cual se practica en uno de los establecimientos de este pais.

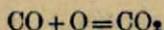
La figura 21 ilustra en corte vertical al gasificador o productor de gas «Taylor». El se carga con combustible fino por medio del alimentador automático «a»; en la parte baja del productor se introduce aire, el que forma con el carbono incandescente ácido carbónico: (c).



El gas carbónico reacciona en la parte alta del productor (b) sobre el carbono del combustible reduciéndose a monóxido del carbono:



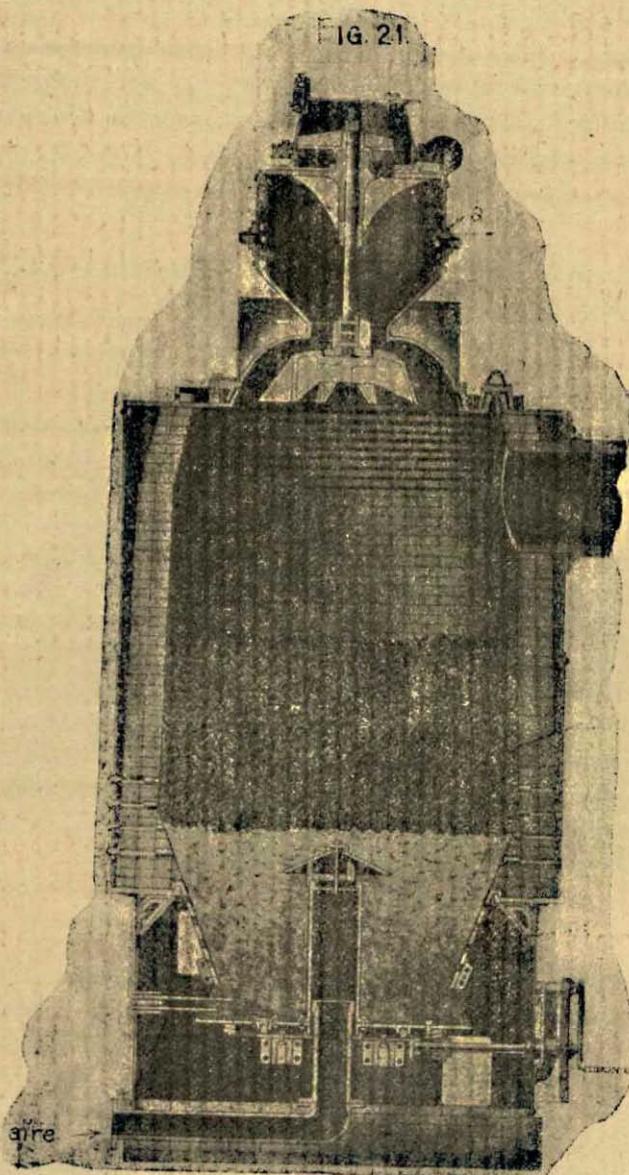
Este monóxido de carbono forma el combustible gaseoso usado; por medio de cañerías se le conduce al horno, donde se pone en contacto con el aire que lo oxida a ácido carbónico:



Los hornos de reverbero que usan gas carbonoso como combustible se construyen de manera que resistan temperaturas elevadas. En la práctica moderna se acostumbra a formar el piso del horno con capas de escorias, sobre las que se coloca un piso de ladrillos de sílice i sobre él capas de arenilla silícea,

las que se saturan con las primeras cargas de escorias que en el horno se funden.

La temperatura se eleva gradualmente, dejándose enfriar el horno durante los primeros días.



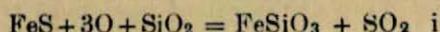
Después de 48 horas el horno puede adquirir su temperatura máxima, la que se mantiene constantemente durante la campaña.

6.—BESSEMERIZACION DE LOS EJES DE COBRE

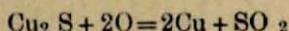
El tratamiento de los ejes de cobre en convertidores o proceso Bessemer tiene por objeto el convertir el eje de cobre en cobre metálico valiéndose de una corriente de aire que oxida los sulfuros de cobre i fierro, jenerando la cantidad de calórico necesaria para conducir la operacion.

La conversion de los ejes de cobre consta de dos operaciones, a saber:

a) Oxidacion del sulfuro de fierro del eje, con desprendimiento de ácido sulfuroso i formacion de óxido ferroso, que se combina con sílice formando escoria:



b) Oxidacion del sub-sulfuro de cobre con desprendimiento de ácido sulfuroso i reduccion del óxido cuproso o cobre metálico:



La operacion se ejecuta en un aparato denominado convertidor, detallado en la figura 22; está formado por un armazon cilíndrico de fierro que se reviste interiormente con una gruesa capa de materias silíceas, libres prácticamente de bases. Los convertidores tienen una forma, ya sea horizontal o vertical; el primero jeneralmente descansa sobre ruedas i puede ser operado por fuerza eléctrica o hidráulica (véase figuras 22 i 23).

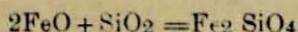
El convertidor vertical es similarmente operado i descansa sobre engranajes (figura 23).

El eje fundido se traspasa de los ante-crisoles de los hornos de viento o del piso de los hornos de reverbero a los convertidores; ellos tienen una serie de toberas conectadas con las compresoras de aire para la introduccion del aire comprimido bajo una presión que varia de 15 a 20 libras por pulgada cuadrada.

Durante la primera operacion el sulfuro de fierro se oxida rápidamente a ácido sulfuroso i óxido ferroso:



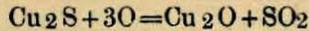
El óxido ferroso formado se combina inmediatamente con la sílice que forma el revestimiento del convertidor, formando así un silicato de fierro o escoria.



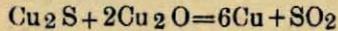
Estas dos reacciones proporcionan una cantidad considerable de calórico.

Terminada la oxidacion del sulfuro de fierro del eje, el convertidor se desconecta de la cañería de aire i la escoria formada se boga cuidadosamente. En el convertidor queda lo que se acostumbra llamar «metal blanco» o «sulfuro cuproso» o bien «sub-sulfuro de cobre» (Cu_2S).

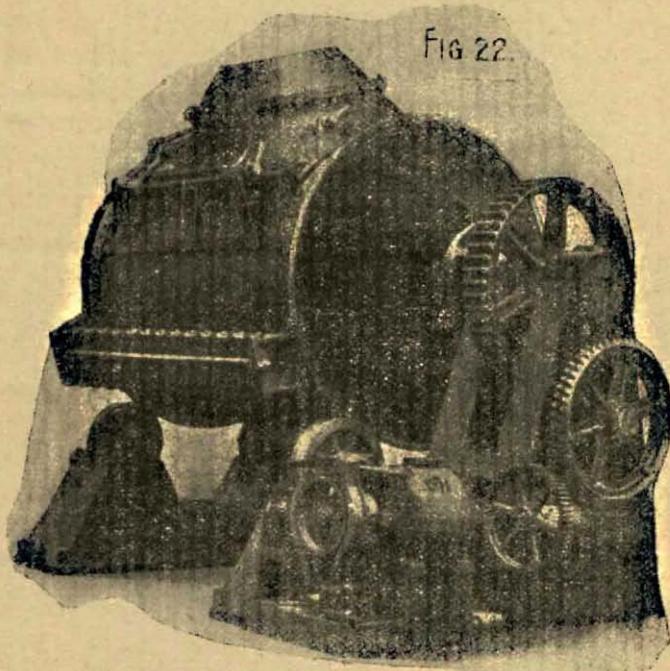
El aire se introduce de nuevo oxidando el sulfuro cuproso a óxido cuproso ácido sulfuroso:



El ácido sulfuroso escapa, como gas; mientras que el óxido cuproso reacciona sobre el sulfuro cuproso formando cobre metálico i liberando ácido sulfuroso.



Esta última reaccion, en vez de jenerar, absorbe cierta cantidad de calórico;

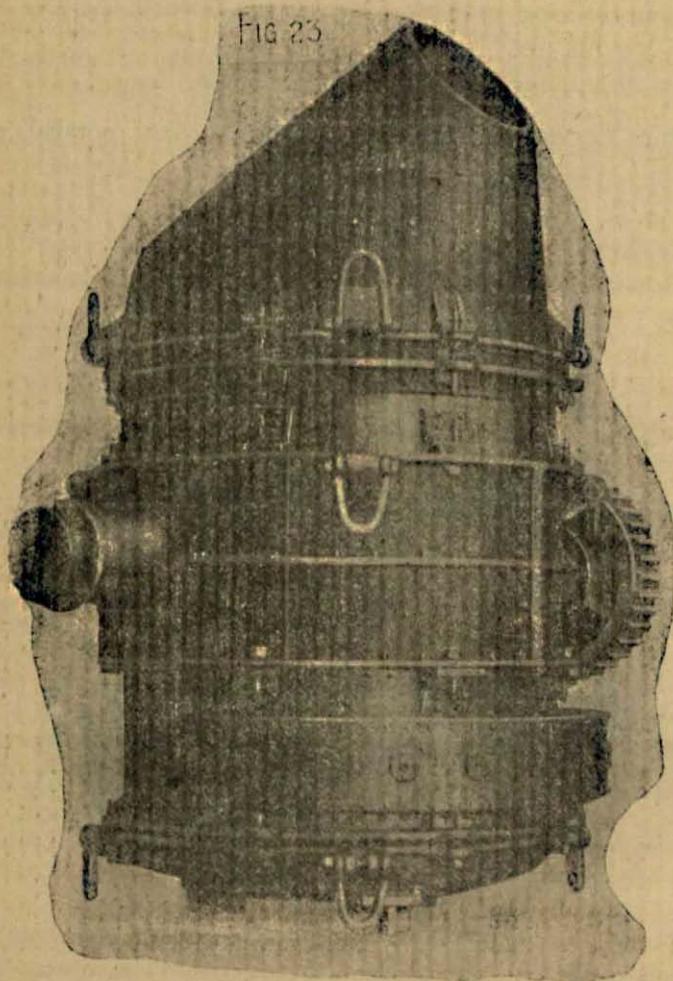


i obliga así, a la masa fundida del interior del convertidor, a enfriarse. Es pues necesario terminar la primera operacion de conversion a una temperatura bastante elevada para así tener un exceso de calórico, útil en extremo durante la segunda operacion; esto se consigue fácilmente trabajando con cargas dobles. El trabajo con cargas dobles consiste en oxidar el sulfuro de fierro del eje que constituye la carga i en agregar de nuevo una carga fresca de eje fundido en vez de continuar con la oxidacion del sulfuro cuproso; esto tiende a sobrecalentar la masa fundida de una manera tal que la segunda operacion se termina a la temperatura deseada.

La primera operacion dura alrededor de 20 o 30 minutos con cargas sim.

ples i de 40 a 60 minutos con cargas dobles; la segunda operacion dura de 40 a 60 minutos.

El término de la operacion es indicado por el color de los gases i llamas que salen del convertidor, por el ruido peculiar del viento que escapa i por la proyeccion de pequeñas partículas de la masa fundida fuera del convertidor. Durante la primera operacion la llama es de un color verde, que, poco a poco,



se torna azul; durante la segunda operacion es de un color anaranjado. Las toberas jeneralmente no necesitan atencion alguna durante la primera operacion, no así durante la segunda operacion, pues en ella deben ser vijiladas cuidadosamente.

El uso de un voltúmen excesivo de aire causa un derrame casi explosivo pel convertidor al principiari la primera operacion; igual cosa acontece al principio de la segunda operacion, si la escoria no se ha removido. Esto es debido a

la formación rápida del ácido sulfuroso, que, al tratar de escapar, encuentra su camino obstruido por escoria, acumulándose allí hasta estar en cantidad suficientemente poderosa para levantar la costra de escoria; este hecho tiene lugar en un reducido espacio de tiempo i, debido a esta extrema rapidez, causa esos derrames que tienen el apariencia de explosiones.

La única manera en práctica en los Estados Unidos, de proveer sílice para efectuar la escorificación del fierro del eje es revistiendo al convertidor con este material. Se ha intentado introducir sílice en polvo finísimo, mezclada con el aire, a través de las toberas o bien simplemente agregar cuarzo a la carga de eje fundido, obteniéndose en ambos casos resultados insatisfactorios. Parece que la sílice no permanece en contacto con el óxido ferroso el tiempo necesario para la formación del silicato, i por lo consiguiente, se la encuentra inalterada, flotando sobre la escoria. Es difícil darse una idea cabal de las razones por qué la sílice, introducida con el viento, no se combina con el óxido ferruginoso sino que permanece inalterable i el silicato de fierro se forma a espensas de la sílice del revestimiento. Es, sin embargo, un hecho probado experimentalmente que la sílice así suministrada, cuya gravedad específica es mucho menor que la del eje fundido, escapa inalterada en gran parte mientras que el revestimiento es corroído rápidamente. Estos mismos experimentos se han practicado en convertidores revestidos con materiales básicos (magnesita), obteniéndose como resultado una destrucción completa del revestimiento; la escoria formada era un silicato de fierro i magnesia.

Resulta, pues, que aparentemente la única manera de proveer sílice para la escorificación del fierro del eje es revistiendo con ella el convertidor. Era la práctica antigua el usar como revestimiento cuarzo molido mezclado con arcillas; hoy día se prefieren minerales silíceos que contengan oro, plata o cobre. Relaves ricos de la concentración forman un buen material para revestimiento. El mineral se muele finamente en trapiches chilenos i se mezcla con materias plásticas, formándose así un revestimiento de primera clase. Minerales de cobre de baja ley que contengan más de 50% de sílice forman un material excelente para revestimiento i son en este país usados con resultados económicos del todo satisfactorios.

La conversión de ejes de cobre es, en sí misma, un procedimiento sencillo i económico; la ley de los ejes de cobre que se benefician por este proceso varía de 30 a 50 por ciento de cobre. La conversión de ejes de 30%, aunque no es muy común en Estados Unidos, es sin embargo practicada en la fundición «Americana» de Aguas Calientes, en la República de Méjico.

7.—REFINA ELECTROLÍTICA DEL COBRE

La refina electrolítica del cobre tiene por objeto el purificar este metal i el de recojer los metales preciosos que al cobre acompañan. La purificación de cobre es esencialmente importante por cuanto las impurezas, tales como arsénico, antimonio o bismuto, disminuyen su conductibilidad eléctrica de una manera alarmante. No menos interesante es la separación de los metales preciosos que

al cobre acompañan; el cobre en su forma metálica o como eje de cobre ha sido un excelente colector de oro i plata durante las operaciones de piro-metalurgia que se han revisado; de aquí se desprende que dicho cobre al término de ellas suele contener cantidades no despreciables de estos metales; su separacion es pues necesaria i beneficiosa.

Si el metal impuro es usado como «anodo» i el puro como «catodo», dentro de una solucion ácida de sulfato de cobre, resulta que, en presencia de una corriente eléctrica, el metal impuro es disuelto i que las impurezas, incluyendo los metales preciosos, se depositan en su mayor parte en el fondo del estanque o pila que se use; mientras que el cobre, casi químicamente puro, se deposita en los catodos, aproximadamente al mismo tiempo que los anodos se disuelven. Cierta parte de las impurezas son disueltas por la disolucion de sulfato de cobre i permanecen en solucion.

El antimonio, que constituye una de las principales impurezas, es en parte disuelto por soluciones neutras o ácidas (electrolito) i forma parte de la solucion hasta que ésta se satura i parte permanece en el anodo i en el residuo como sulfato-básico. Antimonio no se precipita con el cobre en soluciones ácidas ricas en cobre; en soluciones neutras el antimonio pasa en gran parte al catodo. El arsénico contenido en el anodo se conduce de la misma manera que el antimonio.

El oro i la plata se depositan en los residuos, aunque esta última puede ser en parte disuelta por soluciones neutras, depositándose en los catodos. Los catodos jeneralmente contienen pequeñas cantidades de plata que provienen comunmente de deposiciones mecánicas.

