

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárlos Besa

Directores Honorarios

Cesáreo Aguirre
Cárlos G. Avalos

Vice-Presidente

José Luis LecarosAeufia, Guillermo
Aldunate Solar, Cárlos
Blanquier, Juan
Barriga, Cárlos
Elguin, LorenzoGandarillas, Javier
Ghigliotto Salas, Orlando
Koerting, Berthold
Lanas, Cárlos
Lezaeta A., EleazarLira, Alejandro
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.
Yunge, Guillermo

Secretario

OSVALDO MARTÍNEZ C.

Hornos eléctricos para el refino del acero (I)

La causa primordial del encarecimiento del hierro es debido al costo de la eliminacion de las impurezas con las cuales se le encuentra comunmente combinado en la naturaleza i por algunas de las que el hierro tiene gran afinidad.

La dificultad de separacion llega a ser mas i mas grande miéntras mayor sea el grado de pureza requerido, i no ha mucho que parecia comercialmente imposible purificar el hierro mas allá de cierto límite.

Un paso era alcanzado cuando se conseguia una pequeña mejora, pero la introduccion del horno eléctrico abrió un campo de nuevas posibilidades para su mas completa refinacion

Estas posibilidades han sido realizadas hoi dia prácticamente en un grado inesperado, de modo que el moderno horno eléctrico por su facultad de reducir en un mayor grado las impurezas del hierro, con lo que se facilita la combinacion química i física de aleaciones, puede tener mayor influencia

(1) Traducción de The Iron and Coal Trades Review.—Febrero 15 1918.

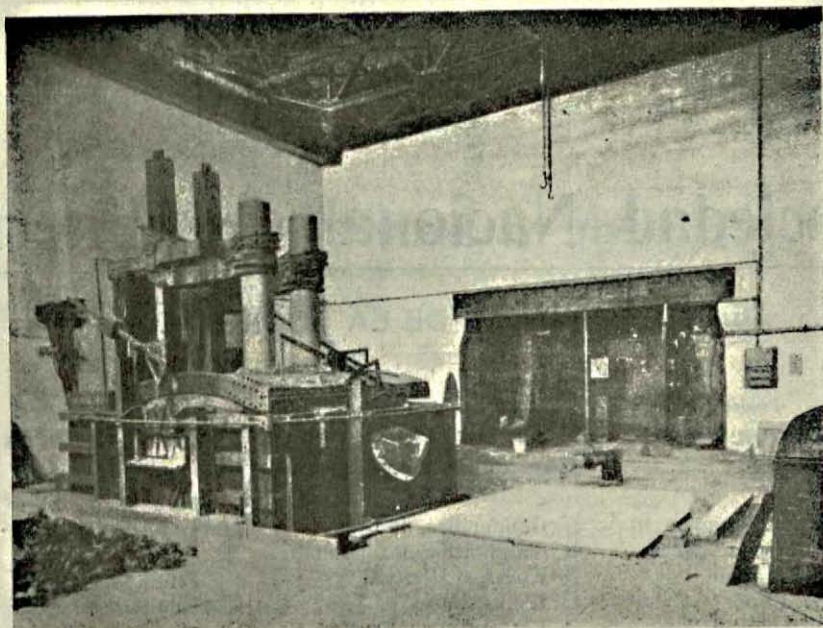


Fig. 1.—Vista jeneral de la instalacion de un horno eléctrico de 7½ toneladas de capacidad

en la apreciacion jeneral del valor del acero que cualquiera otra reciente innovacion.

No se debe pensar que la electricidad como tal desempeñe algun papel en la manufactura del acero; al contrario, se toman precauciones para evitar que en el proceso hayan acciones eléctricas. La corriente eléctrica es únicamente usada como un agente que suministra el calor necesario para la fusion de los minerales, i la cuestion que surjiria inmediatamente es: por qué se la usa, si es ésta su única funcion, siendo un método tan indirecto de transmitir calor desde el combustible hasta cualquier objeto. Está léjos de ser un medio económico, i por lo tanto si se usa es porque ofrece en compensacion algunas ventajas sobre los antiguos métodos directos de mayor eficiencia térmica.

La respuesta jeneral es que aplicando convenientemente la calefaccion eléctrica se pueden obtener las mas altas temperaturas deseadas por los metalurjistas. La temperatura del baño fundido i escoria puede ser fácilmente controlada dentro de límites deseables, lo que no es posible en ningun sistema de calentamiento directo. Esta es la ventaja térmica. Además el procedimiento puede ser llevado ya en una atmósfera oxidante o ya en una reductora como se requiera para la operacion especial de que se trate i esto constituye la ventaja química.

El horno eléctrico encierra las propiedades necesarias para la produccion de temperaturas precisas i las condiciones atmosféricas ideales que

permiten el refinado i aleacion del acero, así es que el problema se convierta en uno de aplicacion de energía eléctrica en la forma mas conveniente para las variadas operaciones metalúrgicas, i al mismo tiempo, 'el ménos apremiante en su demanda de corriente de la estacion jeneradora.

Tal vez seria conveniente a este paso mencionar las demandas que la metalurgia jeneral orijina en el refinado del acero, i podria ser de útil ayuda admitir estas demandas i recordarlas cuando lleguemos a considerar los detalles de la construccion de los hornos. Las condiciones no están en el órden de importancia.

Como primera condicion el hogar debe tener una forma tal que presente la menor superficie de contacto con el revestimiento. La forma que permite el contacto mínimo en relacion a la cantidad de metal en el baño, es la hemisférica; pero en cambio tiene el inconveniente de que el baño presenta demasiada profundidad en el centro, i por lo tanto la forma de hogar que mas se aproxima a la ideal, será la rebanada esférica, o sea como se indica en el dibujo adjunto, la hemisfera limitada por un plano basal. Si por razones que espondremos mas adelante no se puede adoptar una base circular para el baño, se le dará forma elíptica.

La segunda condicion es que las aberturas de los lados i del techo sean tan pocas como posible, ya que ellas significan una pérdida de calor i permiten el acceso de aire durante el período de reduccion; ademas debilitan el techo. Al mismo tiempo las aberturas laterales deben estar dispuestas en tal forma que todo el hogar pueda ser observado i permitan efectuar fácilmente las reparaciones. La experiencia ha conducido a este resultado.

Una tercera condicion, de vital importancia, se refiere a la conveniencia de aplicar el calor en tal forma, que sea absorbido por el metal del modo mas directo posible sin ser proyectado contra el techo ni las paredes las cuales deben protegerse contra los rayos de elevada temperatura.

El cuarto punto, el cual sin embargo, no es indispensable para muchas operaciones metalúrgicas, es conveniente para todas i esencial para muchas, i es que la circulacion mecánica tenga lugar en el baño metálico segun un plano vertical a fin de que las porciones calentadas avancen alrededor del fondo del horno, tendiendo de este modo a conservar todo el baño a una temperatura uniforme sin tomar en cuenta la conduccion. La circulacion es tambien deseable, pues facilita las reacciones químicas i apresura la absorcion i asimilacion de las aleaciones que se agregan.

La quinta condicion, que envuelve una ventaja del método eléctrico sobre los sistemas en los cuales se usa directamente el combustible para el calentamiento, consiste en que el horno debe ser capaz de elevar la temperatura del baño uniformemente hasta una temperatura lo mas aproximada a la necesaria para los fines que se desee.

La sexta condicion en que tambien se hace patente la superioridad del sistema eléctrico sobre los procedimientos antiguos, exige que sea posible obtener a voluntad en el horno, una atmósfera oxidante, neutra o reductora a fin de que el metalurjista pueda eliminar o conservar cualquiera de los elementos no ferrosos.

La sétima condicion es que la cantidad de material refractario usada, sea la estrictamente necesaria para retener el calor con lo que se consigue disminuir el costo de renovacion.

Teniendo presente estas condiciones elementales podemos discutir los ensayos que se han hecho para aplicar la electricidad a la refinacion del acero.

Como se sabe, la única manera para jenerar calor de una corriente eléctrica es ofreciendo resistencia a su paso i por lo tanto disipando enerjía de suerte que todos los hornos eléctricos son hornos de resistencia aplicada en una u otra forma.

En la fabricacion del acero, en la cual se necesitan altas temperaturas, sólo dos clases de resistencias son convenientes.

En un caso se aprovecha la resistencia misma que ofrece el metal, solucion que a primera vista pareceria ser la mas fácil. En el otro caso se usa la resistencia del arco eléctrico. En el continente europeo se han hecho grandes esfuerzos con ese horno en el cual el calor es desarrollado por la resistencia que opone el baño metálico al paso de la corriente, pero el fierro es un buen conductor de la electricidad i por lo tanto para conseguir la resistencia necesaria, es preciso que el trayecto de la corriente a traves del baño sea bastante largo, o bien que dicha corriente sea excesivamente grande. A fin de obtener las grandes corrientes requeridas para una cantidad dada de enerjía, es necesario que la caida de voltaje sea pequeña, i entónces se necesita que la corriente disponible sea trasformada en otra de tension mas baja. Esto se consigue colocando el baño metálico de modo que forme el circuito de baja tension de un trasformador estático.

Aquellos hornos en los cuales el calor se jenera por la resistencia opuesta a grandes corrientes inducidas, se llaman hornos de induccion. El baño metálico forma un circuito cerrado mas o ménos como un anillo. Esta forma no es conveniente para la fundicion del acero, puesto que ella significa que habrá una superficie proporcionalmente grande de material refractario en contacto con el metal; ésta es, ademas, una forma inapropiada para efectuar la sangria de la escoria i tambien para revolver el baño i colocar el revestimiento.

La escoria debido a su alto punto de fusion necesita grandes temperaturas puesto que es mas fria que el metal. Se han proyectado diversas variantes con el objeto de eliminar las desventajas provenientes de la forma, pero es imposible aproximarse a algo parecido a la forma hemisférica ideal.

Este tipo de horno ha caído en desuso. Los hornos de inducción también tienen una desventaja seria, desde el punto de vista eléctrico i es la de tener el sistema un factor de potencia excepcionalmente bajo, como sería el caso de transformación de corriente bajo condiciones que hacen inevitables las grandes reactancias. El resultado de un factor de potencia bajo es que en relación a la energía transmitida se necesitan conductores comparativamente grandes, las pérdidas son mayores, i el efecto desmagnetizante en el campo de los enrollados de los generadores eléctricos reduce considerablemente su capacidad.

En el otro sistema para convertir energía eléctrica en calor se utiliza la resistencia que ofrece el arco eléctrico. Este sistema se mantiene hoy día como el único que ha sobrevivido i ha aventajado a todos los demás tipos. A lo menos el noventa i cinco por ciento de los hornos en uso actualmente corresponde al tipo de arco. Los hornos de arco han sido subdivididos en dos grupos principales, incluyendo uno en el cual todos los electrodos están suspendidos sobre el baño. Este grupo está representado por el del sistema Héroult i debemos dejar constancia del perseverante esfuerzo gastado por Héroult i sus colaboradores en el desarrollo de este grupo de hornos eléctricos de arco. El otro grupo tiene electrodos encima i debajo del baño i está representado por los sistemas Girod i Electro-Metal.

El sistema Girod tiene uno o mas electrodos encima del baño metálico; los electrodos son fijos i refrigerados por agua que pasa a través del hogar; mientras que el sistema Electro-Metal, tiene dos o cuatro

electrodos encima del baño i utiliza la conductibilidad del piso caliente para transmitir la corriente a un electrodo que está debajo de él.

Surge ahora la pregunta ¿por qué algunos fabricantes consideran necesario disponer electrodos tanto encima como debajo del baño metálico? La temperatura del arco eléctrico que queda determinada por el punto de gaseificación del carbon es alrededor de 3500° centígrados, i es ésta la temperatura que se mantiene constante i a la cual se suministra el calor al horno, de modo que alrededor de los puntos de contacto del arco con el metal, éste tendrá tendencia de adquirir esa elevada temperatura. Se presenta entonces el problema de conseguir que el calor de esa pequeña zona se reparta por todo el baño. La distribución del calor de las zonas

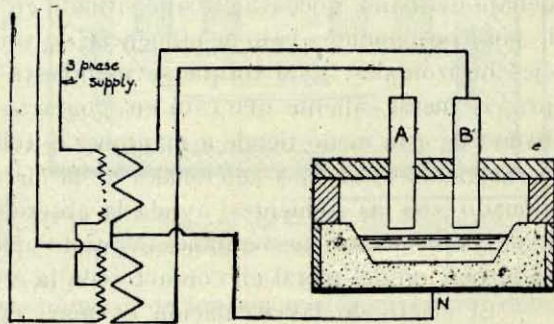


Fig. 2.—Diagrama representativo del sistema difase Electro-Metals

puede verificarse de dos modos: por conduccion i por circulacion. La conduccion del calor desde las partes superiores hácia las zonas mas bajas del baño es relativamente lenta, i en todo caso habrá una diferencia considerable de temperatura entre las porciones superiores e inferiores del baño, de modo que es conveniente producir en el horno una especie de circulacion mecánica a fin de disminuir el tiempo que demoran todas las porciones del baño para adquirir una temperatura mínima. Esta circulacion ha sido ensayada en algunos hornos haciendo que el horno oscilara continuamente, pero éste es un inconveniente que significa una complicacion no deseable en un horno para acero.

• El otro medio para conseguir la circulacion consiste en colocar el baño metálico bajo condiciones semejantes a las de el rotor o inducido de un motor eléctrico. La circulacion debe efectuarse en un plano vertical i por lo tanto las condiciones deben ser tales que el baño obre como un rotor en torno de ejes horizontales. Ahora si tenemos corriente alterna que pasa por tres puntos, jeneramos en el plano de los tres puntos un campo magnético rotatorio, i el efecto de la rotacion de este campo magnético, es arrastrar conductores movibles alrededor de la misma direccion, de manera que si en un horno tenemos dos electrodos superiores i un tercer electrodo debajo del baño, quedará el baño situado en un campo magnético rotatorio i, por consiguiente, bajo la influencia de un torque positivo alrededor de ejes horizontales. Este torque se manifiesta por una circulacion que hace jirar el metal caliente que está en contacto con el arco hácia el fondo del baño i de este modo tiende a mantener el total del baño a una misma temperatura. Las ventajas adicionales de la circulacion, como ya se han mencionado, son las siguientes: ayuda la absorcion de las aleaciones agregadas i activa las reacciones químicas, puesto que ella lleva consecutivamente cada porcion del metal en contacto con la escoria.

El efecto de la circulacion es mui pronunciado en la manufactura de aceros ricos en tungsteno. El peso específico del tungsteno es considerablemente mayor que el del fierro, i cuando éste se introduce al baño metálico, cae al fondo i es absorbido de una manera mui lenta; por esto, cuando se vacia el metal en los moldes para formar lingotes, resultan ellos con una composicion mui irregular. En los hornos que tienen circulacion magnética el tungsteno es absorbido rápidamente i se obtiene un producto con lei uniforme de tungsteno.

La condicion de campo magnético rotatorio en un plano vertical consiste en que la corriente al pasar a traves del baño debe dar dos componentes, una horizontal i otra vertical. La corriente eléctrica pasa entre cada par de electrodos, i a fin de poder obtener una corriente horizontal, se deben disponer dos electrodos superiores, de tal manera que al establecer la corriente entre ellos a traves del metal, ésta lo hará en direccion hori-

zontal. Para tener corriente en sentido vertical se requiere que haya electrodos encima i debajo del baño. De esto se desprende que el tipo mas simple de horno i que satisface las exigencias de circulacion es el que tiene a lo ménos dos electrodos superiores i uno inferior, es decir, tres electrodos en total. Como primer punto de importancia para el exámen de un proyecto de horno de arco con electrodos superiores e inferiores se debe observar que la corriente al pasar de un electrodo superior a otro tenga en su circuito dos arcos; pero cuando pasa de uno de los electrodos superiores a uno inferior la resistencia corresponde solamente a un arco, despreciando la resistencia del hogar que es relativamente pequeña.

El horno mas sencillo que cumple con estos requisitos es el que tiene tres electrodos, dos de los cuales quedan encima del baño i el otro debajo. Para satis-

facer el equilibrio eléctrico el número de los electrodos superiores debe corresponder con el número de las fases, de modo que en el horno mencionado de dos fases, hai una por cada electrodo superior; la corriente vertical para el tercer electrodo inferior se dispone haciéndola servir de retorno comun para las dos fases. Se ha encontrado que para todos los tamaños de horno hasta de una capacidad de cinco toneladas, bastan dos electrodos superiores, empleando por consiguiente un sistema difásico de tres alambres.

Actualmente la mayor parte de las Corporaciones i Compañías productoras de enerjía, están trabajando con el sistema trifásico, puesto que es el mas económico para transmisiones. Por lo tanto es necesario transformar estas tres fases en dos para el horno sencillo que estamos considerando. Afortunadamente la invencion de Mr. Scott que ha permitido transformar tres fases en dos mediante el uso de simples transformadores estáticos, sin

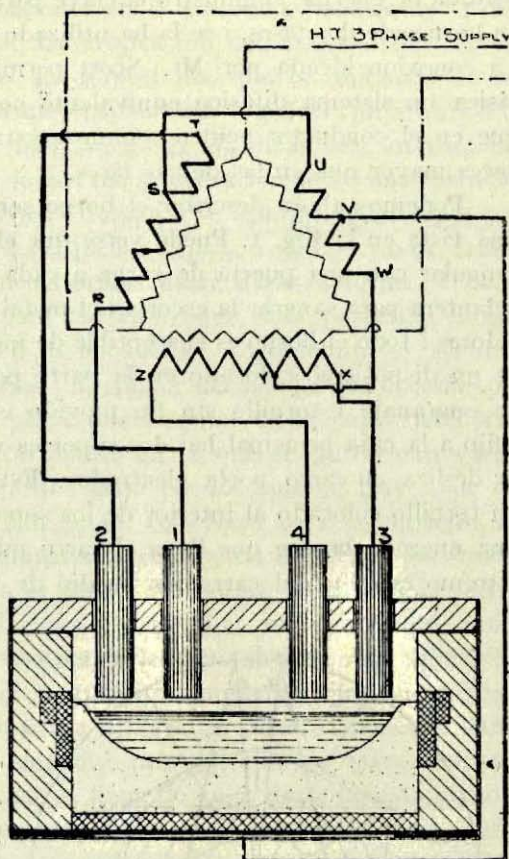


Fig. 3.—Diagrama que muestra las conexiones.— Sistema Electro-Metals de cuatro fases

pérdida de energía, suministró la clave para el empleo de corriente trifásica, en hornos de dos fases, i se la ha utilizado en todos los hornos de dos fases. La conexión ideada por Mr. Scott permite obtener de una corriente trifásica un sistema difásico equivalente con fases en cuadratura de modo que en el conductor neutro común se establece una corriente que es $\sqrt{2}$ veces mayor que en las demás fases.

Podemos ahora describir el horno sencillo difásico del cual se incluye una vista en la Fig. 1. Puede verse que el horno consiste de una caja rectangular con una puerta de carga a cada lado i una abertura en la parte delantera para sangrar la escoria i el metal. Esta caja está montada en osciladores i todo el horno es susceptible de inclinarse hacia adelante por medio de un dispositivo colocado en la parte posterior del horno i que consiste de engranaje i tornillo sin fin movido eléctricamente. Detrás del horno i fijo a la caja principal hai dos soportes verticales a lo largo de los cuales se desliza el carro porta electrodos. Estos carros se manejan mediante un tornillo colocado al interior de los soportes verticales i que obra contra una nuez de bronce que lleva el carro mismo. El electrodo está sujeto al extremo exterior del carro por medio de un collar que lo rodea. Las dos

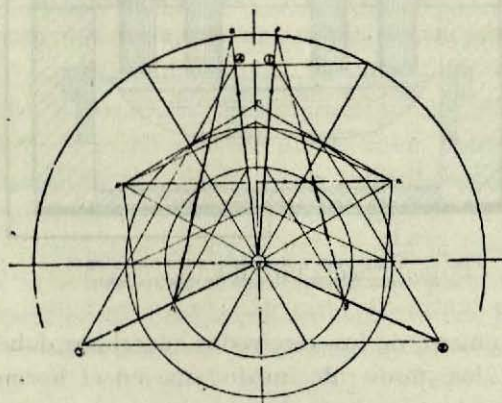


Fig. 4.—Diagrama vector.—Sistema Electro-Metals de cuatro fases

líneas paralelas a lo largo de los soportes verticales son los conductores de cobre de la corriente i a los extremos de ellos se unen los cables flexibles que vienen desde los transformadores.

Las conexiones se han hecho flexibles a fin de permitir inclinar el horno. Un punto de importancia que se debe tener en cuenta durante la colocación de los conductores de cobre es el de evitar tanto como sea posible la inducción. En un horno de esta clase con tantas piezas de acero

es muy difícil eliminar la inducción; pero en proyectos muy cuidadosos se ha logrado reducirla a tal grado que el factor de potencia de un horno eléctrico es mucho mejor que el correspondiente a una máquina eléctrica común. En este horno sencillo los dos electrodos superiores que son ajustables, penetran por el techo del horno que es a veces de cuarzo o de bauxita. En el hogar se emplea forro básico para eliminar el fósforo; pero mejor es el material refractario usado con tan buenos resultados en las operaciones efectuadas en el horno Martin Siemens, i que consiste de dolomita i alquitran. Dolomita es una caliza magnesiana. Se tritura al tamaño de una

nuez i se mezcla con alquitran caliente en la cantidad justamente necesaria para producir la adherencia. La fabricacion del material del revestimiento requiere mucho cuidado. Es importante que la dolomita no se apague al ser espuesta en una atmósfera húmeda i que el alquitran esté exento de agua. La dolomita se mezcla con el alquitran en un trapiche (*pug-mill*), o si esto no es posible, se efectúa la operacion sobre una plancha calentada. En su posicion definitiva la dolomita se apisona bien, capa por capa, hasta obtener el nivel a que debe quedar el piso; a veces se usan tablas para facilitar el apisonamiento en las orillas hasta darle la forma debida. Bastante cuidado debe tomarse para conseguir que cada parte del hogar quede bien apisonada i no resulten partes sueltas. La dolomita se sostiene en los lados por ladrillos refractarios i alrededor del nivel de la escoria por ladrillos de magnesita. Sobre la placa fundamental de la caja del horno se coloca una capa de material carbonoso en la que se intercalan varias placas delgadas de cobre, cuyos cantos salen por los lados a traves de ranuras. Estas placas de cobre actúan como colectores para la corriente de vuelta de los dos electrodos. Terminada la colocacion de todos los materiales refractarios, i apisonado ya el fondo del horno, se coloca el techo; se quema en seguida leña con el objeto de efectuar un secamiento preliminar del horno. El calor producido por la leña no alcanza mas que a espulsar el alquitran superficial, i el secamiento completo, o lo que a veces se llama *burning-in of the hearth* (quemar el horno), se efectúa por una llama de gas, o si esto no es posible, el siguiente método, aunque talvez estravagante, es mui satisfactorio. El hogar se llena de coke limpio hasta el nivel de las puertas, los electrodos se colocan a traves del techo i se deja pasar la corriente a los trasformadores, cargando de este modo los electrodos. Se baja entónces un electrodo hasta que quede introducido parcialmente en el coke; i como no hai conexiones entre este electrodo i los otros i ademas el piso del hogar no es conductor, claro es que no puede pasar corriente. En seguida se baja tambien el otro electrodo, de modo que pueda establecerse corriente horizontal entre los dos electrodos superiores a traves del lecho de coke. Este último electrodo se levanta despues lijeramente i su distancia al primero se regula de modo que se produzca i mantenga el arco. Tenemos así en el horno la corriente de un arco que pasa a traves del coke el cual le ofrece una buena resistencia. Las puertas se mantienen cerradas i el coke se pone incandescente i como prácticamente no hai admision de aire del exterior, no se quema. En el trascurso de unas pocas horas todo el interior del horno se encuentra bajo un calor intenso; pero en la práctica se ha visto que este calor puede ser demasiado para los ladrillos de cuarzo del techo i es por eso que se establece la corriente sólo por un corto tiempo, digamos media hora, terminado el cual se la cambia de un electrodo al otro, dejando el horno sin corriente por el momento que dura el cambio. Esta

operacion, se conduce por unas veinticuatro horas, i una persona bien experimentada sabe cuándo el horno está lo suficientemente seco.

La carga consiste de fierro viejo frio (chatarra) que pueden obtenerse a un precio mui bajo, i en muchos casos es sencillamente de virutas o material que queda en los tornos en las fábricas de municiones.

Este material se echa al horno mezclado con cal i algunos flujos oxidantes, como detritus proveniente de los martinets de forja, minerales de hierro, etc. Si las virutas de tornos están oxidadas, entónces se necesitan ménos óxidos. Cuando el horno se halla casi lleno hasta el nivel de las puertas, los electrodos se bajan i al dar la corriente se establecen los arcos empezando el proceso de fusion. Al principio el arco por fusion del material forma hoyos inmediatamente debajo de los electrodos. Este metal fundido corre hácia el crisol, i se podrian fundir dos agujeros cilíndricos hasta el fondo con un diámetro un poco mayor que el de los electrodos, pero a medida que estos hoyos se forman el metal es empujado desde las orillas hácia ellos i la carga aun no fundida es nivelada periódicamente. Durante este tiempo es recomendable mantener las paredes protegidas de los rayos del arco, amontonando contra ellas los deshechos de fierro viejo. En seguida se introducen en el horno nuevas porciones de cal hasta que el baño de metal i escoria quede justamente al nivel de la puerta de descarga.

Con el progreso del proceso de fusion el ácido forforoso se oxida a ácido fosfórico i éste con la cal forma fosfato de cal que es soluble en la escoria.

El carbon se oxida a óxido de carbono que escapa en forma de gas. El silicio se trasforma en sílice i pasa a formar parte de la escoria. Tal vez una pequeña cantidad de azufre debe oxidarse durante esta etapa del proceso. La escoria ya sumamente oxidada se vacia por la puerta delantera inclinando lijeraente el horno i arrastrándola hácia afuera por medio de rastrillos. Ahora hai que proceder a la reduccion, para lo cual se introducen nuevas cargas compuestas de cal, arena i carbon; formándose de este modo una atmósfera de óxido de carbono, se verifica la reduccion. En esta situacion las condiciones son favorables para la trasformacion del azufre del sulfuro de hierro en sulfato cálcico. Este sulfato es insoluble en el hierro, pero es soluble en la escoria básica fluida. La eliminacion del azufre está limitada por la duracion de la reduccion, i esta eliminacion se determina ensayando periódicamente muestras de metal i escoria. Cuando la escoria está exenta de óxidos se reducirá a un polvo blanco a medida que se enfríe. Una escoria básica de gran fluidez libre de óxidos de hierro constituye una de las condiciones para la eliminacion del azufre. A ménos que estas condiciones se mantengan el azufre de sulfato cálcico se recombinará con el hierro formando otra vez sulfuro de hierro.

Es casi seguro que el desarrollo del horno eléctrico para la fabricacion

del acero se estenderá principalmente en la dirección de grandes hornos mas bien que a los tipos pequeños que se han descrito mas individualmente. A medida que el horno progresa surgen nuevas grandes exigencias que deben ser tomadas en consideracion en el proyecto; al mismo tiempo deben efectuarse economías tanto en el consumo de corriente, en materiales refractarios como en el costo de la mano de obra. Los pequeños hornos tienen solamente dos electrodos superiores, pero en grandes hornos no es recomendable concentrar las zonas de calentamiento en dos lugares. Al disponer la colocacion de los electrodos debemos tomar en consideracion dos puntos; los electrodos no deben estar demasiado cerca de las orillas porque la alta temperatura podria destruirlas; i tampoco deben estar mui retirados, pues de otro modo en las partes mas alejadas quedarian porciones de material sin fundirse. En grandes hornos con dos electrodos suspendidos sobre un baño elíptico no es posible tener uno de los arcos suficientemente cerca de las orillas, ni demasiado léjos de otros puntos.

Hasta hoi dia solo tenemos electrodos que soportan una cierta cantidad de corriente, digamos 10,000 ampéres; pero cuando consideramos grandes hornos en que son necesarias fuertes corrientes se necesitarán electrodos de mayor tamaño que éstos, los que serian pesados i de difícil manejo; de modo que se llega hasta cierto límite en que por muchas razones es mejor aumentar el número de electrodos. Al emplear tres electrodos colocados sobre un baño circular, solamente mejoraremos en algo la situacion respecto de los dos electrodos sobre el baño elíptico. Por esto se ha pasado desde el horno con dos electrodos superiores i con baño elíptico al tipo de horno con cuatro electrodos i con baño circular.

