

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárls Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

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

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

Lira, Alejandro
Pinto, Joaquin N.
Santa Cruz Joaquin
Sundt, Lorenzo
Tirapegui, Maulen

Secretarie
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

La hulla amarilla.--La pirita como combustible.

La oxidacion de los sulfuros de fierro desprende gran cantidad de calor i en los procedimientos metalúrgicos por via ignea éstos son empleados ventajosamente como combustible cuando los minerales i productos metalúrgicos los contienen en cantidades mas que necesarias para los productos de las operaciones. Entre éstas las mas conocidas que sacan provecho de este combustible son la tuesta, la fundicion pirítica, semipirítica i la conversion de los mates de cobre. Ultimamente se ha preconizado tambien su empleo en la tuesta clorurante de los minerales de plata i oro, a los cuales se agrega la cantidad necesaria para la buena cloruracion—la cual necesita la presencia de sulfatos que se orijinan en la tuesta de los sulfuros—i desarrollo del calor que debe producir las reacciones.

Ocupémonos aquí de la posibilidad de emplear este combustible como sustituto del carbon en la tuesta de minerales no azufrados.

Hai algunas diferencias esenciales entre el empleo como combustible de la hulla negra i de la hulla amarilla—como se ha llamado tambien a la pirita. La hulla negra, al quemarse se trasforma en materias gaseosas, escepto porciones pequeñas que no obligan a considerarlas especialmente desde el punto de vista de la absorcion de calor; la pirita en cambio, deja despues de su combustion una enorme cantidad de materias sólidas que retienen una porcion no despreciable de calor; el empleo de hogares separados del laboratorio en que se encuentran los cuerpos sometidos al calor, conduciria, pnes, a

una gran pérdida de calor retenido por el residuo de la combustion de la pirita; es esencial, por consiguiente, que el combustible se encuentre mezclado en este caso con los cuerpos que se quieren calentar, i los hornos para la conduccion de las operaciones no podrán reverberar el calor, ni tampoco producir una llama como lo hacen los combustibles carbonosos naturales no destilados en los actuales hornos de reverbero. Los sulfuros de fierro son combustibles que parecen en sus cualidades mas bien a los combustibles secos, destilados, sin productos volátiles que arden; pero hai ciertos sulfuros de fierro como la pirita, que desprenden gases combustibles de azufre, que al quemarse dan oríjen a una llama; sin embargo, su cantidad relativa es pequeña i la mayor parte del calor lo produce el sulfuro, como el coke, en su superficie de oxidacion, en contacto con el aire. El calor desprendido por la combustion del azufre gasificado es aprovechable en el calentamiento de partes mas frias del horno a la entrada de la carga.

La trasmision del calor de los gases quemados del carbon a los materiales que se calientan es imperfecta en los hornos metalúrgicos, i como consecuencia se produce una notable pérdida de calor en los gases escapados. Los sulfuros de fierro aventajan en este punto al carbon ya que el volúmen de los gases desprendidos es menor; en cambio la produccion de vasta proporcion de residuo consume una cantidad calorífera de consideracion; mas adelante consideraremos numéricamente estas cantidades.

La utilizacion de los sulfuros de fierro como combustible exige, pues, que el enorme residuo de la combustion mezclado al material que se calienta no le sea dañoso para las operaciones posteriores. Tal sucede en la fundicion semipirítica, pirítica de los minerales i mates en que, al contrario, se utiliza comunmente como flujo; en la conversion de los mates es un producto de eliminacion-fácil pero valiosa i en la tuesta es solo perjudicial porque aumenta la cantidad de material en tratamiento.

Los sulfuros de fierro que se emplean como combustible necesitan llenar ciertas condiciones de pureza, pues, las gangas que los acompañan aminoran grandemente su valor aun en pequeñas proporciones.

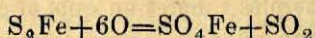
Ventajoso resulta el empleo de los sulfuros de fierro para la tuesta cuando llevan lei en oro, como sucede con frecuencia, pues todo él es aprovechado i estraído junto con los metales preciosos de los minerales tostados.

Las piritas de fierro cupríferas con lei en oro serán mas apropiadas para ser empleadas en la fundicion pirítica o semipirítica de los minerales de cobre a fin de aprovechar su lei en este metal, i aun cuando no contengan cobre ni oro, su empleo en los hornos de fundicion es doblemente ventajoso i preferible a usarlo en la tuesta, porque a mas del calor suministran el óxido de fierro, que escasea a menudo en los minerales. Sera algo difícil encontrar las condiciones naturales que permitan aprovechar los sulfuros de fierro como combustible para la tuesta de minerales, dándoles así el empleo mas ventajoso.

Comparemos ahora los efectos caloríficos del carbon i de la pirita de fierro, S_2Fe , que es uno de los sulfuros mas comunes. El S_2Fe , sometido a temperaturas gradualmente crecientes se descompone ántes de oxidarse en presencia

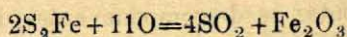
del aire en $S + SFe$. Esta trasformacion, aunque no perfectamente exacta, lo es suficientemente para nuestros cálculos. El calor absorbido por esta reaccion es pequeño, no ha sido determinado; no lo consideramos. La oxidacion de 1 kg. de fierro a Fe_2O_3 produce 1746 calorías; i la de 0.57 kg. de azufre (correspondientes al SFe), 1233 calorías, que hacen un total de 2979 calorías. Al producirse la oxidacion se destruye primeramente la combinacion SFe con una absorcion de calor igual a 429 calorías, quedando libres al fin solo 2550 calorías. Estas han sido producidas por 1.57 kgs. de SFe , pero como la pirita ya ha perdido una parte de azufre igual a 0.57 kg., el peso de sulfuro orijinal, S_2Fe , es de 2.17 kgs. El calor desprendido por kilogramo de pirita es entónces de 1192 calorías. Si el azufre gasificado se quema dentro del horno con aprovechamiento de su calor, los 2.14 kgs. de S_2Fe desprenden 4212 calorías, o sean 1968 calorías por kilogramo de pirita.

Hemos supuesto que en la combustion del azufre la oxidacion lo ha transformado en SO_2 , i en la del fierro éste se ha transformado en Fe_2O_3 , es decir, hemos considerado que la tuesta de la pirita ha sido a muerte, perfecta. En una tuesta incompleta en que el sulfuro de fierro se transforma en sulfato, la cantidad de calor emitida es algo mayor, produciéndose 3464 calorías por el paso de 1.57 kgs de SFe a SO_4Fe , mas 1233 calorías por la oxidacion del azufre gasificado, o sea un total de 4697 calorías, que corresponden a 2195 calorías por kg. de S_2Fe . Este es el mayor calor que puede producir la pirita i cuando se trata de emplearla como combustible deberá tenderse a producir esa reaccion, que indico a continuacion:



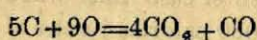
Desde el punto de vista de la eliminacion fácil del residuo de la combustion de la pirita, éste es tambien el grado de oxidacion mas perfecto, porque el sulfato ferroso producido puede extraerse por disolucion en agua, si esta lixiviacion no es perjudicial a la prosecucion de las operaciones metalúrgicas. Es sin duda difícil conseguir llevar la tuesta de la pirita a ese grado de combustion en toda la zona del horno, sobrepasándose en algunas partes i haciéndola ménos completa en otras. Un estudio profundo de los fenómenos de oxidacion podria conducir talvez a fijar las condiciones necesarias para conseguir ese resultado:

La oxidacion de la pirita de fierro que produce ménos calor es la que transforma el azufre en SO_2 i el fierro en Fe_2O_3 . (La produccion de óxidos de fierro inferiores como el FeO i Fe_3O_4 es muy pequeña prácticamente, i es sabido que el FeO solo se mantiene en este menor grado de oxidacion cuando hai sílice, SiO_2 , suficiente i temperatura apropiada para producir la combinacion de ámbos, formando un silicato; esta temperatura no es de ningun modo alcanzada en un horno de tuesta, i podemos admitir que la reaccion siguiente es la que desprende la menor cantidad de calorías:



Esta reaccion desprende, como hemos visto, 1968 calorías por kilogramo de combustible. La que desprende el máximo de calor, de 2195 calorías, transforma, como sabemos, el fierro en sulfato. Podemos admitir en la práctica como un promedio aproximado la emision de 2080 calorías por kilogramo de pirita.

El carbon puro, carbono, desprende 8080 calorías por kilogramo cuando su oxidacion es completa, trasformándose en anhídrido carbónico, CO_2 ; pero sucede en los aparatos industriales que ella es siempre incompleta i una gran parte del carbon se oxida, desprendiendo solo óxido de carbono i así menor cantidad de calor. La relacion entre el CO_2 i CO desprendido varía con cada aparato u horno metalúrgico. Podemos admitir que en un horno de fundicion de cobre la trasformacion de cuatro partes de carbon en CO_2 por una parte de carbon en CO es un resultado mui aceptable:



Por un sencillo cálculo se determina que esta reaccion produce 6950 calorías por kilogramo de carbon.

Este es el único calor desprendido en el horno, i cuando no se quema el gas combustible que escapa, el único que se aprovecha del carbon.

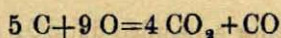
Relacionando las cantidades de calor desprendidas por la oxidacion de la pirita i del carbon, se ve que próximamente 1 kg. C equivale a 3.4 kg. de pirita. Si en la combustion el C se ha quemado a CO_2 i la pirita a SO_4Fe i SO_2 , con los datos indicados mas arriba se determina que 1 kg. C equivale a 3.7 kgs. de pirita.

Comparemos ahora las cantidades de aire necesarias para la combustion en diversos casos. Si suponemos que la oxidacion del carbon i de la pirita se ha ejecutado en las condiciones de producir el máximo de calor, oxidándose el primero a CO_2 i la segunda a SO_4Fe i SO_2 , tendremos las relaciones siguientes:

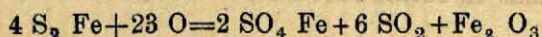
A.—1 kg. de carbon, produciendo 8080 calorías, necesita 13.33 kgs. de aire (admitimos que el aire se compone en peso de 20% O i 80% N, que es relativamente exacto para estos cálculos) i desprende 3.66 kgs. CO i 10.66 kgs. N. Si se trata de un horno de tuesta, los gases escapan a 250° C, el volúmen de estos gases es de 3.64 m. c. de CO_2 i 16.24 m. c. de N.

B.—1 kg. de pirita, produciendo 2195 calorías, necesita 4 kgs. de aire i desprende 0.533 kgs. SO_2 i 3.2 kgs. N dejando como residuo 1.266 kgs. SO_4Fe . El volúmen de estos gases a 250° C es de 0.349 m. c. de SO_2 i 4.87 m. c. de N.