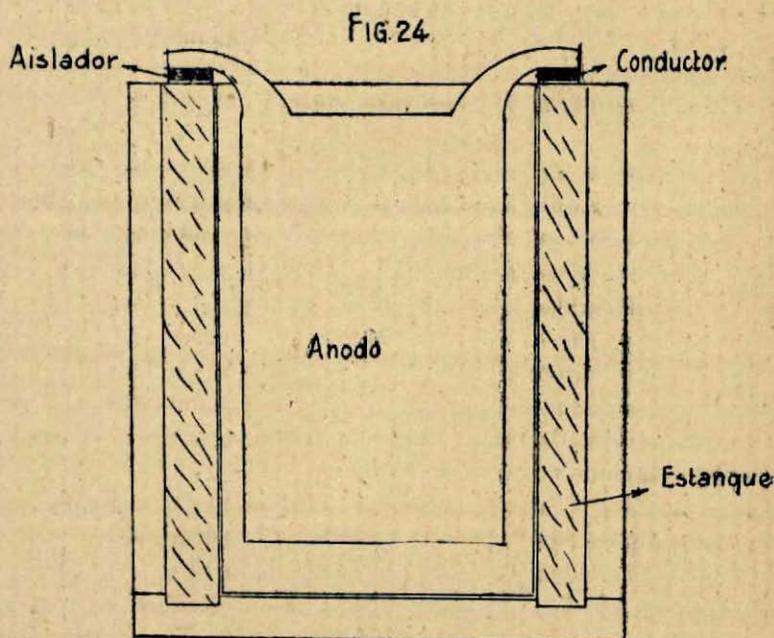
Hai una infinidad de procedimientos patentados; todos ellos se derivan de dos sistemas, conocidos como sistema de «series» i sistema múltiple.

El sistema múltiple es aquel en que los electrodos están colocados alternativamente de manera que el anodo se conecta con el catodo. En el sistema de series hai un anodo i un catodo principal conectados con un circuito eléctrico i, entre el catodo i el anodo, planchas de cobre puro e impuro no conectadas con el circuito eléctrico por medio de conductores de cobre, el electrolito o solucion hace las veces de conductor. Este sistema obedece al principio que, si se toma un estanque que contenga una solucion ácida de sulfato de cobre, dotado de un anodo i un catodo al traves de los cuales hai una corriente eléctrica en circulacion, i si se coloca una plancha de cobre entre el anodo i el catodo, no conectada con ninguno de ellos; se observa que el lado de la plancha que mira al catodo se disuelve i la que mira al anodo se reviste de una capa de cobre igual a la disuelta en el otro lado.

Entre los procedimientos del sistema de series el que mas se usa es talvez el proceso «Stallman» en el que los electrodos se arreglan juntos, separados tan solo por un vidrio grueso, i conectados en cada pareja por alambres de cobres. Estas parejas así arregladas se colocan en número de 6—0—7 en cada estanque, entre el anodo i catodo principal situados cada uno en un extremo i conectados con el circuito eléctrico. La electricidad llega a cada pareja trasmittida por la solucion de sulfato de cobre.

La gran ventaja de este sistema es la economía en conductores; es sin embargo raramente usado; la práctica americana es sin duda el sistema múltiple.

El cobre de los convertidores se modela en forma de placas o planchas de 90 centímetros de alto por 0.60 ms. de ancho i 18 a 20 milímetros de espesor; cada plancha tiene dos brazos en sus extremos superiores, los que sirven para colocarla sobre los conductores de cada estanque. Los estanques se hacen de madera, jeneralmente revestidos con plomo, el estanque debe ser mas alto i ancho que los electrodos. En los bordes del estanque descansan los conductores, los que jeneralmente son gruesas planchas o barras de cobre. Los anodos se suspenden en el estanque de la manera ilustrada en la figura 24; uno de los



brazos del ánodo descansa sobre el conductor, mientras que el otro brazo se coloca sobre un aislador.

Los cátodos se preparan en estanques especiales de la siguiente manera:

Placas de cobre, de 0.90 ms. de largo, 0.58 de ancho i de un grueso o espesor insignificante, se pintan con aceite i polvorean con grafito, teniendo cuidado de pintar los bordes con brea o alquitran; en seguida se conectan con los conductores del estanque especial por medio de barras transversales de cobre. La formación del cátodo demora de tres a cuatro días, dependiendo naturalmente del grueso que se desea obtener, el que varía de uno a dos milímetros.

Los estanques se construyen de una forma angosta i son jeneralmente hondos; ellos tienen una lijera inclinación en el sentido de la corriente de el electrolito.

La densidad de la corriente varía con la pureza del cobre que se desea refinar; en América con ánodos hechos con cobre del convertidor, la densidad de la corriente varía de 8 a 9 amperes por pié cuadrado de cátodo área. Ha-

blando de densidad indicamos la densidad real i no la que se lee o se calcula en el *amperómetro*. La eficiencia de los procesos electrolíticos varía mucho; teóricamente una corriente de 10 amperes debe depositar 10,032 onzas de cobre, por pié cuadrado de catodo área, cada 24 horas; sin embargo, jamas deposita mas de 9,84 onzas, lo que corresponde a una eficiencia de 98 %.

El electrolito no varía mucho en composicion en las diferentes refineries; es jeneralmente hecho de la siguiente manera:

75 partes o unidades de peso de agua;

19 » » » » » de sulfato de cobre; i

6 » » » » » de ácido sulfúrico de 66° Beaumé.

La cantidad de sulfato de cobre varía entre 15 i 20 % i la de ácido entre 5 i 6 %.

Ordinariamente el electrolito tiende a mantenerse mas o ménos puro, debido a las reacciones que tienen lugar entre las impurezas del anodo. Así, el arsénico es en parte precipitado, uniéndose al plomo del anodo; el arsénico se combina tambien con el estaño. Bismuto i antimonio se convierten en oxi-antimoniuro, etc., por la oxidacion producida por el aire.

Con el objeto de conservar el electrolito mas o ménos puro, se agregan pequeñas cantidades de estaño al cobre en el convertidor i se introduce aire en el electrolito. Se acostumbra tambien en ciertos establecimientos agregar ácido clorhídrico que precipita la plata que puede existir en solucion i ademas precipita parte del antimonio como oxi-cloruro.

Lo que el residuo se haya amontonado en el fondo del estanque en cantidad tal que justifique su estraccion, se procede a ello estrayendo primero al electrolito o solucion de sulfato de cobre por medio de un sifon. El residuo o lodo es cuidadosamente lavado i harneado; en esta harneadura se recojen grandes cantidades de cobre en pedazos mas o ménos grandes. El producto harneado contiene, ademas de las impurezas, oro, plata i cobre i es refinado por medios químicos, aunque modernamente se introducen métodos electrolíticos. Así la plata se precipita de una solucion de nitrato de plata i cobre i ácido nítrico libre mientras que el oro se precipita de su solucion en agua rejia usando catodos de oro electrolítico.

La purificacion de el electrolito se lleva a cabo de dos maneras, a saber: purificacion parcial i purificacion total.

La purificacion parcial comprende la eliminacion de impurezas, tales como arsénico, bismuto, antimonio, etc.

La eliminacion de estas impurezas se lleva a cabo precipitando el arsénico, antimonio, bismuto i fierro por medio de cal u óxido de cobre.

Ya he hablado de la eliminacion parcial de ciertas impurezas por medio del aire (arsénico, antimonio i plata) i por medio de adicon de estaño (arsénico).

El método usado en la purificacion total de el electrolito es retirando de la circulacion cierta cantidad de ella que se reemplaza por la misma cantidad de

solucion recién preparada o recién rejenerada. La cantidad retirada de solucion va a estanques especiales con anodos insolubles de plomo; allí se deposita el cobre acompañado de todas las impurezas, a escepcion del fierro. La solucion libre de todas las impurezas que la dañan mas es de nuevo usada; cuando ella se satura con fierro se hace necesario el precipitar éste con cal u óxido de fierro.

La separacion de los constituyentes de las impurezas es raramente llevada a cabo en los establecimientos de refina; ellos jeneralmente se venden a las usinas de productos químicos.

8.—REFINA DEL COBRE COMERCIAL

La refina del cobre electrolítico tiene como objeto principal la eliminacion de las impurezas que todavía puede contener i la reduccion del óxido de cobre. La operacion se ejecuta en un horno de reverbero de dimensiones pequeñas.

Los catodos del proceso electrolítico son fundidos en dicho horno; ellos contienen pequeñas cantidades de arsénico i antimonio. Las impurezas son oxidadas introduciendo aire comprimido en la masa fundida del horno; el arsénico i antimonio se oxidan i forman sobre la superficie una costra, la que cuidadosamente se boga; cierta cantidad de óxido de cobre se mezcla con esta costra, por lo que exige ser beneficiada de nuevo; esto se ejecuta agregando el óxido a los convertidores. La cantidad de óxido de cobre escoriificada es relativamente pequeña, debido al hecho de que el cobre metálico i el óxido de cobre forman una aleacion en que están disueltos, es decir, forman una disolucion. Este mismo hecho es el que dificulta la reduccion del óxido de cobre durante la refina.

Tan pronto como las impurezas han sido removidas, se introduce al horno maderos o leños no labrados. La produccion de gases carbonosos e hidrocarburos, que se desprende de la combustion de la leña, crea una atmósfera reductante en el horno que tiende a reducir el oxido de cobre presente; esta reduccion no puede ser perfecta por las razones dadas anteriormente; así es que el cobre refinado contiene 0.5% de Cu_2O , como minimum.

El cobre es ahora modelado en máquinas especiales en diferentes formas; la mas comun de estas formas es la de grandes barras que se emplean en la manufacturacion de alambres.

9.—CONSIDERACIONES ECONÓMICAS

Costos de fundicion en hornos de viento por tonelada de mineral:

Arizona	5 — 9	pesos chilenos, oro 18 d.
Montana	4 — 8	» » » »
Utah	3 — 7	» » » »

Costo de concentracion por tonelada de mineral:

Arizona	1.90 — 2.20	\$ oro chileno.
Montana	1.80 — 2.10	» »
Michigan	0.60 — 1.50	» »
Utah	0.90 — 1.40	» »

Costo de calcinacion por tonelada de mineral:

Arizona	1.80 — 1.90	\$ oro chileno.
Montana	1.90 — 1.95	» »
Utah	1.50 — 2.00	» »

Costo de conversion por tonelada de eje:

Arizona	\$ 25 — 30
Montana	» 28 — 34
Utah	» 26 — 30

Costo de refina electrolítica por tonelada de cobre:

Montana	50 pesos chilenos.
Baltimore	58 » »
New-Jersey ..	52 » »



Tarifas de ensayes i análisis

El objeto de este artículo es apuntar los precios medios de los ensayes i análisis químicos i metalúrgicos de las sustancias minerales que con mas frecuencia encuentra el químico en la práctica de la industria minera.

En nuestro pais esta parte del trabajo industrial queda incluida en la escepcion, i en jeneral, son relativamente pocos los industriales mineros que como norma lo efectúan i aprovechan en toda su intensidad.

Los gabinetes de química tanto privados como públicos, no se encuentran, siempre debido a ello, con sus instalaciones especiales preparadas para recibir órdenes de ensayes i análisis poco comunes i como en tales casos no son muchas las muestras por ensayar o analizar, el precio cargado por el trabajo del laboratorio, que entónces comprende la preparacion de los reactivos i aparatos i despues la ejecucion misma del ensaye o del análisis, resulta muchas veces exorbitante, aunque solo en apariencias, si bien es cierto que en jeneral el químico abusa i cobra precios excesivos con que obliga a pagar su aprendizaje i esperimentacion, que para efectuar el trabajo se ve en la necesidad de hacer.

Para la formacion de la lista siguiente hemos tomado como base diversas tarifas yankis que en su mayoría concuerdan, por lo que se debe suponer que sus precios son el resultado de la evolucion producida por la competencia i pueden considerarse equitativos.

Las condiciones económicas del trabajo i gastos en los gabinetes de química son prácticamente unas mismas en Estados Unidos i en Chile, i en esta virtud creemos que el valor del ensaye o análisis tambien debe ser igual. Por eso nos limitaremos a reducir a moneda nacional de 18 peniques los precios de las tarifas yankis consultadas.

La determinación analítica de un mismo cuerpo químico puede efectuarse por procedimientos muy diversos i su precio variará, por tanto, con cada uno de ellos, según sea mayor o menor el trabajo i gasto de materiales que requieran. La elección del método se hace, según la clase de sustancia en que se encuentra el cuerpo que se somete al ensaye i según la exactitud con que se desea hacer su determinación, la cual a su vez depende del objeto que se persigue en el conocimiento del resultado.

Los métodos químicos de ensaye i análisis, cuyos precios indicamos, son los empleados en la industria, descritos en diversidad de textos i revistas.

ENSAYES

Oro	4 pesos de 18 peniques
Plata.....	4 » »
Plata i oro.....	5 » »
Cobre	4 » »
Cobre, plata i oro.....	8 » »
Plomo.....	44 » »
Plomo, cobre, plata i oro.....	10 » »
Plomo, plata i oro.....	8 » »
Platino.....	15 » »
Platino, plata i oro.....	20 » »

DETERMINACION CUANTITATIVA DE SIMPLES CONSTITUYENTES

Acido bórico (por destilación).....	15 pesos de 18 peniques
Acido bórico (volumétricamente)	5 » »
Acido carbónico.....	10 » »
Acido nítrico.....	5 » »
Aluminio (por fusión).....	10 » »
Aluminio (por disolución).....	5 » »
Antimonio.....	15 » »
Arsénico.....	15 » »
Azufre.....	10 » »
Bismuto.....	15 » »
Calcio.....	10 » »
Cloro.....	10 » »
Cobalto	30 » »
Cobre	4 » »
Cromo.....	15 » »
Estaño (vía húmeda).....	20 » »
Estaño (vía seca).....	10 » »
Fierro.....	6 » »
Fósforo.....	15 » »
Humedad... ..	3 » »

Insoluble.....	5	>	>
Litio... ..	30	>	>
Magnesio.....	15	>	>
Manganeso.....	15	>	>
Mercurio (vía seca).....	10	>	>
Mercurio (aleaciones).....	15	>	>
Molibdeno.....	30	>	>
Niquel.....	30	>	>
Nitrógeno.....	15	>	>
Plomo (vía húmeda).....	5	>	>
Potasio.....	15	>	>
Silicio (por fusión).....	10	>	>
Sodio.....	20	>	>
Titano.....	30	>	>
Tungsteno.....	15	>	>
Uranio.....	30	>	>
Vanadio.....	30	>	>
Yodo.....	10	>	>
Zinc.....	10	>	>

DETERMINACION CUANTITATIVA DE VARIOS CONSTITUYENTES

Insoluble i fierro.....	10	pesos de 18 peniques
Insoluble i calcio.....	12	> >
Fierro i calcio	12	> >
Insoluble, fierro i calcio.....	15	> >
Silicio, aluminio, fierro i calcio (por fusión).....	30	> >
Insoluble, aluminio, fierro i calcio	18	> >
Humedad, ácido nítrico, sulfúrico i clorhídrico, e insoluble (en el salitre).....	30	> >
Humedad, gases, carbon fijo, ceniza, azufre, fósforo i poder calorífero (en los combustibles)	40	> >
Análisis de agua para usos industriales (residuo, materia orgánica i volátil, silice, óxido férrico, cal, magnesia, álcalis, ácidos sulfúrico i clorhídrico)..	100	> >
Fósforo, nitrógeno orgánico, amoniacal i nítrico (guanós).....	40	> >
Arcillas, cements, calizas, desde	30	> >
Ensayes i análisis químicos completos de minerales para cianu-		

racion	150	»	»
Azufre de solfataras.....	15	»	»
Azufre en carbon.....	15	»	»
Fósforo en carbon.....	15	»	»
Acidez de minerales.....	15	»	»

ENSAYES CUALITATIVOS

Antimonio.....	5 pesos de 18 peniques		
Arsénico.....	5	»	»
Bismuto.....	6	»	»
Cromo.....	5	»	»
Cobalto.....	7	»	»
Molibdeno.....	3	»	»
Níquel.....	6	»	»
Estaño.....	7	»	»
Tungsteno.....	3	»	»
Urano.....	10	»	»

ENSAYES METALÚRGICOS

Amalgamacion:

Sobre 2 kgs. — Por ciento de estraccion (lei de mineral i residuos).....	15
Por ciento de concentrados en la batea.....	3
Sobre 100 kgs.....	150

Concentracion:

Sobre 1,000 kgs.....	150
----------------------	-----

Cianuracion:

Sobre 1 kg. — Por ciento de estraccion (lei del mineral i residuos).....	15
Sobre 2,000 kgs. — Por ciento de estraccion (lei del mineral i residuos).....	300
Ensayes i análisis completos químicos i metalúrgicos, incluyendo amalgamacion, concentracion i cianuracion.....	600

Sulfatacion, Cloruracion e hiposulfatacion de minerales de cobre, plata i oro

Los precios de estos ensayos, como los de los anteriores indicados variarán con la clase i magnitud de la instalacion de prueba que los gabinetes metalúrgicos posean, i para fijarlos dan una idea los que arriba hemos indicado.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de minas



Escorias

Difficil es dar una definicion exacta de este producto metalúrgico. Jeneralmente se acostumbra denominar *escorias* a una mezcla mas o ménos complicada de diversos silicatos, entre los que sobresalen los silicatos de óxido de fierro, de cal, de magnesia, alúmina, etc.