En el uso del horno de cuatro electrodos superiores surge un problema eléctrico. Como se ha explicado anteriormente, cualquiera que sea el sistema que se adopte debe satisfacer las condiciones de que cuando pasa igual corriente por cada uno de los arcos, deben salir corrientes iguales de los tres conductores de alta tension. i cada una de estas tres corrientes debe estar en fase con su voltaje a fin de asegurar un alto factor de potencia o rendimiento. Ademas para mantener la circulacion deseada, cierta cantidad de corriente debe pasar verticalmente a traves del hogar a un electrodo debajo de él. Por consiguiente, necesitamos algun sistema en el cual pueda marcarse un voltaje igual entre cada electrodo superior i el electrodo del hogar, de tal manera que cuando se ajusten igualmente se obtengan por efecto de corrientes iguales cuatro zonas de igual calentamiento. Segun se ve, esta condicion se cumplirá en caso de poder conseguir en el lado de baja tension de los trasformadores, o en el lado del horno, cuatro fases iguales, una conectada con cada electrodo superior, otra de retorno comun al electrodo neutro que queda debajo del hogar. En resumen, necesitamos un sistema de cuatro fases con cinco alambres, sistema que se

puede obtener sencillamente con dos series de dos fases que trabajen en paralelo. Este sistema se está usando en muchos hornos, pero tiene inconvenientes de carácter eléctrico en cuya discusión no entraremos por ahora. Puesto que prácticamente las centrales eléctricas solo suministran corriente trifásica, se necesita instalar algun transformador que convierta las tres fases en cuatro fases iguales, manteniendo con cualquier carga un equilibrio tanto de la corriente como de la presión en el lado de alta tensión. Este problema ha sido resuelto satisfactoriamente por el dispositivo Electro-Metal que se describe ahora por primera vez.

El diagrama Fig. 3, muestra el principio en que se funda el sistema Electro-Metal de cuatro fases, que consiste de tres transformadores de fases simples con sus conexiones primarias en delta. Los enrollados de baja tensión TR. i ZX. son semejantes, i tienen sus terminales conectados con cuatro electrodos superiores. Los terminales del tercer transformador están unidos separadamente con puntos de bifurcación de los otros dos transformadores i del punto de ramificación del tercer transformador se une con el electrodo del fondo obteniéndose así un sistema cerrado siempre que los arcos se establezcan entre los electrodos 1, 2, 3, 4 i neutro. El voltaje inducido entre el electrodo 1, i el neutro, es igual al voltaje inducido en el enrollado VU. del transformador mas el que corresponde a la longitud SR. Cuando éstos se suman vectorialmente se tiene la caída de voltaje en el arco N.º 1. En el diagrama vector de la Fig. 4, se indica en oI, los voltajes entre los electrodos 2, 3 i 4 i en el electrodo neutro queda indicado por las líneas o2, o3, o4 respectivamente. Son todos iguales i satisfacen la condición de tener igual voltaje en cada arco. Los electrodos están regulados de tal manera que pasen por ellos corrientes iguales i se puede deducir del diagrama que cuando las corrientes son iguales en los cuatro electrodos superiores, entónces la corriente que atraviesa los conductores de alta tensión queda representada por las líneas fg. np. i hk.

Segun se ve estas líneas son todas iguales de modo que cuando pasan corrientes iguales a través de los electrodos salen tambien corrientes iguales de los conductores de alta tensión. Esto satisface las exigencias de la central de fuerza. El rendimiento del sistema es prácticamente cien por ciento. Además, cuando corrientes iguales pasan por todos los electrodos, entónces la corriente de retorno neutro equivale a la que pasa por un electrodo, satisfaciendo de este modo las exigencias metalúrgicas. En el lado de baja tensión la instalación es excepcionalmente sencilla. Se tienen cinco conductores exactamente idénticos, con conexiones, instrumentos, etc., análogos, i solamente se necesitan tres transformadores principales. En la Fig. 6 se indica la disposición de los electrodos de este horno de cuatro fases. Salen dos porta electrodos de la parte posterior del horno, i los otros dos de dos esquinas como se ve en la figura. A cada lado hai una puerta de carga que

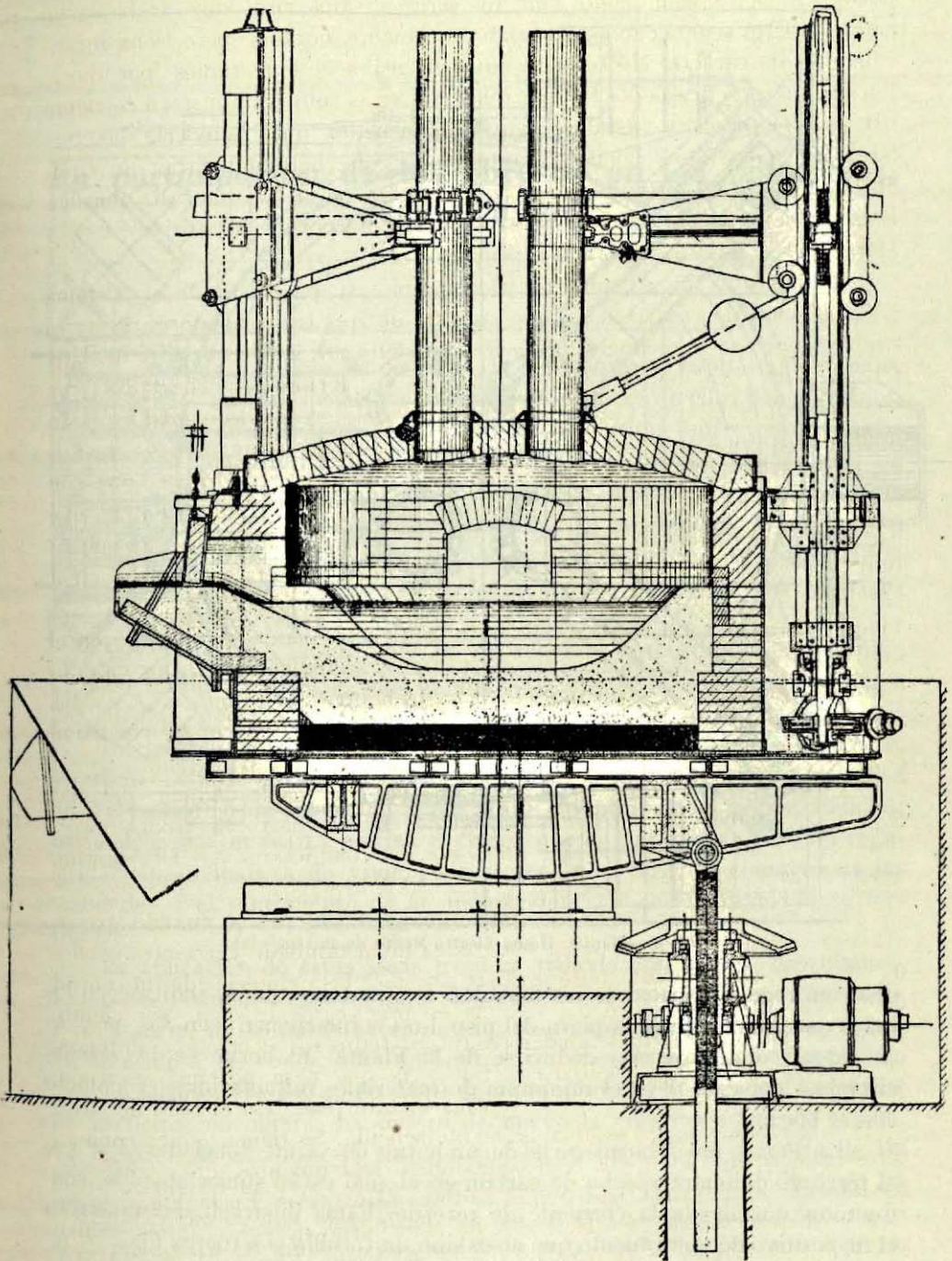


Fig. 5.—Seccion vertical

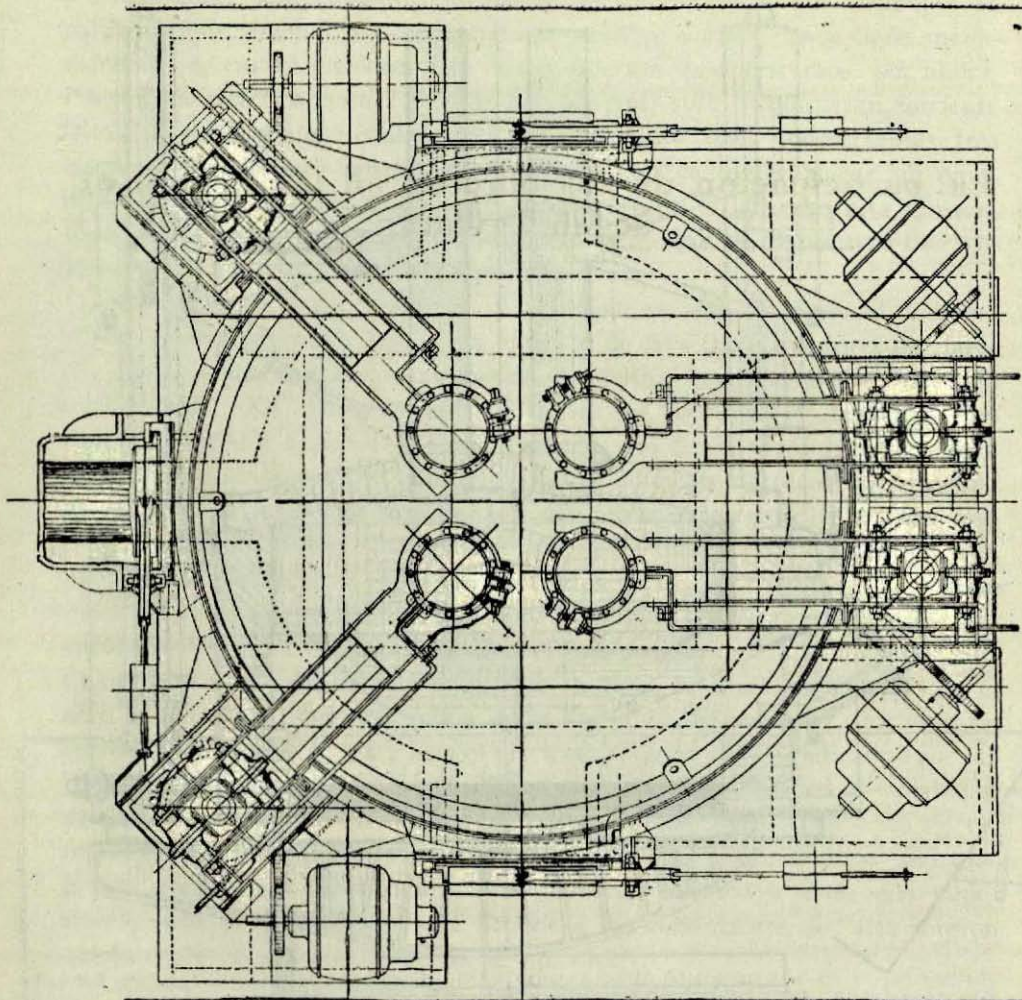


Fig. 6.—Planta. Horno Electro-Metals de 20 toneladas

dista un regular espacio de los mástiles. Los motores que se indican en los lados quedan debajo de la placa del piso, i no se interponen con las puertas de carga, como parecería deducirse de la Planta. El horno es de seccion circular i por está tiene el mínimo de materiales refractarios en contacto con el hogar.

La Fig. 5 muestra un corte de un horno de veinte toneladas, i se ve el forro de dolomita i lecho de carbon en el cual están sumerjidos los conductores que llevan la corriente de retorno. Estas ilustraciones muestran el dispositivo de volcamiento que no es sino un tornillo con tuerca fija.

JAMES BIBBY, M. Sc.

La participacion de los obreros en los beneficios, según Taylor

Es evidente que la lucha de clases, la lucha entre el capital i el trabajo, es estéril, i los mismos socialistas militantes, o algunos de ellos por lo ménos, reconocen que debe llegarse a una colaboracion íntima entre todos los elementos que concurren a la produccion. Pero no pueden modificarse en un momento las ideas de una masa de muchos millones de trabajadores. El deber de todos es procurar que cambie esta mentalidad, i uno de los medios, preconizado desde hace tiempo para este objeto, es organizar la participacion de los trabajadores en los beneficios realizados por las empresas a las cuales ceden su trabajo i dan sus fuerzas.

Acerca de este asunto que ha de recobrar importancia primordial, no bien termine la guerra, inserta una serie de artículos de que vamos a dar cuenta, la revista *La Métallurgie*.

Interesando al obrero en los progresos de la empresa a que pertenece, se espera incitarle al esfuerzo, hacerle estable i al mismo tiempo desarrollar en él el instinto de la propiedad, i, por tanto, el sentido de la responsabilidad; haciéndole mas BURGUES, estima el colega que adquirirá mas orden i regularidad en su manera de vivir, su carácter se elevará al contacto de las realidades, i el sentimiento de su independencia i de su dignidad se fortalecerá.

La aplicacion de estas ideas tropieza todavía con graves dificultades, i si pocos i tímidos ensayos han sido efectuados con éxito en Inglaterra, i en Francia, no se puede sacar de este resultado conclusiones bien claras en atencion a las condiciones en las que los ensayos han sido efectuados.

La lei francesa del 26 de Abril de 1917 sobre las Sociedades anónimas de participacion obrera, ha puesto de nuevo la cuestion sobre el tapete. La creacion de acciones de trabajo que ha instituido en beneficio de las cooperativas de mano de obra constituidas por el personal obrero de las Sociedades, no es una innovacion; es, sin embargo, realizable, sobre todo si se encuentra de ámbos lados, del lado patronal como del lado obrero, la buena voluntad indispensable.

¿Esas acciones de trabajo crearán un atractivo suficiente para el per-

sonal obrero? Debe pensarse que su educacion no es todavía suficiente para permitirle administrar bien su cooperativa de mano de obra i de participar en la administracion de la Sociedad. Desde un punto de vista mas jeneral, la participacion obrera en los beneficios, aun considerada como realizable, ¿aportaria la solucion del conflicto entre el capital i el trabajo?

Es interesante hacer conocer lo que sobre este asunto piensa el difunto Taylor, el célebre ingeniero norteamericano.

Su opinion sobre la materia la ha emitido en muchas de sus obras, particularmente en *La direccion de los talleres*; se vió reiterada algunos años ántes de su muerte, en una carta de 1912 a uno de sus compatriotas. El creia que los ensayos de participacion en los beneficios estaban condenados al fracaso, por varias razones:

1.º El obrero no pasa de tener mas que una influencia mui pequeña sobre la marcha, i, por consiguiente, sobre el éxito de la empresa.

2.º Es difícil repartir equitativamente i a satisfaccion de las diversas partes los beneficios realizados; ademas, si el obrero consiente en participar de las utilidades, no quiere ni puede participar de las pérdidas.

3.º El vencimiento de la recompensa de los esfuerzos del obrero es mui lejano para constituir un aguijon suficiente. Con poquísimas escepciones, dice, los obreros no querrán conformarse con un beneficio que tienen que esperar seis meses i hasta un año a veces. Preferirán, en jeneral, hacer jornadas cortas i procurarse así un placer inmediato, ántes que dedicarse a un trabajo intenso por una recompensa lejana que ellos deben finalmente repartir con otros.

Taylor parece, por consiguiente, opuesto a todo sistema de participaciones en los beneficios. Importa, por lo tanto, hacer notar que su sistema de remuneracion del trabajo constituye un sistema de participacion en los beneficios, pero cuya reparticion se haga diariamente, en el mismo momento del cumplimiento por el obrero de la tarea de que se le ha encargado.

Recordemos el procedimiento Taylor de pago del trabajo, llamado comunmente tarifa diferencial por piezas. El procedimiento es el siguiente: Un tornero debe tornear 20 piezas en su jornada; esta es la tarea que se le fija por la oficina de preparacion. Si hace ménos de 20 piezas, cada una de ellas se le paga, por ejemplo, a 0.50 francos; si tornea 20 piezas o mas, cada una de ellas le es pagada a una tasa superior, 0.70 francos.

Así, si durante su jornada hace 19 piezas, cobrará $19 \times 0.50 = 9.50$ francos; si tornea 20, cobrará $20 \times 0.70 = 14$ francos. La última pieza que debe tornear para cumplir su tarea, le vale, por consiguiente, 4.50 francos. Por 25 piezas recojerá 17.50 francos (en vez de 12.50 francos con la tarifa ordinaria).

La tarifa de Taylor es, como se ve, esencialmente distinta de todos los demas sistemas de salarios empleados hasta ahora, cuyo principal objeto

es, aun dando una prima al obrero por el esfuerzo suplementario efectuado, disminuir el precio de coste cuando la producción aumenta.

No se trata ahora de justificar la tarifa Taylor, que, a primera vista, parece paradójica a muchos, en particular a los numerosos críticos del sistema Taylor, que no tienen mas que una falta, segun *La Métallurgie*: no haber tenido nunca que aplicar una tarifa de salarios.

Resulta de toda evidencia del ejemplo ya citado que Taylor hace inmediatamente disfrutar al obrero del beneficio suplementario que éste procura a su patron al aumentar su producción. Es una verdadera participación en los beneficios, participación que no es mínima, puesto que en el conjunto el precio unitario a que es pagada la pieza, mas allá de la producción pedida, rebaja al precio unitario inicial en un 40 i en algunos casos en un 75 por 100 de este precio. Para un obrero cuyo jornal es fijado en 10 francos como base, esto corresponde a una prima diaria de 4 francos i en algunos casos de 7.50 francos, prima ganada por el obrero no bien alcanza la tarea que se le demanda.

Veamos ahora lo que daría al mismo obrero, a fin de año una participación en los beneficios en una empresa funcionando como la mayoría de las conocidas. Tomemos una sociedad con capital social de 5 millones que ocupe 1,000 obreros, i supongamos que al cabo del año ha realizado un beneficio neto de un millon, deducidas las amortizaciones. Es un beneficio razonable que seria juzgado satisfactorio por muchos accionistas. Supongamos que sean bastante modestos para exigir de su capital desembolsado, sólo un interes de 6 por 100, pagadero ántes de toda repartición de beneficios al trabajo. Representando este 6 por 100 una suma de 300,000 francos, serán 700,000 los que quedan a repartir, entre los accionistas i sus empleados. Estos no podrán quejarse si los accionistas hacen dos partes iguales de estos 700,000 francos, adjudicándose así 350,000 francos i dejando 350,000 a sus empleados. Cada trabajador recibirá por consiguiente al final 350 francos, que ciertamente no son despreciables i les vendrán bien, pero no es ménos cierto que esa suma es bastante inferior a la que Taylor les hubiera dado a ganar, bajo forma de prima por jornada, cuya propiedad hubiera adquirido el obrero en seguida, proporcionalmente al esfuerzo que hubiese realizado, sin la desilusion de ver (como en el caso de la repartición anual de los beneficios) la prima ganada igualmente por sus compañeros ménos aplicados o mas modestos en sus aspiraciones por estar ménos cargados de familia.

Así Taylor, cuya solicitud para la clase obrera no ofrece ninguna duda para los que juzguen su obra sin prejuicio, ofrece a los trabajadores un sistema de participación en los beneficios, mucho mas ventajoso para ellos de lo que pudiera llegar a ser probablemente los diversos sistemas basados en un reparto despues del inventario. Segun esto, parece bastante difícil,

si nó imposible, dar a la vez una gratificación por jornada i una repartición despues del balance. Si esto ocurriese, el consumidor estaria, sin duda, bastante autorizado para pensar que el mundo industrial ganaba con demasiada facilidad su dinero, i el obrero, no lo olvidemos, es tambien un consumidor; devuelve bajo una forma disfrazada por las necesidades de su sustento una buena parte de las primas que ha ganado.

Desde el punto de vista económico la superioridad del método Taylor no ofrece ningun jénero de duda, a juicio de *La Métallurgie*, puesto que es mucho mas que el otro susceptible de suscitar el esfuerzo individual i de aumentar el rendimiento. Esto es lo que debemos buscar ante todo. «Estoi completamente convencido, dice tambien Taylor, que el medio de dar una prosperidad mayor no es dar al obrero mayor parte en los beneficios realizados actualmente, sino de descubrir los numerosos medios que aumenten el rendimiento del obrero. A la investigación de estos medios es a la que dedico mi tiempo i mis desvelos». I añadia: «El único medio de aumentar el bienestar material del mundo, es acrecentar la riqueza, es decir, la suma de cosas materiales útiles al hombre. Estas provienen todas de dos fuentes: o son productos de la tierra o de la industria humana. No olvidemos ademas que el 95 por 100 de la riqueza producida en el mundo es retenida por los pobres i no por los que nosotros denominamos ricos. Ademas, todo aumento del rendimiento de cada individuo acrecenta tambien la riqueza del mundo i la casi totalidad de estos acrecentamientos retorna directamente a los pobres.»



El papel del Vanadio en los aceros especiales (1)

Según creencia, bastante extendida todavía, el vanadio es un potente depurador, i los efectos beneficiosos de su empleo en el acero son debidos principalmente a que purga este metal de los pequeños residuos de oxígeno i nitrógeno. Además se ha sostenido que cuando todo el vanadio agregado ha sido utilizado como purificante i ya no queda de él en el acero, se ha alcanzado completamente la finalidad buscada con su empleo, sin tener cuenta del doble hecho de que las propiedades mecánicas del acero se mejoran a medida que la proporción de vanadio aumenta, i de que los buenos efectos de éste se observan tanto en los aceros obtenidos por reducción en el crisol o en el horno eléctrico, como en los fabricados con oxidación en el horno Martin, o en el convertidor Bessemer. Si bien es verdad que el vanadio se oxida fácilmente i se combina con el nitrógeno, su utilidad como purificante es despreciable, pues existen metales mucho mas baratos que son tan eficaces o mas.

Los efectos notables del vanadio en el acero son debidos únicamente a su presencia como elemento de aleación, i a su influencia sobre los otros constituyentes con los cuales entra en combinación. Agregado al acero se le encuentra en dos constituyentes principales, la ferrita i la perlita, pero principalmente en ésta última. No se combina con la ferrita mas que en la proporción de algunas centésimas por ciento. Sin embargo, esta cantidad ínfima parece aumentar la tenacidad de la ferrita, su dureza i su resistencia al desgaste. Casi todo el vanadio agregado e encuentra en la perlita, en combinación química con la cementita, bajo forma de carburo doble de vanadio i hierro en el caso del acero ternario, i de carburos mas complejos en el caso de los aceros cuaternarios.

El vanadio reemplaza al hierro en la cementita o el carburo, en proporciones crecientes, hasta que finalmente, cuando la proporción de vanadio es de un 5 por 100, todo el hierro ha sido reemplazado por el vanadio. La cementita que contiene vanadio es ménos móvil que la cementita ordinaria i, por consiguiente, no se desagrega en tan grandes masas, sino que se pre-

(1) e la Revista Minera de España, Núms. 2,636 i 2,637.

senta en partículas relativamente pequeñas i, por consiguiente, está distribuida mas uniformemente. Resulta de esto, que no suele encontrarse en la perlita en placas laminares o delgadas, sino mas bien al estado granular o sorbítico. Esta tendencia acentuada del vanadio a formar perlita sorbítica o aun troostítica, es sin duda una de las razones de la superioridad mecánica de los aceros al vanadio, no solamente desde el punto de vista estático sino desde el punto de vista dinámico. El carburo de vanadio es ménos fácilmente soluble despues de caldeo, que el carburo de hierro; por consiguiente, el acero vanadiado exige una temperatura mas elevada para disolver la cementita i llevar al acero al estado austenítico para el temple.

El efecto del vanadio sobre las propiedades físicas o mecánicas del acero aumenta con la proporcion del vanadio hasta 1 por 100; pasada esta cantidad hai una disminucion; aun en el caso de los aceros templados, i con una proporcion de vanadio de 3 por 100 o mas, el temple ablanda el acero, excepto a las temperaturas escepcionalmente elevadas de 1,300 o 1,400° C.

El acero vanadiado tiene una mayor estabilidad térmica o capacidad de resistir a las temperaturas elevadas sin pérdida de dureza, ni desagregacion, ni separacion de cementita. Esta propiedad explica la notable mejora que por adicion de vanadio se obtiene en la aptitud de los aceros rápidos a durar mucho tiempo a las temperaturas altas desarrolladas en la punta de las herramientas que trabajan a gran velocidad. Se han empleado con éxito en el acero rápido proporciones de vanadio hasta de 3,50 por 100, i las de 1,50 i 2,50 por 100 no son raras; hace pocos años, la proporcion variaba de 0,30 a 0,75 i se creia que la adicion de mas de 1 por 100 procuraba mui pocas ventajas suplementarias. La mejora del acero rápido debida al empleo del vanadio está en razon casi directa de la proporcion de vanadio contenida i se considera que es de 60 a 100 por 100.

En el caso del acero al carbono-vanadio para herramientas, el empleo del vanadio ha dado resultados casi tan buenos, si bien en la actualidad sólo se emplea un 0,2 por 100 de vanadio en el acero. Tiene un mayor márgen de temple, o dicho de otro modo, puede ser calentado sin inconveniente a mayor temperatura, se temple mas profundamente, conserva el corte durante más tiempo i es notablemente mas tenaz i mas resistente. Una barra de acero de 1 por 100 de carbono, que contenga 0,25 por 100 de vanadio, templada i despues sometida a un revenido a 400° C., puede ser doblada 90° sin romperse, mientras que el mismo acero sin vanadio no puede doblarse mas que a 20° o todo lo mas 30°. Ensayos comparativos de compresion de estos aceros para herramientas, con el mismo revenido, han acusado, sobre cubos de 32 milímetros, una carga de 222 toneladas para el acero vanadiado i 126 toneladas para el acero sin vanadio. Para las herramientas de percusion, como las barrenas neumáticas, cinceles,

cortafíos, perforadoras, etc., el acero vanadiado presenta una superioridad notable debida a que reúne dureza, resistencia i tenacidad.

Una de las principales aplicaciones del acero vanadiado se encuentra en los moldeados de acero, en particular de los largueros de locomotoras. La composición del acero es la misma que se emplea corrientemente para estas piezas, aparte de una adición de 0,15 por 100 o mas de vanadio. Con ésta, el límite elástico de los moldeados recocidos aumenta en 25 o 30 por 100, sin reducción de la ductilidad. La resistencia a la tracción no aumenta en la misma proporción en los moldeados recocidos de una manera completa, sino que es ordinariamente de 10 a 15 por 100 mayor. Los resultados medios siguientes de ensayos hechos sobre aceros de la misma composición, o sea próximamente 0,25 por 100 de carbono, 0,62 de manganeso, 0,27 de silicio i aproximadamente 0,18 por 100 de vanadio en el acero vanadiado, son típicos:

	Acero vanadiado	Acero al carburo
Límite elástico, kilogramos por mm ²	25,6	35,23
Resistencia a la tracción, kilogramos por mm ²	51,90	56,27
Alargamiento por 100, en 51 mm.....	27,3	26,6
Estricción por 100.....	46,0	48,1

Por las razones espuestas anteriormente, los moldeados de acero vanadiado necesitan una temperatura de recocido algo mayor que los moldeados de acero ordinario. Son también mas susceptibles de tomar el temple i deben por tanto ser enfriados lentamente en el horno de recocer. La temperatura del recocido debe ser de 875° C. próximamente.

El tratamiento térmico, por temple i revenido, de los moldeados de acero se extiende cada vez mas. El acero vanadiado se presta mejor a este tratamiento que el acero ordinario, pues se temple mas i se pueden obtener, por tanto, propiedades físicas mucho mejores. El enfriamiento al aire, partiendo de la temperatura de recocido, seguido de un recocido a baja temperatura, eleva mucho el límite elástico sin reducir la ductilidad. Hemos obtenido por este tratamiento las condiciones físicas mínimas siguientes, con un acero vanadiado de la composición química indicada anteriormente:

Límite elástico, kilogramos por mm ²	45
Resistencia a la tracción, kilogramos por mm ²	56
Alargamiento por 100, en 51 mm.....	20
Estricción por 100.....	40

Ensayos con moldeados templados i revenidos de la misma composicion acusan los resultados siguientes, para temperaturas de temple i revenido iguales para los dos aceros:

	Acero al carburo	Acero Vanadiado
Límite elástico, kilogramos por mm ²	41,22	51,23
Resistencia a la traccion, kilogramos por mm ²	63,72	67,24
Alargamiento por 100, en 51 mm.....	25	26
Estriccion por 100.....	52	56

Para aceros con mayor cantidad de carbono, la ventaja en favor del acero vanadiado es aún mas notable. El temple se hace en agua.