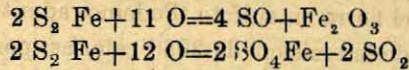
Supongamos ahora que la oxidacion del carbon se ha efectuado segun la ecuacion



i la oxidacion compleja de la pirita—que hemos admitido como la mas probable—segun la ecuacion



Esta ecuacion se deduce sumando las dos siguientes segun las que las dos mitades de la pirita se trasforman produciendo como promedio 2080 calorías.



C.—1 kg. de carbon, produciendo 6950 calorías, necesita 12.0 kgs. de aire i desprende 2.933 kgs. CO₂ i 0.466 kgs. CO i 9.6 kgs. N. El volúmen de estos gases a 250° C es de 2.91 m. c. de CO₂, 0.71 m. c. de CO i 15.52 m. c. de N.

D.—1 kg. de pirita, produciendo 2080 calorías, necesita 3.83 kgs. de aire i desprende 0.80 kg. de SO₂ i 3.066 kgs. de N, dejando ademas un residuo de 0.63 kgs. SO₄ Fe i 0.66 kgs. Fe₂ O₃. El volúmen de los gases a 250° C es de 0.523 m. c. de SO₂ i 4.67 m. c. de nitrógeno.

Nos pondremos ahora en el caso mas práctico en que el carbon produce 6950 calorías, i la pirita, 2080 calorías i entra al horno de tuesta un exceso de aire igual a 30 % del aprovechado.

E.—1 kg. de carbon, produciendo 6950 calorías, necesita 15.6 kgs. de aire i desprende 2.933 kgs. CO₂, 0.466 kgs. CO, 0.72 kgs. O i 12.48 kgs. N. El volúmen de estos gases es a 250° C.

CO ₂	2.91 m. c.
CO	0.71 m. c.
O	0.97 m. c.
N	19.00 m. c.

F.—1 kg. de pirita, produciendo 2080 calorías, necesita 4.98 kgs. de aire i desprende 0.80 kgs. de SO₂, 0.23 kgs. de O i 3.986 kgs. de N, dejando un residuo de 0.63 kgs. SO₄ Fe i 0.66 kgs. Fe₂ O₃. El volúmen de los gases a 250° C es de

SO ₂	0.523 m. c.
O	0.308 m. c.
N	6.069 m. c.

Ahora que conocemos la cantidad de los productos de la combustion, podemos determinar las pérdidas de calor i deducir la que se aprovecha.

Los calores específicos medios de los gases indicados a 250° C son en calorías por metro cúbico:

aire, O, N, CO	0.310 calorías
CO ₂	0.376
SO ₂	0.385

Admitiremos que el calor específico del SO₄ Fe i Fe₂ O₃ es de 0.300 calorías por kilógramo i que la temperatura a que quedan sometidos juntos con las materias que se tuestan es de 700° C. El calor que lleva el aire al entrar al horno no está tomado en cuenta i resulta por consiguiente la pérdida algo mayor;

si suponemos que el aire entra a 20° C, la pérdida equivaldría a la de gases escapando a 270° próximamente en vez de 250°.

El calor perdido en los gases i residuos es:

A.—CO₂ 3.64 m. c. × 0.375 × 250=311 calorías
 N 16.24 m. c. × 0.310 × 250=1258 »

Calor perdido.....	1599	»
Calor desprendido	8080	»
Calor aprovechado.....	6481	»
Pérdida	20%	

B.—SO₂ 0.349 × 0.385 × 250=34 calorías
 N 4.87 × 0.310 × 250=378 »
 SO₄ Fe 1.266 × 0.300 × 700=266 »

Calor perdido.....	678	»
Calor desprendido.....	2195	»
Calor aprovechado.....	1517	»
Pérdida	31%	

C.—CO₂ 2.91 × 0.375 × 250=298 calorías
 CO 0.71 × 0.310 × 250=55 »
 N 15.52 × 0.310 × 250=1203 »

Calor perdido.....	1556	»
Calor desprendido.....	6950	»
Calor aprovechado.....	5394	»
Pérdida	23%	

D.—SO₂ 0.52 × 0.385 × 250=50 calorías
 N 4.67 × 0.310 × 250=362 »
 SO₄ Fe 0.63 × 0.300 × 700=132 »
 Fe₂ O₃ 0.66 × 0.300 × 700=139 »

Calor perdido.....	683	»
Calor desprendido.....	2080	»
Calor aprovechado.....	1397	»
Pérdida	33%	

E.—CO ₂	$2.91 \times 0.375 \times 250 = 273$	calorías
CO	$0.71 \times 0.310 \times 250 = 55$	»
O	$0.97 \times 0.310 \times 250 = 75$	»
N	$1.900 \times 0.310 \times 250 = 1473$	»

Calor perdido.....	1876	»
Calor desprendido.....	6950	»
Calor aprovechado.....	5074	»
Pérdida.....	27%	

F.—SO ₃	$0.52 \times 0.385 \times 250 = 50$	calorías
O	$0.31 \times 0.310 \times 250 = 24$	»
N	$6.07 \times 0.310 \times 250 = 470$	»
SO ₄ Fe	$0.63 \times 0.300 \times 700 = 132$	»
Fe ₂ O ₃	$0.66 \times 0.300 \times 700 = 139$	»

Calor perdido.....	815	»
Calor desprendido.....	2080	»
Calor aprovechado	1265	»
Pérdida.	40%	

Los cálculos anteriores muestran que las pérdidas de calor son siempre mayores tratándose de la pirita que del carbon, debido a que los residuos de la combustion de ésta, encontrándose a una alta temperatura en el horno, absorben gran parte. Comparando los cálculos E i F, se ve que de 1 kilogramo de carbon se aprovechan 5074 calorías, mientras que de un kilogramo de pirita solo se aprovechan 1265 calorías, de modo que se necesitan poco mas de 4 kilogramos de pirita para producir el mismo efecto que un kilogramo de carbon en un aparato u horno marchando a una temperatura próxima a 700° C.

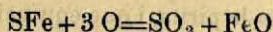
Se puede observar, sin embargo, que el calor absoluto perdido en la combustion de la pirita es menor que en la del carbon, pero la pérdida relativa se hace mayor porque el calor total que desarrolla la pirita es mui inferior al del carbon.

Puede, pues, llegarse a la conclusion que la pirita, como combustible simplemente, aunque mui inferior al carbon, podria sin embargo, en casos especiales, reemplazarlo, principalmente si se consiguiese llevar la combustion a un grado tal que el residuo se convirtiese del todo en SO₄ Fe, el cual podria ser estraido por el agua, si este tratamiento no fuese perjudicial; o cuando el residuo de la pirita, sin ser dañoso, pudiese quedar con el resto del material. Estos inconvenientes que será algo difícil no encontrarlos en la industria, son de un peso mui superior al del relativamente bajo poder calorífico de la pirita, dejando a este combustible de un valor completamente nulo.

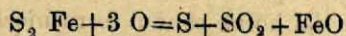
Hasta ahora solo hemos considerado a la pirita simplemente como un combustible; pero veamos en seguida su ventajoso empleo en los hornos de fundicion de minerales de cobre que la hacen de inestimable valor bajo varios aspectos. El calor que desprende en su combustion reemplaza en gran parte al del coke en los hornos de viento, pudiéndose disminuir notablemente la cantidad de este último con grandes economías, hasta llegar a sustituirlo del todo en ciertos casos, como son los de la fundicion pirítica. El inconveniente que presenta la pirita como combustible solo de producir una fuerte proporcion de residuos básicos de óxidos de fierro, se cambia en el caso de su empleo en los hornos de fundicion de cobre en una gran ventaja, que es la de suministrar el óxido de fierro para la fusion de la sílice que, en jeneral, predomina en los minerales haciéndolos infusibles. Las piritas resultan, pues, ventajosas desde el triple punto de vista de: 1) suministrar calor, lo que permite economizar coke; 2) proporcionar el óxido de fierro para la escoria, lo que significa una economía de fundentes, i 3) llevar el azufre necesario para la formacion de los ejes o mates de cobre, cuando escasea en los minerales, como a menudo acontece en Chile.

Ya que nos ocupamos aquí de las cualidades de la pirita como combustible veamos cuál es la equivalencia calorífica de la pirita i del carbon en el horno de fundicion de minerales de cobre. La pirita es en este caso completamente oxidada, trasformándose en SO_2 i FeO . Mui pequeñas proporciones escapan como SO_3 , i algo del fierro se transforma en óxido magnético cuando hai poca sílice, pero la principal cantidad se escorifica en forma de óxido ferroso.

En los hornos de viento de fundicion de minerales de cobre la atmósfera no es nunca oxidante, como lo demuestra el análisis de los gases que manifiestan ausencia de oxígeno; es *reductiva* en un horno de fundicion con coke, pues los gases contienen óxido de carbono; i *neutra* en un horno de fundicion pirítica cuyos gases son exentos de óxido de carbono i de oxígeno. Por consiguiente, para los cálculos siguientes admitiremos que la oxidacion de los combustibles tiene lugar con la cantidad estrictamente necesaria de aire para su combustion i que la relacion entre la cantidad de CO i CO_2 producida es la que hemos supuesto en nuestros cálculos precedentes. Consideraremos en este caso aprovechado el calor retenido por el residuo de FeO , ya que éste es necesario para la fundicion i que si no existiese tendría que ser agregado i calentado mediante el carbon. La pirita pierde aproximadamente en el horno de fundicion la mitad de su azufre incombustionado, que escapa a 516°C i el calor que desprende en el horno corresponde al residuo SFe de esta destilacion al trasformarse en SO_2 i FeO segun la ecuacion final.



La descomposicion i oxidacion de la pirita, verificándose segun la ecuacion



produce 924 calorías por kilogramo de pirita, necesita 2 kgs. de aire, des-

prende 0.266 kgs. de S, 0.533 kgs. de SO₂, 1.6 kgs. de N, i deja un residuo de 0.6 kgs. de FeO. El volúmen de estos gases a 250° C, temperatura que admitiremos como la de escape del horno, es:

SO₂ 0.35 m. c.

N 2.40 m. c.

El calor arrastrado por estos gases i el azufre es:

SO₂ 0.35 × 0.385 × 250 = 34 calorías

N 2.40 × 0.310 × 250 = 186 »

S 0.266 × 0.300 × 250 = 20 »

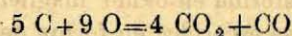
Calor perdido..... 240 »

Calor desarrollado 924 »

Calor aprovechado 684 »

Pérdida 26 %

El carbon quemándose segun la ecuacion



hemos visto que produce 6950 calorías, que a 250° C se absorben 1556, que el calor aprovechado es de 5394 calorías, i que la pérdida es de 33 %

Se puede observar que en el horno de fundicion, aunque la cantidad absoluta de calor que produce la pirita es inferior a la que desarrolla en el horno de tuesta, su calor es mejor aprovechado.