Aunque las escorias son de una estructura homojénea, no se deben considerar como compuestos químicos sino como mezclas isomorfas de ciertas combinaciones químicas; puede mui bien que no existan combinaciones químicas en absoluto en ciertas escorias, así, por ejemplo: óxido de fierro se puede disolver en sílice a altas temperaturas, en diferentes proporciones, sin que por eso formen un compuesto químico, pues la proporción de ámbos componentes no está en relacion alguna con sus pesos atómicos; la disolución de uno en el otro se efectúa de igual manera que la disolución de sal en agua i el grado de saturación varía con ciertas condiciones físicas, tales como presión, temperatura, etc. Estas disoluciones al enfriarse toman una forma homojénea i se las denomina *disoluciones sólidas*. Es mui probable que en las escorias se encuentren estas disoluciones en varias formas; así una escoria que contenga sílice, cal, fierro, etc. puede tener los siguientes componentes: silicato de fierro disuelto en silicato de cal o vice versa, óxido de fierro disuelto en sílice, sílice disuelta en cal, cal disuelta en el silicato de cal o en el de fierro, fierro disuelto en el silicato de cal o fierro, etc. i como éstas pueden haber muchas otras. La metalografía con su esperimentación microscópica se encarga de revelarnos estos puntos poco a poco.

Los silicatos se clasifican por la relacion que existe entre el oxígeno de la base i el del ácido; la clasificación química es la siguiente:

Nombre	Relacion de oxígeno	Ejemplo
	Base : Acido	
Orto-silicato.....	1 a 1	MgO. FeO. SiO ₂
Meta silicato.....	1 a 2	MgO. CaO. 2 SiO ₂
Sesqui-silicato.....	1 a 3	(K ₂ O. Al ₂ O ₃) 6 SiO ₂
Bi silicato.....	1 a 4	CaO 2 SiO ₂

La clasificación metalúrgica se hace sobre la misma base; pero ella difiere un poco de la química ya dada.

CLASIFICACION METALÚRGICA

Nombre	Relacion del oxígeno	Ejemplo
	Base : Acido	
Sub-silicato.....	2 : 1	4 FeO. SiO ₂ + 4 CaO. SiO ₂
Mono-silicato.....	1 : 1	3 (2 FeO. SiO ₂) + 2 CaO. SiO ₂ .
Sesqui-silicato.....	2 : 3	2 FeO. SiO ₂ + 2 (CaO. SiO ₂)
Bi-silicato.....	1 : 2	FeO SiO ₂ + CaO. SiO ₂
Tri-silicato.....	1 : 3	FeO. 2 SiO ₂ + CaO. SiO ₂

Se puede decir de una manera jeneral que miéntras mayor sea el grado de silicacion de una escoria mayor es la infusibilidad de ella y que una escoria polibásica es mas fusible que una bi-básica o mono-básica.

Estos hechos tienen sus escepciones; pues, hai ciertos bi i tri-silicatos que son mas fusibles que sus correspondientes mono-silicatos. Con respecto a las bases, se observa que hai ciertas bases tales, como óxido de fierro, manganeso i plomo, que rinden una escoria mui fusible i otras tales como alúmina, cal i magnesia que forman silicatos difícilmente fusibles. Con todo esto cuando

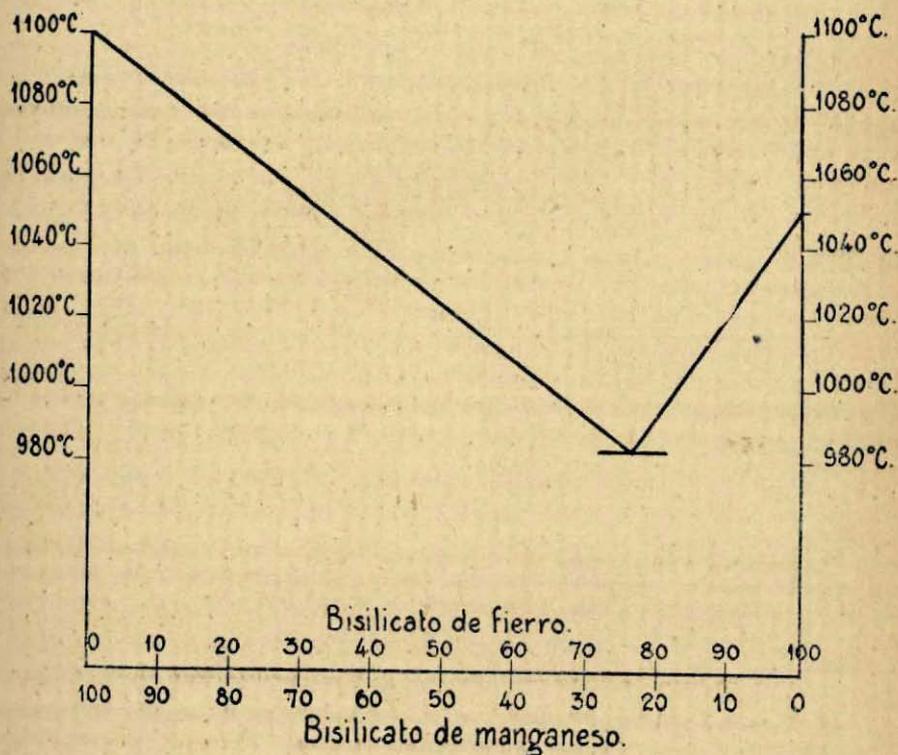


Fig I - Representacion gráfica de las temperaturas de fundicion de una série completa de mezclas de bisilicato de fierro y bisilicato de manganeso.

silicatos de estas bases se mezclan de una manera tal que formen una disolucion sólida (Mezcla homo-jénea), la escoria que resulta es mucho mas fusible que cualquiera de los silicatos por separado; esto nos induce a creer que el estudio de las escorias se debe llevar a cabo de la misma manera que el de las aleaciones metalíferas; ellas tambien forman lo que en Metalografía se denominan Mezclas Eutécticas, es decir, mezclas que tienen una temperatura de fusion menor que cualquiera de sus componentes.

La figura adjunta deja de ver de una manera clara este hecho curiosísimo,

que tanto valor tiene en la fundicion metódica i científica de los minerales de cobre.

Se ve que una mezcla de 77 % del bi-silicato de fierro i 23 % de bi-silicato de manganeso tiene una temperatura de fundicion 65° c. mas baja que el silicato de fierro puro i 115° c. mas baja que el de manganeso; esta mezcla que tiene la temperatura de fusion mas baja que toda la serie se la denomina mezcla eutéctica.

Es de sentir que estos estudios tan interesantes a los fundidores se lleven a cabo con una lentitud tal, que aun nos quedan por conocer la mayoría de los fenómenos conectados con la formacion de las escorias.

La escoria debe llenar ciertas condiciones físicas, tales como peso específico, fusibilidad, fluidez, etc. La formacion de una escoria pesada provoca graves dificultades al efectuar su separacion del eje; escorias que contienen grandes cantidades de óxido de fierro o plomo son jeneralmente pesadas; las escorias livianas tienen siempre como bases las materias terrosas, como cal, magnesia, alumina, etc.

En fundicion de cobre nuestra escoria tiene como base principal en la mayoría de los casos el óxido de fierro i como secundarias el óxido de cal, alumina i magnesia; los óxidos de manganeso i bario raramente se encuentran en escorias provenientes de fundiciones de cobre. El peso específico de estas escorias tiene necesariamente que ser menor que el del eje para así permitir una separacion completa.

La viscosidad de ciertas escorias es tambien un hecho que merece una atencion especial; escorias que contienen alumina u óxido de zinc son jeneralmente viscosas; se esplicaba este hecho creyendo que la alumina i el zinc jugaban en estas escorias el rol de ácidos en vez de bases, dando así lugar a la formacion de escorias sumamente ácidas; ello no es verdadero; sin embargo, la alumina i el óxido de zinc no se combinan con la sílice sino que se disuelven en las escorias o silicatos, es decir, son bases muertas que no neutralizan sílice, químicamente hablando, a no ser que esta última esté presente en grandes cantidades; al ser disueltas por los silicatos existentes en la escoria le dan ese carácter viscoso tan particular.

Al estudiar la fusibilidad de las escorias creo conveniente hacer ciertas observaciones jenerales para su mejor comprension.

Nuestra escoria casi nunca se la podrá exactamente clasificar como un mono, bi, se squi o tri-silicato; ella jeneralmente tendrá una proporcion del oxígeno del ácido al de las bases que la colocarán entre uno de estos tipos de escorias, que el metalurjista ha elegido arbitrariamente para que le sirvan de guia en sus deducciones teóricas i prácticas.

No es necesario que nosotros tratemos de construir fórmula para cada tipo de escoria que obtenemos en nuestras fundiciones, ello es mui bueno para trabajos científicos de investigacion, pero no tiene interes práctico alguno.

Los sub-silicatos exigen para su formacion una temperatura alta i son bastante líquidos. Ellos se producen en condiciones escepcionales, cuando hai, por ejemplo, un gran exceso de fierro, que es lo mas comun; estos silicatos son

de una gravedad específica bastante alta, tienen cierto lustre metálico i una textura cristalina.

El gran inconveniente de estos silicatos es la facilidad con que destruyen los revestimientos silíceos i arcillosos de los hornos, crisoles, ante-crisoles etc. Debido a su gran peso específico, no son apropiados para fundiciones.

Los mono-silicatos forman ya parte de las escorias obtenidas en práctica, ellos son bastante fusibles i, aunque mas pesados para correr que los sub-silicatos, son preferidos por su menor gravedad específica. Esta escoria se enfria mui luego i se quebra mui pareja sin formar ligocidades ni derrames vidriosos; son demasiado frágiles para fabricar ladrillo i jeneralmente contienen un valor subido en minerales útiles, debido a que su separacion del eje todavía no es completa.

El sesqui-silicato es una mezcla de mono i bi-silicato, i por lo consiguiente, no representa un tipo definido de escorias; pero, debido a que la mayoría de las escorias producidas en fundicion, tienen mas o ménos este grado de silicacion, ha pasado a formar una base que hai que tomarla en consideracion. El sesqui-silicato participa, en su mayoría, de las propiedades del mono i del bi-silicato; se funde fácilmente aunque no tiene los caracteres de fluidez del bi-silicato, corre naturalmente sin formar una costra en la superficie i no participa de los caracteres corrosivos de los silicatos mas bajos.

Naturalmente esta escoria tiene una gravedad específica menor que las anteriores i permite efectuar su separacion del eje de una manera mucho mas rápida i completa; en resumen, el sesqui-silicato forma la escoria mas apropiada para las fundiciones de minerales de cobre.

Aunque el objeto de un establecimiento de fundicion no es formar tal o cual silicato, sino manejar el negocio dentro de límites lucrativos, sin embargo, digo, los fundidores de cobre harian mui bien en investigar las condiciones económicas en que esta escoria se puede producir i promover su formacion en cuanto fuere posible.

Los bi-silicatos se puede decir representan el máximo del sílice que se permite usar en fundicion de cobre, pues demandan para su formacion temperaturas tan altas que escasamente se pueden conseguir en nuestros hornos, bajo condiciones económicas; estas escorias recién fundidas tienen un aspecto viscoso o mas bien, ligoso; pero, si son *sobrecaentadas*, se trasforman en una materia sumamente líquida que seria el ideal de escoria para fundiciones.

Los tri-silicatos no merecen ser considerados por el fundidor de cobre; las temperaturas necesarias para obtener estas escorias fluidas están léjos del alcance de los hornos usados en el beneficio del cobre.

Las consideraciones jenerales sobre los tipos de escorias necesariamente tienen que ser mui superficiales, pues cada tipo puede sufrir trasformaciones trascendentales, segun sean las bases que entran en la combinacion; así, por ejemplo, un bisilicato de cal i barita es infusible para un horno de cobre, i el correspondiente bisilicato de cal i fierro forma una escoria completamente fusible.

Hai que tomar en consideracion tambien el hecho de que hai una diferen

cia marcada entre la temperatura en que una escoria se forma i la temperatura en que una escoria se liquida perfectamente; esta última siempre es mayor que la primera.

En una escoria obtenida en fundicion de minerales de cobre, sílice representa siempre el papel de ácido; las bases son óxido de fierro, cal, alumina, barita, óxido de manganeso, magnecia, etc.

El óxido de fierro forma la base mas jeneral i casi estrictamente necesaria para la fundicion de minerales de cobre, puede ser reemplazado por el óxido de manganeso; pero este último es tan poco comun en los minerales de cobre, que su uso como base es casi nulo.

Los óxidos restantes mencionados forman por sí solo bases mui poco adecuadas para las fundiciones, pues ellos forman con la sílice silicatos difícilmente fusibles, por lo que la presencia de óxido de fierro o manganeso se hace necesaria en el beneficio de minerales de cobre. En las tablas que se reproducen en seguida, hemos extractado del profesor Hoffman (1) las temperaturas de fusion de una serie completa de sub, mono, sesqui i bisilicatos de fierro i cal; no dudamos que esta informacion será de un valor inapreciable para los fundidores de cobre:

TABLA NÚM. 1.—FORMACION DEL SUB-SILICATO 3RO. SiO_2

Composicion de la escoria en porcentajes			Temperatura de fusion
SiO_2	FeO	CaO	Grados centígrados
21.70	78.80	0	1220
21.95	74.05	4	1220
22.20	69.08	8	1220
22.49	65.51	12	1200
22.70	61.80	16	1240
22.95	57.05	20	1250
23.20	52.80	24	1210
23.45	48.55	28	1190
23.70	44.30	32	1170
23.94	40.06	36	1170
24.20	35.80	40	1230
24.45	31.55	44	1310
24.48	27.52	48	1430
24.95	23.05	52	

En este sub-silicato una adicion de 4% de cal, levanta la temperatura de formacion; pero a medida que la cal aumenta se observa una baja en la temperatura hasta que se obtiene una temperatura de formacion equivalente a 1200° c. con 12% de cal; a partir de este momento aumenta la temperatura con

(1) Transaction of the American Institute of Mining Engineers, California meeting.—1899.

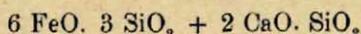
el aumento de cal hasta llegar a 1250° c. con 20% de CaO i en seguida baja, consiguiéndose con 32% de cal, una escoria que se funde a 1170° c.; a partir de 36% de cal, la infusibilidad aumenta de una manera rápida i constante.