Existe sin duda un gran porvenir para los moldeados de acero cuaternario al vanadio, tanto recocidos como tratados térmicamente, en particular para estos últimos, pues en los casos de los aceros cuaternarios la mejora de las propiedades mecánicas debida a la presencia del vanadio es mucho mayor que en el caso del simple acero carbono-vanadio.

El valor del vanadio en los simples aceros de forja al carbono ha sido eclipsado por las propiedades mecánicas superiores de los aceros cuaternarios vanadiados, tales como los aceros al cromo-vanadio, pero sus propiedades mecánicas no son inferiores a las del acero con 3 por 100 de níquel, en igualdad de condiciones. Escepto cuando se exigen propiedades físicas escepcionales que poseen los aceros cuaternarios, el acero al carbono-vanadio puede encontrar empleos ventajosos, sobre todo para las grandes piezas de forja. Este acero presenta ménos dificultades de fabricacion que los aceros cuaternarios. Es ménos susceptible de pérdidas debidas a defectos del lingote, i ménos espuesto a las tensiones que provienen del calentamiento i enfriamiento en las operaciones del forjado i del tratamiento térmico. No exige mas cuidados especiales para su tratamiento que el acero ordinario i se trabaja con la misma facilidad.

El acero de forja al carbono-vanadio al estado llamado normalizado, que puede definirse diciendo que es el estado del metal recocido para el afino del grano, tiene propiedades físicas superiores a las de las piezas de forja de acero al carbono tratadas térmicamente. Este simple tratamiento dá, pues, por sí solo propiedades físicas suficientemente buenas para muchos forjados que habria en jeneral que temprar i someter al revenido. Un vasto campo abierto al acero al carbono-vanadio recocido o normalizado es su empleo para las piezas forjadas de las locomotoras. Segun opinion jeneral, es necesario un acero de gran resistencia, no solamente para responder a las condiciones actuales, sino tambien para que permita reducir las secciones de las masas sometidas a movimientos alternativos de modo

que se obtenga un mejor equilibrio. Para realizar este desideratum, los ferrocarriles han recurrido, hace ya algunos años, al acero, al carbono tratado térmicamente.

El empleo de piezas forjadas de locomotoras tratadas térmicamente, no ha dado mui buenos resultados por varias razones. Una de las dificultades con que se ha tropezado es la ausencia de material de tratamiento térmico en la mayor parte de los talleres de ferrocarriles. Esta observacion es digna de ser tenida en cuenta, sobre todo en los trabajos de reparacion i en los casos en que, por una razon cualquiera, hai que calentar localmente la pieza para enderezarla, alargarla o acortarla, lo que destruye el efecto del tratamiento térmico inicial i produce desigualdades que pueden ocasionar la ruptura. No hai probablemente piezas forjadas que sufran en servicio una fatiga parecida a la de las piezas de locomotoras, i en estas condiciones se ha reconocido que las piezas de forja ordinarias, tratadas térmicamente, no ofrecen las garantías de seguridad necesarias. Por estas razones i algunas otras, se prefieren los forjados recocidos. Por consiguiente, un acero que tenga al estado recocido propiedades tan buenas o aun mejores que las especificadas para las piezas forjadas de acero al carbono tratadas térmicamente, será acogido con preferencia; el acero de forja al carbono-vanadio, responde al tratamiento térmico de una manera mui superior i satisface en este estado a las condiciones prescritas por la *American Society for Testing Materials* para las piezas de forja de acero al níquel templadas i revenidas.

La influencia del vanadio sobre las propiedades mecánicas de los aceros cuaternarios es, repetimos, aún mayor que sobre el acero simple o al carbono. El mas conocido i empleado es el acero al cromo-vanadio. El acero al níquel-vanadio, aunque tiene talvez mayor resistencia a la traccion que el acero al cromo-vanadio, es mucho mas costoso i no responde tan bien a todas las condiciones. Parece ser que no tiene tan gran resistencia a los choques i a los esfuerzos repetidos.

El acero al níquel-cromo-vanadio es mui utilizado en los blindajes lijeros i en los proyectiles contra blindajes, donde su empleo ha mejorado notablemente la eficacia de estas piezas.



Nota sobre la aglomeracion de las Lignitas Terrosas (1)

Como es sabido, los lignitos mas característicos son combustibles sólidos de la época terciaria. Comúnmente se distinguen por el color pardo de su polvo i por la propiedad de teñir de pardo intenso una disolucion de potasa cáustica. Las diferentes especies de lignito presentan aspectos mui variados. Las de formacion reciente tienen un color pardo oscuro i su estructura recuerda la de la madera, mientras que las de formacion mas antigua, aun prescindiendo de los que se presentan en terrenos secundarios, se distinguen difícilmente de la hulla. Existe tambien el lignito térreo que se presenta bajo el aspecto de una tierra parda que contiene gran proporcion de agua.

Desde el punto de vista de la aglomeracion, hai que distinguir entre los lignitos que se aproximan a la hulla i cuyos menudos pueden ser aglomerados con brea por los procedimientos corrientes i conocidos (prensas de ovoides i de *briquetas*) i los lignitos térreos. En estos últimos, la aglomeracion desempeña un papel excesivamente importante, pues aumentando por el secado su poder calorífico i dándoles una forma que hace las manipulaciones mas limpias i fáciles, hace que puedan ser trasportados i vendidos.

No vamos, por tanto, a ocuparnos mas que de los lignitos térreos. Los principios que sirven para su aglomeracion son los siguientes: secado en hornos especiales donde la temperatura no debe pasar de 70°, reduccion de la proporcion de agua de 45-55 por 100 a 12-15 por 100, i por último, aglomeracion por compresion brusca (1,200 a 1,500 kilogramos por centímetro cuadrado) en prensas de molde abierto. Esta compresion hace fundir los betunes contenidos en el lignito i estos betunes desempeñan el papel de aglomerantes. Si el combustible hubiese sido calentado en los hornos a una temperatura superior a 70° C., los betunes habrian destilado i la aglomeracion no podria llevarse a cabo.

Una instalacion de aglomeracion comprenderá pues:

Aparatos de trituracion (cilindros acanalados, trituradoras Carr) que reducen a polvo los pedazos demasiado gruesos. (Los pedazos grandes son secados a su salida de la mina i enviados directamente a las calderas). Este polvo es tamizado en una serie de cribas, i los pedazos que no pasan a traves de ellas son devueltos automáticamente a las trituradoras. El lignito así

(1) De la Revista Minera Metalúrgica.—Madrid.—Mayo 16 de 1918.

preparado pasa al horno secador, cuyos tipos mas recientes i mas prácticos son calentados con vapor.

Las dos construcciones mas corrientes son:

1.º *El horno vertical*, constituido por una serie de coronas planas i huecas, por las que circula el vapor. Un juego de rastrillos mueve el combustible sobre estos platillos i le hace pasar de los platillos superiores a los inferiores. Estos rastrillos son accionados por un árbol vertical que pasa por el eje del horno. Un aparato de este jénero, que puede secar 30 toneladas en veinte horas, tiene platillos de 5 metros de diámetro i una altura de 7 a 8 metros. Estas dimensiones considerables provienen de la débil temperatura que hai que sostener en el horno.

2.º *El horno rotativo*. Este horno está constituido por un cilindro de palastro que una trasmision por engranajes hace jirar alrededor de su eje, colocado oblicuamente. Los fondos de este cilindro llevan tubos paralelos al eje, lo que hace que este aparato se asemeje a una caldera multitubular, en la cual el vapor, que entra por el gorrón superior del árbol i sale por el inferior, baña el exterior de los tubos. El lignito se carga en los tubos por medio de una tolva situada en la cara superior del cilindro i circula gracias a la inclinacion de los tubos.

Conviene tomar precauciones para evitar las esplosiones i los incendios que los polvos pueden ocasionar.

Una vez desecado el combustible es llevado a la prensa. Esta se basa en el principio siguiente:

Un distribuidor deja caer a la entrada del molde la cantidad de lignito necesaria para la ejecucion de una *briqueta*. Este molde que tiene forma tubular i trasversalmente una seccion semejante a la seccion de la *briqueta*, va estrechándose i presenta las mayores dimensiones del lado del piston compresor. Este es movido por un sistema biela-manivela cuyo eje es movido a su vez por una máquina de vapor. El lignito es comprimido entre las paredes del molde, el piston compresor i las briquetas ya formadas en el molde i al desplazamiento de las cuales ofrece una gran resistencia el estrechamiento del molde. Para el arranque del aparato, una disposicion especial permite cerrar la salida del molde para que puedan formarse las primeras briquetas.

Tal es, a grandes rasgos, la aglomeracion de los lignitos térreos.



La industria Forestal i Maderera ⁽¹⁾ de Suecia

Suecia es un pais de bosques; mas de la mitad de su superficie, o sea un poco mas de 21 millones de hectáreas están cubiertas por ellos (2):

De Suecia puede decirse tambien que es uno de los paises europeos que posee las mayores cantidades de bosques, i sólo Finlandia puede competir con ella por la posicion prominente en este sentido en Europa. Por término medio hai 4 hectáreas de bosques por cada habitante; pero la importancia de ellos varia en las diferentes partes del pais. En las provincias de Vasternorrland i Gavleborg mas o ménos el 83% del área total está ocupada por bosques, miéntras que en el sur éstos son relativamente de poca importancia. En la provincia de Malmohus, sólo hai un 9,5% de tierras forestales.

No son sin embargo, ni la enorme área forestal ni la gran riqueza en madera comparada con su poblacion las que hacen de Suecia un pais tan rico en bosques, sino que, debido a la excelente calidad del terreno mismo (principalmente morainas i cascajo) i a un clima apropiado para los pinos, la madera producida es de la calidad mas fina. Ademias su trasporte se hace con grandes facilidades, porque durante el invierno la cubierta de nieve de los bosques i los lagos helados presentan excelentes facilidades para el trasporte de los troncos, aun en los distritos mas desamparados. Los innumerables rios i esteros que permiten la flotacion directa de las maderas, con sus grandes corrientes proporcionan un medio de trasporte rápido i barato hasta la costa, donde están jeneralmente situados los aserraderos.

Norrland (Tierra del Norte) ha sido especialmente favorecida con cursos de agua porque en ningun distrito de esta parte del pais faltan los rios en tal grado que impida la movilizacion de la produccion maderera.

Puede decirse entónces que Suecia está especialmente favorecida en lo que concierne a bosques, i que respecto a medios baratos de trasporte para madera, no tiene rival.

La mayoría de las rutas de flotacion han sido construidas en los rios de Norrland, Varmland i Delecarlia, i su largo total alcanza a 25,000 kiló-

(1) Del Catálogo Oficial Sueco, Esposicion Internacional de San Francisco, 1915.

(2) Chile tiene una superficie total de alrededor de 75 millones de hectáreas.

metros i el costo de la construccion se estima en 150 millones de kronor (\$ 110 millones oro chileno aproximadamente) (3). Para comparacion se puede apuntar que el largo total de los ferrocarriles suecos en 1912 era de 14,164 kilómetros. Estas vias fluviales trasportan anualmente 85 millones de troncos, que representan un volúmen calculado en 12 millones de metros cúbicos (un cubo de 229 metros de arista).

El costo de transporte de 1 m³ de madera por via fluvial en una distancia media de 300 Km. es de 63.4 öre (\$ 0,466 oro chileno), mientras que el flete por ferrocarril costaria para la misma distancia, 4,411 kr (\$ 3.24 oro chileno), o sea siete veces mas que por las vias naturales.

Así se ha tenido como consecuencia que los bosques han sido explotados en exceso i los grandes troncos se van haciendo cada vez mas escasos.

Hasta el presente, la industria maderera sueca, se ha basado en la realizacion de los capitales existentes como madera en las selvas vírjenes. Bajo estas condiciones se comprenderá fácilmente que se haya discutido mucho la cuestion de que si los bosques podrán sobrellevar continuamente un tratamiento tan severo como hasta ahora, o si en el futuro esta industria tendrá que restringirse por falta de materia prima.

Se ha emprendido un ensayo de avaluacion de la madera de 1,932,000 hectáreas en la provincia de Varmland, con el objeto de apreciar el estado de cosas actual i tambien para hacer una estimacion digna de crédito del estado de los bosques. Adoptando un método sencillo i económico (el así llamado «por líneas de avaluacion intermitentes», controlado matemáticamente por la Teoría de Probabilidades) ha sido posible calcular el valor económico de la madera, su crecimiento, la clasificacion de los árboles por edades i sus diferentes características para considerables estensiones de terrenos.

La primera avaluacion ha demostrado principalmente que el peligro de reduccion del valor económico de los bosques es en realidad menor que el que la mayoría de los espertos creen.

Actualmente se proyecta una avaluacion similar de los bosques en todo el pais i se calcula que podrá hacerse con una suma no mayor que 1,000,000 de kronor (\$ 735,000 oro chileno). Por consiguiente, Suecia será el primer pais del mundo en que se haya verificado un inventario real de la madera de sus bosques.

Actualmente la produccion maderera de los bosques de Suecia alcanza a mas de 40 millones de metros cúbicos por año, lo que corresponde a mas o ménos 2 metros cúbicos por hectárea de bosques productivos.

Esta produccion es empleada en la forma siguiente:

(2) 1 Kronor vale \$ 0,735 oro chileno.

Madera como materia prima.....	0,4 millones de m. c.
Madera elaborada.....	8,5 » » »
Fabricacion de pulpa de madera.....	5,7 » » »
Carbon vegetal (para usos metalúrgicos).....	6,0 » » »
Usos domésticos (para construccion i leña).....	22,0 » » »
Total.....	42,6 millones de m. c.

El producto total de la explotación ^{de} de los bosques suecos se calcula en

Madera para usos domésticos, alrededor de.....	165 millones Kr.,	\$ 121 millones oro chileno
Industria de elaboracion de madera, alrededor de.....	200 » »	\$ 147 » » »
Fabricacion de pulpa de madera, alrededor de.....	115 » »	\$ 84 » » »
Minería e industrias manufactureras, alrededor de.....	40 » »	\$ 29 » » »
Fabricacion de alquitran, alrededor de..	2 » »	\$ 29 » » »
Mueblería i otros artículos de madera, alrededor de.....	35 » »	\$ 26 » » »
Tierras de pastoreo, alrededor de.....	15 » »	\$ 11 » » »
Semillas, alrededor de.....	1 » »	\$ 0,7 » » »
Caza, alrededor de.....	0,5 » »	\$ 0,4 » » »
Total.....	573,5 millones Kr.,	\$ 425,6 millones oro chileno

Se puede ver por consiguiente, que los bosques contribuyen directa o indirectamente con mas o menos $1\frac{1}{2}$ millones de kronor por dia (\$ 1,1 millones oro chileno) a la subsistencia del pueblo sueco. En relacion con este punto se puede hacer notar que en 1913 el valor de la produccion alcanzó a 98.633,763 kr. (\$ 72 millones oro chileno), sin incluir aun toda la madera para usos domésticos ni la que se vendió por pequeñas partidas i cuyo valor no es ménos de 150 millones de kr. (\$ 110 millones oro chileno).

En 1908, la riqueza nacional de Suecia se calculó en 14,000 millones de kronor (\$ 10,000 millones oro chileno). En este cálculo los bosque se avaluaron como sigue:

Bosques pertenecientes al Estado.....	230 millones Kr.
Otros bosques públicos.....	79 » »
Bosques particulares.....	1,248 » »
Total.....	1,557 millones Kr.

Este cálculo, por lo ménos en lo que a bosques se refiere, es mas bien bajo. Una investigacion referente al valor de los bosques del Estado en las provincias de Nordland i Dalecarlia, llevada a efecto en 1913, bajo la direccion del Comité de Proteccion (estos bosques tienen una área productiva de 3 millones de hectáreas) ha demostrado que la reserva explotable de madera representa un precio de venta de 440 millones de kronor, con una cantidad de madera de 132 millones de metros cúbicos (45 m. c. por hectárea), de los cuales se consideran realizables 107 millones; esto es, sin incluir los árboles chicos.

Ya se ha mencionado mas atras la avaluacion de los bosques en la provincia de Varmland por cuenta del Estado. Un resultado de ella es que por hectárea de bosque hai 66,4 metros cúbicos de madera útil (troncos sin corteza); o aceptando un 17,8% para la corteza se tiene un volúmen de madera de 78,5 metros cúbicos por hectárea.

Si acaso puede considerarse a Varmland como representante del resto de Suecia, lo cual no es mui aventurado, la reserva total de madera llegaria a alrededor de 1,678 millones de metros cúbicos (un cubo de 1,190 metros de arista).

Es cierto que si se comparan estas cifras con las del monto ya mencionado de la produccion anual (40 millones de m. c.) i aceptando un período de 100 años para el desarrollo de los árboles, se ve que en el presente la produccion excede al crecimiento de la madera. Sin embargo, debe observarse que la produccion proviene en su mayor parte de las viejas selvas de Norrland las que, bajo un punto de vista económico, no podrán dar utilidades por mucho tiempo i por consiguiente deberian ser replantadas. Además, considerables cantidades de madera se han empleado en trabajos de drenaje i cultivo de los bosques.

Bajo estas condiciones, Suecia tiene que producir en el futuro mucha mas madera que hasta ahora. Si acaso se hiciera necesario reducir la produccion del pais en unas pocas decenas de años, hai razon para admitir que siga despues una mayor produccion.

Las industrias forestales i madereras son mui antiguas en Suecia; ya desde el tiempo en que los habitantes de este pais comenzaron por primera vez a tener vivas relaciones comerciales con las otras naciones, la produccion de las selvas ha constituido una parte importante de la esportacion. Pero en ese tiempo los productos consistian en alquitran, brea, mástiles i crucetas, i hasta cierto punto tambien tablas i tablones, que al principio no eran aserrados sino labrados a hacha.

Despues que los holandeses sucedieron a los anseáticos, en el siglo XVII, en la supremacia del comercio del Norte, aquéllos llegaron a ser fuertes compradores de los productos madereros suecos. En el siglo XVIII, cuando Inglaterra alcanzó la hejemonía del comercio mundial, tambien

importó algunas cantidades de productos madereros. A mediados del siglo XIX la demanda de maderas por parte de Inglaterra aumentó todavía.

Los altos derechos sobre las maderas que se establecieron durante las Guerras Napoleónicas empezaron a rebajarse i fueron completamente abolidos en 1886. De esta manera el comercio maderero sueco encontró en Inglaterra un importante mercado que se ha conservado hasta ahora, i puede decirse que desde la misma época data la floreciente industria maderera que hoy existe.

En ese tiempo la mayoría de los aserraderos estaban en Norrland i eran movidos por fuerza hidráulica. Su situación era cerca de los saltos de agua en la vecindad de la costa. En algunos casos estos aserraderos eran de bastante importancia i llegaban a tener hasta 15 bancos aserradores. Sin embargo, todos casi sin escepcion tenían el inconveniente de no estar situados próximos al mar. Por lo tanto, las maderas elaboradas tenían que ser trasportadas en carros o en barcas hasta los puertos para su embarque, lo que es bastante caro; o si no trasportadas por flotacion, lo cual, por otra parte, perjudicaba la apariencia i calidad de las mercaderías.

La industria maderera no llegó a alcanzar el rango de gran industria en el sentido moderno de la palabra, sino hasta el advenimiento de la sierra a vapor. La primera sierra a vapor en Suecia fué construida en el embarcadero de Vivsta, cerca de Sundsvall, en 1851; la segunda en Kramfors, en la provincia de Angermanland, en 1852. Mas tarde se hicieron esfuerzos para establecer los aserraderos cerca de la costa i a los cuales se enviara la materia prima por flotacion. Por esta causa aumentó el desarrollo de los aserraderos, especialmente en las provincias de Varmland, Norrland i Dalecarlia, en donde los grandes rios proporcionaron los medios de transporte necesarios. Mas tarde se encontraban aserraderos en los estuarios de los rios que tenían bahías i en las islas en que había la posibilidad de que grandes buques pudieran fondear bajo abrigo i cargar directamente de los patios de los aserraderos.

Algunas cifras pueden servir para ilustracion sobre el desarrollo de la industria maderera sueca. En el año 1821 Suecia tenía 3,633 aserraderos con una produccion de 267,000 docenas de tablas i tablones, de las cuales 200,000 docenas mas o ménos eran esportadas. En el año 1861, Suecia tenía 59 aserraderos a vapor i 4,933 movidos por el viento o agua, i la esportacion de tablones i tablas sólo alcanzó a 1.470,000 docenas.

Quince años mas tarde la salida de madera fué tres veces mayor i el valor de esportacion de todos los productos madereros, refinados o no, alcanzó a mas de 100 millones de Kronor por año. En 1912 el valor de las maderas en bruto, labradas, elaboradas i otras mayor o menormente refinadas (incluso muebles, etc.) esportadas desde el reino alcanzó a 90 millones de Kronor aproximadamente.

Si también se toma en cuenta la industria de la pulpa de madera i del papel que recientemente se ha desarrollado i que progresa a pasos aigantados, llegando a ocupar hoy en día una posición excepcionalmente prominente en la vida industrial sueca, se tendrá que los bosques suecos, sólo por su producción mostrarán un valor anual de exportación de más o menos 325 millones de kr. (año 1912); lo que corresponde a un 43% de la exportación total sueca. Hai que agregar todavía el valor de otros productos de los bosques. La industria del hierro sueca, por ejemplo, emplea carbon de madera por valor de 30, ^{millones} kr. al año i se calcula que sólo hace exportaciones por 20 millones de kr. aproximadamente.

En la exposición hai una tabla que muestra las exportaciones totales de Suecia i el detalle de la exportación de mercaderías madereras, pulpa i papel hecho de ésta. Los datos siguientes han sido tomados de la tabla mencionada:

AÑO	Exportación total sueca kr.	EXPORTACION DE:			TOTAL
		Madera en bruto i elabo- radas	Pulpa de madera	Mercaderías fabricadas de pulpa de ma- dera	
1863.....	9.352,400	12.023,958	12.023,958
1870.....	152.502,000	54.102,736	54.102,736
1880.....	236.643,000	89.260,357	2.229,930	6.605,475	98.095,46
1890.....	304.592,000	107.616,200	8.049,444	22.347,394	138.013,03
1900.....	391.334,000	153.030,255	26.727,787	13.862,803	193.629,84
1912.....	760.617,000	164.748,412	93.954,732	39.374,313	298.077,45

El valor total de las exportaciones suecas de maderas, pulpa i artículos de ésta fabricados, desde 1863 a 1912, ha llegado a sólo 6,690 millones de kronor. Si se incluyera el año 1913, para el cual sólo se dispone de cifras aproximadas, el valor de la exportación pasaria de 7 millones de kronor. En el mismo período 1863 a 1912 el valor total de las exportaciones suecas alcanzó a muy poco más de 15 millares de kronor.

En el presente, la distribución de la exportación de maderas de Suecia entre los diferentes países importadores debe ser de interés especial. De los 6.800,000 metros cúbicos de maderas exportados de Suecia en 1913 no menos de 2.600,000 o sea 38% fueron destinadas a Gran Bretaña e Irlanda. En el mismo año Francia compró de Suecia alrededor de 950,000 metros cúbicos, Dinamarca alrededor de 740,000 m. c., Alemania alrededor de 725,000 m. c., Noruega alrededor de 375,000 m. c. Los Países Bajos

alrededor de 360,000 m. c., Bélgica alrededor de 190,000 m. c. i España alrededor de 170,000 m. c. En el mismo año Suecia exportó a otros países fuera de Europa alrededor de 645,000 m. c. de maderas, de las cuales, la mayor parte, o sea 480,000 m. c. mas o ménos fueron a Africa i aproximadamente 100,000 m. c. a Australia.

La importancia de los bosques no se halla basada solamente en la exportacion extraordinaria de sus productos i en que las necesidades del país pueden ser satisfechas satisfactoriamente, sino que tambien, los bosques pertenecientes al Estado, especialmente en el norte, son bastante estensos i producen un incremento notable de las entradas de la nacion. En 1912, por ejemplo, los bosques del Estado produjeron 13,7 millones de kr. Los gastos de administracion alcanzaron a 4,3 millones de kr. i por consiguiente se obtuvo una entrada líquida de 9,3 millones de Kr. Para 1915 se calcula que las mismas sumas sean de 19,5 i 11 millones de kr. respectivamente. En 1912 la produccion misma de los bosques del Estado llegó a 3,3 millones de m. c., correspondiendo a 0,9 m. c. por hectárea probable de tierra forestal.

Los bosques de Suecia, al contrario de los de Norte América, contienen solamente pocas clases de árboles diferentes. En esta parte, como en cualquiera otra, la duracion del período de vejetacion i la temperatura durante el verano son las que determinan el desarrollo de diferentes especies. En un país tan estenso como Suecia varias clases de árboles encuentran el límite de sus zonas de crecimiento, por lo que el país se divide jeneralmente en varias rejiones forestales. En la parte mas meridional, distrito de los bosques de hayas, las selvas se componen en su mayor parte de árboles fóliferos, haya i algo de roble. Esta parte de Suecia es tambien la mas cultivada. Al norte de este distrito se encuentra la llamada «rejion de árboles de baya», la que realmente consiste de dos clases de árboles, que son el pino i el abeto. En el sur de esta rejion se encuentran grupos aislados de robles o hayas i en la parte norte la haya aparece ocasionalmente en las orillas de los esteros o rios.

Cerca de las montañas los bosques de pinos i abetos se hacen mas i mas ralos, los abedules comienzan a evidenciarse hasta que finalmente la rejion de pinos se trasforma en una de abedules que forma una franja verde sobre las rocas desnudas de las montañas. Las viejas selvas primitivas ricas en madera, comienzan sin embargo a desaparecer gradualmente. La devastacion de los bosques como se lleva a cabo en Norte América, no tiene lugar en Suecia. Gracias a la existencia de leyes que reglamentan

la corta de madera en los bosques, ésta se hace de una manera muy racional, tratando de que pueda obtenerse fácilmente un nuevo desarrollo.

Los grandes troncos, sin embargo, se hacen cada vez más raros; solo quedan en Lapland i en la parte superior de Dalecarlia en gran proporción en la madera de reserva de bosques privados protegidos por el sistema compulsatorio de marcar los árboles, i también en las grandes áreas de tierras forestales pertenecientes al Estado.

La corta de madera para la venta no puede emprenderse sin que los guardabosques del Estado hayan marcado cada pino en edad de corta, i solo marcan un cierto número, de modo que no peligre el porvenir del bosque.

En los distritos costaneros de la parte superior de Norrland (en la provincia de Vesterbotten) los árboles jóvenes no pueden ser cortados para la venta porque la así llamada «lei de la dimensión» no permite que se boten los que tengan menos de 21 cm. de diámetro en una sección a 4,75 m. de la base. En el centro de Norrland (en la provincia de Jamtland i ciertas partes de Dalecarlia) se ha establecido una lei especial para la preservación de los bosques cerca de las montañas i ningún árbol se puede cortar para la venta sin la marca previa de un guardabosque del Estado. En otras partes del país rige una lei llamada «lei de re-crecimiento» que estipula que la corta no se puede hacer en tal forma que dañe los árboles nuevos, o también que cuando se haya hecho una corta, el terreno no sea tratado de un modo que pueda peligrar la vida de los árboles jóvenes.

Las islas de Gottland i Oland en el Báltico tienen también severas leyes respecto a bosques, ya en vigencia.

Con el objeto de controlar la observancia de estas leyes forestales, cada provincia tiene lo que se llama un Consejo de Protección de los Bosques que emplea guardabosques experimentados. Los 22 consejos existentes, no en su totalidad, reciben una asignación del Estado de 167,500 kr., i alrededor de 116,000 kr. de varias corporaciones de las provincias, fuera de un derecho especial de protección de 1,3% del valor de la madera beneficiada, tal como se encuentra en el bosque. En 1913 estos derechos alcanzaron a 1,282,239 Kr. Este dinero fué empleado por los Consejos de Protección de Bosques, en el cultivo de bosques privados i además en la difusión de la instrucción sobre el tratamiento más adecuado de ellos. Tales informaciones son también difundidas por una gran asociación llamada Asociación Forestal Sueca, formada en 1902 i que ha marchado a la cabeza en todo lo que ha servido para desarrollar el interés por el conocimiento de los bosques del país, su protección i su valor. Las bien concurridas reuniones i excursiones llevadas a cabo por esta institución i que proporcionan más intercambio de opiniones que en cualquiera otra sociedad similar, prueban el aserto anterior, como también periódicos de la sociedad, «Diario de la Asociación Forestal Sueca» i «El Bosque», ámbos con gran circulación.

La «Union Forestal de Norrland» que trabaja solamente por los intereses de Norrland, publica tambien dos periódicos. Las investigaciones forestales netamente científicas han sido llevadas a cabo en la Estacion Esperimental de Bosques del Estado, fundada en 1902 i que ha publicado ya 10 volúmenes con los resultados de sus investigaciones.