La temperatura de los gases tiene una influencia preponderante sobre el calor aprovechado, i se podria ver, haciendo el cálculo, que los gases escapando a 600° C mas o menos, arrastran todo el calor producido por la pirita, alcanzando la pérdida a 100 %. Tratándose del carbon, como su pérdida es menor, i el calor absoluto desarrollado mayor, la temperatura de 600° C en los gases deja todavia una gran cantidad de calor para ser utilizada dentro del horno.

Se observa que un kg. de carbon produce en las condiciones supuestas 5394 calorías útiles, i la pirita, 684, de modo que 1 kg. de carbon equivale a 8 kgs. de pirita. Si se quiere, ademas, sustituir el carbon por la pirita, deberá suprimirse tambien de la carga del horno la cantidad correspondiente de óxido ferroso al que se introduce con la pirita, i que equivale a 0,6 kgs. por kg. de pirita. Por consiguiente, 8 kgs. de pirita sustituyen a 1 kg. de carbon mas 4.8 kgs. de óxido ferroso, o 5.3 kgs. de óxido férrico, como a menudo suele entrar al horno. La capacidad del horno tiene que aumentar entónces en la proporcion de 8 : 6, o sea en 30 %. Si la carga del horno es mui ferrujinosa, i por cualquier motivo no se quiere disminuir la cantidad de óxidos de fierro a que ha de sustituir el fierro de la pirita, entónces junta con ella deberá agregarse al horno la propor-

cion necesaria de sílice para escoriificar el óxido de fierro; admitiendo una escoria de 40 % de FeO , i de 50 % de SiO_2 , los 8 kgs. de pirita necesitan 6 kgs. de SiO_2 ; i resulta que 1 kg. de carbon deberá ser sustituido por 14 kgs. de la mezcla. Esta solución, debido a la introducción de una materia extraña incombustible, produce una absorción de calor no considerada i el horno se enfriará.

Se llega, pues, a la conclusión de que la pirita como combustible es más eficaz en un horno de tuesta que en uno de fundición, funcionando a más alta temperatura, siendo su efecto calorífico en el primer caso doble que en el último. No es aconsejable, por consiguiente, el empleo de la pirita para la fundición de los minerales de cobre con el esclusivo objeto de un combustible, sino cuando el fierro, el azufre, el cobre i metales preciosos que puede llevar, son de necesidad o dejan algún provecho, como es el caso jeneral.

F. A. SUNDT.

Ingeniero de minas.

La concentración mecánica de minerales, según la práctica moderna.

La concentración mecánica de los minerales sulfurados de cobre se lleva a cabo en grande escala en los estados de Montana, Utah, Arizona i Nevada. Dichos minerales contienen de 1 a 6 % de cobre i un exceso de sílice o ganga que los imposibilita para ser fundidos directamente por medio del proceso de la fundición pirítica.

Omitiendo la concentración magnética i los procesos de flotación, se puede decir que los sistemas de concentración dependen directamente de la *diferencia en gravedad o peso específico* de los constituyentes del mineral que se desea beneficiar; i, jeneralmente hablando, la relativa facilidad con que la operación se puede ejecutar depende de la *mayor o menor diferencia en peso específico*. La concentración mecánica ha recibido durante los últimos diez años especial i delicada atención de parte de los industriales mineros, debido a los descubrimientos de inmensas cantidades de minerales silíceos de cobre no beneficiables, si no fueran previamente enriquecidos por medio de este tratamiento mecánico.

Hoy día hai en práctica cuatro sistemas o procesos de beneficio mecánico, que trataré de describir muy someramente, ya que una descripción detallada requeriría el auxilio de numerosas ilustraciones i exigiría un espacio de tiempo en su preparación, de que al presente no puedo disponer.

a).—CONCENTRACION GRADUAL DEL MINERAL POR MEDIO DE AGUA EN APARATOS APROPIADOS

Este sistema de concentración es sin duda alguna el más interesante i el más universalmente aplicado. Se puede clasificar como un proceso que con-

siste en una molienda progresiva, seguida de una concentracion, es decir, *molienda jeneral del mineral hasta obtener un producto, clasificado como de un tamaño uniforme, seguida de una concentracion de estos productos; molienda mas fina de los relaves de esta concentracion hasta obtener un producto de tamaño menor que el anterior, seguida de una concentracion de estos productos; i así sucesivamente, hasta pulverizar el mineral convirtiéndolo en lamas o slimes.*

La razon de esta manera de proceder se desprende clara i lójicamente del siguiente hecho: los productos finos de la concentracion tienen que ser fundidos por medio del procedimiento ingles de beneficio, que consta de dos operaciones i exige un gasto subido de combustible, de instalacion i de mano de obra; mientras que los productos gruesos de la concentracion son directamente fundidos en hornos de viento con una gran economía de combustible. Por consiguiente, mientras mayor sea la cantidad de mineral concentrado en una forma gruesa, menor será el costo total del beneficio i menores serán las pérdidas que el tratamiento mecánico o el metalúrgico envuelven en sí mismo.

Este proceso, aunque mui perfeccionado, deja aun mucho que desear: el cobre que en él se pierde, en término medio, es equivalente *al diez u ocho por ciento del cobre que el mineral contiene.*

El primer paso dado es la *chancadura* del mineral, la que se ejecuta en chancadoras del tipo Blake o Gates, predominando las primeras. La chancadura va seguida de una *clasificacion* en trómeles; clasificacion es ésta que separa o aparta, en grupos uniformes, los productos mas gruesos, los que son en seguida *concentrados en cribas*. Cada clasificacion, en una série de trómeles, da, ademas de los productos gruesos clasificados, un producto no clasificado de mayor finura que los agujeros de los trómeles o harneros usados; producto es este último que pasa a otra serie de trómeles de agujeros mas finos, donde de nuevo los granos gruesos del producto no clasificado son apartados o clasificados en lotes de un tamaño uniforme, lotes que son en seguida *concentrados en cribas*. Lo que resta del producto no clasificado continúa pasando por séries de trómeles hasta que la pulpa resulta una materia lamosa, fina, que no puede ser fácilmente clasificada en harneros o trómeles, por lo que se la clasifica en aparatos especiales denominados *clasificadores hidráulicos*. La clasificacion en trómeles dá diferentes lotes de mineral, que, segun el diámetro de las partículas que los constituyen, se denominan *llamos* o *arenas gruesas*.

La concentracion en cribas de los llamos o productos gruesos, da como resultado un lote de mineral concentrado i cierta cantidad de relaves o *productos no concentrados*; los relaves son ahora molidos en cilindros trituradores, clasificados en trómeles, produciendo arenas gruesas i lamas. Las lamas van a los clasificadores hidráulicos mientras que las arenas, divididas en lotes de tamaños uniformes, son concentradas en cribas.

La concentracion de las arenas gruesas en cribas, a semejanza de la de los llamos, da como resultado un lote o porcion de mineral concentrado i cierta cantidad de relaves. Estos relaves son ahora *pulverizados* en molinos Huntington o Chilenos i en seguida clasificados por medio de clasificadores hidráulicos. La clasificacion por agua de la pulpa lamosa produce un apartado mas o ménos

completo de las lamas i arenas finas. Las arenas finas son en parte concentradas en cribas i en parte concentradas en mesas del tipo *Wilffley*; la eleccion depende naturalmente del grado de finura de dichas arenas. Las lamas son generalmente concentradas en mesas Vanners o cónicas; la concentracion i clasificacion de las lamas, es, sin embargo, un problema bastante árduo que el metalurgista resuelve en vista de las condiciones locales i caractéres físicos del mineral en cuestion.

La experiencia de varios años nos enseña que la clasificacion en clasificadores hidráulicos no ofrece ventajas de ninguna especie; mui al contrario, presenta sérias dificultades. Los clasificadores hidráulicos son relativamente sencillos; requieren, sin embargo, atencion, exigen una cuidadosa regularizacion, consumen una gran cantidad de agua, disminuyen la capacidad de las máquinas concentradoras, i finalmente, promueven la pérdida de minerales finos que flotan en la vasta superficie del agua. El uso del clasificador hidráulico se limita al apartado de materias de un tamaño mas o ménos homogéneo i de una finura bastante considerable. En la práctica se clasifican de esta manera productos de un diámetro inferior a uno o dos milímetros.

Uno de los adelantos mas modernos en el arte de la concentracion mecánica, es, sin duda alguna, la clasificacion de materias finas en harneros movibles, el movimiento del harnero es perpendicular al plano de su superficie; este movimiento, combinado con la vibracion de la rejilla del harnero, tiende a conservar los agujeros siempre limpios. Las grandes ventajas de este clasificador moderno residen en su gran capacidad, unida a una disminucion notable de las pérdidas del mineral, i en el menor consumo de agua.

La concentracion en cribas es una de las aplicaciones mas antiguas en el arte de concentrar minerales; su oríjen es aleman i se remonta a las instalaciones de las montañas de Hartz en Alemania, algo mas de doscientos cincuenta años atras. La concentracion en cribas de los minerales de cobre es hoy dia interesantísima i su uso es altamente recomendable.

Una idea de la importancia de este sistema de concentracion se obtiene fácilmente revisando a la lijera los grandes establecimientos que, dentro del territorio de la Union Americana, siguen esta práctica:

En el estado de Montana la Compañía «Boston i Montana», posee en la ciudad de Great-Falls una instalacion de concentracion, cuya capacidad diaria es de 3.000 toneladas. En este establecimiento se concentran minerales que contienen de 3 a 5 por ciento de cobre, consumiéndose 7680 galones de agua i gastándose medio caballo de fuerza por cada tonelada de mineral concentrado. La concentracion se lleva a cabo en la proporcion de tres toneladas de mineral en una de productos concentrados, i la pérdida de cobre durante la concentracion es equivalente al 10% del cobre contenido en el mineral. La Compañía Amalgamated tiene en la ciudad de Anaconda una instalacion de concentracion cuya capacidad diaria es de 8.000 toneladas. Esta usina de concentracion es la de mayor capacidad en el mundo entero i beneficia un mineral que contiene en término medio 3% de cobre, gastando 20.000 galones de agua por minuto i consumiendo tres mil caballos de fuerza motriz. La concentracion se

ejecuta en la proporción de dos i medio toneladas de mineral en una de productos concentrados; la pérdida envuelta en el proceso mecánico es equivalente al 8% del *cobre contenido en el mineral*.

En el estado de Utah, la Compañía Utah Copper Co., posee en la ciudad de Garfield un establecimiento de concentración cuya capacidad es de 6.000 *toneladas diarias*. En esta usina se concentra el pórfido piritico de Bingham, que contiene 1 1/2% *de cobre*, en la proporción de cinco toneladas de mineral en una de productos concentrados, perdiéndose el 25% *del cobre que el mineral contiene*.