TABLA NÚM. 2. — FORMACION DEL MONO-SILICATO $2 RO \cdot SiO_2$

Composicion de la escoria en porcentajes			Temperatura de fusion
Silice SiO_2	Oxido de fierro FeO	Cal CaO	Grados centígrados
29.20	70.80	0	1270
29.75	66.25	4	1250
30.09	61.91	8	1240
30.42	57.58	12	1220
30.76	53.24	16	1170
31.07	48.90	20	1205
31.40	44.60	24	1190
31.70	40.30	28	1170
32.10	35.90	32	1150
32.30	31.70	36	1130
32.70	27.30	40	1150
33.10	22.90	44	1190
33.44	18.56	48	1270
33.79	14.21	52	1430

La uniformidad de la serie del mono-silicato es simplemente una confirmacion de la gran aceptacion que tiene en la práctica; principia uniformemente a bajar la temperatura de formacion con la adiccion de cal (notándose sí una irregularidad, cuando se llega a 16% de cal), llegando a adquirir su mínimo con 36% de esta base; de aquí sube, primero paulatinamente i despues con gran rapidez.

La escoria que contiene 12% de cal corresponde a la fórmula



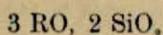
i fué patrocinada por el distinguido metalurjista Esler, en las fundiciones de minerales de plomo que contuvieran zinc.

TABLA NÚM. 3.--FORMACION DEL SILICATO DE TRES A CUATRO (3 RO. 2 SiO 2)

Composicion de la escoria en porcentajes			Temperatura de fusion
Silice SiO ₂	Oxido de fierro FeO	Cal CaO	Grados centígrados
35.70	64.30	0	1140
36.05	60.	4	1100
36.40	55.60	8	1090
36.80	51.20	12	1070
37.30	46.70	16	1090
37.75	42.25	20	1110
38.16	37.84	24	1130
38.57	33.44	28	1150
38.95	29.04	32	1160
39.37	24.63	36	1170
39.78	20.22	40	1190
40.20	15.80	44	1290
46.60	14.40	48	1430
41.02	6.98	52

La clasificacion de silicato en tres a cuatro, no tienen, si se quiere, una sancion académica; pero últimamente ha conquistado como el sequi-silicato, un puesto mas o ménos prominente en la práctica moderna.

Este silicato obedece a la fórmula de



i la proporcion de óxigeno en la base i oxígeno en el ácido es de 3 : 4.

La temperatura de formacion de este silicato disminuye con la adiccion de cal hasta alcanzar su minimum (1070) con 12% de cal; a partir de este punto, las adiciones de mas cal levantan la temperatura de fusion, uniformemente al principio i con gran rapidez despues.

TABLA NÚM. 4.—FORMACION DEL SESQUI SILICATO (2 RO. 3 S.O 2)

Composicion de la escoria en porcentajes			Temperatura de fusion
Silice SiO ₂	Oxido de fierro FeO	Cal CaO	Grados centígrados
38.46	61.54	0	1120
38.90	57.10	4	1090
39.34	52.66	8	1060
39.78	48.22	12	1060
40.22	43.78	16	1090
40.66	39.34	20	1130
41.11	34.89	24	1150
41.54	30.86	28	1160
41.99	26.01	32	1165
41.42	25.58	36	1190
42.87	17.13	40	1250
43.31	12.69	44	1330
43.75	8.26	48
44.19	3.81	52

Este tipo de escoria presenta muchas analogías con el silicato de tres a cuatro; su temperatura mínima de fusion la alcanza con 8 a 12% de cal i a partir de aquí la temperatura aumenta con la cantidad de cal presente. La temperatura mínima de fusion de esta serie es de 1060° centígrados.

TABLA NÚM 5.—FORMACION DEL BI-SILICATO (RO. SiO 2)

Composicion de la escoria en porcentajes			Temperatura de fusion
SiO ₂	FeO	CaO	Grados centígrados
45.45	54.55	0	1100
46.	50.	4	1070
46.53	45.47	8	1030
47.04	40.96	12	1050
47.56	36.44	16	1090
48.02	31.98	20	1130
48.57	27.43	24	1170
49.19	22.81	28	1200
49.60	18.40	32	1250
50.11	13.89	36	1330
50.63	9.37	40	1430
51.14	4.86	44
51.65	0.35	48
51.73	0.	52

El bi-silicato forma la escoria mas silícea que se produce en la práctica de fundiciones; a semejanza de los anteriores tipos, la cal disminuye la temperatura de fusion, hasta alcanzar el mínimum 1030° c. con 8% de cal; a partir de este punto, un aumento de cal produce tambien un aumento en la temperatura de fusion.

Esta escoria con 8% de cal es mui recomendable para fundiciones, donde flujos calcáreos son escasos i los minerales son mas o ménos silíceos.

De esta manera se puede tener una idea de la escoria que mas conviene formar para obtener los mejores resultados económicos, aunque jeneralmente hai en la escoria otras bases cuyos efectos se deben estudiar por separado.

La magnesia sustituye en ciertas escorias a la cal i tiende jeneralmente a levantar la temperatura de formacion de la escoria; escorias que contienen mas de 5% de magnesia, consumen una gran cantidad de combustible para conservarse fluidas.

En hornos donde se trabaja con una temperatura mas o ménos alta se pueden producir escorias que contengan 15% de magnesia, sin que por eso se altere sériamente la marcha normal de la operacion.

El óxido de zinc baja talvez la temperatura de formacion, pero exige un gasto excesivo de calórico para que la escoria pastosa, ya formada, tome una forma líquida mas o ménos clara; el máximo de óxido de zinc permisible en escorias de fundiciones de cobre es de 12%.

El óxido de bario o barita, lo mismo que el zinc, produce una disminucion en la temperatura de formacion de la escoria i exige una gran cantidad de calórico para su completa licuefaccion; con todo esto, barita es una base bastante buena, que, sin embargo, presenta sus dificultades, como la de su gravedad específica, por ejemplo; en cantidades pequeñas su presencia es mui recomendable en las escorias de fundiciones de cobre.

El óxido de manganeso i la alúmina ya han sido brevemente estudiados en otra parte de este estudio; el primero sirve admirablemente bien para reemplazar al óxido de fierro, miéntras que el segundo parece que no forma combinacion química alguna.

Cálculo de las escorias.—Los cálculos sobre escorias son de un interes mui particular, pues ellos hacen comprender de una manera jeneral el significado práctico que un análisis de escoria envuelve en sí mismo, o nos dan una idea de lo que significa la nomenclatura metalúrgica usada en la clasificacion de estas escorias.

a) Dada la fórmula de una escoria, determinar la composicion en porcentajes.

La escoria producida en un establecimiento de fundicion de cobre de California es un mono-silicato que obedece a la siguiente fórmula:



Esta fórmula naturalmente representa solo las bases predominantes en la escoria i se puede asumir que la fórmula corresponde tan solo al 90% de la escoria prácticamente obtenida.

Para determinar la composición de esta escoria procedemos por buscar primero el peso atómico de los tres compuestos químicos que figuran en la fórmula:

SiO_2	FeO	CaO
P. At. 60.	P. At. 72.	P. At. 56.

En seguida construimos la fórmula reemplazando los símbolos químicos por sus pesos atómicos:

6 FeO.	3 SiO_2 + 2 CaO.	SiO_2
6 (72)	3 (60) — 2 (56)	60

Tenemos en nuestra escoria ahora:

SiO_2	= 3 (60) + 60	= 240
Feo.	= 6 (72)	= 432
CaO.	= 2 (56)	= 112
	<hr style="width: 10%; margin: 0 auto;"/>	
Escoria.....	=	784

Lei de sílice en la escoria:

$$\text{SiO}_2 = \frac{240 \times 100}{784} = 30.61\%$$

Lei de óxido de fierro en la escoria:

$$\text{FeO} = \frac{432 \times 100}{784} = 55.12\%$$

Lei de cal en la escoria:

$$\text{CaO} = \frac{112 \times 100}{784} = 14.29\%$$

Estos porcentajes pueden ser corregidos para mas exactitud en un 10%, quedando entónces reducidos a los siguientes:

Sílice (SiO_2).....	27.54%
Oxido de fierro (FeO).....	49.59 %
Cal (CaO).....	12.86 %
	<hr style="width: 10%; margin: 0 auto;"/>
	90%

b) Dada la composición en porcentajes de una escoria, construir su fórmula.

Si tomamos, por ejemplo, una escoria que contenga:

Sílice (SiO_2)... ..	30.61
Oxido de fierro (FeO).....	55.10
Cal (CaO)	14.28

Tendremos que proceder de la siguiente manera:

Símbolo.....	SiO ₂	FeO.	CaO.
Peso atómico.....	60	72	56
Porcentaje.....	30.61	55.10	14.28

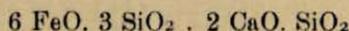
Si dividimos el porcentaje por el peso atómico tendremos la cantidad relativa de cada uno de los componentes en la fórmula de la escoria:

$$\text{Sílice (SiO}_2\text{)} = \frac{30,61}{60} = 0.5101.$$

$$\text{Oxido de fierro (FeO)} = \frac{55,10}{72} = 0.7652$$

$$\text{Cal. (CaO)} = \frac{14,28}{56} = 0,2552$$

Los números 0.5101, 0.7652 i 0.2552 están en relacion de 4, 6 i 2 o bien de 2, 3, 1, lo que significa que nuestra fórmula queda: 4 SiO₂, 6 FeO, 2 CaO; lo que nos demuestra que es un mono-silicato, pues tenemos 8 oxígenos en las bases contra 8 oxígenos en el ácido, por lo consiguiente su fórmula necesariamente tiene que ser la siguiente:



c) Dada la composición de una escoria, determinar su grado de silicacion por medio de la relacion entre el oxígeno de la base i el del ácido.

La escoria que tomaremos como base es la siguiente:

Sílice	(SiO ₂).	41.28 %
Oxido de fierro.....	(FeO)	33.02 %
Cal.....	(CaO).	25.68 %

Si multiplicamos el peso atómico del oxígeno que existe en cada componente por el porcentaje del componente i lo dividimos por su peso atómico total, tendremos la cantidad relativa de oxígeno en cada uno de los componentes; así:

$$\text{Oxígeno en la sílice (SiO}_2\text{)} = \frac{32 \times 41.28}{60} = 22.$$

$$\text{Oxígeno en el óxido de fierro (FeO)} = \frac{16 \times 33.02}{72} = 7.3$$

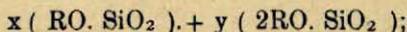
$$\text{Oxígeno en la cal. (CaO)} = \frac{16 \times 25.68}{56} = 7.3$$

Oxígeno en las bases. (CaO FeO). = 14.60

Oxígeno en la sílice (SiO₂). = 22.00

Ahora bien 14.6 es a 22 como 2 es a 3: lo que nos dice, que nuestra escoria era un sesqui silicato.

d). El profesor J. H. S. Vogt de la Universidad de Cristiania en su estudio sobre escorias (1) clasifica a las escorias provenientes de fundiciones de cobre dentro de la fórmula jeneral de:



las siguiente fórmulas pueden aplicarse para determinar la relacion entre el oxígeno de la base i el del ácido o sílice.

$$(1) 2 x + 2 y = S$$

$$(2) x + 2 y = B.$$

(S). representa el oxígeno en la sílice i (B) el oxígeno en las bases.

Si tomamos ahora una escoria proveniente de cierta esperiencia personal del autor i que analiza: (2)

Sílice.....	SiO ₂ .	30 %
Fierro.....	FeO.	33 %
Cal.....	CaO.	18 %
Alúmina.....	Al ₂ O ₃	6 %

podemos fácilmente construir la fórmula de esta escoria i determinar el grado de silicacion de ella valiéndonos de las fórmulas (1) i (2).

$$\text{Oxígeno en la sílice (SiO 2).} = \frac{30 \times 32}{60.4} = 15.8$$

$$\text{Oxígeno en FeO.} = \frac{16 \times 33}{76} = 6.9$$

$$\text{Oxígeno en CaO.} = \frac{16 \times 18}{56.1} = 5.1$$

$$\text{Oxígeno en Al}_2\text{O}_3. \frac{48 \times 6}{102.4} = 2.8$$

Oxígeno en ácido. 15.8

Oxígeno en base. 14.8

(1) De Silicat Schmelzlosingen J. H. S. M. Vogt.

(2) Smelting of jamesonite ores—Western metallurgist.—(I. Díaz Ossa i G. P. Ives).

Por consiguiente tenemos que

$$(1) \quad 2X + 2Y = 15.8$$

$$(2) \quad X + 2Y = 14.8$$

$$X = 15.8 - 14.8 = 1$$

$$Y = 14.8 - \frac{15.80}{2} = 6.9$$

La fórmula es pues:

RO. SiO₂ . + 6.9 (2RO. SiO₂) o es una escoria mui aproximada al mono-silicato.

La escoria del establecimiento del Volcan de don Gregorio Donoso, analizada por el señor Sundt (1), da la siguiente composicion:

$$\text{SiO}_2 = 28.2$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 7\%$$

$$\text{FeO} = 59$$

$$\text{CaO} = 1.2$$

otras bases = resto.

Tenemos entónces;

$$\text{Oxígeno en el ácido} - \text{SiO}_2 = \frac{28.2 \times 32}{60.4} = 14.94$$

Oxígeno en las bases:

$$\text{FeO} = \frac{16 \times 59}{76} = 12.42$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{7 \times 48}{102.4} = 3.28$$

$$\text{CaO} = \frac{1.2 \times 16}{56.1} = 0.34$$

16.04

Si aplicamos la fórmula jeneral de J. H. S. Vogt, tendremos que:

$$2x + 2y = 14.94$$

$$x + 2y = 16.04$$

$$x = -1.10$$

$$y = 7.47.$$

El haber encontrado un valor negativo para x nos viene a decir que la fórmula x (RO. SiO₂) + y (2RO. SiO₂) no es aplicable a esta escoria; no hai aquí

(1) Estadística Minera de Chile. Vol. III, paj. 349.

ningun compuesto que corresponda a RO, SiO_2 . La escoria en cuestion es una mezcla de mono-silicato ($2\text{RO}, \text{SiO}_2$) i sub-silicato ($3\text{RO}, \text{SiO}_2$) que se podria escribir de acuerdo con lo deducido de la siguiente manera:



se comprende ahora fácilmente que esta escoria tiene que ser pesada i ligosa, pues es en sílice mas baja aun que el mono-silicato.

Estas fórmulas últimas son de un gran interes, pues permiten darse en un breve espacio de tiempo una idea clara de la naturaleza de una escoria.

El poder disolvente de los silicatos o escorias.—Los silicatos a altas temperaturas disuelven porciones mas o ménos considerables de sulfuros metálicos o lo que en metalurjia llamamos ejes.

La disolucion se efectúa durante el tiempo que ámbas materias fundidas han estado en contacto íntimo; el grado de disolucion de los silicatos varía con su grado de silicacion; una escoria básica disuelve a los sulfuros con mas facilidad que una escoria ácida.

Los sulfuros tambien varían mucho en la propiedad de solubilidad; los que obedecen a la fórmula R_2S son fácilmente solubles i los del tipo « R_2S » son dificultosamente solubles.

Una escoria básica puede absorber de 6 a 8% de FeS especialmente si las bases son cal i óxido de fierro; una escoria ácida disuelve de uno a uno i medio por ciento de su peso de FeS , ZnS , etc. Las escorias que contienen grandes cantidades de sulfuros metálicos en disolucion, aparecen cuando fria de un color opaco mui característico.

La solubilidad de los sulfuros metálicos en los silicatos es tambien una consecuencia de la temperatura reinante i mayor sea la temperatura del horno mayor será la cantidad de sulfuros que entran en disolucion.

Si las escorias se enfrían despaciosamente, se observa que los sulfuros metálicos tienden a separarse por medio de un *enfriamiento selectivo* que se acostumbra a llamar cristalización; si las escorias se enfrían rápidamente, los cristales obtenidos son de tamaño microscópicos e indudablemente contribuyen a darle a la escoria ese lustre opalescente.



La fundicion de cobre de Caldera, de la Compañía Esplotadora de Lota i Coronel (1)

Fué erijido este plantel por el señor don Manuel García, hace algunos años, para tratar los minerales de la entónces su mina «Viuda», del mineral de

(1) Parte de esta descripción ha sido publicada en el vol. III de la Estadística Minera de Chile correspondiente a 1906 i 1907.