Hai que agregar tambien que la educacion forestal superior ha sido mui mejorada. El Instituto Forestal se ha trasformado en una verdadera Escuela Superior que se establecerá desde 1915 en un espléndido edificio, que servirá tambien de local a valiosas colecciones.

Se puede así ver que se ha hecho excelente trabajo en favor de los bosques, especialmente durante las últimas décadas. Los bosques de Suecia ofrecen a este respecto un campo mui apropiado de trabajo.

Cierto es que los árboles en este clima setentrional necesitan comparativamente mayor tiempo para que se desarrollen i estén aptos para ser cortados; pero, por otra parte, las tierras forestales suecas con sus cualidades vírjenes están en mejores condiciones que las de muchos otros países. Despues que se hace la corta los bosques se abonan por sí mismos con cierta facilidad o su cultivo se puede verificar con un costo comparativamente pequeño.

Los bosques son por consiguiente talvez la mayor fuente de riqueza que Suecia posee, los cuales si se les proporcionan buenos cuidados i si continúan bajo una sabia administracion podrán aumentar, aun en mayor grado, las ganancias i bienestar de las futuras jeneraciones.



Potasa en el Salar de Pintados, Tarapacá⁽¹⁾

La escasez de potasa para uso doméstico ha estimulado a buscarla no solo en los Estados Unidos, sino también en el extranjero. Informes sobre ricos depósitos de potasa, íntimamente relacionados con los depósitos salitreros, han sido frecuentes. El presente artículo es una descripción imparcial de un depósito de probable importancia que se encuentra en la zona salitrera de Chile. Va seguido de un informe de Roger C. Wells, en el cual se describen los métodos de extracción de la potasa i los resultados obtenidos.

Ocasionalmente se han publicado informes sobre la existencia de depósitos de potasa en Chile; pero como muchos de tales trabajos han tenido solo el carácter de prospectos, los cálculos o estimaciones que en ellos se hacen sobre el valor i explotabilidad de los depósitos no han sido siempre de los mas convincentes. Sin embargo, es bien sabido que la potasa se halla en proporciones talvez poco comunes en algunos de los depósitos de nitrato i otras sales de Chile, i se ha considerado mucho la posibilidad de efectuar una extracción comercial de la potasa de tales fuentes.

En los comienzos de 1916 practiqué una cuidadosa investigación de los depósitos salinos de Pintados. El siguiente informe da cuenta principalmente de los caracteres jenerales del depósito i de los factores que tienen relacion mas inmediata con la posible utilizacion del material. En las consideraciones jeológicas i jeoquímicas hai muchos puntos interesantes que merecen mayor estudio, i que espero se han de hacer.

Solo una pequeña parte del detalle de los datos obtenidos puede darse aquí. Los análisis i las investigaciones tecnológicas preliminares sobre los procesos de tratamiento de las sales fueron ejecutadas por el Dr. Roger C. Wells, cuya discusion sobre algunos de los resultados principales se inserta a continuacion.

El Salar de Pintados está situado en la Pampa del Tamarugal, a unos 80,5 Km. al sureste del puerto salitrero de Iquique, desde el cual se puede llegar comodamente a él por el ferrocarril salitrero. El ramal de Lagunas de la Nitrate Railways Co., Ltd., pasa directamente a traves del lado suroeste del Salar de Pintados, entre las estaciones Gallinazos i Pintados, encontrándose esta última a 97,5 Km. de Iquique por ferrocarril. Gallinazos

(1) Del Engineering and Mining Journal.—Abril 13 de 1918.

se halla en el confin oeste de la pampa principal, i, segun las cotas de la línea férrea, a una elevación de 986,70 m. sobre el nivel del mar, i la estacion de Pintados, mas al interior de la pampa, tiene una elevación de 977,20 m. La parte del Salar comprendida entre estos dos puntos, se halla poco mas baja que estos niveles, i su superficie tiene aproximadamente 976 m. de elevación. La situacion jeneral del Salar i la posicion de las principales posesiones de la vecindad se indican en la fig. 1, que muestra ademas la

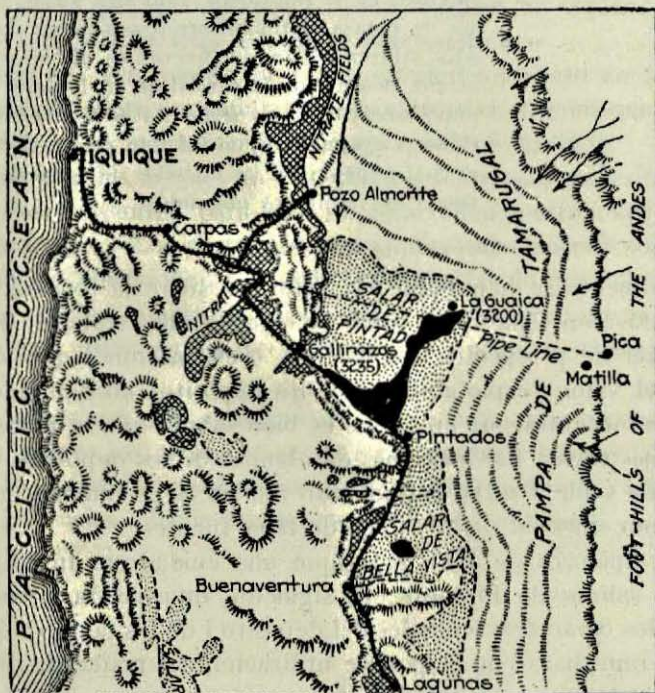


Fig. 1

distribucion de los principales campos salitreros en la misma vecindad. Los datos se han tomado principalmente de los mapas oficiales de Chile i en él se han agregado los detalles referentes al Salar de Pintados.

RELACION DEL SALAR DE PINTADOS CON LA PAMPA

A todo aquél que esté familiarizado con la jeografía del norte de Chile, aunque sea de un modo jeneral, le será fácil comprender del mapa la relacion entre el Salar de Pintados i la pampa o llanura desierta interior. La costa occidental de Chile, como la jeneralidad de las de Sud-América, es una empinada pared montañosa, que en todas partes se eleva directamente o cerca de la ribera. Mas allá de esta pared hai una faja irregular

de cordones montañosos, que se pueden llamar con el nombre de «cordillera de la costa» por su parecido en cuanto a situacion i estructura jeológica con las cordilleras de la costa del Pacífico en los Estados Unidos. Estas montañas son del tipo de serranías formadas por fallas (block-faulted) i encierran valles en forma de cuencas, muchos de los cuales no tienen desagüe superficial. Al este de los cordones montañosos de la costa se estiende la llanura interior o pampa en cuyo costado occidental se hallan situados los campos salitrales.

Esta pampa es una llanura estensa de poco relieve, que se estiende de norte a sur a través de toda la parte septentrional de Chile, i está limitada por la cordillera de la costa en un lado i por los altos Andes en el otro. Cruzada por algunas de las mas grandes «líneas de drenaje» de los Andes, que cortan los cordones de la costa para llegar al mar; en algunos puntos la pampa se halla dividida en zonas en forma de cuencas limitadas por las laderas de conos de deyeccion que han bajado desde los contrafuertes andinos.

Muchas de las corrientes superficiales de la rejion son de carácter tan intermitente i la cantidad de agua que arrastran, tan pequeña, que se consume en la pampa. Hai pérdidas tambien por infiltraciones en las corrientes subterráneas i ademas por evaporacion. Las sales solubles provenientes de la descomposicion de los minerales de las rocas causada por los agentes atmosféricos, i recojidas por las aguas corrientes, son acumuladas en las depresiones sin desagüe del desierto, las cuales se conocen bajo el nombre de salares porque ordinariamente forman depósitos secos de costras salinas. Los salares consisten principalmente de sal comun; pero contienen tambien bórax i otros constituyentes.

Debido a la escasez de lluvias en la rejion, las cuencas en que se hallan los salares, en épocas recientes, no han sido inundadas hasta una altura que permitiera un rebalse o desbordamiento considerable; de otro modo, los constituyentes solubles habrian sido llevados en solucion. Las sales dejadas por la evaporacion de corrientes erráticas o periódicas, o por la infiltracion de las aguas superficiales hácia el fondo de las cuencas, como es natural, se acumulan de preferencia en las depresiones mas bajas. En donde quiera que tales depósitos han sido inundados hasta poca profundidad i las sales superficiales redisueltas, el polvo i sedimentos se ha asentado, de modo que, como las sales han vuelto a cristalizarse, la superficie ha tomado en jeneral el nivel del agua.

Como los mencionados depósitos salinos están espuestos a la accion del aire seco i del calor solar i la costra superficial a poca profundidad está en contacto con el suelo húmedo, constantemente tienen lugar agrietamientos i recrystalizaciones de ella, que tienden a quebrar la superficie primitiva de las sales depositadas. Por esto, la superficie de las costras mas

compactas de salares adquiere por lo jeneral una forma mui accidentada, aunque aproximadamente mantienen el nivel primitivo de las aguas en su elevacion media. Este fenómeno se observa en muchos depósitos salinos de Norte i Sud-América, como tambien en otras partes del mundo.

UNO DE LOS MAS GRANDES DEPÓSITOS SALINOS ES EL SALAR DE PINTADOS.

El Salar de Pintados es uno de los mas grandes depósitos de esta clase en el norte de Chile. Está situado en un rincon bajo de la pampa o desierto. A medida que el viajero se aproxima a él por ferrocarril, presenta apariencia de un enorme campo arado. Yacen bloques irregulares de costra compacta, aparentemente sueltos, por toda la superficie, i todo tiene un color terroso sucio. Cuando se quiebran los bloques, las sales, en su mayor parte, muestran en la fractura fresca un color blanco o lijeramente manchado, cuya textura cristalina granular, semeja calizas finamente cristalinas o mármol. A menudo, i a pesar del aspecto sucio, solo un pequeño por ciento de la costra del salar principal es insoluble en agua, como lo han comprobado las numerosas muestras que han sido analizadas. Esta costra dura forma la parte central o mas baja de la superficie del salar, mientras hácia los bordes del depósito el carácter de la costra varía presentando diferentes clases de superficie. Hácia el este se presenta el terreno salino costroso, casi imperceptible al principio, sobre una baja i estensa falda aluvial que tiene su oríjen en la lejana orilla oriente de la pampa, a 29 o 32 kilómetros al este de la estacion de Pintados. Esta es una falda de escombros que se estiende principalmente desde una de las mayores corrientes fluviales que se pueden ver en la pampa en la base de los primeros contrafuertes andinos.

El terreno próximo al salar se halla fuertemente cargado de sales solubles; pero éstas parecen estar constituidas en su mayor parte por cloruro de sodio mezclado con tan gran cantidad de sedimentos, que no puede tener sino mui escasa importancia esa parte del depósito en cuanto a la potasa. Se han encontrado, en algunos puntos de esta parte del márjen, capas o fajas que contienen boratos, los cuales se trabajaban en otro tiempo. Una falda semejante a la del este ocupa la parte norte de la pampa. Las orillas del salar se hallan limitadas por dunas i terrenos salinos costrosos i bajos, mezclados con mucha arena i material terroso.

Cerca del centro del salar principal entra desde el norte una faja en forma de lecho fluvial, cuya superficie está cubierta con un depósito blando i deshecho de sales mezcladas. Esta superficie es bien distinta de la costra salina dura i difiere mucho de ésta en cuanto a composicion química. El salar principal se estiende orillando los cerros de Pintados en el suroeste, donde la costra dura de él alcanza casi hasta el pié de dichos cerros. Las

faldas de detritus que se han extendido por la superficie de la pampa, según lo dicho, parecen haber influido en la posición de la cuenca en que se han acumulado las sales del salar.

Se manifiesta claramente el hecho de que tempestades erráticas han esparcido sus aguas por esta zona, i se hallan a la vista los canales i depósitos dejados por tales avenidas. El agua subterránea en esta falda aluvial indica que hai indudablemente una corriente continua en la pampa originada principalmente desde las montañas hacia las partes mas bajas de las cuencas.

La costra dura, rugosa i atacada por los agentes atmosféricos es la porción del salar mas rica en potasa. Esta es la zona teñida de negro en el mapa jeneral de la fig. 1. i presentada con mas detalle en el segundo plano. El límite de esta costra dura, rica en potasa, no es bien marcado en todas partes i no se puede reconocer en el terreno, a no ser por análisis químico. Es bien marcado el deslinde entre la costra dura i el terreno blando suelto de la parte central norte del depósito; pero el límite oeste de la parte rica en potasa que se halla trazado en el plano se basa únicamente sobre muestreos i ensayos químicos.

DESIERTO CHILENO

En el largo i estrecho brazo del depósito que se estiende hacia el noreste, una superficie rugosa i quebrada indica la costra dura del salar. Esta costra está cubierta con una densa capa de una especie de hierba que crece hasta cierta altura en esta rejion, i que se conoce con el nombre de *soronal*. Contra las ideas predominantes respecto del desierto chileno, hai en los alrededores del salar muchos bosquecillos con árboles de regular tamaño. Estos son prácticamente lo mismo que la «mesquite» de los Estados Unidos del oeste i se conocen en Chile con los nombres de tamarugos i algarrobos, dos variedades un poco diferentes de la misma especie. Toda esta vejección se desarrolla debido a la presencia de agua subterránea a corta profundidad en la cercanía del salar. El hecho de que el agua subterránea cerca o aun inmediatamente debajo de la costra salina sea comparativamente fresca se considera tambien, en jeneral, como un hecho raro, puesto que se debería formar una solución salina concentrada en la proximidad de tan enorme cantidad de sal.

ESTRUCTURA DE LA COSTRA SALINA

La costra dura del salar es una capa perfectamente definida, cuyos bloques pueden aflojarse mediante una barreta. Debajo de ella se halla un depósito granular suelto que alcanza a varios centímetros de profundidad.

Este depósito se examinó en varios puntos i se encontró formado principalmente de glauberita, o sulfato doble de sodio i calcio, de la fórmula $\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot \text{CaSO}_4$, aunque se supone que esta capa inferior en algunas partes consiste parcial o principalmente de yeso. El depósito granular es comunemente húmedo i cavando se encuentra el agua subterránea a poca profundidad.

El espesor de la costra dura superficial varía, segun mensuras efectuadas, entre 20 i 60 centímetros. Estas cifras no son bien definidas porque al efectuar la medicion se tenia que tomar una superficie ideal media en una costra mui irregular. Sin embargo, la base de la capa de costra es un plano mucho mas definido. El carácter de la costra del salar se ilustra en la fig. 2.

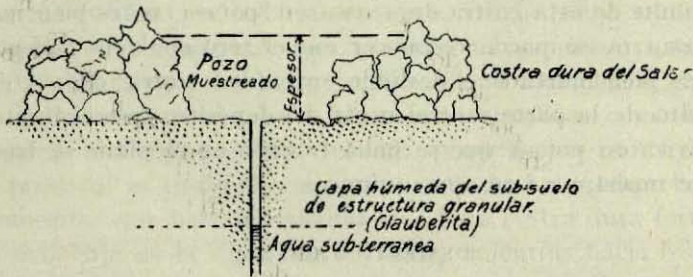


Fig. 2.—Estructura de la costra i de las capas subyacentes del salar de Pintados

COMPOSICION DE LA COSTRA

Se ha determinado la composición de la costra del salar por muestreos i análisis, conducidos de un modo cuidadoso i sistemático en la mayor parte de la superficie del depósito. Algunos ejemplos de tales análisis servirán para dar una idea del carácter i variaciones de la composición química de la costra dura. No trataremos ahora de los demas tipos de costra. Cada una de estas muestras se obtuvo triturando i cuarteando alrededor de un cuarto de tonelada de la costra total sacada de la unidad de superficie del salar. Todas las muestras analizadas para calcular el tonelaje de potasa en el salar eran de esta naturaleza. Análisis típicos se indican en el cuadro I.

CUADRO I.—ANÁLISIS DE COSTRA DURA DEL SALAR DE PINTADOS

Determinaciones químicas

Núm. de la muestra	124	174	186	190	192
—	%	%	%	%	%
K.....	5.8	6.7	5.1	4.9	2.8
Na (calc.)	25.2	28.8	31.9	32.1	35.3
Ca	2.4	0.9	0.5	0.4	...
Mg	1.0	0.7	0.1	0.2	...
Cl	45.7	41.4	40.6	45.8	47.1
SO ₄	7.5	17.1	19.4	12.3	13.1
H ₂ O	9.8	2.4	0.7	0.8	1.3
Insoluble	2.0	1.9	0.8	3.1	indicios
	99.4	99.9	99.1	99.6	99.6

Sales calculadas

K ₂ SO ₄	14.9	11.3	10.9	6.3
KCl	11.0
Na ₂ SO ₄	5.9	17.2	6.8	14.4
Na Cl	64.3	68.2	66.9	75.5	77.6
Ca SO ₄	8.0	3.1	1.7	1.5	...
Mg SO ₄	2.3	3.5	0.5	1.0	...
Mg Cl ₂	2.0
H ² O	9.8	2.4	0.7	0.8	1.3
Insoluble	2.0	1.9	0.8	3.1	indicios
	99.4	99.9	99.1	99.6	99.6

Se puede ver que la muestra núm. 124 es de carácter un tanto diferente del de las demas. Esta se tomó de la costra dura cerca del borde del salar, a unos 90 metros de una orilla cubierta de espesa vejetacion; su composicion indica una transicion a la costra granular blanda a que hemos hecho referencia anteriormente. Aunque en el punto indicado la costra tenia una superficie excesivamente áspera, no presentaba la misma dureza ni el mismo carácter cristalino i sólido como la que se halla en la parte central del salar. Se deshace fácilmente reduciéndose a una masa de textura granular o sacarina. La muestra, finamente molida, presenta un color de nieve.

Las otras cuatro muestras se pueden considerar como representantes típicos de la costra dura de la parte central del depósito. La muestra núm. 174 proviene también de un punto no muy distante de la orilla; pero allí la costra era enteramente dura y sólida. La núm. 186, se tomó en el centro de la zona de costra dura del salar, en la vecindad de las anteriores, casi en dirección opuesta al Alto de la Luna. La muestra núm. 190 provenía de un punto próximo a la línea férrea, al noroeste de la estación Mosquitos. Aquí la costra se presenta excesivamente dura, con un espesor extraordinario y aspecto sucio. El agua subterránea se halla en esta parte del salar a una hondura excepcional. La muestra núm. 190 se estrajo del centro de la parte ancha en el sur del salar. En esa parte la costra es áspera y de carácter perfectamente uniforme y tiene un espesor de más o menos 52 centímetros. La muestra estaba formada, evidentemente, por sales muy limpias y al triturarla produjo un material blanco y seco. Esta muestra tiene la ley más baja de potasa entre las diversas muestras de que hemos tratado; pero representa la composición de la mayor parte de la costra salina. La parte muestreada encierra una capa de más o menos 22 centímetros de espesor, compuesta en su base de sal pura, blanca, granular y compacta. Se ha reconocido que esta capa más baja de sal pura y blanca está constituida en general de cloruro de sodio casi puro, con muy poca potasa.

CONSTITUYENTES SALINOS

La costra salina dura está constituida, por lo tanto, en su mayor parte, por cloruro sódico y el resto consiste principalmente de sulfatos de sodio y potasio. El examen microscópico ha permitido reconocer que, en muestras como la núm. 190, el cloruro de sodio es el compuesto que predomina en la mezcla. No se encontró silvita (KCl), aunque ésta se habría reconocido inmediatamente, en caso de encontrarse presente, por su índice de refracción más bajo que el de la halita o cloruro de sodio. El único mineral de potasio que se reconoció fue la glaserita (o apthalita de Dana) que es un sulfato doble de sodio y potasio, de la fórmula $(KNa)_2SO_4$. Según la fórmula teórica, éste debe contener 42.5% de potasio, lo que equivale a 78.6% de sulfato de potasio en una muestra pura.

Los análisis indican que el contenido de potasio de la costra salina varía considerablemente de un punto a otro. El cálculo del tonelaje de la costra salina se hizo considerando el depósito dividido en áreas, según la ley en potasa de las muestras obtenidas.

CUADRO II.—SUBDIVISIONES DE LA MITAD OCCIDENTAL DEL SALAR DE PINTADOS

Areas i tonelaje de la costra salina

Superficie metros cuadrados	Unidades de peso por metro cuadrado de Superficie kgs.	Peso bruto calculado Short tons (1)	Lei media de potasio en forma de sulfato [K_2SO_4] %
7,280	200	1.650,000	11.6
6,390	250	1.760,000	7.4
6,695	200	1.450,000	6.5
3,600	500	1.980,000	8.9

De este modo, se calcularon separadamente los tonelajes para las diversas áreas en que se dividió el depósito, segun su mayor o menor riqueza en potasa.

La fig. 3, representa, a mayor escala que el primer plano, el límite

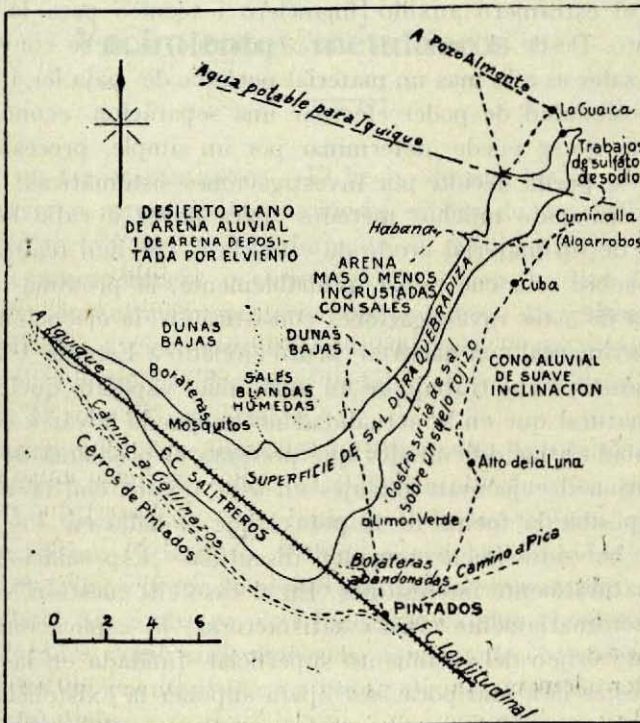


Fig. 3—Mapa detallado del salar de Pintados

de la parte salina áspera del salar. Esta es la parte mas rica en potasa de

(1) Un «short ton» equivale a 920 kilogramos.

este depósito. Esta zona mide mas o ménos 51,800 metros cuadrados. En el cuadro II se dan algunas de las áreas parciales.

En las cifras del cuadro no se incluyen datos relativos al extremo noreste del depósito, algunas muestras del cual dieron una lei de potasa superior a la de cualquier otra parte del salar. Análogamente, el conjunto de las cifras que se dan en el presente trabajo, no representa una estimacion total para todo el depósito; pero los cálculos que se dan tienen utilidad en cuanto proporciona una idea de la cantidad de potasa contenida en las diferentes partes de la zona principal de la costra salina.

POSESION DEL DEPÓSITO

La propiedad del depósito está repartida entre varios grupos de propietarios. La mayor parte de las pertenencias están en manos de un grupo en que predominan los intereses chilenos, i que de tiempo en tiempo ha buscado en el extranjero auxilio [financiero i técnico para la explotacion del yacimiento. Desde el punto de vista práctico, se debe convenir en que la costra del salar es a lo mas un material potásico de baja lei, i que la cuestion de la posibilidad de poder efectuar una separacion económica de las sales potásicas no se puede determinar por un simple proceso de razonamiento, solo se puede decidir por investigaciones sistemáticas.

Se han insinuado muchos métodos para llevar a cabo la separacion de la potasa de un material crudo de esta clase. Se han realizado muchas experiencias sobre esta cuestion i, probablemente, la próxima etapa en la marcha lójica de estas investigaciones consistirá en la ejecucion de ensayes en escala esperimental con material bruto enviado a Estados Unidos, donde se puede conducir dicho trabajo de un modo mas espedito que en la pampa chilena. Es natural que en la actualidad no se puede llevar a cabo un proyecto tal, debido a las dificultades que presenta el problema de fletes.

La cuestion de ejecutar sondajes en esta rejion con la mira de descubrir si es posible la fuente de la potasa que se halla en los yacimientos superficiales ha sido frecuentemente discutida. Especulaciones de este jénero son naturalmente interesantes. En el caso en cuestion, sin embargo, parece estraordinariamente clara i satisfactoria la esplicacion relativa a la naturaleza i orjjen del yacimiento superficial fundada en las condiciones jeológicas, i éstas dan mui poca base para suponer la existencia en profundidad de depósitos análogos o que guarden relacion con los de la superficie. Es natural que no se puede sostener que no puedan encontrarse depósitos valiosos ejecutando perforaciones en la pampa chilena, o en cualquiera otra parte; pero no hai ninguna razon especial que permita suponer la existencia de tales yacimientos debajo del suelo.

Existen en Sud-América otros salares de los cuales hai informaciones, basadas en pruebas sólidas, de que contienen cantidades extraordinarias de sales potásicas. Análisis tomados de varios ensayos científicos efectuados hace tiempo, dan motivo para pensar que un día pueda haber interes de seguir adelante. Si algun día se alcanzara éxito en la estraccion comercial de potasa de las sales del Salar de Pintados, es indudable que se efectuarán investigaciones en los demas salares.

HOYT S. GALE.

Geologist, U. S. Geological Survey
Washington D. C.



Yacimientos metalíferos (1)

ORÍJEN DE LOS YACIMIENTOS.—El hecho de que los minerales formen masas de mayor o menor concentracion se esplica de dos maneras: Estas acumulaciones metalíferas se han formado al mismo tiempo que la roca encajadora (contemporáneos o sinjenéticos), o bien, se han formado por un proceso de concentracion posterior (epijenéticos). La primera de estas teorías es aplicable a ciertos yacimientos en rocas ígneas, miéntras que la segunda se aplica a muchos depósitos metalíferos que no tienen relacion con el carácter de la roca en que arman.

Sin embargo, no se debe inferir de esto que se ha llegado ya a establecer definitivamente el oríjen de todos los yacimientos conocidos, pues a veces existen grandes diferencias en las opiniones de los jeólogos respecto del oríjen de un mismo yacimiento, i algunos que habian sido colocados al principio en el primer grupo han sido clasificados mas tarde entre los de la segunda clase. Sin embargo, con todo este cambio el número de yacimientos clasificados como sinjenéticos ha aumentado considerablemente i en la actualidad se cuentan en este grupo algunos grandes e importantes yacimientos metalíferos.

(1) Ries.—«Economic Geology».—Capítulo XIV, debida a la amabilidad del señor Juan Luis Cortes.

YACIMIENTOS SINJENÉTICOS.—Pueden dividirse en dos grupos: los de origen magmático i los de origen sedimentario.

SEGREGACIONES MAGMÁTICAS.—Con esta denominacion se designa una pequeña clase de yacimientos cuya íntima asociacion con rocas ígneas prueba, sin dejar lugar a dudas, que ellos se han derivado del magma ígneo por un proceso de segregacion durante la cristalizacion en éste.

Estas separaciones jeneralmente se efectúan durante las primeras etapas de enfriamiento, i forman la primera de una serie de minerales, que cristalizan comunmente en cierto orden mas o ménos definido.

El orden de cristalizacion establecido por Rosenbusch, aplicable especialmente a rocas graníticas i dioríticas, con algunas escepciones para rocas mas básicas, es el siguiente:

1. Minerales de fierro i constituyentes accesorios (magnetita, hematita, ilmenita, apatita, zircon, espinela, titanita, etc.)
2. Silicatos ferro-magnesianos (olivina, piroxena, anfíbola, mica, etc.)
3. Constituyentes feldespáticos (feldespatos i feldespatoides, incluyendo leucita, nefelina, sodalita, etc.)
4. Sílice libre (cuarzo).

Vemos, pues, que la cristalizacion sigue un orden determinado segun la basicidad, decrece a medida que avanza el proceso de cristalizacion. Además, si el magma contiene agua, ésta es retenida en parte en la porcion aun fluida de aquél, de modo que finalmente se tendria una mezcla de sílice, posiblemente algunos álcalis, agua i otros mineralizadores (flúor, boro, etc.)

Las segregaciones de metales pesados parecen ser características de rocas poco ácidas; pero esto no debe estrañar si se toma en cuenta que la composicion de las rocas ígneas nos muestra que, dependiendo en parte la basicidad de tales rocas del por ciento de óxido de metales pesados que entran en su composicion, las mas básicas son mas aptas para producir segregaciones magmáticas que las mas ácidas. Sin embargo, en algunos casos se efectúan concentraciones de metales en rocas ácidas.