En el estado de Arizona, la Compañía Arizona Copper Co., tiene en la ciudad de Clifton un establecimiento dividido en cinco unidades de una capacidad diaria de trescientas toneladas cada una. La concentración del mineral, que contiene 4% de cobre, se lleva a cabo en esta instalación en la proporción de cuatro toneladas de mineral en una de productos concentrados, gastándose 180 galones de agua i 130 caballos de fuerza motriz por sección. La pérdida esperimentada durante el proceso de la concentración equivale al 10% *del cobre contenido en el mineral*.

b).--CONCENTRACION DEL MINERAL EN ESTADO FINO, POR MEDIO DEL AGUA,
EN APARATOS APROPIADOS

Este sistema de concentración consiste en una molienda jeneral del mineral a un grado tal de finura que, prácticamente, excluye el uso de cribas en la concentración subsiguiente. Tiene su origen en Michigan, en la rejion cuprifera del Lago Superior. En este distrito, sin embargo, la concentración se puede efectuar en su mayor parte en cribas, debido a que el mineral en si mismo es cobre nativo, el que no es molido por la maquinaria de molienda sino que simplemente es separado de la roca que lo contiene, la cual a su vez es pulverizada; no sucede así con los sulfuros de cobre que fácilmente se pulverizan haciendo la concentración en cribas prácticamente imposible.

El mineral chancado es molido en pisones, ya sea de gravedad o de vapor; la molienda efectuada en agua va seguida de una clasificación en harneros móviles o clasificadores hidráulicos. Como resultado de esta clasificación se obtienen arenas, las que, dependiendo de su finura, son concentradas en cribas o en mesas Wilffley, predominando las últimas. El producto no clasificado en los clasificadores va a clasificadores para lamas, mientras que los relaves de esta primera concentración son finalmente pulverizados en molinos Chilenos o Huntington, i en seguida, clasificados en los clasificadores de lamas, obteniéndose así diferentes productos, que, según su finura, son concentrados en mesas del tipo Wilffley, Vanners o Cónicas.

La gran ventaja de este sistema parece residir en la molienda, la que se efectúa o puede llevarse a cabo en pisones de gravedad, o sea la máquina mas económica de molienda que se conoce. Ya he hablado del inconveniente que ofrece la clasificación en clasificadores hidráulicos; así es que el lector puede fácilmente formarse una idea de los defectos que este sistema de concentración presenta; la pérdida del mineral fino en las lamas formadas es enorme i el gasto

de agua es ilimitado; beneficiando minerales sulfurados la pérdida que el proceso envuelve en sí mismo varía entre el 30 i 35% *del cobre contenido en el mineral.*

Este sistema, usado con ciertas modificaciones en la rejion cuprífera del Lago Superior, ha sido implantado en la gran instalacion de la Compañía Boston Consolidated, en el estado de Utah, para beneficiar el pórfido cuprífero del distrito minero de Bingham.

Este establecimiento, situado en las cercanías de Sal Lake City, tiene una capacidad diaria de 6.000 toneladas; la molienda se efectúa en pisonos de gravedad del tipo Nissen, la clasificacion, en clasificadores hidráulicos i harneros movibles i la concentracion se lleva a cabo esclusivamente en mesas, ya sea del tipo Wilffley o del tipo Vanners. El mineral contiene de 1 a 1½% de cobre, i es concentrado en la proporcion de siete u ocho toneladas de mineral en una de productos concentrados, perdiéndose del 30 al 35% del cobre que el mineral contiene.

c).—PROCEDIMIENTO ELMORE

Este procedimiento, jeneralmente conocido como «*concentracion en el vacío*», se basa en los siguientes principios:

- 1.º Afinidad del petróleo por los sulfuros metálicos en la presencia de agua; i
- 2.º Afinidad de una burbuja de cualquier gas por el petróleo en la presencia de agua.

Así se tiene que si el sulfuro metálico, previamente molido a un grado adecuado de finura, es ajitado con dos veces su volúmen de agua, mezclada con petróleo, sucede que el petróleo resiste la superficie del sulfuro metálico, mientras que no se adhiere a la materia que forma la ganga del mineral.

Ahora bien, si se sumerje esta pulpa acuosa en agua i se introduce aire o cualquiera otro gas en el fondo del estanque donde descansa el mineral, ocurre que el gas introducido, en pequeñas burbujas, se adhiere al petróleo que cubre la superficie del sulfuro metálico, formando una materia esponjosa, que, a medida que aumenta en volúmen, adquiere la propiedad de expansion i, sobrepóniéndose a la fuerza de gravedad, se levanta sobre la superficie del agua, causando así una separacion del sulfuro metálico, que flota sobre el agua, de la ganga o materia estéril que permanece en el fondo del estanque.

La separacion se ejecuta en el vacío, el que se hace poco a poco, de manera que las burbujas de gas que contiene el sulfuro metálico se multiplican de una manera prodijiosa, levantando en poco tiempo el mineral puro sobre la superficie del agua, el que se recoje de diferentes maneras.

El aire o gas, como se dijo, se debe introducir en el fondo del separador donde descansa el mineral; se ha probado que la introduccion de aire comprimido causa la formacion de burbujas de un tamaño demasiado grande para los fines que se persiguen. Hoi por hoi, la manera de proveer el gas deseado es mezclando el mineral con cierta cantidad de ácido sulfúrico diluido,

que genera ácido carbónico con los carbonatos de la ganga del mineral e hidrógeno sulfurado (H_2S) con los sulfuros descompuestos.

El mineral es previamente molido; el grado de finura de esta molienda queda fijado por la naturaleza o caracteres físicos del mineral; beneficiando piritas cupríferas esparcidas en una ganga cuarzosa, la molienda es generalmente fina, de manera que la totalidad de la pirita quede despues de la molienda en un estado libre, pudiendo así ser perfectamente bien concentrada en un producto desprovisto prácticamente de ganga. La clasificacion es del todo innecesaria i es a veces perjudicial, entendiéndose, sin embargo, que la molienda debe ser mas o ménos uniforme. El mineral molido es decantado en estanques cónicos, eliminando así gran parte del agua usada en la molienda; esta pulpa acuosa se mezcla con dos veces su volúmen de agua, que contiene petróleo crudo en la proporcion de dos galones por cada tonelada de mineral, se agrega ahora ácido sulfúrico diluido (10%), en una cantidad de 20 libras por tonelada de mineral, i despues de pasar por aparatos automáticos de mezcla, la pulpa va al separador Elmore que está conectado con una bomba de aire para hacer el vacío. Las burbujas de gas que contiene el sulfuro metálico son levantadas rápidamente por la accion aspirante de la bomba de aire i en corriente continúa salen por la parte superior del aparato i caen en un estanque que no está bajo el vacío, por lo que las burbujas de aire se rompen i el mineral, libre ya de esa fuerza de expansion i atraído por la fuerza de gravedad, se deposita en el fondo de este estanque. La ganga del mineral sale por uno de los costados del separador i va en corriente continúa al desmonte del establecimiento.

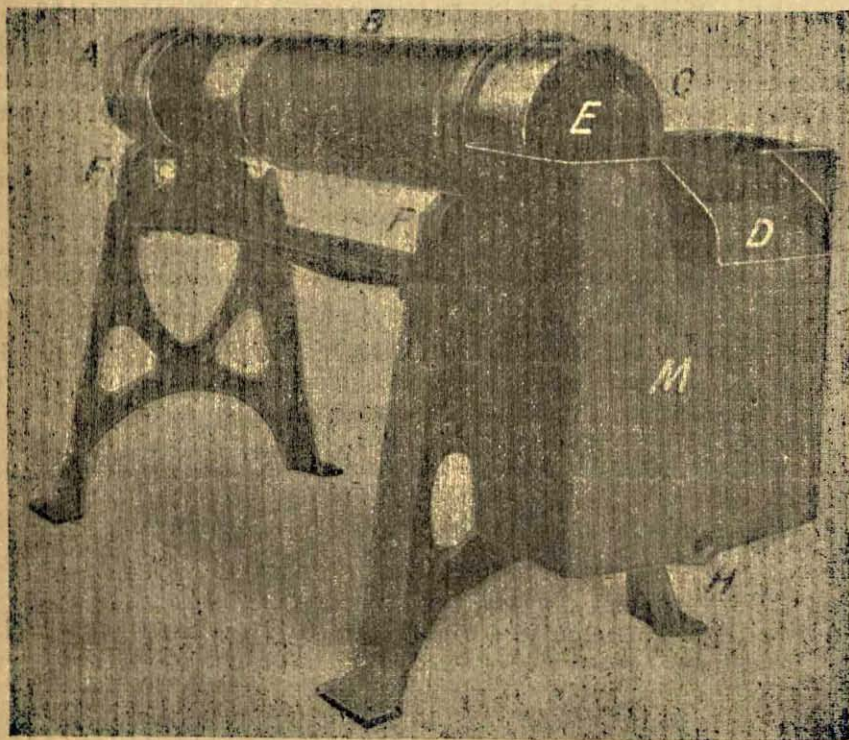
Este ingenioso procedimiento, que ha causado una verdadera revolucion en el arte de concentrar minerales, es usado con éxito en el beneficio de piritas cupríferas de leyes bajísimas, tales como las del estado de Colorado.

d) CONCENTRACION DE LOS MINERALES FLOTANTES

En los últimos años hemos leído mas de una informacion sobre el adelanto o perfeccionamiento de los que se llaman *procesos de flotacion para concentrar minerales*.—Elmore en su procedimiento, recién descrito, emplea un baño de petróleo i hace uso de la fuerza de expansion de los gases para provocar la flotacion del mineral.—Potter i Delprat usan el mismo principio en un baño de ácido, etc.—En el proceso que intentaré ahora describir, el mineral no recibe un tratamiento especial, i sin embargo, los sulfuros metálicos flotan en la superficie del agua, mientras que la ganga, que es mas liviana, se deposita o decanta en el fondo.—W. R. Ingalls (Engineering and Mining Journal) explica este fenómeno de la siguiente manera: «El principio en que este proceso se basa es la diferencia en afinidad exhibida por los diferentes componentes de los minerales sulfurados a la tension superficial del agua. Los sulfuros metálicos son afectados *positivamente* por la tension superficial del agua, es decir, ellos no penetran al traves de la superficie del agua; en otras palabras, ellos no se sumerjen, quedan sobre la superficie o flotan sobre el agua.—Mientras que la roca o ganga mineral es afectada *negativamente* por la tension superficial del agua, es decir

ella se sumerge en el agua, pasa o rompe la superficie de ella i va a depositarse al fondo del estanque o separador».