Algarrobo, al cual dió fácil acceso por un ferrocarril de 34 kilómetros de longitud, con trocha de 0.662 metro. Actualmente tanto la mina como el ferrocarril i la fundicion, han pasado a pertenecer a la Compañía Esplotadora de Lota i Coronel, la cual destinará, sin duda, la última para el beneficio de los minerales mas pobres que no puedan pagar con ventajas los fletes de trasporte al establecimiento principal que posee en el puerto de Lota.

Su primer dueño no alcanzó a terminar la instalacion de esta fundicion i la Compañía de que ahora depende, encendió por primera vez los fuegos del horno en el mes de noviembre de 1908.

El horno es metálico, de soplete, i tiene en la zona de las toberas una seccion de $0,84 \times 1,68$ metro, llevando en los costados largos un total de ocho toberas. Su crisol interior se ha rellenado con materiales refractarios i sustituido por un crisol exterior móvil sobre un carro de ruedas. Hai dos crisoles, para efectos de la necesidad, i en uso, se les adapta un largo labio ascendente fijo que conduce al canal de evacuacion de las escorias.

El horno i otras maquinarias de la fundicion han sido importados por John R. Beaver, de Valparaiso. Es de sólida construccion; la superestructura, sobre el plan de carga, conduce a una corta chimenea, para dar escape en caso de necesidad, a los gases combustionados. La salida natural de éstos se hace a traves de una galería subterránea de polvos i de humos de corta estension—unos 30 metros—que termina en una chimenea de ladrillos de 20 metros de altura.

A la galería de humos precipitada afluyen tambien los gases del caldero jenerador de la potencia motriz, los cuales contribuyen a provocar un tiro superior.

Una trasmision de correas lleva del motor el movimiento al ventilador que suministra el aire al horno. Es de la casa Connerville, núm. 1661, i desplaza 0,68 m. c. (24 piés cúbicos) por revolucion.

Mediante otra trasmision de igual jénero funciona un pequeño dinamo para la iluminacion eléctrica.

El motor mueve, ademas, una bomba vertical de tres émbolos, elevadora del agua de un pique a dos estanques circulares de madera. Estos reciben el agua del mar necesaria para el enfriamiento de las chaquetas del horno.

El jenerador de vapor, de 18 a 20 kilowatts de potencia, es un caldero de tubos de humo, hechos de bronce. Está acoplado al motor de vapor en un solo conjunto que ocupa de este modo mui poco espacio horizontal. El escape de vapor se hace a un condensador, para aprovechar, a mas del calor perdido, el agua destilada, que es escasa.

El agua marina, para los usos indicados de la fundicion i para la alimentacion de una máquina de destilacion de 10 toneladas diarias, que tambien existe, se colecta primeramente en un pique vecino del mar, al cual afluye por medio de un sifon. Este último arranca de las aguas limpias del mar a distancia conveniente de la orilla arenosa i descansa sobre un pequeño muelle de lijera construccion. Otra bomba eleva tambien el agua de este pique para alimentar un caldero, cuyo uso primordial fué la fabricacion del agua destilada.

Ahora, además, en caso de necesidad alimentará al motor de la fundición, la que de este modo queda más asegurada en la constancia de su trabajo.

La disposición de este plantel se ha hecho cuidadosamente para disminuir todo gasto posible de energía motriz i trabajo.

A la cancha de los minerales i del coque dan acceso dos ramales de los ferrocarriles de Copiapó i de la mina Viuda. Con poco trabajo se consigue así preparar los lechos de fusión. Algunos carros de mano conducen las mezclas al plan de carga del horno, que está al mismo nivel, pasando previamente por una báscula.

La escoria que derrama el crisol exterior cae a un canal de fuerte gradiente de gran longitud, que recibe las aguas tibias de las chaquetas del horno i además la de otro tubo central, en caso de que aquéllas sean insuficientes. Fácilmente granulada, la escoria es así arrastrada al escorial, i se aprovecha en la construcción de terraplenes para el servicio de la fundición.

El horno descrito destinóse en un principio para el tratamiento de los minerales de la Viuda, que pueden considerarse autofusibles, caso de producir ejes de 50% de cobre, porque la mayor parte del fierro, agregado a la pequeña cantidad de cal, se uniría así a la sílice, formando aproximadamente un bisilicato. La presencia del fierro en forma de sulfuro es ventajosa para obtener este resultado, porque el intenso calor que su combustión i la del azufre desarrollan, disminuiría notablemente el consumo de coque, realizando una favorabilísima fundición semi-pirítica.

Este pequeño plantel, en condiciones favorables, ha llegado a fundir hasta 80 toneladas diarias; pero el término medio de su capacidad hasta hoy probada es solo de 60 toneladas, que equivalen más o menos al 60% de la total producción del departamento de Copiapó.

Desde que inició sus operaciones, el horno ha fundido con marcha bastante regular, si bien es verdad que su capacidad diaria ha disminuido a veces a menos de 40 toneladas por causa probable de la gran cantidad de minerales ferruginosos peroxidados (*duros*) que está tratando.

El 11 de abril de 1909 en la tarde el horno fundía la siguiente carga:

<i>Color</i> (minerales oxidados).....	260 kgs.
<i>Bronces</i> (minerales sulfurados).....	370 »
<i>Fierros</i> (minerales ferruginosos).....	370 »
<i>Coke</i>	115 »

1.115 kgs.

El consumo de coque es entonces, de 10,4% de la carga total.

Estas son, como se ve, de una tonelada más o menos.

La presión del viento al salir del ventilador es de 50 cm. de agua.

Una muestra de escoria de aspecto homogéneo, tomada a las 5 P. M. del mismo día 11 de abril de 1909 me dió en su análisis, la siguiente composición:

SiO ₂	37,8 %
FeO.....	43,1 »
Al ₂ O ₃	11,5 »
CaO.....	4,4 »
Cu	1,0 »
	97,8 %

El eje conjuntamente producido, era de lei inferior a 50%. Sorprende, por lo tanto, la grande i desproporcionada lei de cobre en la escoria, ya que la composicion de ésta queda dentro de límites prudentes i de que la muestra tomada, con apariencias de bien fundida i de homogeneidad, podia considerarse como un promedio razonable. He creido que la proporcion de coke en la carga del horno es exigua e insuficiente para producir una separacion i fluidez conveniente de la escoria.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



Termo-química de la metalurgia del cobre

La relacion íntima que existe entre la termo-química i las fundiciones como tambien la falta absoluta que hai de estudios sobre la materia en castellano, nos han movido a insertar este capítulo que creemos vendrá a llenar un vacío que se siente en la educacion técnica del fundidor.

Las personas con conocimientos científicos nos escusarán si tratamos este punto con toda sencillez i de una manera elemental, sabiendo que estos apuntes se escriben para personas que en su mayoría están desprovistas de grandes estudios científicos i que difícilmente comprenderian la materia, a no ser ella espuesta en una forma lisa i llana.

En el curso de este capítulo hemos seguido, en lo que nos ha sido posible, el método adoptado por el distinguido profesor de metalurgia doctor Joseph W. Richards de la Universidad de Lehigh de los Estados Unidos de Norte-América.

La ecuacion química.—El cálculo del lado cuantitativo de muchos de nuestros problemas metalúrgicos depende de un entendimiento correcto de las ecuaciones químicas. Cada ecuacion química nos puede dar a conocer tres importantes factores del proceso metalúrgico que dicha ecuacion representa: nos da a conocer los pesos relativos de los materiales que entran en reaccion; su volúmen, si es que ellos están en un estado gaseoso; i el déficit o exceso de enerjía que cada ecuacion representa.

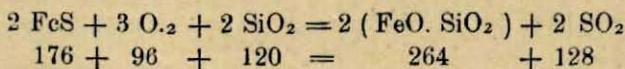
Los pesos atómicos forman la base de todo cálculo cuantitativo de una ecuacion química; en nuestro trabajo, los números que se dan en la tabla I son bastantes exactos para ser considerados como los pesos atómicos de los elementos.

TABLA NÚMERO 1

Pesos atómicos

Hidrógeno	H	1
Carbon.....	C	12
Nitrógeno.....	N	14
Oxígeno.....	O	16
Sodio.....	Na	23
Magnesio.....	Mg	24
Aluminio.....	Al	27
Silicio	Si	28
Fósforo.....	P	31
Azufre.....	S	32
Potasio.....	K	39
Cloro	Cl	35.5
Calcio	Ca	40
Arsénico	As	75
Plata	Ag	108
Estaño.....	Sn	118
Antimonio	Sb	120
Yodo	I	127
Bario.....	Ba	137
Manganeso	Mn	55
Fierro.....	Fe	56
Niquel.....	Ni	58.5
Cobalto	Co	59
Cobre	Cu	63.6
Zinc.....	Zn	65
Platino.....	Pt	195
Oro.....	Au	197
Mercurio.....	Hg	200
Plomo.....	Pb	207

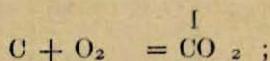
Si escribimos una ecuación química, veremos que el peso relativo de los elementos de la reacción, como así mismo de sus productos, se obtienen directamente de los pesos atómicos de los cuerpos químicos que entran en la reacción; dichos pesos atómicos son también relativos. Así en el caso de la oxidación del sulfuro de hierro i escorificación del hierro en el proceso Bessemer para ejes de cobre:



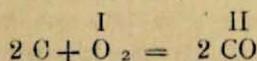
se puede llamar a estos pesos relativos kilogramos, toneladas, gramos, etc, o cualquiera otra unidad de peso que hayamos nosotros usado.

Si la ecuacion o reaccion química comprende gases, sucede que cada molécula de gas representa el volúmen relativo de gas desenvuelto durante el proceso de la reaccion; es mui conveniente designar el volúmen relativo por números romanos colocados sobre el símbolo del gas en cuestion; así por ejemplo, se tiene:

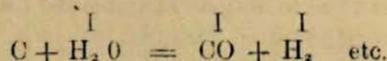
En la combustion completa del carbon:



En la combustion incompleta.



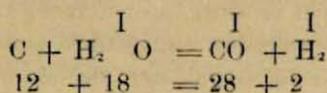
En la produccion de gas de agua:



En estas ecuaciones el volúmen de los sólidos o líquidos no está representado, pero el volúmen relativo de los gases que entran en la reaccion se deriva de las moléculas de dichos gases que quedan marcadas por los números romanos; estos volúmenes pueden llamarse metros cúbicos, litros, piés cúbicos, etc.

Si ahora nosotros especificamos o fijamos el peso relativo de los componentes de la reaccion llamando kilogramos, por ejemplo, a los pesos atómicos de dichos componentes, podemos fácilmente convertir el volúmen relativo en volúmen real o absoluto; esta conversion se ejecuta multiplicando el volúmen relativo por un factor que espresa la relacion que existe entre las dos unidades de medida que se usan.

Tomando, por ejemplo, la ecuacion, que indica la produccion de vapor de agua con los pesos relativos escritos debajos i los volúmenes relativos arriba, tenemos que:



Si consideramos a los pesos relativos como kilogramos, podemos obtener el volúmen real multiplicando el relativo por el factor 22. 22: un metro cúbico de gas hidrógeno pesa 0.09 kilogramos i de aquí se desprende que los 2 kilogramos de la reaccion dada tendrán un volúmen de $2 : 0.09 = 22.22$ metros cúbicos; ahora bien, si examinamos los volúmenes relativos de la misma ecuacion, encontraremos que ellos son iguales, i por lo consiguiente, los volúmenes reales serán tambien iguales, es decir, cada número romano. I representa

en cualquier caso (bajo condiciones normales) 22,22 metros cúbicos siempre que los pesos relativos o atómicos representen kilogramos.

El peso de un metro cúbico de aire a 0° centígrados i a 760 milímetros de presión es de 1,293 kilogramo; la composición del aire es la siguiente:

	PESO		VOLÚMEN	
	Partes.	%	Partes.	%
OXÍGENO	3	23.1 %	21	20.8 %
NITRÓGENO	10	76.9 %	80	79.2 %

El peso de un m.³ de gas hidrógeno, bajo condiciones normales, se dijo era de 0.09 kilogramo; la fórmula de dicho gas es H₂; su peso molecular 2 i su densidad es 1; i, desde que se ha determinado que la densidad de los gases es proporcional a sus pesos atómicos, se sigue que la densidad de cualquier gas, referida a hidrógeno, se puede espresar numéricamente por la mitad de su peso molecular. El peso ahora de cualquier gas en metros cúbicos es igual al peso de un metro cúbico de hidrógeno multiplicado por su densidad propia, referida a hidrógeno; de esta manera se obtiene la densidad i el peso de un metro cúbico de cualquier gas conociéndose su fórmula.

EJEMPLOS

Gas	Fórmula	Peso molecular	Densidad	Peso de un metro cúbico del gas
Hidrógeno	(H ₂)	2	1	0.09 kilogramo
Vapor de agua	(H ₂ O)	18	9	9×0.09=0.81 kilogramo
Nitrógeno	(N ₂)	28	14	14×0.09=1.26 »
Oxígeno	(O ₂)	32	16	16×0.09=1.44 »
Acido carb.	(CO ₂)	44	22	22×0.09=1.98 »

Los volúmenes de los gases aumentan uniformemente con la temperatura; así si se tiene un volumen dado a 0° centígrados, se observará que este volumen aumenta $\frac{1}{273}$ por cada grado centígrado de temperatura, llegándose, por consiguiente, a doblarse dicho volumen tan pronto como se alcance la temperatura de 273°; el volumen de un gas es, pues, proporcional a su temperatura absoluta, es decir, a su temperatura en grados centígrados + 273.

La densidad de un gas, o sea el peso de una unidad de volumen varía inversamente con su temperatura absoluta; esto se desprende de lo anteriormente dicho i es un principio a que frecuentemente tenemos que recurrir en cálculos metalúrgicos. La corrección que se impone para determinar el volumen real de un gas a una temperatura dada, cuando se conoce el volumen a 0° C, es la siguiente:

$$M = \frac{V(t+273)}{273}$$

En que:

t=temperatura reinante

V=volúmen a 0° centigrados

M= que se busca, correspondiente a temperatura t.

El volúmen de un gas es inversamente proporcional a la presion ejercida sobre él, i de aquí se desprende la siguiente fórmula para corregir el volúmen encontrado bajo presion normal, o sea 760 mm. de la columna barométrica:

$$M = \frac{V (760)}{P}$$

En que:

M=volúmen que se busca

P=presion reinante

V=volúmen de 760 mm.

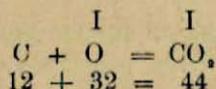
Combinando ámbas fórmulas llegamos a obtener la que se reproduce al pié i que sirve para corregir la cantidad de aire determinada a 0° C, i 760 mm de presion.

$$M = \frac{V (t+273)}{273} \times \frac{760}{P}$$

EJEMPLO NÚM 1

Un horno de fundicion consume diariamente 10,000 kilogramos de combustible, que contiene 90% de carbon. Se desea saber: (a) el peso del aire i (b) el volúmen del aire que se necesita introducir al horno, a una temperatura de 30° C i presion de 850 mm., para provocar una combustion completa del combustible.

(A) Los 10,000 kilogramos de combustible contienen 9,000 kilogramos de carbono, $\frac{10,000 \times 90}{100}$ que se queman de acuerdo con la siguiente ecuacion:



12 kilogramos de carbon consumen 32 de oxijeno, 9,000 kilogramos de carbono, ¿cuánto oxijeno gastarán?

$$12 : 32 :: 9,000 : X \dots \dots x = \frac{9,000 \times 32}{12} = 24,000 \text{ Kg.}$$

Recurriendo a la composicion del aire tenemos que: 3 kilogramos de oxijeno se juntan con 10 kilogramos de nitrógeno; 24,000 kilogramos de oxijeno, ¿con cuántos de nitrógeno se juntarán?

$$3 : 10 :: 24.000 : x \quad x = \frac{24.000 \times 10}{3} = 80.000$$

El peso del aire será igual al peso de oxígeno agregado al del nitrógeno,
o sea:

$$\begin{array}{r} 80.000 \\ + 24.000 \\ \hline 104.000 \text{ Kgrs.} \end{array}$$

Se necesitan 104 000 Kgs. diarios de aire.