En estas segregaciones se ve que los minerales metálicos que se han reunido para formar yacimientos son sencillamente accesorios comunes, i no elementos constituyentes de las rocas ígneas. Es decir, el yacimiento metalífero i la roca encajadora contienen los mismos minerales, pero la abundancia relativa de silicatos i de los minerales metálicos es la inversa en un caso respecto del otro. Como ejemplo, damos los siguientes datos:

El por ciento medio de cromo en las rocas de la corteza terrestre es alrededor de 0.01 %. En una peridotita este elemento forma alrededor del 0.2 %, pero en segregaciones dentro de este magma se encuentra 40 a 60 % de Cr^{2}O^3 .

Donde los minerales metálicos se cristalizan i segregan, el yacimiento forma una porcion de la masa ígnea, i jeneralmente hai una transicion gradual entre éste i la roca en que arma; pero en algunos casos los minerales no solo se han «diferenciado» del magma, sino que la porcion segregada o diferenciada ha sido empujada hácia arriba, independientemente de la masa ígnea restante, formando un verdadero filon.

Los productos finales del enfriamiento del magma, los cuales cristalizan formando filones de pegmatita o vetas de cuarzo, pueden a veces llevar metales como estaño (North Carolina) i oro (Silver Peak, Nev.) Tales yacimientos son tambien considerados por algunos como yacimientos magmáticos sinjenéticos.

Minerales formados por segregacion magmática muestran una estructura cristalina, comunmente de grano grueso, a veces de grano fino. En estos yacimientos se suele desarrollar una estructura porfírica en que los minerales metálicos constituyen los cristales intratelúricos. Se puede presentar estructura gráfica debida al entrecrecimiento de los cristales de dos minerales; algunos creen que esto indica que en el magma se ha efectuado una cristalizacion eutéctica del sistema de los dos minerales; pero no todos los jeólogos admiten esta explicacion.

Forma de los yacimientos magmáticos. — Los yacimientos formados por segregacion magmática no solo presentan cambios en su concentracion (lei), tambien su estension i su forma muestran grandes variaciones. Algunos yacimientos de esta clase presentan vastas dimensiones, como es el caso de los yacimientos de fierro de Kirunavara i Luossavara, en Escandinavia no superados por ninguno de los yacimientos similares de Norte América, siendo los únicos que se les acercan los depósitos de níquel de Sudbury, Ontario.

Los yacimientos de segregacion magmática pueden presentarse bajo las siguientes formas:

1) Como masas metalíferas repartidas de una manera irregular que se pierden gradualmente en la roca ígnea encajadora.

2) Como depósitos aislados, siguiendo la periferia de macizos de rocas ígneas, pero situados principalmente en la roca preexistente i con apófisis que penetran en ámbas rocas.

3) Formando filones en rocas ígneas. En este último caso se deben considerar como segregaciones mui básicas que han sido inyectadas desde abajo despues de producirse la intrusion de la roca básica encajadora.

Como se dijo anteriormente, los yacimientos formados por segregacion

magmática son poco abundantes. Los tipos siguientes talvez se pueden incluir en esta clase:

1. Minerales de fierro titaníferos que arman en rocas eruptivas básicas i medianamente básicas. (Adirondacks, New York, Iron Mountain, Wyoming, etc.), i probablemente, tambien algunos minerales de fierro que se encuentran en rocas eruptivas ácidas (Mineville, New York).

2. Cromita en peridotitas i serpentina secundaria.

3. Algunos minerales sulfurados (Subdury, Ontario i Lancaster, Pennsylvania) (?)

4. Minerales de fierro níquelífero en rocas eruptivas (sin valor).

5. Platino en rocas eruptivas básicas (sin valor).

6. Minerales de estaño en algunas pegmatitas (South Carolina).

7. Algunos minerales de oro en vetas de cuarzo (Silver Peak, Nevada) (1).

YACIMIENTOS SINJENÉTICOS DE ORÍJEN SEDIMENTARIO.—En rocas sedimentarias se encuentran minerales metálicos contemporáneos, esto es, que se han formado al mismo tiempo que la roca dentro de la cual se hallan, por procesos químicos o mecánicos, análogos a los que han intervenido en la formacion de las diferentes clases de rocas estratificadas. Se pueden distinguir dos clases de yacimientos de esta naturaleza: 1) yacimientos inter-estratificados, i 2) yacimientos superficiales o lavaderos.

Yacimientos sedimentarios inter-estratificados (mantos).—Estos se pueden haber orijinado por procesos análogos a aquéllos que han formado las rocas encajadoras. Otros yacimientos de esta clase pueden deber su oríjen a precipitaciones de agua del mar o de aguas del continente, fenómeno que aun en la época actual podemos observar, pues de esta naturaleza son los depósitos de limonita que se forman en lagunas, como tambien los nódulos de limonita, pirita, o minerales de manganeso que se precipitan en el fondo del mar.

Dentro de este grupo hai todavía otra clase de yacimientos que pueden tener un oríjen mecánico: las partículas de minerales metálicos, han sido liberadas por desintegracion de las rocas del continente i mas tarde se han apartado, como en el caso de arenas de magnetita formadas a lo largo de playas, por la accion destructora de las olas. Tanto éste como los tipos de yacimientos anteriormente citados pueden haber sido cubiertos posteriormente por otros sedimentos i en mas raras ocasiones, por corrientes ígneas.

Los dos tipos de yacimientos sedimentarios mencionados son lamiformes i de pequeña potencia; pero muchos tienen gran estension i ademas muestran una curiosa uniformidad en su carácter, como es el caso de los minerales de Clinton en los Estados Unidos del Este, las limonitas estra-

(1) Segun algunos, éstos deben considerarse como pertenecientes a las zonas mas profundas de la veta.

tificadas de Francia i Alemania i la hematita de Newfoundland. Estos yacimientos presentan a veces una separacion perfecta con la roca encajadora; pero, en otros casos, se pierden gradualmente en esta última. Otra característica de yacimientos de esta especie es la ausencia, dentro del mineral, de fragmento de las rocas del techo i de pequeñas guías que arranquen del manto. Si las rocas han sufrido plegamientos, los mantos tambien participan de estos accidentes. En yacimientos sedimentarios rara vez se observan enriquecimientos causados por las aguas que circulan a traves de los lechos metalíferos produciendo una concentracion del contenido útil ya sea por eliminacion de sustancias solubles, adiccion de compuestos metálicos o cambio en la distribucion de los ya existentes. Los yacimientos sinjenéticos estratificados muestran a menudoun a textura granular fina. A veces son oolíticos i aun fosilíferos i los minerales metálicos sustituyen en parte a los fósiles. Algunos pueden presentar cuarzo finamente cristalizado i tambien minerales secundarios cristalinos de grano fino.

Lavaderos.—Esta denominacion se da a depósitos de cascajo, arena, i aun arcilla, que contienen minerales metálicos pesados como oro, casiterita, platino, etc., concentrados comunmente por agentes mecánicos como corrientes fluviales, las olas o el viento.

Cuando los productos de la destruccion de las rocas son arrastrados por las laderas hasta los rios, los materiales mas livianos siguen su camino hasta el mar, miéntras los materiales pesados como guijarros i granos de minerales metálicos quedan atras en las quebradas. Los fragmentos metálicos, por razon de su mayor densidad, se van al fondo i adquieren forma más o ménos redondeada por la accion del roce a que están espuestos durante su transporte por las corrientes.

Tambien se pueden formar lavaderos en las playas por la accion de las olas. Un tipo mas raro es el de los lavaderos que se forman en rejiones áridas por la desintegracion de las rocas; en que todo el material de destruccion ha quedado *in situ*, solo una pequeña parte de éste, ademas de las partículas arenosas llevadas por el viento, ha sido removida. Cuando por la accion de los agentes atmosféricos se desintegran rocas auríferas i los detritus quedan en su punto de oríjen o se deslizan hasta corta distancia por la falda, se orijina un tipo especial de lavaderos denominados «lavaderos eluviales». El oro de éstos se presenta en fragmentos ásperos i esquinados. Se conocen lavaderos de esta especie en los Appalachians del Sur.

De lo espuesto anteriormente no se debe inferir que no se hayan formado lavaderos en periodos jeolójicos antiguos, pues se sabe que existen en formaciones sedimentarias tan antiguas como el Cambriano.

YACIMIENTOS EPIJENÉTICOS.—Como se dejó establecido al principio, estos yacimientos son de formacion posterior a la de la roca encajadora.

Con otras palabras, ellos se han concentrado en las rocas por procesos naturales.

Para demostrarlo es necesario esponer: 1) el orijen de los metales que se encuentran en las rocas, 2) la existencia de un agente de trasporte capaz de llevar consigo los metales, probablemente en disolucion, i 3) la existencia de condiciones favorables para la precipitacion del mineral.

EXISTENCIA DE METALES EN LAS ROCAS.—Es bien sabido que minerales metálicos se hallan estensamente repartidos en pequeñas cantidades tanto en rocas ígneas como sedimentarias. Sandberger, por ejemplo, ha comprobado por análisis la presencia de níquel, cobre, plomo, estaño i cobalto en minerales como hornblenda, olivina i mica; i Curtis ha encontrado indicios de plata, oro i plomo en los pórfidos cuaríferos de Eureka, en Nevada, i plata, arsénico, plomo, cobre i oro en el granito de Steamboat Springs, Nevada. Grout encontró 0.29% de cobre en los «traps» (1) de Kinveenawan en Minesota, miéntras Lewis reconoció CuO, en cantidad de 0.025% en la diabasa de New Jersey. Winslow ha indicado la presencia de cortas cantidades de plomo i zinc en las calizas de Missouri i Wisconsin; Wagoner ha hecho ensayos análogos respecto de los sedimentos de California. Puesto que los sedimentos se han derivado de rocas ígneas, es natural que la fuente orijinal de los minerales la constituyen las últimas (2). Es interesante observar que los metales no se hallan repartidos indiferentemente entre las diferentes clases de rocas ígneas parece que ciertos metales tienen preferencia por determinadas rocas (3). Así fierro, manganeso, níquel, cobalto cromo i platino, parecen tener relacion con rocas básicas; miéntras estaño, tungsteno i algunos metales mas raros parecen tener preferencia por las ácidas. El titano se ha encontrado tanto en rocas ácidas como en básicas.

Miéntras que la existencia de minerales metálicos en las rocas de la corteza terrestre es aceptada por la jeneralidad de los hombres de ciencia, pocos talvez se dan cuenta de la cantidad ínfima que existe en aquéllos, fuera de las zonas de concentracion denominadas yacimientos metalíferos; i el siguiente cuadro, en el cual se indica la composicion media de las rocas de la costra terrestre, servirá para dar mayor fuerza a esta idea:

Oxígeno.....	47.29	Manganeso.....	0.078
Silicio.....	28.02	Azufre.....	0.103
Aluminio.....	7.96	Bario.....	0.092

(1) En ingles se aplica el término «traps» a rocas de filon de grano fino i color oscuro. Es un término jenérico que comprende varias especies de rocas. (N. del T.)

(2) Para mayores informaciones sobre este punto véase Siebenthal, U. S. Geol. Surv., Bull. 606 : 67, 1915.

(3) De Launay, Ann d. Min., Aug., 1897.

Fierro.....	4.56	Cromo.....	0.033
Calcio.....	3.47	Níquel.....	0.020
Magnesio.....	2.29	Litio.....	0.004
Potasio.....	2.47	Cloro.....	0.063
Sodio.....	2.50	Flúor.....	0.10
Titano.....	0.46	Zirconio.....	0.017
Hidrójeno.....	0.16	Vanadio.....	0.017
Carbono.....	0.13	Estroncio.....	0.033
Fósforo.....	0.13		

El cuadro anterior deja ver que, entre unos veinte metales que tienen mayor aplicación en los usos corrientes, solo cinco de ellos, a saber: aluminio, fierro, manganeso, cromo i níquel, figuran en la lista precedente, los demas deben de encontrarse en cantidades inferiores a 0.01%.

El profesor Vogt ha tratado de estimar el promedio aproximado de la cantidad de otros metales de importancia práctica que no figuran en la lista anterior. Segun él, el por ciento medio de estaño, zinc i plomo es del orden de los milésimos o diezmilésimos; el del cobre, del orden de los diez o cien milésimos; plata, del orden de los millonésimos o diez millonésimos oro i platino, del orden de los diez o cien millonésimos. El mercurio se encontraria en cantidad lijeraente superior a la de la plata, i arsénico, antimonio, molibdeno i tungsteno, entre cobre i plata. Bismuto, selenio, i telurio se incluirian entre cobre i oro.

Lindgren no está de acuerdo con Vogt i asignaria al cobre un por ciento entre 0.01 i 0.05, al zinc 0.004% i al plomo 0.002%. El considera que la plata se halla en cantidad de 0.00001% en la corteza terrestre, i el oro en cantidad de 0.000005%.

Podemos citar como ejemplos recientes, las siguientes determinaciones hechas sobre rocas eruptivas de varias localidades:

Metal	Por ciento	Localidades
Cobre.....	0.009	Missouri
Cobre.....	0.029	Minnesota
Plomo.....	0.0011	Colorado
Plomo.....	0.004	Missouri
Zinc.....	0.009	Missouri
Plata.....	0.00007	Leadville, Colo.
Plata.....	0.00016	Eureka, Nev.
Oro.....	0.00002	Eureka, Nev.
Oro.....	0.00004	Owyhee, Co., Ido.

Es evidente que el por ciento de metal normalmente repartido en las rocas de la corteza terrestre indicado en los cuadros anteriores es estrechamente pequeño para pensar en su extraccion, porque para considerarla como explotable, la roca debe contener una cierta lei mínima de metal, cuyo valor depende no solo de la naturaleza de éste, sino que, aun tratándose de un mismo metal, varía con las diversas condiciones, como ser la ubicacion i naturaleza del yacimiento, etc.

Por ejemplo, minerales de fierro, sobre todo los de baja lei, no pagan la explotacion, a ménos que su ubicacion sea favorable; miéntras tanto que tratándose de minerales de oro, que son de mayor precio, este factor no tiene tanta importancia. Debe tomarse en cuenta ademas la naturaleza de los minerales mismos, algunos son de fácil beneficio; pero otros presentan dificultades para su tratamiento, lo que se traduce en un mayor costo de beneficio por tonelada. Así, por ejemplo, la presencia de cobre o plomo en minerales de oro i plata es provechosa para la extraccion de estos últimos miéntras que la del zinc es perjudicial. Por fin, debido al cambio de las condiciones que determinan la explotabilidad de un yacimiento, puede acontecer que una roca que al principio no tenia valor, se convierta mas tarde en mineral apto para una explotacion rentable. Los cambios mencionados pueden provenir en parte de la disminucion del costo de produccion causada por el mejoramiento de los métodos de extraccion.

ORÍJEN DEL AGUA DE LA CORTEZA TERRESTRE.—Sabemos que el agua se halla estensa pero no uniformemente repartida en las rocas de la costra terrestre, i gran cantidad de ella está en lenta i continua circulacion. Los jeólogos admiten que el agua subterránea ha desempeñado un papel importante como trasportador de minerales; pero ha habido grandes diferencias de opinion en cuanto al oríjen de ella, o por lo ménos, en cuanto al oríjen de la porcion que ha actuado en el transporte de los minerales.

Se distinguen tres clases de aguas: 1) *aguas meteóricas*, 2) *aguas contemporáneas*, i 3) *aguas juveniles*.

Aguas meteóricas.—Una porcion variable de las aguas de lluvia penetra los poros i cavidades del «regolith» i del «bed rock», formando una zona mas o ménos saturada cuyo límite superior se conoce bajo el nombre de «nivel de agua subterránea». Este nivel sigue, de un modo jeneral, la configuracion de la superficie; se acerca a ésta en los valles i pasa a mayor profundidad debajo de las montañas. La profundidad a que se halla el nivel de agua subterránea varía tambien segun el clima de las rejiones; así en lugares húmedos la profundidad media a que se encuentra el agua subterránea es baja, miéntras que en rejiones áridas se la halla a mayor hondura, a veces a 600 metros o mas.

Entre la superficie i el nivel de agua subterránea queda una zona de aguas oxidantes descendentes; es una zona de rocas i minerales oxidados.

Esta zona ha recibido diversos nombres. Posepny la ha llamado «rejon vadosa», Van Hise «zona de descomposicion atmosférica» i Finch la denomina «zona de acumulacion» (gathering zone).

Las aguas meteóricas siguen debajo del nivel de agua subterránea hasta profundidades variables; pero probablemente no grandes. Algunos, como Van Hise, creian que el agua podía seguir hácia abajo miéntras existieran cavidades, es decir, hasta el término de la zona de fractura o cavidades. Hoskins estimaba que el plan de esta última zona se halla a unos 3,340 metros; pero los esperimentos de Adams i King (1) vinieron a indicar que se puede encontrar a mayor profundidad aun.

Sin embargo, parece en extremo aventurado suponer que el agua alcanza profundidades tales, puesto que en las minas se observa que en profundidad disminuye la cantidad de agua i, aun mas, los planes de algunas minas profundas son secos i polvorientos.

Finch supone la rejon acuífera en dos Zonas debajo del nivel de agua subterránea. La superior la llama «la zona de descarga» i en ésta el agua se mueve lateralmente hácia otro nivel de descarga situado mas bajo. La zona inferior la denomina «zona estática», i en ésta el agua se encuentra estacionaria o casi detenida.

Se han hecho tentativas para calcular la cantidad de agua que existe en la parte exterior de la corteza terrestre, espresando esa cantidad por el espesor de una capa de agua que cubre todo el globo (2).

He aquí algunas cifras de diversos autores:

Delesse, 1861, 2,290 m.

Slichter, 1902, 920 a 1,070 m.)

Chamberlin and Sulisbury, 1903, 245 m.

Chamberlin and Sulisbury, 1903, 490 m (sobre otra base).

Van Hise, 1904, 70 m.

Fuller, 1906, 30 m.

Las últimas cifras, que son probablemente mas aproximadas, indican valores mas bien bajos, i no dan márjen para considerar las aguas meteóricas como agentes jenéticos en la formacion de vetas profundas.

Muchos de los antiguos jeólogos, incluso J. Le Conte (3), F. Posepny (4)

(1) King sometió cilindros de granito con una perforacion de 1.25 milímetros a una presion de 8,200 Kg/cm² i a una temperatura de 550° C. durante 70 horas, sin que se produjera alteracion alguna en la perforacion i la roca. La presion corresponde a la que existiria a una profundidad de 24,150 metros i la temperatura es la que reinaria a 17,710 metros debajo del suelo. Por lo tanto, se concluye que en granitos las cavidades se pueden mantener abiertas a la profundidad mencionada.

(2) Fuller, Water Supply Paper, 160 : 59, 1906.

(3) Amer. Journ. Sci., Julio 1883, p. 1.

(4) Trans. Amer. Inst. Min. Eng. XXIII, p. 213.

i L. De Launay (1), sostenian que el agua meteórica habia sido el mas importante, sino el único, agente colector de minerales. Pero en los últimos años Van Hise ha rebatido enérgicamente esta teoría de formacion de minerales.

Indudablemente que la circulacion de las aguas meteóricas es mui estensa i que desempeñan un papel importante en el enriquecimiento secundario de minerales, por soluciones descendentes; pero su efecto como factor en la concentracion primaria de yacimientos, probablemente no tiene importancia, salvo en unas pocas rejiones.

Aguas contemporáneas.—Estas son aguas indíjenas u orijinarias de las rocas en que se encuentran. Tal es el agua del mar en rocas sedimentarias i el agua magmática en rocas ígneas. Las primeras se presentan principalmente en arenas i areniscas, siendo ejemplos de esto las salmueras del carbonífero inferior i algunas otras formaciones.

Rocas ígneas pueden retener algo de su agua magmática al consolidarse i es posible que algunos de los cambios que se efectúan en ellas despues de la solidificacion dependan de está agua residual.

Corrientes de lava submarinas pueden absorber agua del mar. De esta naturaleza es talvez el agua que contienen algunas corrientes de lava que se hallan ahora en gran profundidad, como las de la península de Keweenaw de Michigan. Lane, en su trabajo sobre el Lago Superior, llama la atencion hácia el hecho de que las aguas de las minas de cobre allá tienen un contenido relativamente elevado de cloruro cálcico en profundidades de 185 a 490 m., i cree que se trata de aguas de orijen marino. En efecto, se presentan en profundidad cloruros de sodio i calcio, al principio con preponderancia del primero i aumento del segundo hácia la profundidad.

Agua magmática.—Actualmente la mayoría de los jeólogos cree que en muchos casos la concentracion primaria de los minerales ha sido efectuada por las aguas magmáticas.

Esta teoría, aunque ha adquirido gran desarrollo en los últimos años, no es nueva, pues fué propuesta allá por 1850 (2) por Elie de Beaumont; pero no llegó a ser plenamente aceptada sino unos cincuenta años mas tarde, debido a los trabajos de Vogt (3) (en 1894), Spurr (4), Lindgren, i especialmente los trabajos de Kemp, que contribuyeron poderosamente a vigorizar la importancia de dicha teoría.

La teoría, en rasgos jenerales, consiste en suponer que de masas ígneas intrusivas se han desprendido agua i otros elementos gaseosos; una indi-

(1) La Recherche, Captage, et Aménagement des Sources Thermo-Minerales.

(2) Geol. Soc. France, Bull. IV: 1249.

(3) Zeitschr. für prak. Geol. II.

(4) U. S. Geol. Surv., 16th. Ann. Rept. II.

cacion en favor de esto se tiene en la presencia de inclusiones de agua i gases en cuarzo. Ademas, puede encontrarse tambien agua en estado de combinacion química. Al consolidarse el magma, el agua fué espelida (probablemente en estado de vapor) i arrastró consigo sustancias disueltas.

Algunos han objetado la teoría diciendo que el agua contenida en el magma puede haber llegado a él desde fuentes exteriores a lo ménos de las dos maneras siguientes: 1), por infiltracion del agua del mar hasta alcanzar la masa ígnea, proceso un tanto improbable, pues, debido a la elevada temperatura del magma, el agua no podria llegar a penetrar en la masa; 2), por absorcion de rocas hidratadas, que cayeron en el magma al abrirse éste paso hácia arriba, fenómeno respecto del cual no se han hecho observaciones reales.

Una cosa parece efectiva, i es que las rocas ígneas emiten agua en estado de vapor durante su enfriamiento. Pruebas de su presencia las encontramos en las emanaciones volcánicas, como lo han mostrado del modo mas convincente Day i Shepherd, los análisis publicados por F. C. Lincoln i el trabajo de R. T. Chamberlin (1). Contraria a estas pruebas es la esposicion de P. Brun, basada talvez sobre observaciones insuficientes, i quien niega que se desprende agua del magma.

Muchas de las razones que esponen los defensores de la teoría de la accion del agua magmática como ajente concentrador de minerales, se han usado como argumentos contra la posible eficiencia de las aguas meteóricas. Entre dichos argumentos se incluyen los siguientes: las aguas meteóricas no llegan a grandes profundidades, en efecto, probablemente no pasan a mas de 610 metros de hondura i a veces aun ménos, i cuando penetran hasta gran profundidad, ello se debe a que siguen alguna grieta; pues los niveles mas bajos de muchas minas profundas son mui secos i hasta polvorientos. Los minerales se han concentrado a profundidades mucho mayores que las alcanzadas por aguas meteóricas. Es entónces perfectamente lójico considerar las rocas ígneas como una fuente importante del agua, i los experimentos de Daubree han mostrado que un granito fundido contiene una gran cantidad de vapor de agua que queda absorbido en la masa miéntras ésta se halla a gran profundidad; pero que se desprende a medida que el magma se solidifica al acercarse a la superficie.

Es un hecho innegable que la mayoría de las vetas metalíferas se hallan en zonas de rocas ígneas, i Lindgren (véase Epocas Metalojenéticas en páginas mas adelante) ha mostrado que en el caso de los yacimientos auríferos de Norte América, los períodos de formacion de las vetas concuerdan perfectamente con los de actividad ígnea. Tambien es un hecho importante

(1) Carnegie Institution, 1908.

el de que los yacimientos metalíferos, con escepcion de algunos depósitos de los metales mas comunes, como fierro, cobre, plomo i zinc, se encuentran en estrecha relacion con intrusiones ígneas, lo que parece probar hasta la evidencia que los yacimientos metalíferos están íntimamente relacionados con las rocas ígneas, como lo sostienen autoridades de la talla de Weed, Kemp, Lindgren i Emmons. Miéntas la importancia de las aguas magmáticas es admitida por la jeneralidad de los jeólogos, es tambien cierto que los minerales metálicos no se han depositado siempre con la concentracion suficiente para constituir menas; pero se han concentrado posteriormente por la accion de las aguas meteóricas, como es el caso de Bisbee en Arizona. Posepny en su obra «Jénesis de los Yacimientos Metalíferos» distingue entre aguas superficiales descendentes o circulaciones vadosas i aguas ascendentes desde gran profundidad. Son las primeras las que han actuado en los procesos de enriquecimiento secundario de los minerales.

COMPOSICION DE LAS AGUAS TERRESTRES.—Las aguas naturales se presentan con diversas temperaturas i encierran siempre una cantidad variable de sales disueltas.

Las aguas de rocas sedimentarias, situadas fuera del radio de influencia de intrusiones ígneas, contienen principalmente carbonatos. No son raras las aguas cloruradas, en las cuales predominan el sodio i el calcio, como tampoco lo son las aguas calcáreas i sulfatadas; pero no son frecuentes en rejiones mineras las aguas con carbonato de sodio.

Las aguas son jeneralmente frias; aunque se encuentran tambien muchas tibias i aun calientes. Aguas frias o calientes pueden contener hidrójeno sulfurado i anhídrido carbónico.

En rocas ígneas mas antiguas, en que ya se han calmado los efectos del volcanismo, se observa menor variacion. En éstas, las aguas superficiales, cuándo no se hallan espuestas a influencias perturbadoras, son aguas calcáreas carbonatadas; pero pueden contener a menudo cloruro de sodio i carbonatos de fierro i magnesio i tambien mucha sílice. Si las rocas contienen pirita, las aguas pueden contener localmente ácido sulfúrico, con sulfato de calcio, alúmina i fierro.

Aguas ascendentes en rocas ígneas provenientes de actividad volcánica reciente o terciaria son a menudo tibias o calientes. Pueden contener cloruro de sodio o carbonato de sodio con anhídrido carbónico.

Aguas de minas.—Son jeneralmente aguas superficiales cuya composicion se halla modificada por la presencia de sales solubles provenientes de minerales descompuestos del yacimiento metalífero o de fuentes ígneas. Por lo tanto pueden contener elementos metálicos i no metálicos i dan una prueba del poder del agua para trasportar diversos elementos en disolucion. Se dan en seguida algunos análisis de aguas de minas, a modo de, datos ilustrativos.

ANÁLISIS DE AGUAS DE MINAS

(Partes por millon)

	I (I)	II	III	IV
SiO ₄	406.5	2672	43.2	2039.51
Cl.....	6.8	13	7.9	8.16
CO ₃	13.2	...	110.5	...
NO ₃
PO ₄	indicios	indicios	indicios	...
B ₄ O ₇	indicios
Br.....	...	indicios
F.....	...	indicios
SiO ₂	23.2	47.7	25.9	43.80
K.....	7.1	13.1	10.6	70.0
Na.....	16.2	39.6	36.4	106.27
Li.....	indicios	...	indicios	...
Ca.....	151.2	132.5	37.4	187.15
Mg.....	28.2	61.6	12.25	93.50
Al.....	...	83.5	0.4	3.12
Mn.....	0.5	12.0	0.8	155.58
Ni.....	}
Co.....		0.5
Cu.....	indicios	59.1	indicios	77.05
Zn.....	0.3	852.0	0.2	49.66
Fe ^{'''}	}	1.8	0.7	164.82
Fe ^{''}		159.8
Cd.....	...	41.1
Pb.....	indicios	3.44
CO ₂	37.2	...

La composicion de las aguas de muchas fuentes o manantiales suministra tambien una prueba mas en favor de la capacidad de las aguas subterráneas para servir como agentes de trasporte de minerales. Aun mas, como lo indicaremos mas abajo, a veces se presentan casos de yacimientos metalíferos formados en fuentes i cuya formacion se continúa actualmente.

(1) Green Mountain, Mine, Butte. Mont.

Weed ha descrito una fuente termal situada cerca de Boluder, en Montana, en la cual se está depositando cuarzo aurífero, i según él éste depósito es idéntico con las vetas de cuarzo aurífero i platoso de la rejion entre Butte i Helena, en Montana. De mayor interes todavía es la depositacion de cobre que se efectúa, por evaporacion, en ciertas fuentes termales de Java, en las cuales el cobre se halla en forma de yoduro (1).