Ahora bien, la tension superficial del agua es debida al aumento de la fuerza de *cohesion* en la superficie del agua i, como producto de esta tension, se tiene una enerjía o fuerza molecular, la que, bajo condiciones dadas, balancea o contrapesa la fuerza de gravedad, impidiendo así que las partículas de mineral se depositen, segun su peso o gravedad específica. Parece que los sulfuros metálicos poseen ciertas propiedades hasta hoi dia ignoradas, propiedades que sirven de base al proceso que trato de describir.—Se esplica de esta manera, aunque no del todo satisfactoriamente, el fenómeno que da lugar a esta, al parecer, negacion de los principios de gravedad.—Mr. Mackquisten, reconociendo este principio, como hipótesis de trabajo, ideó su procedimiento de concentracion que se puede describir como sigue:



El mineral es chancado i en seguida finamente pulverizado con agua; esta pulpa se clarifica, ya sea en harneros movibles, ya en clarificadores hidráulicos, obteniéndose *arenas finas* i *lamas*.—La concentracion se ejecuta en el aparato que lleva figura adjunta; este aparato consiste de un tubo B que descansa sobre cuatro rodillos F. F.—El extremo A del tubo es cerrado a escepcion de una pequeña abertura por donde se introduce el mineral en corriente continua con agua; el interior del tubo es perforado en forma de espiral E i el extremo o

descarga de él es enteramente abierto C; este tubo está conectado con el cajon vertical M.—El mineral en corriente continua es alimentado por el extremo A del tubo, el que revuelve sobre los rodillos F.—Las materias pesadas o sulfuros metálicos se sumerjen, junto con la ganga, repetidas veces en el agua, debido al movimiento de rotacion del tubo i, de acuerdo con los principios enumerados, las partículas sólidas de los sulfuros flotan en cada revolucion del tubo, mientras que las porosas o ganga se sumerjen continuamente. De esta manera la pulpa viaja hasta caer en el cajon M, donde el mismo estado de cosas o equilibrio de fuerzas reinantes predomina.—El *mineral concentrado* se colecta en este cajon i en corriente continua se descarga por medio de la canaleta superior D, mientras que la ganga o relaves de la concentracion salen en corriente continua por la abertura del fondo H.—Estos relaves son de nuevo concentrados en otra serie de tubos i así sucesivamente hasta obtenerse una separacion casi completa.—Beneficiando arenas finas se obtiene una extraccion del 90% del cobre contenido en el mineral.—Las lamas son dificilmente concentrables; ellas tienden a empobrecer el mineral flotante; pues como ya se ha dicho, ellas en sí mismo son de difícil decantacion.—Una separacion completa de arenas i lamas es algo absolutamente necesario en el beneficio de minerales por medio de este proceso.—Las lamas se concentran separadamente, haciéndose una extraccion equivalente al 65% del cobre *contenido en el mineral*.

Este proceso ha sido recientemente introducido en el estado de Nevada para concentrar las piritas cupríferas de Golconda, que contienen de 1 a 2% de cobre.—La concentracion se ejecuta en aparatos de este tipo (cuya capacidad diaria es de cinco toneladas) en la proporcion de 10 toneladas de mineral por una de productos concentrados; las pérdidas que el proceso envuelve en sí mismo son equivalentes al 10 o al 15% del *cobre contenido en el mineral*.

IGNACIO DIAZ OSSA,
Ingeniero metalurjista.



La electrometalurgia del cobre en su estado actual

LA ELECTROFUNDICION DE LOS MINERALES

La trasformacion económica de la energía eléctrica en calor para fines industriales en grande escala es solo posible actualmente mediante la fuerza hidromotriz.

Cualquier sistema conocido de produccion de calor en hornos eléctricos por medio de la energía de los combustibles no es económico, pues exige una serie de trasformaciones que conducen por fin al trabajo a su forma inicial de calor, despues de haberse perdido una enorme cantidad en todos los cambios de forma. Así, por ejemplo, la produccion del calor en un arco eléctrico exige, cuando se emplea el carbon, primero la trasmision de su energía potencial al

agua de los calderos, que la toma en forma de vapor; éste en los motores la transforma en movimiento, el cual genera la energía eléctrica en los dinamos, i por fin se invierte para transformarse en calor nuevamente. Comúnmente, la energía eléctrica obtenida debe ser transmitida a largas distancias, operación que exige también algunas transformaciones que significan otras pérdidas. Cuando se emplea el gas combustible para la generación de la energía eléctrica, el número de transformaciones disminuye, aumentando el rendimiento, pues la energía potencial del gas se transforma directamente en movimiento, sin transmitirse intermediariamente al agua; es sabido que en este caso la energía efectiva aprovechada de los combustibles es próximamente cuatro veces mayor que cuando se emplea el vapor. Pero en cualquiera de estos casos la eficiencia final del trabajo es muy pequeña, i posiblemente en la actualidad no se aprovecha en el horno eléctrico más del 15 al 20% de la total energía del combustible que le dió origen.

Se llega, por consiguiente, a la conclusión, sin cálculos ningunos, de que la fundición de minerales en hornos eléctricos mediante el empleo de combustibles para la generación de la energía no es actualmente económica, i que ese sistema de fundición es aplicable solo en los casos en que la fuerza hidroeléctrica es abundante.

El problema, aun no perfectamente resuelto, que es la preocupación actual de los técnicos, de la *transformación directa* de la energía de los combustibles en energía eléctrica por algún procedimiento físico-químico aun desconocido, podría talvez permitir esta nueva aplicación de la electricidad generada por los combustibles, la extracción electrotérmica de los metales de sus minerales. La pila de Borchers, funcionando con el calor directo del carbon, transforma el 30 por ciento de la energía en electricidad, mientras que las máquinas de vapor transforman del 7 al 8% en energía mecánica, i los motores a gas, tres a cuatro veces más.

En los cálculos que damos más adelante, no hemos hecho todos los refinamientos necesarios para darlos con mayor exactitud, pues nos son desconocidos muchos factores que en ellos tienen notable influencia, referentes al aprovechamiento del calor en el horno eléctrico. Estos varían con la clase de aparatos empleados en la conducción del procedimiento; es, pues, casi inconducente hacer las correcciones correspondientes a las pérdidas en la transformación de la energía que ésta sufre antes de ser empleada en el procedimiento mismo de la fundición. Solo el estudio práctico de ésta permitiría obtener los datos necesarios para hacer una estimación exacta de la energía que consume. Los cálculos hechos dan, sin embargo, una idea que puede servir como base para conocer la posibilidad del empleo de un salto de agua con este objeto. Podemos también, a pesar de todo lo dicho, observar algunas marcadas diferencias entre el aprovechamiento del calor en los hornos eléctricos i los que funcionan con combustible; una de ellas se refiere a la gran pérdida de calor que los gases de la combustión arrastran en los hornos de combustibles; el horno eléctrico para fundir minerales de cobre no exige, en cambio, la acción del aire para la producción de las reacciones i formación del eje i de la escoria, lo que constituye una diferencia sustancial.

Otra gran pérdida de calor que se experimenta en los hornos de combustible de camisa de agua, a cuya clase nos referiremos mas adelante, es la empleada en calentar el agua que enfria las camisas del horno. Si el horno eléctrico se construye de materiales refractarios, esta ultima pérdida queda tambien eliminada. Ambas son mas o ménos de la misma magnitud i en conjunto arrastran en hornos de 100 toneladas o algo mas, al rededor del 50% del calor total desarrollado por las reacciones.

Sin insistir en otras consideraciones de detalle, indicamos en seguida un cálculo bruto de la cantidad de energía eléctrica que necesitaria un horno para fundir 100 toneladas de minerales de cobre en 24 horas. Supondremos que el calor necesario es igual al que se necesita para la fundicion en los hornos de combustible de camisa de agua; admitamos que el mineral en este caso se funde con el auxilio de 12% de coke que desarrolla 7000 calorías:

100 toneladas de mineral necesitan 12 toneladas de coke;

1 kilogramo de coke desprende 7000 calorías;

12 toneladas de coke desprenden $12 \times 7 \times 10^6$ calorías;

el equivalente térmico del trabajo es de 1 caloría por cada 4190 joules (el dato exacto experimental es 4187 joules).

Por consiguiente, 12 toneladas de coke producen un trabajo de

$$12 \times 7 \times 419 \times 10^7 \text{ joules};$$

Como 1 joule es igual a 1 watt en un segundo de tiempo, la potencia eléctrica correspondiente es igual a

$$12 \times 7 \times 419 \times 10^7 \text{ watts (por segundo)}$$

El calor producido por esta energía eléctrica, suficiente para la fundicion de 100 toneladas de minerales, se desarrollará en 24 horas o sea en 86400 segundos; luego la potencia eléctrica necesaria deberá ser otras tantas veces menor, i espresada en kilowatts, será:

$$P = \frac{12 \times 7 \times 419 \times 10^7}{864 \times 10^3 \times 10^3} = 4074 \text{ kw.}$$

Disminuido este número en 50%, correspondiente al calor perdido en los gases i en las camisas de agua, pérdida que en la electro fundicion no tiene lugar, resulta:

$$P = 2000 \text{ kw.}$$

lo que equivale a 20 kw. por tonelada de mineral fundido. Esta cifra está de acuerdo con los resultados experimentales, segun algunos de los cuales La Praz en Francia, por el procedimiento Heroult, fundió en 1903 18 toneladas de minerales de 7% de cobre en 24 horas, con un gasto de 3500 a 4000 amperes

bajo una presión de 110 volts (21 a 25 kw. por tonelada); i Keller, según su procedimiento, 25 toneladas con 500 kw (20 kw. por tonelada).

Como el gasto de calor en la electro fundición equivale próximamente solo al 50% del de la fundición en hornos de combustible, resulta que el calor es en el primer caso doblemente mejor aprovechado, i el calor producido por una tonelada de coque que en el ejemplo supuesto es capaz de fundir poco mas de 8 toneladas de mineral, aprovechado en un horno eléctrico, funde 16-17. Según un sencillo cálculo se deduce que el calor producido por una tonelada de coque (7000 calorías por kilogramo) equivale al que podrian suministrar 340 kilowatts-dias; i como hemos llegado a la conclusión de que 20 kilowatts-dias son necesarios para la fundición de una tonelada de minerales, se llega por este raciocinio también a la conclusión de que el calor producido por una tonelada de coque, en un horno eléctrico, es capaz de fundir 17 toneladas de minerales.

La fundición de minerales de cobre en hornos eléctricos ha sido experimentada repetidas veces en pequeña escala, con resultados satisfactorios obteniéndose escorias muy pobres en cobre con ejes de lei relativamente elevada en este metal. La Praz i Keller, ya citados, en sus experimentos obtuvieron, el primero escorias con 0.1% a 0.2% de cobre al lado de ejes de 43 a 45%, i Keller, escorias con 0.1% de cobre i ejes de 48% en este metal.

Apyados en los cálculos efectuados i que manifiestan el consumo de una enorme potencia eléctrica para la fundición, podemos concluir diciendo que la electrofundición de los minerales de cobre es solo posible cuando se dispone de una abundante cantidad de energía hidroeléctrica que no pueda ser mas ventajosamente empleada en otras industrias. Estos casos no son tan frecuentes como se puede creer, i cuando hai capitales disponibles para aprovechar la fuerza hidro-motriz debe tenerse presente que hai muchas industrias, que ántes de la electrofundición, producen con su explotación resultados mas ventajosos. El juicio que acabamos de emitir hasta ahora ha sido sancionado por la práctica, i actualmente no hai en operación industrial de consideración ningun establecimiento de electrofundición de minerales de cobre.