(B) 12 kilogramos de carbono consumen 22.22 metros (1) cúbicos de oxígeno; 9,000 kilogramos de carbono, ¿cuánto oxígeno consumirán?

$$12 : 22,22 :: 9,000 : x \quad x = \frac{9,000 \times 22,22}{12} = 166,65 \text{ m.}^3$$

Recurriendo a la composición del aire, se tiene que 21 metros cúbicos de oxígeno se juntan con 80 metros cúbicos de nitrógeno; 16.665 metros cúbicos de oxígeno ¿con cuántos de nitrógeno se juntarán?

$$21 : 80 :: 16.665 : x \quad x = \frac{16.665 \times 80}{21} = 63.485 \text{ m.}$$

El volumen del aire es igual al del nitrógeno i oxígeno sumados en uno, o sea:

$$\begin{array}{r} 63.485 \\ 16.665 \\ \hline 80.150 \text{ metros cúbicos.} \end{array}$$

Este volumen de aire está calculado para 0° cent. i 760 mms. de presión; hai que hacerle ahora la corrección necesaria para la temperatura de 30° C i 850 mms. de presión.

$$M. = \frac{80.150 (273 + 30)}{273} \times \frac{760}{850} = 72.347$$

Se necesitan introducir al horno 72.347 metros cúbicos de aire diariamente.

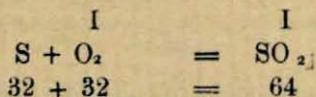
EJEMPLO NÚM. 2.

En la fundición de un mineral piritoso se oxidan diariamente en el foco del horno 5,000 Kgs. de azufre, 6,000 kgs. de hierro i 20,000 kgs. de combustible que contiene 80% de carbono. Se desea saber cuál es el volumen de aire

(1). Véase ecuación de combustión; el número romano I corresponde, según se explicó, a 22.22 m³.

que se introduce diariamente al horno a una temperatura de 40° C. i 780 mms. de presión para provocar la oxidación detallada.

El azufre se quema de acuerdo con la siguiente ecuación:



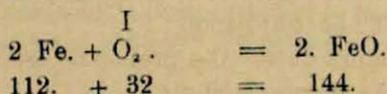
Lo que quiere decir que 32 kgs. de azufre exigen 22.22 (1) metros cúbicos de oxígeno; 5,000 kgs. de azufre ¿cuánto oxígeno demandarán?

$$32 : 22.22 :: 5.000 : x.$$

$$x = \frac{22.22 \times 5,000}{32} = 3.471 \text{ metros } 3.$$

Oxígeno para el azufre. = 3,471 metros cúbicos.

El hierro se oxida de la manera siguiente:



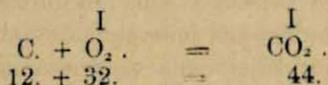
112 kgs. de hierro se combinan con 22.22 metros cúbicos de oxígeno. ¿Cuánto oxígeno será necesario para 6.000 kgs. de hierro?

$$112 : 22.22 :: 6.000 : x.$$

$$x = \frac{6,000 \times 22.22}{112} = 1,188.$$

Oxígeno para el hierro. = 1.188 metros cúbicos.

Los 20.000 kgs. de combustible contienen 16.000 kgs. de carbono $\left(\frac{20,000 \times 80}{100}\right)$ que se queman de acuerdo con la ecuación:



12 kgs. de carbono exigen 22.22 metros cúbicos de oxígeno; 16.000 kgs. de carbono ¿cuánto oxígeno exigirán?

$$12 : 22.22 :: 16,000 : x.$$

$$x = \frac{22.22 \times 16,000}{12} = 29,626$$

(1) Recuérdese que el núm. romano representa 22.22 ms. cúbicos.

RESÚMEN

Oxígeno para el combustible.	=	29.626 metros cúbicos.	
Id. para el azufre.	=	3.471	id.
Id. para el fierro.	=	1.188	id.

Oxígeno necesario=34.285 metros cúbicos.

Si recurrimos a la composición del aire por volumen tendremos que 21 de oxígeno se juntan con 80 de nitrógeno. ¿Cuánto nitrógeno se unirá con 34,285 metros cúbicos de oxígeno?

$$21 : 80 :: 34.285 : x \quad x = \frac{34,285 \times 80}{21}$$

= 130.609 metros cúbicos de nitrógeno.

El aire necesario a 0° C. i 760 mms. de presión es igual a 164.894 metros cúbicos (34.285 de oxígeno+130.609 de nitrógeno).

La corrección para la temperatura de 40° C. i presión de 780 mms. se hace aplicando la fórmula dada, tal como se expresa al pie:

$$M = \frac{164.894 (40+273)}{273} \times \frac{760}{780} = 184.206.$$

Se necesitan 184.206 metros cúbicos de aire.

APLICACIONES DE TERMO-QUÍMICA

En la mayoría de las reacciones metalúrgicas, la cantidad de combustible usada o sea el monto total de energía necesaria para efectuar la reacción, es sin duda alguna el factor que regulariza la practicabilidad o impracticabilidad del procedimiento que se basa en la reacción en cuestión. Cada ecuación química tiene un significado térmico: bien consume cierta cantidad dada de calórico o bien desenvuelve o genera otra cantidad. Cuando un elemento se une con otro para formar un compuesto químico hai generalmente hablando una generación de calórico; la cantidad de calórico generada es experimentalmente determinada por medio del calorímetro i se la denomina calórico de formación del cuerpo químico de que se trata: el calórico de formación se puede expresar de tres maneras, a saber: sin relación alguna, relacionado a cualquiera de los dos elementos que sirvieran de constituyentes del nuevo cuerpo o bien relacionado al nuevo cuerpo químico formado. Un ejemplo práctico ilustrará talvez mejor este punto, el calor de formación del anhídrido carbónico (CO₂), determinado en el calorímetro es de 97.2 calorías, esta cantidad se puede expresar de tres maneras:

Independientemente. Calor de formación: =97.2 calorías.

Subordinado a los componentes del cuerpo químico:

Calor de formacion.=8.1 calorías por kg. de C.

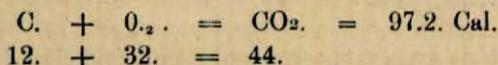
3.04 " " " de O.

Subordinado al cuerpo químico mismo.

2.209 calorías por kg. de CO₂ formado.

Fácilmente se comprende que para subordinar el calor de formacion, ya sea a los componentes del cuerpo químico, ya sea al cuerpo químico mismo, basta dividir el calor independiente de formacion por el peso molecular del elemento o cuerpo químico a que se lo quiere subordinar.

La reaccion que sirve de base a nuestros estudios de termo-química, es la siguiente:



Que significa que 12 kilogramos de carbono se queman con 32 kilogramos de oxígeno, produciendo 44 kilogramos de anhídrido carbónico i jenerando 97.2 calorías, o bien, levantando la temperatura de 97.2 kgs. de agua (condiciones normales) un grado centígrado.

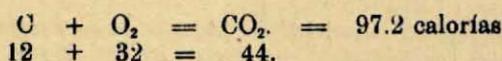
La tabla que se inserta al pié da el calor de formacion de diversos compuestos químicos:

Fórmula.	Pesos moleculares.			Calor Ind. de formacion.
MgO.....	24	+	16 = 40	143.4 Cal.
BaO.....	137	+	16 = 153	133.4
CaO.....	40	+	16 = 56	131.5
Al ² O ₃	54	+	48 = 102	392.6
Si. O ₂	28	+	32 = 60	180.
MnO.....	55	+	16 = 71	99.9
ZnO.....	65	+	16 = 81	84.8
H ₂ O.....	2	+	16 = 18	70.4
Fe ₃ O ₄	168	+	64 = 232	170.8
FeO.....	56	+	16 = 72	65.7
Fe ₂ O ₃	112	+	48 = 160	195.6
CO ₂	12	+	32 = 44	97.2
Cu ₂ O.....	127.2	+	16 = 143.2	43.8
CuO.....	63.6	+	16 = 79.6	37.7
SO ₂	32	+	32 = 64	69.26
SO ₃	32	+	48 = 80	91.9
CO.....	12	+	16 = 28	29.16
ZnS.....	65	+	32 = 97	43
FeS.....	56	+	32 = 88	24
Cu ₂ . S.....	127.2	+	32 = 159.2	20.3
Pb. S.....	207	+	32 = 239	20.2

CuS.....		63.6	+	32	=	95.6	10.1
Ca. CO ₃	40	+	12	+	48	=	100 273.85
Mg. CO ₃	24	+	12	+	48	=	84 269.9
Ba. SiO ₃	137	+	28	+	48	=	213 328.1
Ca. SiO ₃	40	+	28	+	48	=	116 329.35
Ca Si ₂ O ₄	80	+	28	+	64	=	172 471.3
Al ₂ Si ₂ O ₇	54	+	56	+	112	=	222 767.5
Mm. Si O ₃	55	+	28	+	48	=	131 276.3
Fe ₂ . SiO ₄	112	+	28	+	64	=	204 320.3
Fe. SiO ₃	56	+	28	+	48	=	132 254.6
Ba. SO ₄	137	+	32	+	64	=	233 339.4
Fe. SO ₄	56	+	32	+	64	=	152 228
Pb SO ₄	207	+	32	+	64	=	303 215.7
Cu. SO ₄	63.6	+	32	+	64	=	159.6 181.7

El conocimiento de estas tablas nos pone en condicion de resolver el lado teórico de cualquier problema de la metalurgia del cobre que se nos presente; nosotros estudiaremos las diferentes maneras con que estos problemas se nos pueden presentar en la práctica:

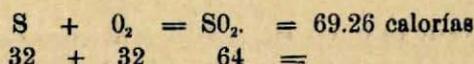
a) Determinar la cantidad total de calórico jenerada en un horno donde se queman diariamente 1,000 kgs. de carbono, 500 kgs. de azufre i 200 kgs. de fierro:



$$\text{Por kg. de carbon} = \frac{97.2}{12} = 8.10 \text{ calorías}$$

kgs. de carbon oxidados..... 1.000

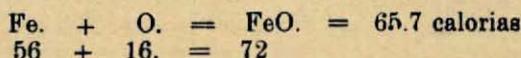
Calórico jenerado..... 8.100 calorías



$$\text{Por kg. de azufre} \frac{69.26}{32} = 2,16 \text{ calorías}$$

kgs. de azufre oxidados..... 500

Calórico jenerado..... 1.080 calorías.



$$\text{Por kg. de fierro} \frac{65.7}{56} = 1.17 \text{ calorías.}$$

kgs. de fierro oxidados..... 200

Calórico jenerado..... 234 calorías.

RESUMEN

Combustion del carbono.....	8.100	calorías.
Id. azufre.....	1.080	
Id. fierro.....	234	
<hr/>		
Cantidad total de calórico.....	9.414	calorías.

b) Si el problema se complica un poco mas i nos piden por ejemplo que, al valor calorífico determinado, agreguemos el que se desprende de la union del fierro oxidado con la sílice libre de la carga, nos valdremos del mismo método para calcularlo, es decir, guiándonos por los pesos moleculares i los calóricos de formacion: El calórico independiente de formacion del silicato de fierro es igual a 256.3 calorías, en esta cantidad está comprendido el calórico de formacion del óxido de fierro, el calórico de formacion de la sílice i el calórico propio de formacion del silicato o sea, calórico jenerado por la union del óxido del fierro con la sílice: es pues natural que a 256,3 le restemos el calórico de formacion del óxido de fierro, pues lo hemos tomado en consideracion bajo otro ítem, el calórico de formacion de la sílice, pues ella entra al horno ya formada i que solo tomemos en consideracion el calórico jenerado por la union de ámbos compuestos químicos, así:

Fe. SiO ₃	=	+	256.3	calorías
ménos FeO.	=	-	756.7	»
ménos SiO ₂ .	=	-	180	»
			<hr/>	
Calórico de union=			10.6	calorías

Esto se puede espresar por unidad de peso de sílice o bien de óxido de fierro, dividiendo las 10.6 C, por peso específico de la sílice o bien del óxido de fierro.

Como ejemplo de este caso podríamos citar la calcinacion del carbonato de cal. (Aquí se va simplemente a desunir el anhídrido carbónico (CO₂) de la cal (CaO), estos cuerpos en sí mismos permanecen inalterables).

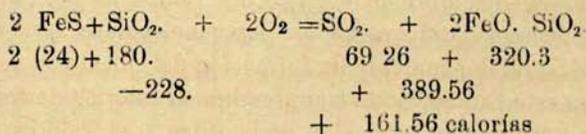
CaO. CO ₂ .	=	+	273.85	calorías
ménos CaO.	=	-	131.5	»
ménos CO ₂ .	=	-	97.2	»
			<hr/>	
Resto			45.15	»

$$\text{Por kg. de CaO.} = \frac{45.15}{56} = 0,806 \text{ calorías}$$

Es decir que para calcinar carbonato de cal es necesario 0.806 calorías por kg. de CaO. (Cal) que resulte.

c) Si el problema comprende ahora la descomposicion de ciertos cuerpos químicos i la formacion de otros, es necesario escribir la ecuacion química, e

interpretarla termo-químicamente: se supone que todos los componentes de la ecuacion van a ser descompuestos en sus elementos simples; así que cada componente absorberá tanto calor cuanto suma su calórico de formacion, i la suma de los calóricos de formacion, será indudablemente el calórico absorbido por la reaccion; motivo por el cual se lo considera negativo. La suma de los calóricos de formacion de los productos de la ecuacion forman la cantidad total de calórico jenerado i será necesariamente positivo (a no ser que el producto o productos formados sean ternos negativos). El exceso o déficit de calórico será la diferencia entre estas dos sumas; así por ejemplo: ¿Cuál es la cantidad de calórico jenerada durante la fundicion pirítica?



La reaccion principal del horno pirítico produce por lo consiguiente 161.56 calorías.

EL PODER CALORIFICO DE LOS COMBUSTIBLES

Podemos ahora fácilmente calcular el poder calorífico de cualquier combustible conociendo su análisis químico. La regla de Dulong i Petit para efectuar esta operacion es la siguiente: El hidrójeno del combustible se quema esceptuando aquel que está combinado con el oxígeno; la cantidad de hidrójeno combinada se obtiene conociendo el oxígeno presente i asumiendo que este último está totalmente combinado con el primero en la proporcion de 8 de oxígeno por uno de hidrójeno. Así por ejemplo.

Un carbon betuminoso analiza: carbono=73.6%; hidrójeno=5.3%; nitrójeno=1.70%; azufre=0.75%; oxígeno=10% i 0.60% de humedad.

Se desea saber su poder calorífico.

Composicion del carbon por unidad de peso.

C=0.736	H=0.053
N=0.017	O=0.100
S=0.0075	H ₂ O=0.006

Combustion del carbon por unidad de peso:	0.736 × 8.1 = 5.969 calorías.
Hidrójeno presente por unidad de peso.....	0.0530
Id. combinado con oxígeno por unidad de peso...	= 0.0125 = (0.1 : 8)

Hidrójeno avaluable.....	= 0.0405

Combustion del hidrójeno por unidad de peso: 0.0405 × 35.2 = 1.425 calorías.

Combustion del azufre por unidad de peso: 0.0075 × 2196 = 0.07 calorías.

RESÚMEN

Calorías resultantes de la combustion del carbon.....			5.96
Id. id. hidrógeno.....			1.425
Id. id. azufre.....			0.017
			<hr/>
Poder calorífico por kg. de combustible..			7.402 calorías.

La determinacion así hecha debe sufrir una correccion, pues hemos asumido que toda el agua contenida en el carbon, el agua formada por la combustion del hidrógeno i la humedad propia del combustible se vaporiza directamente; lo que no acontece así, pues dicha agua absorbe al cambiar del estado líquido al sólido la cantidad de 0.6065. Cal. que se denominan calor latente de vaporizacion.