Lindgren tambien ha llamado últimamente la atencion hácia la existencia de ciertas fuentes minerales cerca de Ojo Caliente, en Nuevo Méjico, cuyas aguas fuertemente alcalinas contienen gran cantidad de carbonato de sodio i tambien flúor, boro i bario; este último se halla presente en cantidad considerable.

El gneiss pre-cambriano de la vecindad contiene guías de fluorina incolora, depositada probablemente en épocas en que las aguas de la fuente salian a un nivel mas alto. Mas arriba en la falda se encuentra una veta angosta que contiene pequeñas cantidades de oro i plata con ganga de fluorita incolora i algo de baritina; la veta se halla encapada por una toba calcárea. Se supone que esta última se ha depositado en la superficie mientras la fluorita se depositó mas abajo en la hendidura que dió lugar a la veta.

En la fuente de Steamboat, Nevada, las aguas cloruradas calientes depositan una toba silícea que contiene mercurio i antimonio en pequeña cantidad, i en algunas depresiones de fuentes se han encontrado cristales de estibnita.

MODO DE CONCENTRACION.—De lo espuesto anteriormente se ve que el agua no sólo se halla estensamente repartida en las rocas, sino que tambien sirve como trasportador de materia mineral. Constituye, por lo tanto, un agente concentrador de gran importancia, cualquiera que sea su oríjen. Mientras el agua fria i libre de impurezas, tiene un poder disolvente relativamente reducido, la presencia en ella de ácidos o materias alcalinas aumenta su capacidad disolvente; ademas el calor i la presion ejercen gran influencia en este sentido.

Antes de entrar a considerar las causas que determinan la precipitacion de material metalífero en cavidades o rocas podemos volver a la discusion de los yacimientos formados por aguas de oríjen magmático.

YACIMIENTOS FORMADOS POR EMANACIONES MAGMÁTICAS.—Como emanaciones magmáticas se consideran los vapores, gases i líquidos desprendidos del magma durante su enfriamiento.

El carácter de estas emanaciones se puede determinar por el de las que se desprenden actualmente de magmas ígneos en enfriamiento.

Como prueba de la variedad de las primeras podemos anotar las siguientes emanaciones evidenciadas en dos volcanes bien conocidos:

(1) Stevens, Copper Handbook, IV: 156, 1904.

Vulcano: S, Te, As_2S_2 , B_2O_3 , NaCl, NH_4Cl , $FeCl_3$, Na_2SO_4 , $CaSO_4$, $Li_2(SO_4)_3$, $Al_2(SO_4)_3$, Tl, Rb, Ce, Co, Zn, Sn, Bi, Pb, C; I, P.

Vesubio, 1895: HCl, SO_2 , H_2S , CO_2 , S, $CaSO_4$, cloruros de fierro i cobre, NaCl, KCl, Na_2SO_4 , K_2SO_4 , NH_4Cl , CuO, Fe_2O_3 , Se, HF, HBr, $NaHCO_3$.

Las fuentes de Carlsbad en Bohemia, que se suponen ser de oríjen magmático, contienen CO_2 i sales de los elementos Cl, F, B, P, S, Se, Tl, Rb, Cs, As, Sb, Zn, Na, K, Li, Ca, Mg, Sr, Ba, Fe, Mn, Al i Si.

A fin de indicar mas claramente los diversos procesos segun los cuales se verifica la depositacion de minerales por emanaciones magmáticas, conviene volver por un momento a considerar el magma fluido i los cambios que se operan en él durante el período a que nos hemos referido.

El estudio de grandes macizos intrusivos ha mostrado que la masa fundida, ántes de quedar en reposo, tiende a diferenciarse en dos partes, una básica i otra ácida; dejando entre ámbas una zona de transicion gradual. La porcion ácida puede ocupar la parte marjinal o la parte central del macizo.

Puede verificarse una segregacion de minerales metálicos aun cuando el magma no esperimente en su totalidad una diferenciacion. Pero sea que se realice o no la diferenciacion aludida, el magma fluido, una vez en reposo, se enfriará primero en su parte exterior superior i la contraccion consiguiente provocará la formacion de numerosas grietas. Estas se pueden rellenar por roca fluida inyectada desde las porciones inferiores de la masa aun no enfriadas, o bien, por agua i gases espulsados de las partes del magma en solidificacion. Sin embargo, esta agua debe de estar en estado de vapor, porque es indudable que el calor será lo suficientemente intenso para elevar su temperatura mas allá del punto crítico, i ademas la presion es igualmente fuerte. Es indudable que en muchos casos, la hendidura puede ser rellenada por una mezcla de agua i magma, con tan gran exceso de la primera, que seria difícil decidir si hablar de una fusion ígnea o de una solucion acuosa, ya que bajo presion el agua se puede mezclar con el magma en cualquier proporcion, formando una serie de mezclas cuyos extremos son, por un lado una masa fundida i por el otro una solucion caliente.

Muchos magmas al enfriarse dejan escapar mezclas de vapor de agua i gases (como flúor, boro, etc.); i éstos, despues de abandonar la masa ígnea, estraen sin duda elementos metálicos o de otra clase i los llevan consigo para depositarlos mas tarde, ya sea en las partes exteriores de las grietas, en la parte marjinal del macizo intrusivo o bien en las rocas circunvecinas.

Como estas emanaciones magmáticas se alejan de la masa intrusiva i llegan a zonas de menor temperatura i presion, el vapor de agua se condensa, i estas soluciones calientes (aguas juveniles o magmáticas) buscan poco a poco su camino hácia la superficie, llegan a veces hasta ella i forman fuentes termales.

Es posible, o mas bien probable, que a medida que se aproximan a la superficie, se mezclen con aguas meteóricas en mayor o menor proporcion.

Estas segregaciones magmáticas con su contenido de materia mineral no solo pueden depositar dicho material a mayor o menor distancia de la intrusion, sino que en muchos casos atacan las rocas por las cuales atraviesan alterándolas de un modo bien marcado i disolviendo ademas material de ellas.

La naturaleza del material depositado i el carácter de la alteracion dependen en gran parte de condiciones físicas, especialmente de la presion i temperatura.

Si la depositacion i alteracion ocurren cuando las emanaciones magmáticas se encuentran todavía en estado de vapor (debido a la alta temperatura i presion), el proceso se denomina «pneumatolisis» (gaseoso). Si se verifica cuando el agua se halla en estado líquido, se llama «hydatojenesis» (acuoso). En algunos casos pueden haber actuado gases i líquidos i entónces se habla de una accion acuo-gaseosa o neumato-hidato-jenética.

Naturalmente que es difícil decidir en muchos casos si el fenómeno observado por procesos pneumatolíticos o hidatojenéticos.

Ahora podemos citar ciertos tipos importantes de yacimientos que se han formado bajo estas diversas condiciones físicas.

FILONES DE PEGMATITA (I)—Las últimas porciones fluidas de un magma intrusivo pueden salir de la masa orijinal i formar filones. Estos filones, que pueden ser ácidos o básicos, confendrán en jeneral los mismos elementos mineralójicos que constituyen el magma del cual se han segregado; pero las proporciones relativas serán diferentes, se hallarán en exceso los minerales que cristalizan al último o que se quedan hasta el último momento en el proceso de cristalicacion del magma orijinal. Cuando la roca de estos filones es de grano grueso se la denomina pegmatita. Intrusiones básicas como grabros pueden estar acompañadas por pegmatitas que contienen principalmente plajioclasas i piroxena, miéntras que los filones que provienen de intrusiones de granito se componen esencialmente de feldespato, cuarzo i muscovita, como tambien casiterita, turmalina, topacio, monazita i otros minerales raros.

Una característica importante es la presencia de sustancias volátiles, mineralizadores (entre las cuales se incluye el vapor de agua), que influyen en el sentido de hacer bajar el punto de solidificacion de la masa. En efecto, segun Lindgren la temperatura puede bajar de 500°, circunstancia que unida a la fluidez de la masa, producida evidentemente por un elevado contenido de agua, permite sin duda a la pegmatita abrirse paso a traves de muchas rocas, siguiendo planos de separacion.

(1) Véase Harker, Natural History of Igneous Rocks, p. 293.

Entre los mineralizadores, el flúor i el boro parecen tener relacion con pegmatitas ácidas, miéntras el cloro, fósforo i azufre se presentan en las básicas.

Los filones de pegmatita constituyen un interesante e importante elemento de union en la serie de productos magmáticos, i a pesar de su riqueza en minerales, no tienen importancia como fuente de minerales. Se han explotado pegmatitas por casiterita en South Carolina i South Dakota, por oro en Silver Peak, Nev.; por bismuto en el distrito de New England, en New South Wales; i por molibdenita en Noruega, New South Wales i Queensland.

VETAS FORMADAS A ELEVADA TEMPERATURA.—Estas forman un grupo que se halla relacionado en cierto modo con los diques de pegmatita. En el presente caso se trata de intrusiones que contenian tanta agua que ya se las debe considerar con mas propiedad como fusiones acuo-ígneas, i que ante todo presentan límites bien marcados.

Las vetas formadas a altas temperaturas representan productos magmáticos segregados del magma en consolidacion, que consisten probablemente de una mezcla de agua i gases con otras sustancias disueltas, sometida a presion i temperatura elevadas. Esta última talvez no pasa de 575°C., temperatura que corresponde al punto de inversion del cuarzo cristalino (1), ni se supone que sea inferior a 300°C., i el agua, calentada sobre su temperatura crítica, se encontraba sin duda en estado de vapor.

Una característica de estas vetas es la intensa alteracion metasomática que presentan frecuentemente las rocas de las cajas, i que puede conducir a la trasformacion de éstas en un agregado mineral de grano grueso.

Estas condiciones se evidencian por la presencia de minerales que se forman esencialmente a temperaturas elevadas, algunos de los cuales sólo cristalizan en presencia de mineralizadores. Entre éstos se cuentan las piroxenas, anfíbolas, granates, apatita, ilmenita, turmalina, topacio, micas café i verdes, espinelas, feldespatos de sodio i calcio, casiterita, arsenopirita, pirrotita i algunos otros.

Las vetas se han formado en gran profundidad, i miéntras en algunos casos se hallan cerca o aun dentro del macizo intrusivo, en otros casos pueden encontrarse a alguna distancia de éste; pero siempre al principio la profundidad es tal que permite mantener las condiciones de presion i temperatura.

A este grupo parecen pertenecer varias clases de vetas, como las siguientes:

(1) F. C. Wright i E. S. Larsen, Quartz as a Geologic Thermometer, Amer. Jour. Sci., XXVII: 147, 1909.

1. Vetas de casiterita, wolframita i molibdenita, siendo las primeras especialmente importantes.

2. Vetas auríferas en esquistas cristalinas como las de los Apalaches del Sur, del Sur del Brasil, sureste de Alaska, Ontario, Lead City, S. Dak., i Kalgoorlie, W. Australia.

3. Yacimientos de cobre-oro-turmalina, representados por los de Cornwall, Inglaterra (1); Mina Cactus, Utah; Rosslund, Columbia Británica; i Meadow Lake, California (2).

4. Vetas de plomo-plata-turmalina asociadas al batholith Helena, Montana (3).

5. Vetas de cobalto-turmalina de San Juan, Chile (4).

YACIMIENTO DE CONTACTO.—Se comprenden bajo esta denominacion yacimientos irregulares de minerales metálicos i silicatos que se encuentran en algunas rocas sedimentarias, especialmene en calizas, cerca del contacto con macizos intrusivos, sobre todo de aquellos de carácter mas o ménos ácido. (Fig. 1).

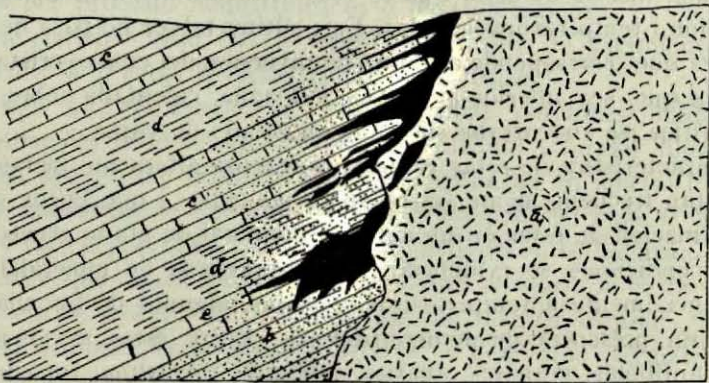


Fig. 1.—Corte a través de una zona de contacto-metamorfismo: a) roca intrusiva b) cuarcita, c) caliza, d) pizarra. El color negro representa el mineral.

Es un hecho conocido desde largo tiempo el de que un macizo ígneo a menudo puede producir alteraciones considerables en las rocas penetradas por él; así, por ejemplo, areniscas se trasforman en cuarcitas, arcillas i pizarras en piedra córnea (hornstone), i calizas en mármol. Además, el

(1) Vogt, Krusch and Beyschlag, *Ore Deposits*, Translation, I: 431.

(2) Lindgren, *Amer. Jour. Sci.*, XLVI, 201, 1893.

(3) Knopf, *Econ. Geol.*, VIII: 105, 1913.

(4) Stutzer, *Zeitschr. prak. Geol.*, XIV: 294, 1906.

metamorfismo de contacto, como se denomina este fenómeno, va acompañado por formación de nuevos minerales en la roca adyacente.

Por ejemplo, en calizas se pueden formar granates, wollastonita, epidota, diopsida, anfíbola, wernerita, vesuvianita, etc.; mientras que en rocas aluminíferas como pizarras se encuentran andalusita, silimanita, biotita, etc.

Se creyó al principio que estos silicatos, como en las calizas, provenían de impurezas segregadas i recristalizadas, i de aquí que sólo pudieran formarse en rocas impuras, pues las calizas puras se transforman simplemente en mármol.

Sin embargo, la investigación de estas zonas de contacto ha hecho ver que ellas contienen muchos elementos que no se encuentran en las calizas, fuera de la zona afectada por metamorfismo, hecho que ha conducido a la conclusión de que tales elementos provienen del magma i se han acumulado en la roca calcárea.

La teoría, según la cual se explica comúnmente el origen de los yacimientos de contacto, supone que el magma original contenía varias sustancias volátiles en solución, como ser agua, anhídrido carbónico, azufre, boro, cloro i flúor, sustancias que se han inyectado en las rocas circunvecinas al enfriarse i solidificarse el magma. La temperatura del vapor acuoso era evidentemente superior a su punto crítico (365° C).

Se supone que los metales i muchos de los demás elementos que se encuentran en los yacimientos de contacto han sido transportados por los cuerpos gaseosos enumerados; pero su forma de combinación durante su segregación no se conoce, aunque se ha insinuado la idea de que algunos se hallaban combinados con flúor o boro.

Estas sustancias metalíferas fueron inyectadas en las hendiduras o poros de la caliza, i reemplazaron total o parcialmente a ésta, combinándose la sílice, alúmina i fierro con una parte de la cal para formar diferentes silicatos.

Mientras la zona afectada por el metamorfismo de contacto se puede extender hasta una o dos millas de distancia del macizo eruptivo, los yacimientos metalíferos muy rara vez se encuentran a más de algunos cientos de metros de éste, i a menudo se cortan de repente.

Granito normal u otras rocas intrusivas de alta acidez pueden producir metamorfismo de contacto, pero comúnmente no forman yacimientos metalíferos. Rocas intrusivas como monzonitas, monzonitas cuarcíferas o granodioritas tienen importancia en este sentido: en relación con ellas se presentan yacimientos metalíferos de contacto, como se puede comprobar por el gran número que de ellos se presenta en las cordilleras de Estados Unidos. Las rocas más básicas tienen menor interés en este caso, aunque algunas veces forman yacimientos de contacto como sucede con el gabro

de Hedley en la Columbia Británica i la diabasa de Cornwall en Pennsylvania.

Los yacimientos de contacto se han formado probablemente a varios miles de metros de profundidad, i es posible que en la mayoría de los casos su formación se haya efectuado en la zona de fractura. La temperatura, según Lindgren, ha sido probablemente alta, entre 300 i 600° C.

Estos yacimientos son comunmente de forma irregular i de un carácter algo discontinuo, en bolsones; pero poco se puede avanzar respecto de la profundidad hasta la cual se pueden estender. En aquellas partes en que la formación ha seguido ciertos mantos, resulta a menudo una estructura tabular.

Los minerales metálicos que comunmente se encuentran son magnetita i especularita con sulfuros como bornita, calcopirita, pirita, pirrotita; acompañantes mas raros son la galena i la blenda. Puede presentarse algo de oro i plata, pero telururos probablemente son mui raros. También se conocen molibdenita i tetraedrita en esta clase de yacimientos.

La ganga jeneralmente está constituida por silicatos de aluminio i calcio entre los cuales figuran granates (1), wollastonita, epidota, tremolita, diopsita, hedenbergita, zoisita, vesuvianita, ilvaita, cuarzo i calcita. El primero de éstos es especialmente abundante i puede llegar a constituir la totalidad de la roca. También se pueden hallar presentes minerales que contienen boro, flúor i cloro, como axinita, turmalina, fluorita, scapolita i danburita.

Discrepan las opiniones respecto de los detalles del proceso de metamorfismo de contacto.

Mientras la mayoría de los jeólogos están de acuerdo en que la mayor parte de los constituyentes de yacimientos de esta clase provienen del magma, otros como Leith, admiten algunas emanaciones magnéticas; pero sostienen que los silicatos minerales que componen la ganga representan ante todo el resultado de la recristalización de constituyentes primitivos de las calizas. Esto supone la eliminación de un exceso de ciertos constituyentes i la consiguiente reducción de volumen, hecho que no se ha comprobado por las observaciones en el terreno.

Hace un marcado contraste con la teoría comunmente aceptada para explicar la formación de los yacimientos de contacto, la emitida i defendida ardientemente por A. C. Lawson, quien considera que dichos yacimientos deben su formación a la acción de las aguas meteóricas. Según él toda circulación de aguas subterráneas debe sufrir profundas perturbaciones por la intrusión de masas ígneas en terrenos sedimentarios. Como resultado de esto se produciría una circulación ascendente siguiendo la periferia de la

(1) Principalmente andradita, el granate de calcio i fierro; ménos frecuente es la grosularia, el granate de aluminio i calcio.

masa calentada, circulacion que, segun él, puede hacer posible la formacion de las zonas de silicatos de cal características. Las fracturas de la roca penetrada producidas por la intrusion ignea o las grietas orijinadas por la contraccion de la última durante su cristalizacion o enfriamiento, suministrarían caminos de circulacion para las aguas ascendentes i éstas depositarian en la llamada zona metamórfica o de contacto el material que ha tomado en solucion de los alrededores o que han lexiviado de la roca intrusiva.

Tambien W. O. Crosby es partidario de la formacion de yacimientos de contacto por accion de las aguas meteóricas, miéntras que Klockman cree que se trata de yacimientos preexistentes que han sido alterados posteriormente por intrusiones.

Otro punto en que tampoco están de acuerdo las opiniones es el que se refiere al tiempo en que se efectuó la mineralizacion, la cuestion de si ésta empezó ántes o despues de la consolidacion del magma. Algunos autores consideran que ocurrió primero el metamorfismo de las calizas i despues se efectuó la mineralizacion.

El órden de formacion de los minerales no es ciertamente el mismo en todos los casos i segun diversos observadores los sulfuros a veces suceden a los silicatos, i otras veces son contemporáneos.

Los yacimientos de contacto, aunque a veces son lo suficientemente ricos para permitir su explotacion en partes en que no se ha efectuado un enriquecimiento secundario, necesitan de este proceso en muchos casos para hacer rentable su explotacion. Esto se ilustró mui bien en el caso de los minerales de cobre de Morenci en Arizona.

Aunque esta clase de yacimientos fué reconocida por von Groddeck, allá por 1879, este jeólogo no apreció en su debida importancia la roca ignea asociada. En años mas recientes las publicaciones de Vogt, Kemp, Weed, Lindgren i Barrell han incrementado notablemente nuestros conocimientos sobre la verdadera naturaleza de estos interesantes yacimientos i sabemos, ademas, que ellos constituyen un tipo mui importante i un tanto comun, que en los Estados Unidos se presenta principalmente en las Cordilleras del Pacífico. Tambien se conocen yacimientos de esta clase en Alaska, Yukon, Canadá i muchas otras partes.

Los yacimientos de contacto se pueden clasificar como sigue:

1. Yacimientos de magnetita:

Ejemplos: Iron Springs, Utah (1); Fierro, N. Mex. (2) i Cornwall, Pa (3).

2. Yacimientos de calcopirita. Minerales metálicos principales, calcopirita, pirita, pirrotita, esfalerita, molibdenita i especularita.

(1) Leith and Harder, U. S. Geol. Surv. Bull. 338, 1908.

(2) Graton, Ibid., Prof. Pap. 68 : 313.

(3) Spencer, Ibid., Bull. 430.

Ejemplos: Clifton, Ariz. (1); San Pedro, N. Mex. (2); i Cananea, Méjico (3).

3. Yacimientos de blenda i galena.

Ejemplo: Magdalena Mines, N. Mex. (4).

4. Yacimientos de arsenopirita i oro. Minerales principales: arseno piritita i pirrotita.

Ejemplos: Hedley. Columbia Británica (5).

5. Yacimientos auríferos.

Ejemplos: Cable Mine, Mont. (6).

6. Yacimientos de casiterita.

Ejemplos: Pitkaranta, Finlandia (7), Seward Península, Alas. (8).

YACIMIENTOS METALÍFEROS FORMADOS A PROFUNDIDADES INTERMEDIAS.

—Siguiendo la sucesion de yacimientos formados bajo condiciones de temperatura i presion gradualmente decrecientes, se ha reconocido otro grupo de depósitos que se han formado, segun es de presumir, a profundidades intermedias, depositados por aguas ascendentes calientes, i que están evidentemente en relacion jenética con macizos intrusivos.

Naturalmente que es difícil establecer la profundidad exacta a que se han formado, la cual la estima Lindgren entre límites un tanto amplios, entre 1,300 i 3,600 metros; pero a veces se puede apreciar apróximadamente determinando el espesor de la cubierta de rocas removidas por la erosion. Una característica importante de yacimientos de este jénero es la ausencia de minerales de alta temperatura.

Estos yacimientos se presentan a menudo como vetas de hendidura o un tipo relacionado con éstas, i los minerales frecuentemente rellenan grietas preexistentes; pero no son raros los yacimientos de sustitucion i en rejiones en que el terreno está formado por calizas pueden éstos alcanzar una estension considerable.

Los metales mas importantes que se hallan en estos yacimientos son el oro, la plata, cobre, plomo i zinc; pero los miembros de la serie formados a mayor hondura pueden contener molibdeno, bismuto, tungsteno i arsénico. Sulfuros, arseniuros, sulfoarseniuros i sulfoantimoniuros son los compuestos que predominan, miéntras que los óxidos son raros. De los minerales de la ganga el principal es el cuarzo, tambien son comunes los carbonatos.

La roca de los alrededores comunmente muestra una intensa alteracion en la proximidad del yacimiento; rocas feldespáticas i ferromagnesianas

(1) Lindgren, *Ibid.*, Prof. Pap. 43, 1905.

(2) Lindgren i Graton, *Ibid.*, Prof. Pap. 68.

(3) Emmons, S. F., *Econ. Geol.*, IV, 312, 1910.

(4) Lindgren, *U. S. Geol. Surv.*, Prof. Pap. 68: 241.

(5) Camsell, *Can. Geol. Surv.*, Mem. 2, 1910.

(6) Emmons, W. H., *U. S. Geol. Surv.*, Bull. 315: 45, 1907.

(7) Vogt, Krusch and Beyschlag, *Lagerstätten*.

(8) Knopf, *U. S. Geol. Surv.*, Bull. 358, 1908.

se trasforman en sericita, carbonatos i pirita; i rocas calcáreas a menudo se presentan silicificadas. El proceso de silicificacion tambien puede ir acompañado de dolomitizacion.

De esta clase podemos citar los siguientes tipos con sus ejemplos respectivos:

1. Vetas de cuarzo aurífero del tipo de las de California i Victoria, Sierra Nevada, rejion del interior de la Cordillera; Victoria, Australia i Nueva Escocia.

2. Yacimientos auríferos de sustitucion en calizas. Mercur. Utah; minerales de oro siliciosos de Black Hills, South Dak.

3. Yacimientos auríferos de sustitucion en cuarcitas. Delamar Mine, Nevada (1).

4. Yacimientos auríferos de sustitucion en pórfidos. Creeply Creek, Colo. (en parte). Little Rocky Mountains, Montana (2).

5. Vetas de plata i plomo, incluyendo:

a) Vetas de cuarzo-tetraedrita-galena. Organ, N. Mex. (3).

b) Vetas de tetraedrita-galena-siderita. Wood River, Idaho (4).

c) Vetas de galena-siderita. Coeur d'Alene, Idaho.

6. Vetas de plomo i plata con calcita, siderita i baritina. Clausthal, Alemania i Przibram, Bohemia.

7. Vetas de pirita-galena-cuarzo. Freiberg, Sajonia; Cerbat range, Arizona (5).

8. Yacimientos de sustitucion de plomo i plata en calizas. Aspen i Leadville, Colo.; Eureka, Nev.; Lake Valley, N. M.; Park City i Tintic, Utah; Sierra Mojada, N. Méjico.

9. Vetas de tungsteno. Boulder County, Colo.

10. Vetas de plata nativa. Con cobalto i níquel como en Cobalt, Ont., i Annaberg, Sajonia; con zeolitas como en Kongsberg, Suecia.

11. Vetas de cobre. Butte, Mont. i Virjilina, Va.

12. Yacimientos de sustitucion de piritas. Rammelsberg, Harz; Mt. Lyell, Tasmania; Rio Tinto, España; Shasta County, Calif.; Tyee, Vancouver Island.

YACIMIENTOS FORMADOS A PEQUEÑA PROFUNDIDAD.—En esta clase entran numerosas vetas de hendidura que se encuentran en la rejion cordillerana de Norte América, i que contienen mucho oro i plata i tambien en cantidades menores plomo, zinc i cobre. El hecho de que tales vetas se presenten en corrientes de oríjen volcánico indica que se han formado a profundidades relativamente bajas, es decir, a honduras que varían entre

(1) Emmons, S. F., Amer. Inst. Min. Eng., Trans., XXXI: 658, 1901.

(2) Emmons, W. H., U. S. Geol. Surv., Bull. 340: 98, 1908.

(3) Lindgren and Graton, U. S. Geol. Surv., Prof. Pap. 68: 209.

(4) Lindgren, Ibid., 20th Ann. Rept., Pt. 3: 190, 1900.

(5) Schrader, U. S. Geol. Surv., Bull. 397, 1909.

algunos cientos i 1,300 a 1,500 metros. Quedan comprendidas en esta clase la mayoría de las vetas de Nevada occidental, la rejion de San Juan, en Colorado, Creple Creek, distrito de Colorado, etc. Predominan el oro i la plata con mayor abundancia del primero presentándose el oro nativo a menudo mas finamente dividido.

Como las vetas de mayor profundidad, pueden contener pirita, galena i esfalerita; ademas tambien pueden presentarse la calcopirita, arsenopirita, arjentita, i estibina, como minerales característicos. Cuarzo forma comunmente parte de la ganga; tambien entran en ésta calcita, dolomita, siderita, baritina i fluorita. Tambien se presenta adularia en la ganga.

El proceso de metasomatosis varía algo con las diversas rocas. En rocas moderadamente áridas, parecen ser comunes en proximidad de la veta la sericitizacion i piritizacion; a mayor distancia se efectúa la propilitizacion (1). En rocas básicas la propilitizacion puede alcanzar hasta cerca de la veta; pero rara vez presentan sericitizacion. Puede ocurrir una silicificacion de la roca encajadora sobre todo en riolitas i a veces en rocas calcáreas.

A veces se presenta un cambio en el carácter de la mineralizacion de una veta, como es el caso en que la calcita primitiva es reemplazada por cuarzo i adularia.

Puesto que estos minerales se han formado a baja profundidad, se han orijinado en la zona de fractura, i por consiguiente se encuentran cavidades rellenas de variado oríjen i estensamente distribuidas.

Los yacimientos formados a pequeña profundidad se pueden dividir en varios tipos, como sigue:

1. Yacimientos de mercurio.
2. Yacimientos de estibina.
3. Vetas de cuarzo aurífero.
 - a) En andesita, Brad, Transylvania; Hauraki Península, N. Z.
 - b) En riolita. De Lamar, Ido.
4. Vetas de plata-oro-cuarzo. Tonopah i Comstock Lode, Nev.
5. Vetas de arjentita. Pachuca i Guanajuato, Méjico.
6. Vetas de telururos de oro. Creple Creek, Colo.
7. Vetas de seleniuros de oro. Republic. Washington.
8. Vetas de metales básicos. Rejion de San Juan, Colo.
9. Vetas de oro-alunita. Goldfield, Nevada.