Puede acontecer el caso, además, en que siendo favorables a la electrofundición las condiciones económicas relativas al aprovechamiento de la energía hidroeléctrica, haya consideraciones de otro orden que la hagan inaplicable. Tal sucede cuando se trata de minerales muy piritosos en que la fundición pirítica, permitiendo elevar la concentración de los ejes a un grado imposible en el horno eléctrico, se verifica sin gasto ninguno de combustible extraño al mineral.

El desarrollo que ha ido progresivamente experimentando la electrometalurgia en jeneral está también de acuerdo con las ideas económicas sobre este sistema de extracción que hasta aquí hemos manifestado; solo en casos excepcionales ha sido preferida a la fundición con combustibles, cuando, como en el caso del aluminio, el procedimiento electrometalúrgico que ahora se usa,—incluyendo la producción de fenómenos electro térmicos i electrolíticos, estos últimos imposibles de producir por otros métodos,—constituye un sistema de extracción mas barato. I sin embargo el gasto de energía por kilogramo de

aluminio es de 25 kw dias, superior al necesario para la fundicion de los minerales de cobre.

La sustitucion de la fundicion de minerales de fierro con combustible por la electrofundicion seria un problema mas atrevido que resolver todavia; pues los gastos de enerjia son aqui relativamente mayores, i por otra parte los altos hornos actuales son los aparatos que con mas perfeccion quemau el combustible i aprovechan todo su calor. Se ha jeneralizado solo la electrofundicion del fierro de fundicion para trasformarlo en acero, que se obtiene asi de cualidades estraordinarias; pero hasta ahora no ha tomado un estenso desarrollo.

Terminemos haciendo algunas comparaciones entre las ventajas i desventajas de la electrofundicion i fundicion con combustibles de los minerales de cobre:

La electrofundicion permite, sin excesivos gastos, elevar la temperatura del baño del horno a tal grado que se efectúe una buena separacion de la escoria del eje, produciéndose así una menor pérdida de cobre; mezclas mas refractorias, mas ácidas o mas básicas, podrán ser electrofundidas sin los inconvenientes que la baja temperatura produce en los hornos de combustible, como el empleo de un exceso de fundentes estériles con todas sus consecuencias desfavorables; será posible producir grados de concentracion mucho mas altos en los ejes, cuya ventaja es fácil imajinar; queda eliminada en la electro fundicion la produccion de los chanchos o callos de fierro metálico, pues sin carbon no se producirá la reduccion de los óxidos de fierro, salvo el caso en que tratando minerales simplemente oxidados se quisiese obtener directamente de ellos por reduccion de sus minerales, cobre negro,—lo que es mas practicable que en un horno de combustible—i en cuyo caso esa posibilidad subsistiria. Al lado de este numeroso grupo de ventajas del procedimiento solo hai que oponer como desventaja—por el momento no veo otra de gran importancia—el costo de instalacion comparativamente mui elevado de un establecimiento de esta clase, con una capacidad productiva de cobre relativamente mui pequeña, que en muchísimos casos significaria un fracaso comercial, considerando al mismo tiempo, como ya lo hemos dicho, que la enerjia hidro eléctrica bien podria ser empleada en obras industriales con mas éxito.

LA ELECTROCONVERSION DE LOS EJES

La conversion de los ejes de cobre en los convertidores hoi en uso no puede considerarse como un método perfecto, pues adolece de varios defectos importantes, i miéntras no se logre hacerlos desaparecer, los investigadores no cesarán de hacer nuevas tentativas, sea para eliminarlos, sea para reemplazar este sistema de conversion por otro mas económico.

Los principales inconvenientes del actual sistema de conversion son la intermitencia del procedimiento, la obra de mano para el revestimiento interior de los convertidores, que representa uno de los grandes ítems del costo de la conversion i la produccion del aire comprimido a alta presion para la oxidacion del azufre i del fierro. De éstos los mas fáciles de eliminar son los dos primeros

i a ello se dedican las mayores energías, habiendolo conseguido en parte. Sin embargo, el procedimiento no se puede calificar todavía de bueno, i tentativas en otros sentidos se hacen para la estraccion mas económica del cobre de los ejes.

Los procedimientos que emplean la electricidad han sido tambien tocados, i con relativo éxito se ha estraído el cobre de los mates por electrolísis acuosa, en el establecimiento de Casarza, Italia; a pesar de ello, el procedimiento no se ha propagado porque serías dificultades no han podido ser evitadas, como la de la preparacion de anodos suficientemente resistentes de ejes, que se quebraban con suma facilidad.

La electrolísis de los sulfuros fundidos ha sido tambien sujerida, entre otros, por Swinburn; pero detalles de este procedimiento nos son desconocidos. A él queremos dedicar algunas líneas i ha sido el motivo de esta parte de nuestras reflexiones a que hemos dado el nombre de *electroconversion*, i que no es mas que un procedimiento termoelectrolítico.

La electro conversion de los ejes de cobre consistiria en la separacion electrolítica del cobre del eje fundido, producida por un voltaje tal que destruyera la combinacion sulfuro de cobre, $S\text{Cu}_2$, manteniendo indescompuesto el sulfuro de fierro, $S\text{Fe}$, que seria de este modo separado. Para esto es necesario, primero, que el sulfuro de cobre i el sulfuro de fierro ni formen combinacion química entre sí, como han querido verlo algunos metalurjistas (i en realidad es así), pues en el caso contrario, de una combinacion, fuerzas estrañas de afinidad oscurecerian el problema i seria mas difícil la separacion del cobre del azufre i del fierro; i segundo, que la afinidad química que existe entre el cobre i el azufre i el fierro i el azufre sea lo suficientemente diferente para que prácticamente sea posible obrar sobre cada uno de estos sulfuros sin influenciar al otro. Estas dos condiciones existen i mediante ellas hemos creído posible efectuar la separacion electrolítica del cobre de los ejes, especialmente de los de ejes simples de cobre i fierro, pues, como veremos, otros metales perturban, complicando el procedimiento. (Véase una nota al final).

Empezaremos por determinar la presion eléctrica o voltaje que los distintos sulfuros mas comunes en los ejes necesitan para su electrolísis. La lista siguiente indica el calor de combinacion o de descomposicion de cada uno de ellos en calorías i en la columna contigua se indica el voltaje que cada uno de ellos exigiria para su descomposicion.

Los números corresponden a una molécula-gramo de azufre:

Sulfuro	Calorías	Volts.
$S_3\text{Sb}_2$	114783	5.0
$S\text{Zn}$	43295	1.9
$S\text{Fe}$	24024	1.04
$S\text{Co}$	21889	0.95
$S\text{Cu}_2$	20320	0.88
$S\text{Pb}$	20286	0.88
$S\text{Ni}$	19547	0.85
$S\text{Ag}_2$	3024	0.13

Para el cálculo del voltaje hemos adoptado las siguientes constantes:

96500 coulombs (ampères por segundo), para la separación electrolítica de una molécula-gramo de hidrógeno, o sean 2 gramos de hidrógeno.

0,238 pequeña caloría (calor necesario para elevar en un grado centígrado un gramo de agua), equivalente a un joule, o sea un watt por segundo o un volt ampère por segundo.

El trabajo eléctrico necesario para separar una molécula-gramo de hidrógeno, necesitando 96500 coulombs, es igual EQ joules, siendo E el número de volts requeridos i $Q=96500$ coulombs. Este trabajo eléctrico equivale a $0.238 EQ$ calorías. La energía que separa una molécula-gramo de hidrógeno separa también una molécula-gramo de azufre i por consiguiente la cantidad de metal a él unido, correspondiente a la fórmula del sulfuro. Tendremos así la relación

$$0.238 EQ = N \text{ calorías}$$

$$\text{i como } Q = 96500 \text{ coulombs}$$

$$22967 E = N \text{ calorías}$$

Sustituyendo N por el número de calorías correspondientes a cada sulfuro, se obtiene el valor de E .

Se ve en el cuadro que el voltaje necesario para la separación del cobre es de 0.88 volts, i el que exigiría el fierro para su precipitación, 1.04 volts. En un eje simple, compuesto solo de sulfuros de fierro i de cobre, la tensión deberá ser, pues, inferior a 1,04 volts i superior o igual a 0.88 volts. La plata sería arrastrada con el cobre; el oro que, posiblemente se encuentra en estado metálico sería también absorbido por el cobre producido; el plomo, el níquel, el cobalto, hallándose en el eje, serían de difícil eliminación i serían probablemente arrastrados por la corriente eléctrica juntos con el cobre.

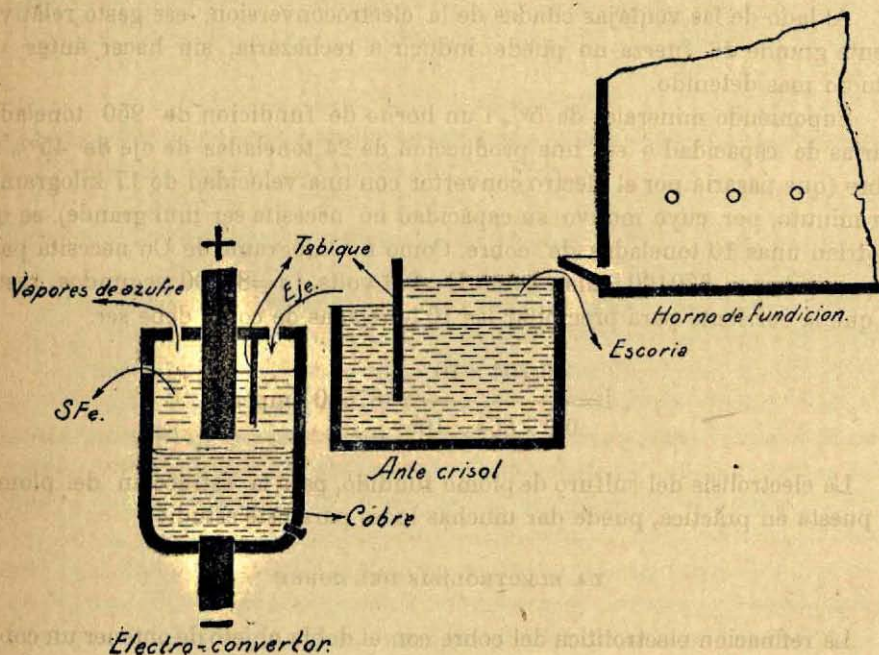
Estudios investigatorios en este campo de la electroquímica tan poco explorado podrían determinar la posibilidad de la implantación de este procedimiento. Esperamos tener la ocasión de poner pronto en estudio práctico estas ideas.