Nuestro carbon contiene: 0.60 de humedad: 11.25% de agua, combinada (1) i 36.45% de agua que resulta de la combustion del 4.05% de hidrógeno libre
 Agua total que se debe vaporizar es por unidad de peso:

0.0060 de la humedad
0.1125 combinada.
0.3645 de la combustion del hidrógeno.
<hr/>
0.4830 total.

Calorías que necesita para vaporizarse:

$$0.4830 \times 0.6065 = 0.293 \text{ calorías.}$$

Las que se restan al poder calorífico del combustible:

7.402
0.293
<hr/>
=7.019

Lo que significa que el poder calorífico útil del combustible es de 7.109 kilos calorías.

I.A TERMO-FÍSICA DE LAS FUNDICIONES

Las aplicaciones termo-química hasta aquí enumeradas se refieren única-

(1) Este 11.25 de agua se obtiene de la siguiente manera: oxígeno en el carbon (10%) + hidrógeno combinado con este oxígeno (1.25%) = 11.25%.

El 36.45 de agua que resulta de la combustion de hidrógeno se obtiene de la manera siguiente:

Hidrógeno que se oxida o convierte en agua.....	= 0.0405
Oxígeno que este hidrógeno necesita.....	= (0.0405 × 8) = 0.3240
Agua resultante.....	0.3645

mente a cálculos mas o ménos teóricos pues se considera que la reaccion se efectúa a temperaturas normales i no elevadas; hai pues que corregir estos resultados agregando o descontando el calor absorbido por los componentes de la reaccion i por los productos de ella a la temperatura o temperaturas que se ejecuta la operacion; en la metalurgia del cobre el problema que siempre se tiene que resolver (escepto la bessemenzacion de ejes) es el de «principiar con constituyentes frios i terminar con productos calientes o fundidos». La manera de determinar el calor absorbido o calor que está en un cuerpo químico o mineral como calor latente es por medio de los calores especificos de la sustancia dada; se acostumbre tambien a llamar «capacidad calorífica» del cuerpo al calor latente; la capacidad calorífica aumenta con la temperatura reinante. Un cuerpo al pasar del estado sólido al líquido o de éste al gaseoso i vice-versa absorbe o desenvuelve una cantidad dada de calórico que se ha dado en llamar calor latente de vaporizacion, de solidificacion, etc. Cuando un cuerpo pasa del estado sólido al líquido absorbe calor i en este caso «el calor latente de fusion o liquefaccion» tiene que agregársele a los ítems «ya calculados» de cualquier problema termo-químico; al solidificarse dicho cuerpo desenvuelve esa misma cantidad de calórico.

Todos estos datos se dan en las tablas que siguen, ellos han sido recopilados de las mas notables autoridades termo-químicas. Como no es posible dar los calores especificos para cada temperatura, nos limitamos a dar el calor específico medio para períodos mas o ménos grandes de temperaturas.

Hidrójeno

Calor específico medio hasta 2.000° C.:		
Por kilogramo.....	=3.700 + 0.0003 t.	= Calorías.
Por metro cúbico.....	=0.303 + 0.000027 t.	= »
	de 2.000° C. a 4.000° C.	
Por kilogramo.....	=2.75 + 0.0008 t.	= Calorías.
Por metro cúbico.....	=0.2575 + 0.000072 t.	= »

Carbono

Calor específico medio de 0. a 250° C.:	
	0.1567 + 0.00036 t. = Calorías.
	de 250° C. a 1000° C.
	0.2142 + 0.000166 t. = Calorías.
Calor de vaporizacion 3.837 calorías por kilogramo de vapor.	

Nitrójeno

Calor específico medio hasta 2000° C.		
Por kilogramo.....	= 0.2405 + 0.0000214 t.	= Cal.
Por metro cúbico.....	= 0.303 + 0.000027 t.	= Calorías
	de 2.000° C. a 4.000° C.	

Por kilogramo.....	= 0.2044 + 0.000057 t. = Calorías
Por metro cúbico.....	= 0.2575 + 0.000072 t. = »

Orígeno

Calor específico medio hasta 2.000° C:

Por kilogramo.....	= 0.2104 + 0.0000187 t. = Cal.
Por metro cúbico.....	= 0.303 + 0.000027 t. = »
	de 2.000° C. a 4.000° C.
Por kilogramo.....	= 0.1788 + 0.00005 t. = Cal.
Por metro cúbico.....	= 0.2575 + 0.000072 t. = »

Azufre

Calor específico medio de 15° C. a 97° C.: = 0.1844

Calor latente de fusión.....	= 9.37 calorías por kilóg.
Calor específico medio de 119° a 147° C.	= 0.2346
Calor latente de evaporación.....	= 72 Cal. por kg.

Cobre

Calor específico medio para cualquiera temperatura:

$$0.0939 + 0.00001778 t. = \text{Calorías}$$

Calor latente de fusión.....	= 43.2 calorías por kg.
Calor latente de vaporización.....	= 858 » »

Agua

El calor específico del agua hasta 100° C. se puede considerar igual a la unidad; en resúmen el agua absorbe por kgm. de 0 a 100° la cantidad 101.5 calorías. (Calor específico medio de 0° a 100° = 1 + 0.00015 t.)

Calor latente de fusión (hielo en agua).....	= 80 Calorías
Calor latente de vaporización.....	= 606 » (0.537 Cal.)

Para determinar el calórico total, incluyendo el de vaporización, absorbido por kg. de agua tomando una temperatura normal i calentada a otra mayor que el punto de ebullición, se aconseja usar la fórmula de Regnault que es la siguiente: $C. = 606.5 + 0.305 t.$

Monóxido de carbono (CO)

Calor específico medio hasta 2,000° C.:

Por metro cúbico.....	= 0.303 + 0.000027 t. = calorías
Por kilogramo.....	= 0.2505 + 0.0000219 t. = »

Acido carbónico (CO₂)

Calor específico medio de 0° C. a 2.050°:

Por metro cúbico.....	= 0.37 + 0.00022 t. = calorías
Por kilogramo.....	= 0.19 + 0.00011 t. = »

Magnesia (MgO)

Calor específico medio para cualquiera temperatura:

Por kilogramo.....	= 0.2081 + 0.0000876 t. = calorías
Calor latente de fusion.....	= 50.9 calorías por kilogramo

Sílice (SiO₂)

Calor específico medio para cualquiera temperatura:

Por kilogramo.....	= 0.1833 + 0.000077 t. = calorías
Calor latente de fusion.....	= 109.4 calorías por kilogramo

Acido sulfuroso (SO₂)

Calor específico medio para cualquiera temperatura:

Por kilogramo.....	= 0.36 + 0.0003 t. = calorías
Por metro cúbico.....	= 0.125 + 0.0001 t. = »

Acido sulfúrico (SO₃)

Calor específico medio para cualquiera temperatura:

Por kilogramo.....	= 0.100 + 0.00004 t. = calorías
Por metro cúbico.....	= 0.405 + 0.00017 t. = »

Cal (CaO)

Calor específico para cualquiera temperatura:

Por kilogramo.....	= 0.1715 + 0.00007 t. = calorías
--------------------	----------------------------------

Calores específicos para temperatura ordinaria calculados por kilogramos de la sustancia en cuestion.

MnO.....	0.1570
FeO.....	0.1460 + 0.000167 t. (para cualquiera temperatura).
Fe ₂ O ₃	0.1456 + 0.000188 t. (id. id.),
Cu ₂ O.....	0.1110
CuO.....	0.1420
ZnO.....	0.1212 + 0.0000315 t. (hasta 1000° C.)
As ₂ O ₃	0.1276
Sb ₂ O ₃	0.0927

PbO.....	0.0512		
Cu. SO ₄	0.1840		
Ba. SO ₄	0.1128		
Ca. CO ₃	0.2086		
Ca. Mg. (CO ₃) ₂	0.2179		
FeS.....	0.1357		
Fe ₇ S ₈	0.1602		
Fe. S ₂	0.1301		
Cu ₂ S.....	0.1126	+0.00009 t. (para cualquiera temperatura)	
Cu ₃ Fe. S ₃	0.1176	(Bornita)	
Cu. Fe. S ₂	0.1310	(Chalcopirita)	
Mg. SiO ₃	0.301	(Hasta 1200° C.)—Calor latente de fusion=	
			125 calorías
Ca. SiO ₃	0.288	(Hasta 1250° C.)—Id.	100 »
Fe ₂ SiO ₃	0.180	(Hasta 1100° C.)—Id.	90 »
Fe ₂ SiO ₄	0.170	(Hasta 1050°) —Id.	85 »

Con estos datos se puede resolver el lado termo-físico de cualquier problema metalúrgico; nosotros trataremos en pocos ejemplos de familiarizar al lector con las tablas termo-físicas.

a) Un horno de fundición pirítica que funciona en Monte Lyell (Australia) produce gases de la siguiente composición:

SO ₂	7.90 %	por volúmen.
CO ₂	3.56 »	id.
O ₂	0.88 »	id.
N ₂	87.66 »	id.

Los gases salen del horno a una temperatura de 400° C.; se desea saber cuál es el calor latente absorbido por estos gases por cada 100 metros cúbicos; o en otras palabras, cuál es la cantidad de calórico perdida por cada 100 metros cúbicos de gas que salen del horno:

Cada 100 metros cúbicos de gas contiene:

CO ₂ . =	3.56	metros cúbicos.
SO ₂ . =	7.90	id.
O ₂ . =	0.88	id.
N ₂ . =	86.66	id.
	<hr/>	
	100.00	

Calor absorbido por metro cúbico de CO₂ a 400° C.

0.37 + 0.00022 (400).....	= 0.125	calorías (véanse tablas).
Metros cúbicos de CO ₂	= 3.56	»

Calórico absorbido..... 0.445 calorías.

Calor absorbido por metro cúbico de SO₂ a 400° C.

0.125 + 0.0001 (400Q).....	= 0.165 (véase tablas)
Metros cúbicos de SO ₂	= 7.9
<hr/>	
Calor absorbido.....	1.304 calorías.

Calor absorbido por metro cúbico de O₂ a 400° C.

0.303 + 0.000027 (400).....	= 0.314 (véase tablas)
Metros cúbicos de oxígeno.....	= 0.88
<hr/>	
Calor absorbido.....	0.276 calorías.

Calor absorbido por metro cúbico de nitrógeno a 400° C.

0.303 + 0.000027 (400).....	= 0.314 (véase tablas)
Metros cúbicos de nitrógeno.....	= 87.66
<hr/>	
Calórico absorbido.....	27.52 calorías.

Resúmen

Calórico absorbido por 3.56 metros cúbicos de CO₂ = 0.445 calorías.

Id.	id.	7.90	id.	SO ₂ = 1.304	»
Id.	id.	0.80	id.	O ₂ = 0.276	»
Id.	id.	87.66	id.	N ₂ = 27.520	»

Calor absorbido por 100 metros cúbicos de gas. = 29.545 Calorías.

b) Un horno de fundición funde diariamente 20 toneladas de mineral que contienen 5% de humedad (H₂O); se desea saber cuál es la cantidad de calórico que se necesita para evaporar el agua que éste mineral contiene, i qué cantidad de coke este gasto de calórico representa; el vapor de agua sale a una temperatura de 350° C.

Dijimos que para el caso de evaporar agua, la fórmula de Regnault era generalmente aplicada.

$$C. = 605.5 + 0.305 (350) = 717.25 \text{ C. (véase tabla)}$$

Kgs. de agua evaporada	$\frac{(20.0 \times 500)}{100}$	= 1 000.
Calórico gastado.		<u>717,250 Calorías.</u>

El kilogramo de coke usado jenera 7,000 calorías; así que la cantidad de calórico exigido (717,250) dividido por 7,000 nos dará indudablemente los kilogramos de coke usados:

$$717.250 : 7,000 = \underline{102.46 \text{ Kgs.}}$$

EL BALANCE TÉRMICO DEL HORNO

Conocida la manera racional de aplicar los calores específicos, etc., es muy fácil entrar a detallar la cantidad de calórico exigida por un horno de fundición para su correcto funcionamiento. Si recapitulamos un poco tendremos que las materias sometidas a la fusión son cuerpos químicos o minerales, tales como, sílice (SiO_2); Cal (CaO), Fierro (Fe), Azufre (S), etc., estos cuerpos tienen una temperatura de fusión dada i exigen cierta cantidad de calórico para transformarse del estado sólido al líquido; la mayoría del calórico en la casi totalidad de los casos es suministrado por las siguientes reacciones:

- a) Carbono del coke o combustible que se oxida a ácido carbónico o monóxido de carbono;
- b) Fierro que se oxida a óxido ferroso;
- c) Azufre que se oxida a ácido sulfuroso; i
- d) Sílice que se combina ya sea con cal o con fierro.

Gran parte del calórico así jenerado es absorbido por los productos de la combustión o gases tales como, ácido carbónico, nitrógeno, ácido sulfuroso, etc., esta cantidad de calórico existe en los gases como calor absorbido o latente; la escoria i eje absorven i acarrean también una gran cantidad de calórico fuera del horno, como calor latente.

El resto del calórico se emplea en efectuar el trabajo térmico del horno; descomposición de los carbonatos, sulfuros, etc., liquefacción de la carga, evaporación de la humedad, etc. Los hornos de chaqueta de agua consumen también una gran cantidad de calórico que es absorbido por el agua refrigeradora de las chaquetas; por último todo horno sufre una pérdida de calórico por radiación.

El balance térmico de cualquier horno de chaqueta de agua puede quedar de la siguiente manera:

PRODUCCION DE CALÓRICO

- a) Combustión del carbono del combustible.
- b) Combustión del azufre que se volatiliza.
- c) Oxidación del fierro.
- d) Combinación del FeO i CaO con la sílice.

GASTOS DE CALÓRICO

1. Calor perdido en los gases.
2. Calor id. en el eje.
3. Id. id. en la escoria.
4. Descomposición del carbonato de cal.
5. Evaporación de la humedad de la carga.
6. Descomposición del sulfuro de fierro.

7. Calor absorbido por el agua refrigerada de los jackets.
8. Calor perdido por radiacion.

De todos estos ítems hai solamente cuatro que no se pueden determinar directamente con los datos espuestos en este capítulo, ellos son:

- 2) Calor perdido en el eje = 0.225 calarías por kg. de eje producido.
- 3) Id. id. en la escoria = 0.335 id. por kg. de escoria producida.
- 4). Calor absorbido por el agua: no se puede determinar sin saber el volúmen de agua que se introduce a la temperatura a que sale.
- 5) Calor perdido por radicación. Es mui conveniente determinarlo por diferencia entre la produccion de calóricos i los gastos de calórico, para así obtener una idea del monto del ítem en cada caso.