YACIMIENTOS SUPERFICIALES FORMADOS POR AGUAS CALIENTES.—En la superficie o cerca de ella se pueden formar yacimientos minerales por accion de aguas termales; pero comunmente yacimientos de esta naturaleza no tienen importancia económica.

(1) Consiste el desarrollo de clorita i epidota, tambien pirita, de silicatos oscuros. i la descomposicion de feldespatos en cuarzo, clorita i epidota. La roca toma un color verde deslustrado.

En fuentes de agua caliente se pueden depositar carbonatos térreos formando un aglomerado, i sílice en forma de ópalo o calcedonia. Minerales metálicos desarrollados bajo estas condiciones i en forma cristalina son la estibina, marcasita i cinabrio, i otros sulfuros que han sido reconocidos por análisis químico. También se pueden formar calcita, fluorita, baritina i celestina.

Segun lo espuesto en las pájinas precedentes, los yacimientos forman una especie de serie continua, desde los que se han orijinado en las zonas mas profundas hasta los formados en las zonas superiores; mas frias; i las combinaciones minerales cambian gradualmente desde las formadas en segregaciones magmáticas i yacimientos de contacto, hasta las que se presentan en fuentes termales de la superficie.

FORMACION DE CAVIDADES.—La depositacion metalífera en las rocas se facilita en alto grado por la presencia de cavidades a traves de las cuales pasan las soluciones metalíferas libremente. En dichos espacios, se forma por lo tanto un gran número de yacimientos. Las cavidades se pueden formar en las rocas de diferentes maneras. La infiltracion de las aguas de la superficie a traves de algunas rocas, como calizas, a menudo produce cavidades por disolucion, las cuales a veces alcanzan proporciones de verdaderas cavernas. Una roca soluble puede contener mayor o menor cantidad de material insoluble, como ser arcilla o sílex, el cual se derrumba cuando la parte soluble de los alrededores se ha disuelto, i rellena, en parte, la cavidad formada de este modo. A veces ocurre que las partes mas resistentes se hallan tan firmemente ligadas, que permanecen en su posicion orijinal constituyendo así una masa porosa en cuyos huecos se deposita mas tarde material metalífero.

Perturbaciones dinámicas producen cavidades de diversa estension en diferentes rocas. Estas varian desde grietecillas microscópicas, como los planos de hendidura de granitos, hasta las enormes fallas de gran estension tanto en la corrida como en la inclinacion, e incluyen tambien los planos de juntura tan comunes en las rocas de casi todas las localidades. Las grietas orijinadas por fallas constituyen uno de los mas importantes caminos de circulacion para las soluciones metalíferas. A menudo son hendiduras irregulares que se ramifican i que se hallan parcialmente rellenas por brecha de friccion producida por la trituracion de la roca durante el movimiento a lo largo del plano de falla. Un tercer grupo importante de cavidades en las rocas es el de aquellas que provienen de contracciones que ha experimentado la roca i las cuales pueden deberse a: 1) Contraccion durante el enfriamiento, como ocurre en rocas ígneas; 2) Contraccion durante ciertas formas de metasomatismo. Por ejemplo, el cambio de calcita en dolomina puede ir acompañado por un encojimiento de la roca, lo que hace que la dolomita sea mas porosa que la roca primitiva; i en la trasformacion de siderita en limonita hai una reduccion de volúmen de 20%. Un cuarto

tipo de camino de circulacion para las aguas subterráneas lo forman los planos de contacto de dos diferentes clases de roca, siendo una perfectamente densa e impermeable.

Las cavidades formadas por gases en lavas i los huecos o poros de rocas piroclásticas tambien pueden servir como cavidades para la deposicion metalífera.

(Continuará.)



El explosivo oxígeno líquido u oxiliquita empleado en Alemania en grande escala (1)

La guerra actual ha favorecido en Alemania la obtencion i empleo industrial en gran escala de un nuevo explosivo que, sin esa circunstancia, probablemente hubiese quedado largo tiempo sin valor práctico. Se trata del explosivo de oxígeno líquido, denominado *oxiliquita*, de que se habló tanto hace años.

Desde el principio de la guerra las necesidades militares han conducido a las autoridades alemanas a requisar la totalidad de los explosivos nitrados. La industria privada (minas de carbon, de potasa, canteras, etc.) que utilizaban grandes cantidades de estos explosivos se vieron necesitados de buscar otros.

La oxiliquita difiere esencialmente de la jeneralidad de los explosivos industriales o militares, que como es sabido son, en jeneral, ya mezclas, ya compuestos definidos que contienen en sus moléculas, a mas de otros elementos, dos constituyentes esenciales: un elemento combustible, el carbon, i un elemento comburente, el oxígeno. La explosion resulta de la combinacion brusca de estos elementos.

El oxígeno es introducido bajo la forma de una combinacion nitrada (éteres nítricos, derivados nitrados, nitratos) o de combinacion clorada (cloratos o percloratos); el carbon es introducido bajo la forma de una materia orgánica (algodon, fenol, tolueno, etc.) Se ve por lo tanto inmediatamente que, en los explosivos ordinarios, los dos elementos activos trasportan con ellos un peso muerto importante constituido por los otros elementos (nitrógeno, cloro, potasa, etc.)

(1) De la Revista Minera Metalúrgica i de Ingenieria.—Madrid, Julio 8-1918.

La oxiliquita es mas sencilla, es el máximum de sencillez; se pone en contacto directamente el carbon solo, bajo forma dividida i porosa, con el oxígeno líquido.

Se ve que en principio el sistema es perfecto.

Su oríjen se remonta a 1895, cuando Linde ideó un procedimiento relativamente barato de fabricacion del oxígeno líquido. Se hicieron algunos ensayos de empleo de la oxiliquita en el Simplon i otros puntos, i despues quedó olvidado hasta estos últimos años. Veamos el estado actual del asunto.

El oxígeno líquido es producido en las proximidades del lugar donde debe emplearse, por no ser posible conservarle mucho tiempo, a pesar de las precauciones tomadas para evitar su volatilizacion.

Recordaremos que se prepara por liquefaccion del aire; la mezcla de nitrógeno i oxígeno líquidos así obtenida, es sometida a una destilacion fraccionada que permite eliminar la mayor parte del nitrógeno, mas volátil que el oxígeno. Se obtiene así un líquido azulado que contiene un 85 por 100 de oxígeno próximamente.

La sociedad alemana para la explotacion de las patentes Linde podria suministrar instalaciones dando por hora 10 kilogramos de oxígeno líquido rectificado. El precio de coste seria de 0.25 francos el kilogramo comprendidos la amortizacion i los intereses.

Para trasportar el oxígeno líquido desde el taller de produccion hasta el lugar de su utilizacion, es decir, a la mina o a la cantera, ha sido necesario crear un material nuevo.

En los laboratorios se utiliza para conservar el oxígeno líquido los conocidos vasos de vidrio llamados de Dewar, de dobles paredes, entre las cuales se hace el vacío. Dichos recipientes no están cerrados porque seria peligroso, pero gracias al buen aislamiento, la pérdida de oxígeno por evaporacion es bastante pequeña; unos 50 gramos por hora. Lo que hai es que estas redomas de vidrio, demasiado frágiles, no son ni realizables en grande ni utilizables en un taller. Se ha podido fabricarlas de metal, en particular de laton, lo que da excelentes resultados; se ha podido tambien emplear ciertos aceros mui resistentes; las paredes pueden entónces ser sumamente delgadas, lo que disminuye el peso de la botella i tambien su capacidad calorífica.

Las botellas de acero o de laton conservan peor el vacío entre sus paredes que las de vidrio, i es necesario rehacer este vacío bastante a menudo. Para disminuir este invonveniente se ha imaginado colocar entre las paredes carbon vegetal mui poroso, procedimiento que habia sido indicado por Dewar.

Cuando se ha hecho el vacío i la botella está llena, el espacio anular toma la temperatura de -190° , punto de ebullicion normal del líquido, i el carbon vegetal se hace estremadamente poroso i absorbe ávidamente

el poco gas que vuelve a entrar poco a poco a través de los poros del metal. Mantiénesese así por mucho más tiempo el poder aislante de los recipientes. Los de forma esférica que sirven para el transporte, tienen un cuello muy estrecho con el fin de disminuir la evaporación.

En cuanto a la materia combustible, es necesario por una parte que sea rica en carbono y por otra que sea porosa para permitir ponerla en contacto íntimo con el oxígeno líquido. Se han ensayado la mezcla de petróleo y de tierra de infusorios (*Kieselguhr*) en la proporción de 40 a 60; madera seca pulverizada, el corcho pulverizado, la turba seca y el negro de humo. Resulta de los ensayos, que el negro de humo es muy superior a los otros productos.

Preparación y empleo de los cartuchos: Dos procedimientos se utilizan para preparar los cartuchos en los que el negro de humo debe ser puesto en contacto con el oxígeno líquido: el de Kowastsch, y el más reciente de Marsit o de la *Sprengluftgesellschaft* que permite un trabajo más regular y es mucho más empleado que el precedente.

Los cartuchos cilíndricos de cartón, de diámetro análogo al del barreno, y llenos de negro de humo, son empapados de oxígeno líquido antes de ser colocados en el taladro de la roca. Para esto se les sumerge en recipientes cilíndricos de doble pared llenos de oxígeno líquido, después de estar mantenidos algunos minutos en el vapor encima del líquido; sumergidos completamente están una media hora. La impregnación es así completa.

Cuando el cartucho está saturado se le retira, y lo más rápidamente posible se le ajusta la mecha o el conductor eléctrico; se les introduce en el barreno y se ataca. Se hace la pega y la explosión se produce.

La manipulación es más sencilla que en el procedimiento de Kowastsch, en que se impregna de oxígeno el cartucho después de estar colocado en el barreno. El inconveniente es el intervalo indispensable para la coloración del cartucho desde su salida del recipiente. Durante los minutos que se pierden inevitablemente, una parte del oxígeno absorbido por el cartucho se volatiliza. Para disminuir esta pérdida y guardar en el negro de humo un exceso suficiente de oxígeno, la envolvente del cartucho se ha hecho aisladora; se la forma con tubos de papel fuerte encajados unos en otros. Esta estructura explica por qué la duración de la inmersión debe ser larga. Pero se obtienen de esta manera cartuchos, cuyo autor es Messer, que conservan toda su potencia durante ocho o diez minutos después de su salida del oxígeno líquido.

La pega se puede hacer por los métodos más corrientes, pero es preferible la pega eléctrica. Se comprende que la mecha en una atmósfera cargada de oxígeno, se puede quemar exteriormente, haciéndose irregular la duración y el modo de transmisión de la combustión interna. La pega eléctrica da excelentes resultados, con detonadores de fulminate de mer-

curio o de nitruro de plomo que funcionan bien con el frio, i tambien se han ideado cápsulas especiales a base de oxígeno líquido.

El uso de los explosivos de oxígeno líquido se ha extendido en Alemania, i las pequeñas dificultades prácticas de los comienzos desaparecen poco a poco. En las minas de potasa i en las minas de carbon, donde se debe recurrir a explosivos rompedores o rápidos, puesto que conviene obtener el mineral en trozos pequeños, para no tener que trocear despues los bloques, la oxiliquita ha encontrado rápidamente aplicacion.

Para las minas de hulla se ha llegado a modificar la composicion de la carga de los cartuchos, con el fin de evitar que la llama de las explosiones inflame el grisú o el polvo de carbon; para obtener esta oxiliquita de seguridad, se agrega al negro de humo, cloruro sódico o bien un poco de agua (5 por 100); se rebaja así la temperatura de la llama.

En las canteras de piedras de labra, el explosivo de oxígeno líquido da medianos resultados a causa precisamente de sus efectos rompedores.

Se le ha empleado con éxito en 1916, en trabajos bajo el agua para la destruccion de un viejo puente en Marxheim, sobre el Danubio.

Para dar una idea de lo que se ha extendido el moderno procedimiento, mencionaremos que la principal Sociedad que en ello se ocupa, la *Sprengluft Ges. m. b. H.* de Berlin anuncia en sus prospectos, que venden al año el equivalente de 10,000 toneladas de explosivos nitrados. Aun suponiendo que haya alguna exajeracion, esto indica, sin embargo, que el procedimiento está mui extendido en Alemania.

La gran ventaja de la oxiliquita sobre los demas explosivos, es que suprime casi enteramente los riesgos de accidentes. En efecto, el cartucho no es explosivo sino durante unos diez minutos que trascurren entre el momento en que está saturado de oxígeno i el momento en que se inflama. Durante estos diez minutos, tampoco el peligro es mayor que con un explosivo cualquiera. Resulta de esta ventaja considerable, que si por cualquier razon el barreno falla, basta esperar media hora para que el cartucho quede por completo inofensivo i que se pueda, sin ningun peligro, desatacar i descargar el barreno. Por otra parte, todos los peligros inherentes al transporte i al almacenamiento de los explosivos, quedan por entero suprimidos. Estas ventajas son serias.

El procedimiento tiene, sin embargo, inconvenientes de importancia. El principal es la imposibilidad de almacenar el oxígeno líquido; de donde se deduce la necesidad de instalar cerca de cada explotacion una fábrica de liquefaccion de aire i de rectificacion. Por otra parte, es necesario un personal mui ejercitado para efectuar rápidamente la carga de los barrenos.

En teoría, la oxiliquita da un trabajo de explosion casi equivalente a igualdad de pesos a los mas potentes explosivos industriales, la dinamita núm. 1 i la dinamita i goma. Pero veamos lo que sucede en las aplicaciones.

La causa de la poca densidad del oxígeno líquido, no se puede alojar

en un barreno de magnitud dada, sino un peso mucho mas pequeño que de otro explosivo. Es decir, que la densidad de carga del nuevo explosivo es pequeña; la máxima es de 1,15 gramos por centímetro cúbico, mientras que alcanza, por ejemplo, 1,6 con la dinamita.

El cuadro siguiente da la comparación numérica, en los distintos aspectos, entre la oxiliquita i los explosivos corrientes:

	Densidad de carga (grms. por cm ³)	Calor de explosion (calor-gramos)	Volumen de gas (en litros)		Trabajo en kilográmetros	
			por gramo.	Por cm ³	Por gramo.	Por cm ³
Explosivos de oxígeno líquido.....	0,59	2.056	505	298	85,1	50,2
	0,80	2.055	505	405	85,1	68,2
	1,05	2.056	505	537	85,1	90,4
	1,15	2.036	505	598	85,1	100,7
Dinamita.....	1,60	1.170	628	1.005	81,6	130,5
Dinamita-goma...	1,60	1.550	710	1.136	102,5	164,0

Como se ve, el volumen de gases que producen las oxiliquitas es relativamente pequeño; en cambio el calor es muy grande, si bien no basta a compensar aquella deficiencia, sobre todo, referido a la unidad de volumen, en lo tocante a la potencia. A peso igual, su potencia, bastante menor que en las gomas, reemplaza a la dinamita, pero en la práctica de estas aplicaciones mineras, las cifras referidas al volumen son las que importan.

¿Subsistirá la oxiliquita después de la guerra? Si nos referimos solamente al precio de coste, es probable que al restablecerse la paz la industria alemana pueda entregar a un precio muy reducido cantidades de explosivos nitrados que hagan difícil esta aplicación del oxígeno líquido.

Pero las ventajas relativas a la seguridad que proporciona la oxiliquita no pueden ser desdeñadas. La supresión del transporte i acopio de los explosivos; la ausencia del peligro en caso de barrenos que no hacen explosión, son razones serias en su favor. Por otra parte, la experiencia que se va adquiriendo en su empleo es cada vez mayor, i traerá consigo perfeccionamientos tanto técnicos como económicos.

Es dudosa, de todos modos, la cuestión del porvenir que aguarda a este sistema.

Hoy por hoy, solo como novedad curiosa en los dominios de la explotación de minas, damos estos datos que tomamos de una información estensa de *Le Genie Civil*, recojida por este periódico en las revistas alemanas.



Reacciones químicas en la fundicion del fierro (1)

Durante toda la Edad Media i hasta la primera mitad del siglo XIX, los hornos de fundicion eran manejados en todo el mundo bajo el mayor secreto. El perito en el arte ocultaba cuidadosamente sus conocimientos, cubriendo sus labores con el velo del misterio, i los trasmitia de jeneracion en jeneracion, cual si se hubiese tratado de tradiciones preciosas.

El primer paso que dió la ciencia para nulificar esta costumbre perniciosa fué realizado, hasta donde es sabido, por Roberto Bunsen, quien en 1839 investigó el manejo de un pequeño horno de carbon, para estudiar el desarrollo de sus métodos para analizar los gases. Desde entónces los datos experimentales i de operacion relativos al procedimiento del horno de fundicion han podido recojerse en buena cantidad, i se han lanzado multitud de teorías basadas sobre esos informes; aunque en muchos casos se han llegado a formular teorías que desgraciadamente no han tenido el fundamento de la esperiencia. En esta forma se han escrito algunas obras; pero hasta la fecha, la mayor parte de estos esfuerzos han sido de una naturaleza explicativa explorando las fases de la operacion que previamente habian quedado establecidas por la esperiencia práctica; de tal manera que podemos declarar que, hasta el presente, la práctica ha avanzado mas que la teoría del horno de fundicion, i que, por lo tanto, no es de sorprender que aun a la fecha los teóricos del horno de fundicion sean mirados por los prácticos con cierta falta de estimacion.

Aun existen muchos simpatizadores de la creencia que el progreso del horno debe verificarse por medio de la práctica, dejando a la ciencia la explicacion del por qué. Los de esta opinion pasan por alto el hecho de que, desde la introduccion de la ráfaga caliente, cuando faltaban las esplicaciones sobre el asombroso progreso que por ella se consiguió, la ciencia ha dado pasos jigantescos para llenar el vacio que quedaba entre los resultados efectivos actuales i su comprension teórica. A la existencia de ese vacio se debe que en otros tiempos se pretendiera modificar el horno de fundicion con proyectos que, aunque teóricamente buenos en apariencia demostraron su inutilidad por su fracaso en la práctica. Así es que, a medida que se aproxima el dia en que los hombres de ciencia hayan de arrancar al horno de fundicion su último secreto i lo señalen con exactitud matemática, la teoría del procedimiento del horno de fundicion exige del operador mas respeto i atencion que nunca. Miétras él no se interese en seguir los intrincados caminos de la investigacion i la esperiencia que han conducido

(1) Tomado del «Boletin Minero de Méjico». Dic. 1.º 1917.

al conocimiento actual, no tendrá comprensión perfecta del procedimiento que maneja; i desde este punto de vista es del que pretendo revisar las reacciones de la fundición del fierro, tales como se verifican en el horno de fundición.

La tarea del horno, mientras se verifique en la forma de un procedimiento continuo, puede dividirse en trabajo físico i trabajo químico. En el primero anotaremos las principales funciones siguientes:

- (a) La desecación i la calefacción previa de los materiales de la carga.
- (b) La fundición i la supercalefacción del fierro i la escoria resultantes.

En el segundo anotaremos las siguientes:

- (c) La calcinación de los carbonatos.
- (d) La reducción de los óxidos metálicos de la carga mineral.

La importancia relativa de los trabajos físico i químico puede juzgarse mejor comparando la cantidad de energía consumida por cada uno de ellos. Esta puede determinarse fácilmente verificando un cálculo del calor.

Un término medio tomado de cierto número de cálculos que comprenden las operaciones modernas demuestra que, del calor total introducido i generado en el horno de fundición, aproximadamente el 25 por ciento es suficiente para consumir las funciones físicas mencionadas, en tanto que las reacciones químicas requieren un 60 por ciento del total siendo absorbido el resto en pérdidas por radiación i en el calor que se escapa con los gases. Estas cifras son de particular interés, si se considera que la parte física del trabajo del horno es la única que puede ser inmediatamente accesible a la observación i a la medida. También se comprenderá fácilmente que cualquier mejoramiento o deterioro en el trabajo químico, debe afectar al rendimiento total del horno en más del doble de la extensión, que un cambio de igual magnitud verificado sobre la operación física o fundidora. Por lo tanto, la economía en las reacciones químicas es de capital importancia para el operador del horno de fundición.

La mayor parte del trabajo químico del horno de fundición consiste en la reducción de los diversos constituyentes de los minerales que forman el fierro en lingotes. El agente reductor, para llevar a cabo esta transformación, es proporcionado por el combustible. De la cantidad total de coque con que se carga el horno, una parte es siempre arrastrada por los gases en la forma de polvo de coque, i otra porción es disuelta por el fierro en lingotes. En las plantas que emplean materiales crudos semejantes, i bajo condiciones normales de operación, la suma de estas dos cantidades sólo tiene ligeras variaciones sobre el porcentaje total. Esa suma no influye decididamente en el rendimiento general de la operación del horno, lo que depende, según opinión más generalizada, del consumo de combustible. Esto último estriba casi exclusivamente en el modo de gasificación i utilización del resto de la mayor parte del carbono que contiene el coque. Las posibilidades a este respecto son las siguientes:

1. El carbono, una vez que ha pasado hácia abajo por la chimenea del horno, llega al hogar i se gasifica allí por las causas siguientes:

- a) Combinándose con el oxígeno del tiro en las toberas; o bien,
- b) Combinándose con el oxígeno de los óxidos metálicos (reduccion directa).

2. El carbono no llega al hogar, sino que se gasifica por encima de él reaccionando con el CO^2 de los gases del horno (combustion prematura).

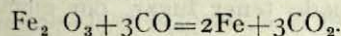
Las reacciones clasificadas bajo el número 1 son necesidades normales de la operacion. La reaccion (a) crea calor i gas reductor (CO); la reaccion (b), aun cuando consume calor, proporciona gas reductor i producto de fierro. Miéntas que su suma total i su proporcion relativa permanezcan dentro de límites adecuados, estas reacciones pueden clasificarse como benéficas, en tanto que un exceso de cualquiera de las dos cosas es superfluo i perjudicial.

La reaccion clasificada bajo el número 2 produce, con pérdida de calor, solamente gas reductor, que si fuera necesario en la operacion del horno, podia proporcionarse mas ventajosamente por cualquiera de las reacciones 1 (a) o 1 (b). Por tanto, la combustion prematura de carbono debe considerarse en todos los casos como reaccion perjudicial.

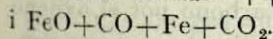
Estas tres reacciones tienen una cosa de comun: producen monóxido de carbono, que es el agente por medio del cual la mayor parte de los óxidos-metálicos contenidos en la carga del horno es reducida a metal. Este procedimiento, para el que puede servir de ejemplo la ecuacion $\text{Fe}^2\text{O}^3 + 3\text{CO} = 2\text{Fe} + 3\text{CO}^2$, se conoce con el nombre de «reduccion indirecta». A su economia se debe en mucho el notable rendimiento del horno de fundicion, que hasta la fecha no ha podido ser superado por otro procedimiento metalúrgico.

Para demostrar lo anterior i contestar a algunos argumentos que se han producido para alegar que el rendimiento de la reduccion «directa» es superior al de la «indirecta», haremos la comparacion siguiente:

(1) Reduccion indirecta:

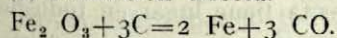


Valor termal = +426 b. t. u. (1) por lb de carbono.

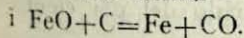


Valor termal = +351 b. t. u. (1) por lb de carbono.

(2) Reduccion directa:



Valor termal = -5406 b. t. u. (1) por lb de carbono.



Valor termal = -5481 b. t. u. (1) por lb de carbono.

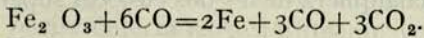
(Datos termo-químicos tomados de «Metallurgical Calculations», de J. W. Richards.)

(1) Un b. t. u. (British thermal unity) es igual a 0,252 calorías.

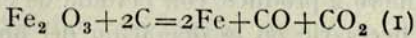
Fácilmente puede verse que, desde el punto de vista termo-químico, la reducción indirecta, que tiene una ligera ganancia en calor, es decididamente superior en rendimiento a la reducción directa, que registra una buena pérdida de calor. Pero también por lo que toca al consumo de carbono, la reducción indirecta lleva la ventaja. Mientras que, para la misma cantidad de hierro reducido, la cantidad de carbono que se requiere en ambos casos es la misma, la reducción indirecta utiliza el carbono en la forma de CO; en tanto que la reducción directa consume carbono, el que podía emplearse con mayor ventaja para la generación de calor quemándolo hasta formar CO con el oxígeno del tiro en las toberas.

Las ecuaciones que ilustran la comparación de las reducciones directa e indirecta, han sido espesadas también de la manera siguiente:

Indirecta:



Directa:



i sobre esta base se ha dicho que, por lo que se refiere al consumo del carbono, la reducción «directa» es tres veces tan eficiente como la «indirecta». Los errores de estos razonamientos son obvios. Se introducen en la primera ecuación tres moléculas de CO, que de ninguna manera son esenciales para efectuar la reacción, en la que no toman ninguna parte. La segunda ecuación muestra, como uno de los productos de la reducción directa, al dióxido de carbono, que no puede existir en presencia del carbono a temperaturas indispensables para la reducción directa. Aun en el caso de que el dióxido de carbono fuera momentáneamente producido, instantáneamente sería vuelto a su primitivo estado de monóxido de carbono, que de esta manera se consume efectivamente en el procedimiento de la reducción directa.

Así, pues, es evidente que, desde el punto de vista de la economía, la reducción indirecta es más deseable que la directa. Esta última es económicamente admisible sólo bajo las siguientes condiciones: Primera, en los casos en que la reducción indirecta no puede tener lugar, por ejemplo, cuando los óxidos que haya que reducir no sean accesibles a los gases del horno; i, segunda, en caso de que la combustión del carbono por el oxígeno de la ráfaga en las toberas no proporcione el monóxido de carbono suficiente para verificar con propiedad la reducción indirecta.

Como ya hemos dicho, la reducción directa tiene lugar en todo horno i es una función de la composición del hierro; en otros términos, el por ciento de sílice, fósforo, manganeso, etc., tiene que ser reducido del por ciento

de los materiales de la carga, cuyos contenidos metálicos, por razones de química o de física, no son afectados por la acción reductora de los gases del horno. Con las dos condiciones mencionadas, esta fase de la reducción directa puede considerarse como prácticamente constante.

El otro caso de la reducción directa, que se debe a la carencia de CO procedente de la combustión en las toberas, tiene más probabilidades de ocurrir cuando los hornos arden con minerales que son fácilmente reducibles, y cuando dichos hornos son operados de manera rápida, con temperaturas elevadas en el tiro. Bajo tales condiciones, mientras más pequeño es el por ciento de sílice en el hierro fundido, la reducción directa tendrá lugar en mayor escala. La práctica moderna «Mesaba» para hierro básico es un buen ejemplo de ello.

Frecuentemente se ha discutido la posibilidad de una disminución de gases reductores bajo las condiciones mencionadas; el principal argumento aducido ha sido que en hornos de esta clase la proporción de CO^2 para CO en los gases superiores, es casi sin excepción considerablemente más pequeña; o, en otros términos, los gases superiores tienen un poder reductor más grande de lo que parece ser necesario, según las bien conocidas curvas de equilibrio establecidas por Baur y Glaesner. No obstante de ser cierto esto, no debe olvidarse que los datos empleados como base para estas curvas son los resultados de experiencias de laboratorio, hechas teniendo en cuenta un tiempo bastante para que se verifiquen de manera completa todas o cualquiera de las reacciones.

Por otra parte, comparando el volumen de los gases generados por minuto en las toberas con los contenidos cúbicos del horno, y considerando al mismo tiempo que la chimenea no está vacía, sino llena hasta su parte superior de mineral, piedra y coque; que, por lo tanto, los únicos espacios aprovechables para los gases del horno son los vacíos que quedan entre las partículas sólidas, es claro que el tiempo durante el cual el volumen del tiro que penetra por las toberas pueda permanecer en contacto con la carga del horno, puede a lo mejor ser sólo de unos cuantos segundos. Este pequeño intervalo es todo lo que se aprovecha para que cada una de las moléculas de gas sufra las reacciones diversas que tienen lugar entre el oxígeno del tiro o mineral y el carbono del coque, entre el CO resultante y los óxidos metálicos del mineral, y entre el dióxido de carbono y el carbono.

Es evidente, por lo tanto, que la magnitud en que las diversas reacciones se verifican dentro del horno de fundición depende en gran parte de la velocidad reactiva de que son capaces. La rapidez de cualquiera reacción química decrece mientras más se aproximan al estado de equilibrio las cantidades relativas de las sustancias reactivas y resultantes. Así es que, dentro del límite de tiempo aprovechable en el horno de fundición, las reacciones mencionadas tendrán lugar en mayor escala mientras más alejadas del estado de equilibrio permanezcan las cantidades relativas. En otras

palabras, para ser reductivos a un grado suficiente para la práctica actual, los gases del horno deben ser mas ricos en CO de lo que seria de esperar en el diagrama experimentalmente determinado por Baur i Glaesner.