Los productos de la electrolisis serían el cobre con el oro i plata, el sulfuro de fierro cuprífero i el azufre gasificado producido en la electrolisis que podría recojerse en cámaras de condensación. Si los ejes solo contienen fierro i cobre entre los metales, el cobre sería suficientemente puro para ser tratado directamente en las refinerías electrolíticas. El azufre, por otra parte, es un producto de valor industrial. Además, el sulfuro de fierro producido, talvez llevando aun proporciones de cobre, oro i plata, podría ser empleado ventajosamente en la fundición de los minerales a fin de aprovechar el calor del azufre suministrar óxido ferroso para la escoria, i recuperar el cobre, oro i plata.

Esta utilidad del sulfuro ferroso significaría una gran ventaja de la electroconversión sobre la conversión, pues sería aprovechado el calor perdido actualmente en el convertidor, economizándose combustible en el horno de fundición. Desapareciendo, además, las escorias del convertidor, la capacidad útil del horno aumentaría.

Una ventaja que tendria este procedimiento sobre el sistema actual en convertidores seria la de emplear solo una cantidad de trabajo o energía proporcional a la cantidad absoluta de cobre en el eje, cualquiera que fuere su lei en este metal, pues la corriente eléctrica no obraria sobre el sulfuro de hierro. Es sabido, en cambio, que los gastos en los convertidores actuales crecen proporcionalmente con la disminucion de la lei de cobre en el eje. Esto nos permitiria electrolizar ejes mui pobres, que por los sistemas actuales no podrian ser tratados por una sola operacion para la obtencion de cobre.

Como se ve en la figura adjunta, que podria ser el esquema de un electro-convertor, ante-crisol i horno de fundicion, la operacion seria continua i el eje



escurriéndose del horno pasaria al settler o ante-crisol, desde donde, una vez separado de la escoria, se dirijiria en marcha continua al electro convertor que seria un aparato de capacidad relativamente pequeña, pues el eje entra, ocupando el lugar que deja el sulfuro de hierro evacuado. No hai para qué hacer notar que la continuidad de una operacion, indicando la perfeccion de los métodos i aparatos, es un factor económico mui importante, que los convertidores actuales no lo poseen.

Estudiemos ahora el gasto de energía eléctrica que este procedimiento requiere i que constituye el principal ítem en el costo de la electro conversión, admitiendo que la corriente eléctrica se emplea solamente para la electrolisis del sulfuro de cobre. Esto no es del todo exacto, porque la resistencia eléctrica del baño absorberá, sin duda, una porcion de la energía que será trasformada en calor, el cual permitirá mantener el baño de eje a una temperatura de sufi-

ciente fluidez. No poseemos datos sobre la resistencia eléctrica del eje, pero no modificará grandemente nuestros cálculos, mezclado con cloruros u otras sales conductoras.

La descomposicion del sulfuro cuproso, $S\text{Cu}_2$, absorbe 160 calorías por kilogramo de cobre separado, que equivalen a

$$160 \times 4190 \text{ joules} = 670400 \text{ watts por segundo} = 7.76 \text{ watts-dia}$$

La produccion de una tonelada de cobre exige entónces un gasto de 7.76 Kw-dia, cantidad de enerjía algo superior a la exigida en la conversion en convertidores.

Al lado de las ventajas citadas de la electroconversion, ese gasto relativamente grande de fuerza no puede inducir a rechazarla, sin hacer ántes un estudio mas detenido.

Suponiendo minerales de 5% i un horno de fundicion de 250 toneladas diarias de capacidad o sea una produccion de 24 toneladas de eje de 45% de cobre (que pasaria por el electro convertor con una velocidad de 17 kilogramos por minuto, por cuyo motivo su capacidad no necesita ser mui grande), se obtendrian unas 10 toneladas de cobre. Como un kilogramo de Cu necesita para su precipitacion 670400 joules, como $E=0.9$ volts i $t=86400$ segundos, resulta que la corriente para precipitar las 10 toneladas de cobre debe ser:

$$I = \frac{6.704 \times 10^6}{0.9 \times 864 \times 10^2} = 87630 \text{ ampères}$$

La electrolisis del sulfuro de plomo fundido, para la extraccion del plomo, ya puesta en práctica, puede dar muchas luces para este estudio.

LA ELECTROLISIS DEL COBRE

La refinacion electrolítica del cobre con el doble objeto de obtener un cobre de mejor calidad i de aprovechar el oro i la plata en él contenidos, es un procedimiento electro metalúrgico demasiado jeneralizado i sobre cuya literatura hai numerosos volúmenes, para que nos detengamos a estudiarlo desde el punto de vista industrial.

LA HIDROMETALURJIA DE LOS MINERALES I LA ELECTROLISIS DE LAS DISOLUCIONES DE COBRE

Los procedimientos hidrometalúrgicos para los minerales de cobre, combinados con la precipitacion electrolítica del cobre de las disoluciones en que se ha obtenido, son métodos relativamente modernos de extraccion que no han tomado gran desarrollo.

La hidro metalurgia del cobre es de un orijen mucho mas antiguo, i la extraccion del cobre de las disoluciones se ha efectuado jeneralmente por métodos químicos; pero es indudablemente ventajosa la precipitacion electrolítica

cuando se dispone de energía eléctrica a bajo precio. En la mayoría de los casos, sin embargo, como lo atestiguan los establecimientos industriales, los métodos puramente químicos de precipitación son preferibles.

La disolución del cobre por métodos electro químicos hasta ahora no ha sido practicada. Tiene las mismas ventajas i desventajas que la electro-precipitación.

NOTA.—La creencia jeneral entre numerosos metalurjistas i distinguidos autores i en que erróneamente basan toda la ciencia del procedimiento de la fundición a ejes de cobre, que está en desacuerdo con la base de la electroconversión que propongo, i que consiste en admitir que el cobre es mas afin con el azufre que el fierro, me obliga a sostener con algunas razones que los hechos i los estudios teóricos conducen a la conclusión contraria que admite una mayor afinidad química entre el fierro i el azufre, que entre el cobre i ese metaloide.

Como se observa en la série que indica los calores de combinación de los metales con el azufre, el fierro desprende mayor energía calorífica que el cobre al combinarse con el azufre; por consiguiente, su afinidad es mayor. Pero como esos calores de combinación se han determinado a temperaturas diferentes de las reinantes en el horno de fundición, es admisible que en tales condiciones se produzca un cambio en la intensidad de las afinidades, pasando el cobre a ocupar el lugar del fierro. Sin embargo, hai hechos que nos inducen a no pensar así, i uno de ellos es el de la mas rápida disolución del fierro que del cobre en el eje, lo que significa mayor afinidad para el primer metal, que debe sustituir al cobre en el sulfuro manteniéndose este último disuelto en el eje. La disolución del fierro en el eje en forma de tal, producida en este fenómeno no es tan admisible, pues, en ese caso, el cobre que es mas fusible que el fierro entraria con mas rapidez al eje.

Esta explicación no escluye el hecho comprobable de diversos modos, de que el fierro se disuelve como metal en el eje; pero no es aceptable que pueda disolverse como tal en un eje cuya temperatura es tan baja, como en un antecrisol, que ha dado origen a la formación de chanchos metálicos por enfriamiento.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



La concentracion de minerales, segun el procedimiento Elmore, patente de la «South American Metal Syndicate Ld.», i resultados obtenidos en el plantel de prueba, que bajo la direccion del ingeniero de minas don Marco Chiapponi, funciona en Santiago (*)

El señor Besa pidió al director señor Chiapponi, si no tenia inconveniente para ello, que suministrara a la Sociedad algunas informaciones respecto al procedimiento metalúrgico Elmore, tomando como base las esperiencias que se habian hecho en Europa i Estados Unidos, i mui principalmente las que bajo su direccion se habian efectuado en el plantel que tiene instalado en Santiago.

El señor Chiapponi contestó que con el mayor agrado suministraría a la Sociedad todos los datos que se relacionan con este procedimiento, i que si no lo habia hecho ántes era únicamente por haber estado en el período de estudio i de prueba, tanto el plantel de Santiago como los otros de distintas partes del mundo, vgr., Australia, Noruega, etc., i que no se habia atrevido ántes a expresar una opinion sobre este nuevo método de beneficios sin tener resultados fehacientes. Felizmente los ensayos en grande escala i la marcha regular de los grandes establecimientos, desde algunos meses, autorizan hoi dia considerar este método de una importancia práctica trascendental.

Base del procedimiento.—La idea base que ha llevado al señor Elmore, de Lóndres, a su descubrimiento, ha sido la siguiente: en la preparacion mecánica, o sea la concentracion de minerales ordinaria, se lucha casi siempre con un inconveniente mui grave, que consiste en el hecho de que una parte considerable de las partículas metálicas flota en el agua, lo que causa una pérdida grave. Son pocos los establecimientos de preparacion mecánica que pierden ménos de 30 por ciento del contenido metálico. Metales o minerales de peso específico mui alto flotan en el agua; bastaria tomar como ejemplo el oro, cuyo peso específico es de mas de 19 veces el del agua, i sin embargo, flota en el agua.

El señor Elmore tuvo una idea bastante sencilla i al mismo tiempo mui feliz e ingeniosa: pensó que si se llegara a determinar las causas que hacen flotar una parte, se podria hacer flotar todo i se haria una separacion neta en sentido contrario, es decir, que la parte estéril se quedara abajo i se recojieran los granos metálicos, por encima. Tales causas son las siguientes: si se deja caer una gota de agua sobre una sustancia pedregosa, es decir, sobre cualquiera ganga tal como cuarzo, diorita, etc., el agua se estiende i cubre la superficie de la piedra; si se deja caer la misma gota sobre una superficie metálica tal como chalcopirita, bornita, galena, blenda, etc., el agua forma una esfera que no ad-

(*) Tomado del acta del Directorio de la Sociedad Nacional de Minería, fecha 29 de julio de 1908.

hiere al mineral, parecida a una esfera de azogue sobre una mesa. Es decir, que mientras las piedras o gangas tienen adhesión para el agua, dichos minerales tienen repulsión. Todavía más: si se pone con cuidado una aguja sobre la superficie del agua, aunque su peso específico es 8 veces mayor que el del agua, queda flotando, porque no adhiere al agua i se envuelve en una especie de camisa de aire que la sostiene en la superficie.

Analizando este fenómeno físico se ve que algunos minerales son untuosos i se adhieren más bien al aire i no al agua.

La primera aplicación de estas ideas fué puesta en práctica ya hace unos ocho años, con un aparato en que se mezclaba el mineral con aceite i se revolvia en unos cilindros hasta que las partículas metálicas se adherían al aceite, i subían a flote. Pero esta aplicación de los principios físicos enunciados no era del todo completa, i el consumo del aceite (que aun en gran parte se recuperaba) era demasiado fuerte. La verdadera aplicación brillante de dichos principios data solo de unos dos años, cuando el señor Elmore ideó un aparato en que por medio del vacío se desarrolla un sinnúmero de burbujas de aire, las cuales se adhieren a las partículas metálicas i las llevan a flote, separándolas netamente de la ganga.