EJEMPLO:

Se pide el balance térmico de un horno que funciona con la carga que sigue bajo las condiciones que al pié se detallan:

CARGA	Kgs.		SiO ₂		Fe		CaO		S		Cu		Total	
	de													
	peso	o/o	Kgs.	o/o	Kgs.	o/o	Kgs.	o/o	Kgs.	o/o	Ks.	o/o	Kgs.	
Mineral de 1. ^a clase....	2.000	52	1.040	16.3	326.16	21	420	8	160	97.3	1946	
Concentrados gruesos...	1.600	32	512	24.8	398	32	512	9	144	97.8	1564	
Briquettes.....	500	57	285	13.2	66	12	60	7	35	89.2	446	
Escoria de convertidor.	2.000	34	680	34.2	684	..	-	6	120	14	280	88.2	1764	
Carbonato de cal.....	2.600	5	130	49	1274	..	-	54	1404	
Coke.....	1.000	7	70	1.5	15	0.8	8	0.7	7	10	100	
Totales.....	9.700	..	2.727	..	1489.16	..	1282	..	1119	..	619	..	7226	

CÁLCULO DEL EJE (Cu₂S + FeS)

Cobre en la carga.....	619	Kgs.
5% de cobre perdido en la escoria, polvos, etc.....	30.95	„
Cobre para formar eje.....	588.05	„
Azufre que el cobre necesita (588.05 : 4).....	157.01	„
Peso total del sulfuro de cobre (Cu ₂ S).....	735.06	Kgs.
Azufre en la carga.....	1.119	„
Azufre volatilizado (1.119 × 0.70).....	783.30	„

Azufre para formar sulfuro de fierro i cobre (eje).....	335.70	libras
Azufre combinado con el cobre.....	147.01	»
<hr/>		
Azufre restante destinado al fierro del eje.....	188.69	libras
Azufre libre para formar sulfuro de fierro (FeS).....	188.69	»
Fierro que este azufre exige o requiere (188.69 × 1.75).....	220.19	»
<hr/>		
Peso del sulfuro de fierro (FeS).....	408.88	libras
Peso del sulfuro de cobre (Cu ₂ S)	735.06	»
<hr/>		
99% del eje (peso en libras).....	1.143.94	libras
Peso total del eje.....	1.155	»

$$\text{Lei de cobre en el eje} = \frac{588.05 \times 100}{1155} = 50.90\%$$

$$\text{Lei de azufre en el eje} = \frac{335.70 \times 100}{1155} = 29.05\%$$

$$\text{Lei de fierro en el eje} = \frac{220.19 \times 100}{1155} = \frac{19.05}{99.00\%}$$

CÁLCULO DE LA ESCORIA

Cantidad de fierro en la carga (Fe).....	1489.16	libras
Fierro en el eje (FeS).....	220.19	»
<hr/>		
Fierro libre para la formacion de la escoria.....	1268.97	libras
<hr/>		
Peso del óxido de fierro (1268.97 × 1.29)—FeO.....	1637.0	libras
Peso de la sílice (SiO ₂) de la carga.....	2717.0	»
Peso del óxido de calcio (CaO) de la carga.....	1282.0	»
<hr/>		
90% de la escoria (peso en libras).....	5.636,0	libras
Peso total de la escoria (5.636 : 0.9).....	6.262	»

$$\text{Lei de SiO}_2 \text{ en la escoria} = \frac{2.717 \times 100}{6.262} = 43.50\%$$

$$\text{Lei de FeO en la escoria} = \frac{1.637 \times 100}{6.262} = 26.10\%$$

$$\text{Lei de CaO en la escoria} = \frac{1.282 \times 100}{6.262} = 20.40\%$$

 90.00%

10.00%

 Al₂O₃ : otras bases no detalladas en el análisis

 100.00

Peso del eje.....	1.115	Kgs.	
Peso de la escoria.....	6.262		»
Azufre volatilizado.....	783		»
Carbon volatilizado i cenizas.....	900		»
CO ₂ volatilizado.....	1.196		» (Descomposicion del carbonato de cal)
	<hr/>		
	10.256	Kge.	

Se eliminan 783.30 kgs. de azufre (70% del azufre contenido en la carga), de esta cantidad 559 kgs. (50% del azufre total de la carga) se pierden sin ser oxidados, pues se destilan en la parte superior del horno (véase páj.....); quedando por lo consiguiente un saldo de 224.30 kgs. que al oxidarse en el foco del horno hacen un trabajo término que se debe tomar en consideracion; se oxidan 585 kgs. de fierro; el coke tiene un poder calorífico de 7 kilos calorías; 1,637 kilos de «FeO» i 1,284 kilos de CaO entran en combinacion con la sílice para formar la escoria.

PRODUCCION DE CALÓRICO

a) Calórico desarrollado por la combustion del coke:

$$7 \times 1,000 = 7,000 \text{ calorías}$$

b) Oxidacion del fierro «Fe a FeO» (véase páj.....):

Formacion de FeO.....	=	65.7	calorías
Por kg. de Fe.....	$\frac{65.7}{56}$	=	1,173 »
Kgs. de fierro oxidado....	=	585	
		<hr/>	
Calórico jenerado.....		686.21	calorías

c) Oxidacion de azufre «S a SO₂» (tabla):

Formacion de SO ₂	=	69.26	calorías
Por kg. de S. $\frac{69.26}{32}$	=	2.16	»
Kgs. de azufre oxidados.	=	224.3	
		<hr/>	
Calórico jenerado.....		484.49	calorías

d) Formacion del Silicato de Fierro «Fe. SiO₃»

Formacion de Fe. SiO ₃ .	=	254.6	Calorías.
Ménos formacion de FeO.	=	65.7	»
i ménos formacion de SiO ₂ .	=	180	»
		<hr/>	
Calórico propio del Silicato.	=	8.9	Calorías.

Por kg. de FeO.	= $\frac{8.9}{72}$	=	0.1236	Calorías.
Kg. de FeO, en la escoria.		=	<u>1637</u>	
Calórico jenerado.			202.63	Calorías.

f) Formacion del silicato de cal — Ca. SiO₂.

Formacion de Ca. SiO ₂ .	=	329.35	Calorías.
ménos formacion de CaO.	=	131.5	»
ménos formacion de SiO ₂ .	=	<u>180.0</u>	»

Calórico propio del silicato de cal. 17.85 Calorías.

Por kg. de cal. $\frac{17.85}{56}$ = 0.318 »

Kgs. de cal en la escoria. = 1284

Calórico jenerado. 407.68 Calorías.

Resúmen de la produccion de calor.

a.	Calórico desarrollado por el coke.	=	7.000	Calorías.
b.	Id. id. por la oxidacion del fierro.	=	686.21	»
c.	Id. id. del azufre.	=	484.49	»
d.	Id. id. para la formacion del silicato de fierro.	=	202.63	»
f.	Id. id. de cal.	=	<u>407.68</u>	»
	Cantidad total de calórico jenerado.		8.781.01	»

GASTOS DE CALÓRICO

1. *Calor perdido en los gases.*—Ya hemos estudiado la manera de proceder para determinar el calórico absorbido por los gases a una temperatura dada, conociendo su composicion química; ahora para no repetir lo mismo, nos limitaremos a hacer los cálculos sin ninguna explicacion: el gas analiza en término medio:

N ₂ .	—	80.5 %	por volúmen.
CO ₂ .	—	14 %	id.
SO ₂ .	—	6 %	id.

100. i hai una salida de 10.000 metros cúbicos de gas a una temperatura de 350° C.—Absorción de calórico por metro cúbico de gas:

N ₂ .	=	0.805 × 0.303 + 0.000027 (350)	=	0.251	Calorías.
CO ₂ .	=	0.14 × 0.37 + 0.00022 (350)	=	0.106	»
SO ₂ .	=	0.06 × 0.125 + 0.00001 (350)	=	<u>0.008</u>	»

Calórico por m. ³ de gas.....	0.365.
Metros cúbicos de gas	10.000
Calórico absorbido	3.650 Calorías.

2) *Calor perdido en el eje.*

Peso del eje	1115 kg.
Calor absorbido por kg. de eje.....	0.225 Calorías.
Calor perdido..	= 250.87

3) *Calor perdido en la escoria.*

Peso de la escoria	6.262 kg.
Calor absorbido por kg. de escoria.....	0.335 Calorías.
Calor perdido	2.097.7 Calorías.

4) *Descomposición del carbonato de cal.*

Calor absorbido por kg. de CaO.....	0.806 C. (véase páj....)
Kgs. de CaO en el flujo calcareo.....	1.274
Calor gastado	1.026.84

5) *Euaporación de la humedad de la carga* (véase páj....)

La carga contiene 1% de H₂O sobre un peso bruto de 9.700 kgs.

Agua que hai que evaporar. $\frac{(9.700 \times 1)}{100} = 97$ kg.

Calórico necesario para evaporar esta agua: (temp. del vapor de agua es de 350° C.)

$$97. (0.6065 + 0.305 (350)) = 69.57 \text{ calorías}$$

6) *Descomposición del sulfato de fierro.*

Calórico de formacion de FeS..... = 24. calorías (véase tablas páj.....)

Por kg. de S. = $\frac{24}{32} = 0.75$ calorías

Kgs. de S. desprendidos de FeS (1).. = 224.3

Calórico gastado..... = 168.22 calorías.

7). *Calor absorbido por el agua refrigeradora de los jackets.* Este ítem se calcula fácilmente sabiendo la cantidad de agua que entra a las chaquetas i la temperatura a que sale.

(1) Azufre oxidado en el foco de fusion del horno.

Por no tener los datos específicos del caso asumimos un gasto de 635.6 calorías; damos sin embargo la fórmula empleada para determinar este ítem; que, como fácilmente se ve, se desprende de los datos termo-físicos dados.

$$C = V. (1 + 0.00015 t).$$

en que

C = Calorías necesarias.

V = Volúmen de agua en metros cúbicos.

i T = Temperatura a que sale el agua de las camisas.

8). *Calor perdido por radiacion.*—Jeneralmente se determina por diferencia entre gasto i produccion de calórico, en este caso es 882.21 calorías; un factor práctico que vale mucho tomar en cuenta para determinar las pérdidas de calórico por radiacion es el siguiente: «Se pierde 0.09 calorías por kg. de carga.

Resúmen de los gastos de calórico:

1. En los gases.....	3.650	calorías
2. En el eje.....	250.87	»
3. En la escoria.....	2.097.70	»
4. Descomposicion del carbonato de cal.	1.026.84	»
5. Evaporacion de la humedad.....	69.57	»
6. Descomposicion de FeS.....	168.22	»
7. Absorcion del agua refrigeradora.....	635.60	»
8. Perdido por radiacion.....	882.21	»

Calorico gastado..... = 7.781.01 calorías



Crónica minera

Con fecha 12 de enero se organizó en los Estados Unidos la Liga i Asociación de los productores de cobre que tiene por objeto el uniformar la producción de cobre dentro del país; por de pronto se organizará un servicio estadístico completo para poder así darse cuenta a un momento dado del exceso de producción o stock de cobre disponible.

El establecimiento de Garfield en Salt Lake City, estado de Utah, ha introducido un nuevo sistema de beneficio que ofrece gran interés por bajo costo tanto inicial o de instalación como de operación. El mineral es introducido a un cilindro rotativo que se calienta por medio de los gases que salen del horno, que a su vez es otro cilindro rotativo que recibe aire comprimido. Es necesario agregar combustible para principiar la operación, pero después la calcina i fundición se ejecuta sin auxilio alguno de combustible produciéndose directamente ejes de 80% de cobre; cuando se trata de minerales pobres en azufre cualquier clase de combustible es aprovechable, se ha producido cobre metálico directamente, i los resultados hasta ahora obtenidos tanto en la producción de cobre metálico como en la de ejes de 80% son tan favorables que no se ha titubeado un momento en hacerse una instalación de un horno de este sistema (Finck) de capacidad para 300 toneladas diarias.

Los datos suministrados por la prensa norte-americana sobre este nuevo procedimiento son optimistas por demás; un establecimiento de capacidad diaria de 100 toneladas cuesta 30,000 pesos, oro chileno; demanda 25 H. P. i emplea 15 hombres, reduciendo directamente los sulfuros a cobre metálico. Personalidades como J. H. Hammond, se dicen están pecuniariamente interesadas en el nuevo procedimiento. (1)

Los agricultores de Montana, que desde hace años seguían a la Compañía Anaconda un ruidoso pleito por los perjuicios causados por los gases del establecimiento de fundición, perdieron su juicio en la Corte Federal de los Estados Unidos; el gobierno nombró una comisión para que estudiara el perjuicio que dichos gases pueden causar a los bosques que el Estado se reserva en esa localidad; la comisión debe informar también de los medios a que se puede o debe recurrir para poner término a estos males, sin cerrar el establecimiento de Anaconda, ya que se ha comprobado que esta medida arruinaría el resto de las industrias.

El monto de la exportación de cobre durante el año 1908 ha sido de 661.876,127 libras que se distribuyen como sigue:

A Gran Bretaña.....	117.810,314
» Bélgica.....	5.560,366
» Francia.....	115.690,381

(1) Mr. Hammond es el eminente ingeniero de minas americano que está al servicio de los hermanos «Gunkeiras», con un salario de *Un millón quinientos mil pesos oro anuales*.

» Alemania.....	333.016,011
» Italia.....	25 512,267
» Rusia.....	4.657.077
» Resto de Europa.....	39.433,674
» Canadá.....	3.977,142
» Méjico.....	35,895
» China.....	13.735,899
» Otros países.....	2.447,101

La esportacion fué de 164.224,144 libras que se distribuyen como sigue:

De Gran Bretaña.....	5.434,435
» Francia.....	168,506
» Alemania.....	1.451,370
» Resto de Europa.....	13.359.117
» Canadá.....	30.895,737
» Méjico.....	43.742,993
» Cuba.....	534,050
» Perú.....	26.646,921
» Resto de Sud-américa.....	2.418,672
» Japon.....	8.329.896
» Otros países.....	32.242,447

La produccion mineral de los Estados Unidos para el año 1908 se calcula en un valor de 6,000,000 de peso oro de 18d. es decir, el doble de lo que hace 8 años; en el mismo espacio de tiempo la produccion agrícola del pais ha aumentado en un 65 %.

La produccion de cobre del distrito de Butle, correspondiente al año de 1908 fué de 279.165,640 libras que se distribuyen como sigue:

Mina Boston i Montana.....	77.010,800
» Anaconda.....	67.064,000
» Butle i Boston.....	10.349,640
» Washoe.....	8.569,170
» Pairot.....	6.281,080
» Trenton.....	6.229,940
» North Butle.....	38.526,480
» Butle Coalition.....	21.488,580
» Orijinal.....	24.936,700
» Pitts-burg i Montana.....	4.295,100
» Otras minas.....	4.414,150
	<hr/>
	269.165,640

Se han amalgamado en una, las siguientes compañías cupríferas

Copper Queen Consolidated de Bisbee Arizona
 Moctezuma Copper de Sonora-Méjico
 Detroit Copper Mining de Clifton Arizona.

La nueva Compañía tiene un capital de 150 millones de pesos, oro chileno i las acciones están en poder de A. C. James, H. Dadge, J. Mac-Lean i James Douglas.

La mina jefe de la Compañía es la Copper Queen avaluada en 81 millones de pesos oro chileno. La produccion total de este pequeño trust será de 100 millones de libras de cobre refinado.

Se nota una gran tendencia pesimista al juzgarse la situacion del cobre en el mercado de Nueva York. El consumo de cobre dentro del país ha disminuido notablemente, así, por ejemplo; las usinas de aparatos eléctricos están consumiendo el 50% de su consumo normal i el consumo total interno es equivalente al 65% del normal; cerca del 35% de la produccion pasa a formar el stock o reservas de cobre. La Liga o Asociacion de productores de cobre ha publicado su primera estadística que se puede reasumir a lo siguiente:

Reservas o stock de cobre en los Estados Unidos, enero 1.º de 1909.....	122.357,266
Produccion de enero.....	112.135,800
Existencia total.....	234.492,466
Cobre vendido o consumido en el curso del mes	90.362,421
Reserva o stock de cobre, febrero 1.º de 1909.	144.130,045

Como se ve por estos números, el mercado del cobre en Nueva York deja mucho que desear.

Los financistas que forman el trust del cobre han creado una nueva organizacion que obedece al nombre de «International Smelting and Refining Co.»; esta compañía organizada bajo las leyes del estado de Nueva Jersey tiene un capital de 150 millones de pesos oro chileno i su objeto primordial es erijir establecimientos de fundicion en aquellas localidades donde existen pequeñas compañías cupríferas que operan independientemente. El primer paso de la nueva organizacion ha sido el establecimiento de fundicion de cobre que bajo la direccion del metalurjista E. P. Mathewson se construye en el estado de Utah en las cercanías de Salt Lake City.

Con fecha 6 de febrero la «International Smelting i Refining Co.» compraba en Méjico las minas i fundiciones de la «Compañía Metalúrgica de Torreón» que tienen una capacidad diaria de 2,000 toneladas; pretenden tambien comprar minas de cobre en los Estados del Oeste de la Union por la suma alzada de 60.000,000 de pesos.

Con estos antecedentes no hai duda que la formacion de la «International Smelting i Refining Co.» es simplemente una forma de que se vale el trust del cobre para controlar el mercado mundial de este metal.