Por esto, de ninguna manera puede considerarse como remota la posibilidad de que un horno moderno esté suficientemente provisto de monóxido de carbono por medio de la combustion del carbono en las toberas. Esto sucede particularmente cuando, tratándose de minerales que fácilmente se reducen, se emplean temperaturas de tiro mui elevadas, pues con mayor calor en el tiro, la jeneracion de la cantidad necesaria de calor en el hogar, requiere ménos carbono. Teóricamente hablando i circunscribiéndose estrictamente a los límites de la teoría de Gruner, relativa al funcionamiento ideal de un horno de fundicion, esta condicion podria remediarse haciendo descender la temperatura del tiro i quemando mas carbono en las toberas. De otra suerte, el mineral debe llegar al hogar sin que sea propiamente reducido por los gases, para que allí lo sea por el carbon sólido, con una pérdida consiguiente de calor para el hogar.

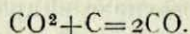
En la práctica moderna esta cuestion se soluciona de manera diferente i con mas economía, permitiendo que la reduccion directa se efectúe i al mismo tiempo compensando la pérdida consiguiente de calor elevando la temperatura del tiro. El límite a que puede llevarse esta reduccion directa depende de la habilidad para compensar el déficit de calor resultante en el hogar mediante mas elevada temperatura en el tiro, i tambien, de la necesidad de mantener la temperatura de la parte superior por encima del mínimo que se desea i que es esencial para secar i calentar a tiempo las cargas de mineral como preparacion a su reduccion por los gases del horno.

Los resultados obtenidos pueden sumariarse brevemente como sigue. Sin aumentar el volúmen del aire introducido, se aumenta la cantidad de carbono gasificado en el hogar i el peso de los óxidos metálicos reducidos por unidad de tiempo. El horno funciona en mayor escala de rendimiento sin requerir coke adicional para las reacciones de su hogar. Como las pérdidas por enfriamiento i radiacion por tonelada de fierro son inversamente proporcionales a la cantidad de la produccion, se verifica en este sentido un ahorro que finalmente debe tener su espresion en un consumo inferior de coke. Como una parte del carbono del coke se gasifica por el oxígeno que proviene del mineral sin la adicion de nitrógeno procedente del tiro, la cantidad de gas por unidad de material de carga se hace menor. No cambiándose la temperatura inicial del gas que sale del hogar, el resultado es una temperatura superior mas baja, así como una temperatura mas baja en la chimenea. El efecto benéfico de este descenso de temperatura en la chimenea sobre el consumo de coke i en jeneral sobre la práctica del horno, será presentado mas tarde.

Incidentalmente puede decirse que esta manera de razonar ofrece

una plausible explicacion para el hecho, mui frecuentemente observado, de que en los hornos Mesaba, en que son aprovechables elevadas temperaturas del tiro, la carga de ciertos porcentajes de materiales no afectados por la influencia reductora de los gases del horno, tales como la toba, resulta benéfica como se ha dicho.

Como la reaccion directa es una reaccion endotérmica, frecuentemente se la ha considerado como perjudicial. Cierta que esto puede aplicarse solo al exceso de ella que salga de los límites que hemos mencionado. Desde el mismo punto de vista, la reduccion directa en el hogar ha sido a menudo confundida con la reduccion directa que se verifica en la chimenea, la que mas propiamente deberia llamarse «combustion prematura». Esta última consume carbono del coke que todavía no ha llegado al hogar, atacándolo i convirtiéndolo en dióxido de carbono en las rejiones superiores del horno, de acuerdo con la ecuacion



Su influencia sobre la eficacia del horno, tanto termalmente como respecto a lo que se refiere al consumo de carbono, es la misma que la de la reduccion directa en exceso en el hogar. La indicacion hecha anteriormente con relacion a su carácter perjudicial, es verdadera, pues que en la práctica la combustion prematura tiene lugar en mayor escala cuando ménos se desea una adiccion al contenido de monóxido de carbono de los gases.

A temperaturas inferiores a 1,000° C., la combustion prematura no se verifica en forma apreciable, como puede verse en las curvas de equilibrio establecidas por Bondouard. Como la velocidad de su efecto reactivo crece rápidamente con la elevacion de la temperatura, es evidente que la combustion prematura debe verificarse en la chimenea del horno de manera creciente, mientras mas elevada es la temperatura de la zona en que el dióxido de carbono i el coke llegan al contacto mutuo i mientras mayor sea la duracion de dicho contacto a temperaturas inferiores a 900° C., es decir, hablando en jeneral, mientras mayor es la temperatura media de la chimenea. Así sucede con mucha frecuencia en hornos que producen fierro con gran contenido de sílice, o en los que se manejan con una carga excesivamente refractaria, por ejemplo, de minerales de magnetita. Bajo tales condiciones, el monóxido de carbono es producido en cantidades que sobrepasan a la ya existente abundancia, que ha resultado de una estensa reduccion directa, i que no puede emplearse ventajosamente en el horno.

En hornos que producen fierro con poco contenido de sílice i que se cargan con mineral fácilmente reductible, la combustion prematura puede asumir serias proporciones, cuando el tiro es demasiado lento o que se

prolonga indebidamente el tiempo durante el cual el dióxido de carbono permanece dentro de las rejiones de alta temperatura en contacto con el coke. El medio aparentemente lójico de evitar esta condicion es el «manejo mas violento». En muchos casos esto puede practicarse sólo despues que se ha obtenido un cambio en la calidad del coke.

No hai que perder de vista la combustibilidad del coke, sobre cuya importancia insistió Mr. H. A. Brassert en su artículo acerca de «La Práctica, Americana del Moderno Horno de Fundicion». Esta cualidad, sobre todo determina la velocidad con que debe manejarse el horno. Desgraciadamente, un cambio en la estructura del coke, que tienda a mejorar su combustibilidad, en muchos casos aumentaria simultáneamente su vulnerabilidad por la accion disolvente de los gases, de tal manera que el beneficio alcanzado por una parte puede ser mas o ménos equilibrado por el deterioro que en otro sentido se verifica.

Sin embargo, la práctica moderna americana del horno de coke ha dado pasos de gran alcance que se aproximan al aparentemente paradójico ideal de un coke que, al mas alto grado de combustibilidad, uniera su inmunidad a la solucion de los gases que hai en el horno. Esto se logra produciendo un coke con estructura de celdillas abiertas en que las mismas paredes de la celdilla sean mui fuertes i bien protegidas por un revestimiento de grafito. Los resultados alcanzados en este sentido son a los que se debe el notable mejoramiento en la práctica del coke, que se ha obtenido en gran número de plantas fundidoras de América durante años recientes.

Entre los medios que contrarrestan la combustion prematura i que están en práctica, ademas del manejo mas violento, mencionaré uno usado universalmente, cuyo valor se desprecia a menudo. Me refiero al uso de la cal cruda como fundente. Considerando que se requería una cantidad considerable de calor para calcinar la piedra i haciendo un esfuerzo para quitar al horno de fundicion este trabajo, se intentó repetidas veces en el pasado hacer uso de la cal en lugar de la piedra, pero sin que se hubiera podido lograr la mejora deseada.

Es obvio que la esplicacion está en el hecho de que la calcinacion endotérmica de la cal, que tiene lugar a los 900° C., es uno de los medios mas eficaces para realizar el enfriamiento de los gases del horno debajo de la zona de la temperatura a que puede tener lugar la combustion prematura; parece que por ese medio i evitando simultáneamente la fusion prematura de los minerales, que colocaria a éstos fuera del alcance de la reduccion indirecta, se preserva i hace aprovechable mayor cantidad de coke para la jeneracion del calor en las toberas, de la que es necesaria para proporcionar el calor requerido en la calcinacion de la piedra.

Como la reduccion directa, cuando se practica dentro de límites económicos, aumenta la proporcion de la carga respecto a los gases del horno, haciendo descender por este medio la temperatura media de la chimenea,

tambien puede considerarse como antidoto eficaz contra la combustion prematura.

Otro medio mui eficaz para evitar la combustion prematura es la aplicacion de mui elevadas temperaturas en el tiro. Acelerando por este medio la combustion en las toberas, suministrando para el calor que requiere el hogar ménos combustible i un volúmen menor de gases, concentrando la zona de las temperaturas mas elevadas, i aumentando la proporcion de materiales descendentes respecto a los gases que se elevan, se puede obtener i ha sido obtenido un marcado descenso en la temperatura media de la chimenea, con la correspondiente mejor economía del combustible. Por ejemplo, los hornos instalados en las obras del Sur en la Illinois Steel Co., que se operan de acuerdo con estos principios, a pesar del gran obstáculo que se presenta en el abastecimiento irregular del coke, no han consumido durante un solo mes arriba de 1 000 kilogramos de coke por tonelada de fierro en veintin meses consecutivos. Durante el año de 1916 estos mismos hornos produjeron 2 066 256 toneladas de fierro con un consumo medio de coke igual a ménos de 1,000 kilogramos por tonelada.

De los análisis de varias reacciones se desprende que la reduccion directa i la combustion prematura, en lo que se refiere a su oríjen, funcionamiento i manera de evitarlas, son dos procedimientos enteramente distintos; desempeñando cada uno de ellos su importante papel de manera independiente en toda operacion del horno, en proporciones que varian mucho. El único eslabon comun a ámbos es su carácter endotérmico i el hecho de que ámbos consumen carbon. La suma total de su consumo de carbono representa lo que comunmente se llama la cantidad de carbono gasificado sobre las toberas. Como este carbono es consumido en parte por la reaccion económica i en parte por las reacciones de desperdicio en proporciones que constantemente varian, es evidente que la relacion de este total de «carbono gasificado sobre las toberas» respecto al consumo de combustible de un horno, no puede tener influencia directa sobre la economía de la operacion.

Estas relaciones han permanecido desconocidas hasta fechas recientes, pues se considera imposible calcular separadamente la reduccion directa i la combustion prematura, no obstante que su total combinado podia obtenerse con relativa facilidad, ya restando el peso del carbono gasificado en las toberas del carbono total gasificado en el horno, o bien empleando directamente la siguiente fórmula, matemáticamente desarrollada, i que por lo tanto es universalmente aplicable (1):

$$C^x = \frac{3}{4} C^e - \frac{7^m}{11 + 7^m} (C - C^{Fe}) + \frac{11}{11 + 7^m} C^{ez}$$

en la que

(1) Profesor W. Mathesius, «Untersuchungen ueber die Vogaenge in Hochofens», 1917, p. 1467.

C_x .—representa la cantidad de carbono gasificado sobre las toberas,

O_e .—el oxígeno contenido en los óxidos metálicos de la carga,

M .—la proporción por peso de CO^2 respecto a CO en los gases de la parte superior,

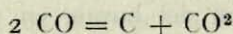
C .—el peso total del carbono cargado,

CF_e .—el peso del carbono absorbido por el fierro en lingotes, i

C_{ez} .—el carbono contenido en el CO de la carga i del fundente.

Presentar en detalle el método de descomponer este « C_x » en sus elementos, reducción directa i combustión prematura, no corresponde a este artículo. Bástenos decir que se verifica haciendo cálculos separados para el hogar i para la chimenea, tanto con relación al calor como con relación al material, i determinando con ellos la temperatura superior teórica para los por cientos variables de las dos reacciones constituyentes (1). La luz que este método de calcular puede darnos sobre la economía de las operaciones del horno, parece justificar la creencia de que constituye la solución que puede darse a los problemas mas complicados del horno de fundición.

Para completar este estudio de las reacciones del horno de fundición, mencionaré una que en los hornos modernos sólo se presenta raras veces en grado estenso. Esta es la descomposición del monóxido de carbono, según la ecuación



Como la rapidez de esta reacción es comparativamente baja, por causa de la proporción existente de las cantidades respectivas, i como la zona de temperaturas dentro de las cuales puede verificarse está limitada a un márgen de 400° a 600° C., aproximadamente, la magnitud de esta reacción es, por regla jeneral, de poca importancia. Teóricamente hablando, debe considerarse como económica, siendo precisamente lo contrario de la «combustión prematura». Mas, en la práctica, cuando esta reacción tiene lugar en grado considerable, se presentan grandes dificultades que la hacen sobremanera perjudicial. El carbono resultante es depositado sobre los minerales en forma finamente dividida que disminuye su permeabilidad para los gases, obstruyendo las oquedades i causando ampollas en las cargas, formación en escalones o escamas i las demás dificultades consiguientes.

Cuando por primera vez se emplearon minerales finos de Mesaba en mayores proporciones, las dificultades orijinadas por la excesiva deposición de carbono se presentaban con mayor frecuencia. Con hornos de revestimiento poco adecuados para la fundición de estos minerales finos, especialmente con las esquinas aplastadas que entónces se usaban, no era cosa

(1) Prof. W. Mathesius, «Die physikalischen und chemischen Grundlagen des Eisenhuettenwesens.» Spamer.—Leipzig, Alemania, 1916.

especial el funcionamiento irregular del horno con prolongados períodos de suspensión. Suspendiéndose el movimiento de las cargas del horno por períodos prolongados, se calentaba mayor cantidad de los materiales en la parte superior de la chimenea a una temperatura en que la descomposición del monóxido de carbono podía verificarse, con un correspondiente aumento en la magnitud de esta reacción como resultado. Sin embargo, desde entonces, estas partes del horno han sido mejoradas a tal grado que las dificultades de la operación procedentes de ellas son cosa excepcional en la práctica Mesaba.

También ha podido observarse que una cantidad elevada de hidrógeno se presenta a menudo, cuando el carbono es depositado de esta manera. El poder reductor del hidrógeno con respecto al del monóxido de carbono, aumenta con el descenso de temperatura, y se arguye que, con una proporción más elevada de aquél, el hierro metálico finamente dividido se reduce de los minerales a temperaturas excepcionalmente bajas; este hierro metálico actúa entonces como agente catalítico que aumenta mucho la velocidad reactiva de la descomposición del monóxido de carbono.

La excesiva cantidad de hidrógeno en el seno de los gases de la parte superior, en la cantidad necesaria para producir tal condición, es generalmente el resultado de aparatos defectuosos, tales como válvulas mal ajustadas, toberas o placas impropias. Si, este es el caso, la deposición perjudicial del carbono puede contrarrestarse corrigiendo la fuente del hidrógeno.

Desde el punto de vista que corresponde al operador, he tratado de dar una breve descripción de una materia acerca de la cual se han escrito volúmenes por hombres de ciencia, sin haber abarcado todo el campo del asunto. A ellos corresponde la tarea de la exploración teórica consiguiente. Nosotros, los operadores de hornos de fundición, debemos estar listos para mejorar en la práctica.

WALTER MATHESIU8.



Nuevo sistema de perforacion (1)

La perforacion es la base para el desarrollo de la industria petrolera, puesto que sin ella no habria extraccion posible de petróleo o por lo ménos la industria petrolera no habria alcanzado el desarrollo actual. Con el entubamiento del pozo, la principal dificultad de perforar desapareció i la industria petrolera, con este adelanto, entró de lleno a la era de prosperidad que le esperaba. Desgraciadamente, la falta de reglas exactas para determinar el lugar preciso de la perforacion hacen que el problema de extraer petróleo con éxito comercial sea mas bien financiero que técnico. Prácticamente estaria resuelto este problema llenando el suelo de agujeros en la rejion que se supone petrolífera; pero como el sondeo es cada dia mas caro, resulta, pues, que el número que se haga de ellos será cada dia menor para una misma cantidad de dinero. En consecuencia, cualquier sistema de perforacion que resulte mas económico contribuirá grandemente al desarrollo de la industria petrolera i mas aún si este nuevo sistema trae consigo economía de tiempo, i sobre todo facilidades en el trasporte de la maquinaria.

Por tales motivos, me permito proponer a los industriales un nuevo sistema de perforacion ideado por mí, que difiere por completo de los hasta ahora conocidos i que de llevarse a la práctica, traerá un cambio radical en la manera de perforar.

Dicho sistema está basado en perforar por medio de la electricidad i el procedimiento se asemejaría prácticamente a la operacion de atravesar la madera por medio de un alambre enrojecido. En efecto, la aplicacion del arco eléctrico sobre cualquier roca o mineral hace que éste se funda o volatilice, por refractario que sea, en virtud de la elevada temperatura que se produce en el arco, como es bien sabido. El poder concentrar la mayor cantidad de energía, bajo la forma de calor en el menor espacio posible, permite: 1.º, una fusion de la roca dentro de un corto espacio circular; 2.º, la contraccion consiguiente ocasionada por la fusion i volatilizacion parcial de la roca; 3.º, la absorcion de una parte de la roca fundida por las paredes de la roca no fundida, tratándose de depósitos no consolidados; 4.º, la volatilizacion de todas las sustancias sujetas a la temperatura del arco eléctrico. Algunos ejemplos pueden dar idea de la cantidad que en la práctica se requiere para volatilizar las sustancias mas refractarias que se encuentran en el subsuelo: 1 kilogramo de SiO_2 sujeto a una corriente

(1) Del «Boletín de Petróleo». Méjico. Enero 1918.

de 950 ampéres bajo 40 volts, se funde en algunos minutos i se puede destilar (Dufour, C. R. 138, 1101, 1904); una cantidad de 500 gramos de cal CaO se funde i se lleva a la ebullicion, despues de 7 a 8 minutos con una corriente de 350 amperes bajo 70 volts (Moissan); la magnesia es mas fácilmente fusible, segun Bischof (Les Argiles refractaires, p. 67); los demas componentes de las rocas son mas fácilmente fusibles i mas sencillos de volatilizar. La misma alúmina Al_2O_3 tambien se funde i volatiliza (véase la preparacion sintética del rubí i del corundo; esta esperiencia la he hecho i comprobado).

En estas condiciones fácilmente se puede prever la formacion de un hueco o agujero de forma cilíndrica, al aplicar el arco eléctrico al suelo. La profundidad de dicho agujero quedaria fijada por la práctica, pues teóricamente seria indefinida, i su diámetro dependeria de varios factores, entre otros, de la intensidad del arco, del calor específico de la roca, de la pérdida por irradiacion, etc. Alrededor de esa oquedad quedaria vitrificada una parte de la roca fundida del terreno, en forma de un tubo vitrificado i de una sola pieza, cuyas ventajas para la extraccion del petróleo resaltarían desde luego, por lo que se refiere a impermeabilidad, derrumbe i ahorro considerable de tubería.

La manera de formar el arco seria:

1.^a Entre un electrodo i la tierra como conductor, si el terreno se prestaba, con corriente monofásica;

2.^a Entre dos electrodos (con o sin soplador de iman hácia abajo) para corriente bifásica;

3.^a Entre tres electrodos, utilizando la fase intermedia al mismo tiempo como desviador del arco hácia abajo, o como soplador (análogo al sistema que se emplea para fundir acero en el horno eléctrico), para corriente trifásica.

Si se encontrase mejor la electrolisis, quizá seria preferible, i en este caso la corriente tendria que ser directa en lugar de alternada.

La forma del dispositivo seria forzosamente cilíndrica i seria al mismo tiempo la de un porta-electrodos que al mismo tiempo que sirviera de soporte para uno, dos o tres carbones, segun la clase de corriente, estuviera conectado con el cable conductor de la energía eléctrica procedente de un dinamo. La produccion de la energía eléctrica no seria un problema difícil para Méjico dada la enorme cantidad de petróleo i gas que se produce i desperdicia i la producida por la fuerza hidráulica que tan abundante es en nuestro pais, sobre todo en el descenso hácia la costa. Otras de las partes indispensables del dispositivo perforador seria la de un receptor o condensador i tal vez un refrigerador, construidos como lo fuera indicando la práctica al resolver este problema.

Esta idea de aplicar la electricidad me vino del recuerdo de haber visto los efectos del rayo en las rocas de los picos de nuestras mas elevadas

montañas, efectos conocidos con el nombre de «fulguritas». La chispa eléctrica, al atravesar la roca, forma una pequeña tubuladura de paredes vitrificadas, que marca el trayecto de dicha chispa. Mas tarde, al tratar de fundir acero i otros productos de alta fusibilidad, como minerales sintéticos, pude darme cuenta de los que podia hacer con el arco eléctrico i todo el partido que se podria sacar al aplicarlo a la perforacion de pozos de petróleo, teniendo en cuenta las propiedades fisico-químicas de las rocas que hai que atravesar para encontrar los yacimientos petrolíferos de valor comercial, en nuestra estensa rejion petrolífera del Golfo de Méjico.

Finalmente, la enorme importancia que tiene la perforacion en el desarrollo de la exploracion i explotacion del petróleo, su elevado costo, la gran cantidad de tubería que hai que trasportar para cada pozo, las dificultades que se presentan en cada perforacion, sobre todo con la pesca, el tiempo que dura, todo esto hace recapacitar seriamente en las consecuencias de un nuevo sistema de perforacion, cuyos principios son enteramente distintos i cuyo fundamento consiste, no en el desgaste de la roca por medio del golpe del barreno, o por el frotamiento del punzon i el obligatorio acarreo de los detritus que produce esta operacion por el ascenso de la cuchara o por el arrastre del agua bajo presion, i, ademas, el indispensable revestimiento del pozo con tubería de acero, sino por calor producido por una chispa eléctrica que a medida que se va sumerjiendo, la roca se va fundiendo i una parte se volatiliza i otra se verifica, formando el tubo vitificado de una sola pieza que le dará al pozo el sostén i la impermeabilidad necesaria hasta llegar al petróleo.

Basta pensar únicamente en el ahorro que produciria el no tener que emplear la tubería de acero o de hierro, para comprender la importancia de este nuevo sistema en la perforacion i el interes que tomarian las compañías petroleras para estudiarlo. Las otras ventajas de este sistema, como el no tener necesidad de agua para la caldera i para el enjuague, que tanto se dificulta en nuestros campos petrolíferos, justificarian por sí solas la adopcion de este nuevo sistema. Ademas, la aplicacion para otros usos industriales le abririan un campo de accion mas amplio.

Para terminar, quiero hacer presente que no se me ocultan las dificultades que se pueden presentar al llevar a la práctica este sistema; pero seguramente con la colaboracion de especialistas conocedores de la electricidad i termoquimia i de la mecánica, créo que se resolverian. Por mi parte me conformo con darlo a conocer, ya que la falta de competencia i elementos me impiden llevarlo cuanto ántes a la práctica. Algunos casos que se presentan, como la presencia de estratos acuíferos que pudieran impedir el realizar este procedimiento, pero repito, creo que tambien esto se evitaria aplicando el cemento que obstruye con éxito las invasiones de agua, o se podria aplicar un sistema misto de perforacion.

Si logra hacerse práctico este sistema serian entónces un pequeño

elemento para ir nacionalizando el petróleo, es decir, para hacer que esta industria sea mejicana, si no por el capital, por lo ménos por los procedimientos, ya que esta industria ha sido trasplantada por completo, de Estados Unidos a Méjico, a escepcion de los peones.

FERNANDO URBINA,
Jeólogo.



Seccion informativa

USOS I PRECIOS DEL SELENIO I DEL TELURO.—Estos cuerpos semiraros suelen hoi obtenerse como productos secundarios del afino electrolítico del cobre en América. Las cantidades obtenidas anualmente son pequeñas pero mas se podria producir si los usos fueran mayores.

En los sedimentos de las cubas electrolíticas del cobre se produce una concentracion de esos metaloides en forma de seleniuros i telururos de cobre i de plata. El tratamiento metalúrgico de esos lodos es sencillo i no muy costoso.

Se usa el teluro para colorar vidrios i porcelanas, i entra en ciertos medicamentos, como ajente sudorífico, i en algunas aleaciones de gran resistencia.

El selenio posee peculiares cualidades eléctricas, bien conocidas; su conductibilidad varía con la luz, siendo 500 veces mejor conductor bajo esta influencia que en la oscuridad. Esta propiedad se ha prestado a muchas i prolongadas esperiencias encaminadas a usos industriales, como trasmision de imágenes a gran distancia, telefonía sin hilos mediante rayos de luz, i alumbrado automático de boyas.

La aplicacion de las propiedades eléctricas del selenio se halla todavía en período esperimental, i su consumo está casi reducido a la industria de los vidrios, i un poco a medicina i usos fotográficos. Un procedimiento de tintes de telas, por la patente Wassermann, utiliza sales de selenio en union de sales orgánicas.

Son difíciles de recojer i fijar cotizaciones de teluro i selenio; las variaciones son bruscas a causa de lo incierto de la demanda, i en realidad no puede decirse que existen precios de mercado. Recientemente se vendia el selenio en Nueva York a 2.75-3 dólares por libra, i el teluro a 5 dólares

por li bra. Antes de la guerra las cotizaciones medias eran de 1.25 i 0.75-0.50 respectivamente.

La produccion del selenio en 1913 fué calculada por *The Mineral Industry* en 10,000 libras; en 1914, 30,000 libras.

Despues no se sabe, i respecto del teluro no hai datos de produccion.



Situacion de los mercados de Minerales, Metales i combustibles

MAYO 24 DE 1918

COBRE.—Sigue cotizándose en Lóndres: el *standard*, de £ 110 a £ 110.10.0; el *best selected*, de £ 123 a £ 119, i el electrolítico, de £ 125 a £ 121.

ESTAÑO.—Se cotiza este metal a £ 369 al contado i tres meses. En América, a causa de la escasez de estaño, el mercado sigue nominal.

PLOMO.—Sigue cotizándose en Lóndres el plomo español de £ 29.10.0 a £ 28.10.0 neto. En América se cotiza de 7 a 7.12 $\frac{1}{2}$ centavos.

ZINC.—Se cotiza de £ 54 a £ 50, en Lóndres. En América, se cotiza de 7 a 7.25 centavos.

PLATA.—Se cotiza la plata *standard* en Lóndres a 49 $\frac{1}{8}$ d. por onza.

NÍQUEL, de 98 a 99 por 100, £ 250 a £ 260 para el consumo ingles i £ 260 para la esportacion.

PLATINO.—400 s. el nuevo, i 360 s. el viejo, por onza.

PALADIO.—290 chelines por onza.

BISMUTO.—12 s. 6 d. por libra.

CADMIO.—8 s. por libra.

CROMO.—7 s. 6 d. por libra.

COBALTO.—Precio sujeto a negociacion

AZOGUE.—£ 22 a £ 23 por frasco.

ANTIMONIO.—Régulo, ingles, £ 85 tonelada.

SELENIO.—15 s. por libra.

TELURO.—85 s. por libra.

MINERALES:

Antimonio, 9 a 10 s. por unidad (nominal).

Manganeso, de la *India*, 42 a 43 d. por unidad, c. i. f. puertos de Inglaterra.

Grafito (85 por 100) 900 francos por tonelada, f. o. b. Tamatave (Madagascar); i (80 por 100) 1,250 francos, f. o. b. Marsella.

Molibdenita (90 por 100) MoS_2 mínimo), 105 s. por unidad.

Wolfram (65 por 100 WO_3), 60 s. id.

Scheelita (70 por 100 WO_2), 60 s. ídem.

Bauxita, 20 a 30 francos por tonelada f. o. b. puertos franceses, segun calidad.

METALES EN BILBAO.—La casa *Miguel Pérez Fuentes*, de Bilbao, cotiza los precios siguientes para aceptacion inmediata (11 de Mayo):

Plomo dulce superior.....	100 pesetas los 100 kilogramos.			
Cobre dulce en barras cuadradas para soldadores.....	597	—	—	—
Cobre español en lingotes.....	425	—	—	—
Metal antifriccion «Magnolia».....	300	—	—	—
Aluminio en lingotillos.....	1,100	—	—	—
Régulo de antimonio.....	460	—	—	—
Mercurio en frascos de $34\frac{1}{2}$ kilos.....	1,560	—	—	—
Sulfato de cobre español.....	115	—	—	—

ÚLTIMOS PRECIOS DE LÓNDRES

Telegramas de la Casa *Bonifacio López*, Bilbao:

(Telegrama del 15 de Mayo)

<i>Cobre</i> .—Cobre standard, al contado.....	£	110. 0.0
— Best selected.....		121. 0.0
— Electrolítico.....		123. 0.0
<i>Estaño</i> .—Del Estrecho.....		369. 0.0
— Ingles, lingotes.....		375. 0.0
— — barritas.....		376. 0.0
<i>Plomo</i> español sin plata.....		29. 0.0
<i>Plata</i> , por onza, peniques.....		49 1/9
<i>Mercurio</i> .—Por frasco.....		25. 0.0
<i>Antimonio</i> .—Régulo en panes.....		112. 0.0
<i>Aluminio</i> en lingotillos dentados.....		230. 0.0
<i>Sulfato de cobre</i> .—Ingles.....		60. 10.0