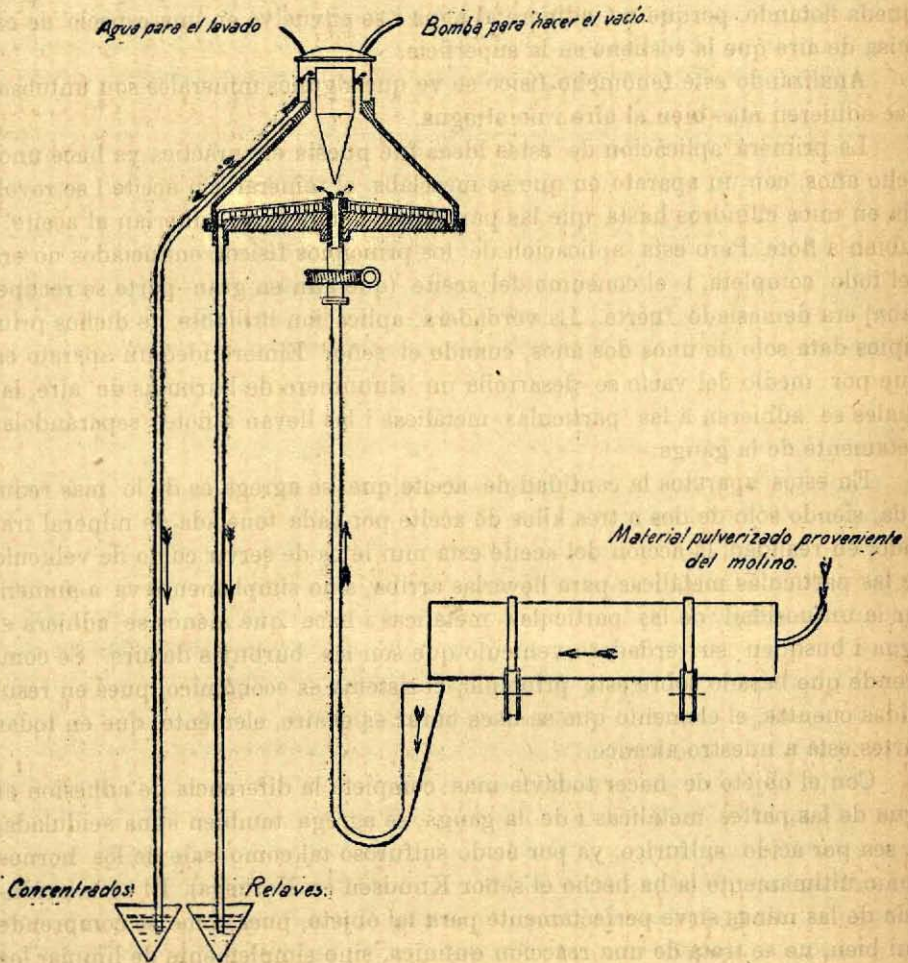
En estos aparatos la cantidad de aceite que se agrega es de lo más reducida, siendo sólo de dos a tres kilos de aceite por cada tonelada de mineral tratado; en realidad, la acción del aceite está muy lejos de servir como de vehículo de las partículas metálicas para llevarlas arriba, sino simplemente va a aumentar la untuosidad de las partículas metálicas i hace que menos se adhiera el agua i busquen su verdadero vehículo que son las burbujas de aire. Se comprende que basado sobre este principio, el sistema es económico, pues en resumidas cuentas, el elemento que se hace obrar es el aire, elemento que en todas partes está a nuestro alcance.

Con el objeto de hacer todavía más completa la diferencia de adhesión al agua de las partes metálicas i de la ganga, se agrega también agua acidulada, ya sea por ácido sulfúrico, ya por ácido sulfuroso tal como sale de los hornos (como últimamente la ha hecho el señor Knudsen en Noruega). El agua acidulada de las minas sirve perfectamente para tal objeto, pues como se comprende muy bien, no se trata de una reacción química, sino simplemente de limpiar los granos metálicos, así es que la proporción del ácido es insignificante.

El aparato que se usa para este tratamiento es relativamente muy sencillo. El mineral pulverizado i mezclado con el agua, sin ninguna clasificación previa, junto con lamas i arena, es mezclado con aceite (cualquier aceite mineral barato) i con agua acidulada, i después de ser bien mezclado cae en un embudo de madera i es aspirado en una especie de «pan» en forma de campana, cuyo fondo está provisto de un rastrillo revolvedor, i tiene en su circunferencia un canal circular con cuatro tubos de descarga para los relaves. La tapa cónica tiene en su parte superior un labio circular de descarga, sobre el cual se vacía una pequeña cantidad de agua junto con las partículas metálicas flotantes que suben por efecto del vacío. La descarga del tubo de los relaves es regulada (en

relacion al mineral que entra) de manera que solo una pequeña cantidad de agua se vácia por el labio superior junto con los concentrados.

Tanto el tubo de los concentrados como el de los relaves se llevan bastante



abajo del «pan», para que la presión atmosférica no pueda hacer entrar aire por estos tubos.

En este tratamiento no se necesita que el mineral sea molido demasiado fino; por ejemplo, en la mina «Tywarnhaile», de Cornwall, se muele con el número diez (diez agujeros por pulgada lineal).

El mejor sistema de molienda es, sin duda, el molino ideado por el señor Ferrari, el mismo ingeniero italiano ya célebre por sus Mesas. Este molino tiene la notable ventaja de reunir en una sola máquina un gran poder de harnear i de moler al mismo tiempo, i es por consiguiente, el molino que produce ménos lamas.

Creo que esta simple descripción pondrá en evidencia las enormes venta-

jas de este procedimiento comparado con el sistema ordinario de concentracion. En efecto, sustituye a todo un enjambre de máquinas, como ser clasificadores, spitzkasten, jiggers, mesas, buddles etc.; una sola máquina que es dirigida por un solo hombre i trata, como la que está instalada en Santiago, 30 toneladas diarias. Pero lo que llama todavía mas la atencion en favor del «Vacuum Process», es su escepcional rendimiento; algunos ejemplos de resultados obtenidos en los varios estudios i esperiencias hechas, darán una idea exacta:

MINA	MINERAL	Orijinal	Concentrado	Rendimiento
Hungría.....	Chalcopyrita	2.56 %	19.10 %	92 %
Rand.....	Oro	0.74	6.360 p. t.	89 »
Australia.....	Antimonio i	6.33 %	54.20	97 »
»	Oro	1.26	10.51	94 »
»	Zinc	6.1	45.3	91 »
Cristo	Cobre i.....	3 %	21 %	90 »
»	Plata	590 grs.	2.200	»
Carrizal.....	Cobre.....	5 %	22 %	89 »
Teniente.....	»	3 »	20 »	88 »
Bolivia	»	4 »	9 »	99 »
»	Plata	35 D. M.	70 D. M.	97 »

Hai que notar que no toda clase de minerales se presta a este tratamiento. Por ejemplo, hai que escluir, desde luego, los minerales llamados de «color», con escepcion de la «atacamita» (que se presta admirablemente); i tambien hai que escluir los minerales demasiado «calizos».

A la fecha se cuenta con varios establecimientos de grande importancia, donde está en actividad el sistema Elmore. Citaré Broken Hill, cuyos enormes desmontes han sido siempre un problema metalúrgico de lo mas interesante, i donde varios tratamientos, como el de Potter i el de Cattermole, habian fracasado: el sistema Elmore salvó las dificultades i están actualmente funcionando 16 unidades de 30 toneladas de capacidad cada una; los desmontes que se tratan (que se estiman en varios millones de toneladas) i que ántes no tenian valor ninguno, se estiman hoi dia alrededor de £ 5 por tonelada; las acciones han subido, por consiguiente, a las nubes.

En las importantes minas de cobre de Sulitelma, en Noruega, despues del ensayo de una unidad, que estuvo funcionando desde fines de 1906, se han decidido a hacer un plantel de 300 toneladas diarias.

Iguales resultados satisfactorios se han obtenido en Cornwall i en Cape Copper. En Italia tambien se están introduciendo estas máquinas.

Los gastos de explotacion de este sistema son, relativamente a su rendimiento, mui moderados; pues oscilan entre 1 i 3 chelines por tonelada de mineral tratado.

Así, tomando por ejemplo la mina Tywarnhaile, en Cornwall, donde se tratan los desmontes, los gastos, por tenelada, son:

Mano de obra.....	0 sh 6 d.
Aceite.....	0 » 3 »
Fuerza.....	0 » 2 »
Varios.....	0 » 1 »
TOTAL	1 sh 0 d.

Sin incluir gastos de administracion.

Siendo la lei del desmonte.....	0.75% cobre.
La lei del concentrado.....	16% »
La lei de los residuos	0.14% de cobre.

Encontrándome en Lóndres hace cerca de un año, i convencido del gran alcance que podria tener en la minería este nuevo sistema, me decidí con algunos amigos a formar un sindicato, con el título de «South American Metal Syndicate Ltd.», con el objeto de introducir este sistema en la América del Sur, especialmente en Chile, Perú i Bolivia; i en vista de que la introduccion de un sistema que entónces era completamente nuevo, demanda siempre muchos estudios i bastantes sacrificios pecuniarios (pues no hai invento que no presente dificultades en sus primeros pasos), logramos obtener condiciones favorables de los inventores a virtud de nuestra cooperacion.

Los inventores han tenido buen cuidado de asegurarse el privilejio mas bien sobre el principio que sobre los aparatos, pues no seria mui difícil variar los detalles de éstos de mil distintas maneras, i como en todo invento, es de lo mas probable que habrá que ir perfeccionándolos. No faltaron los fáciles inventores que se achacaron el mérito de haber descubierto algo nuevo, simplemente por haber cambiado la calidad del aceite o por haber usado jabon u otra sustancia grasosa. Tambien ha habido algunos que han tratado de patentar ciertos aparatos, tomando cuidado de no nombrar el aceite, pero, como un detalle, le echaban el aceite como quien aceita una máquina.

Si se considera que los resultados alcanzados hoi dia representan el esfuerzo de mas de ocho años de un hombre de una perseverancia admirable i la audacia del capital invertido en estudios i pruebas (el capital de £ 250,000), se comprenderá fácilmente que la lei i la opinion pública deben reprimir todo plajio de esta naturaleza.



Electrometalurgia i hornos eléctricos

SUS VENTAJAS EN MÉJICO

(Conclusion)

ELECTROMETALURJIA DEL ZINC

Desde mucho tiempo se ha procurado mejorar el tratamiento actual por destilacion de los minerales de zinc, el cual es costoso i de bajo rendimiento. No se ha podido obtener buen resultado sino empleando los hornos eléctricos.

Dos procedimientos eléctricos han sido preconizados: el del Sr. Salgues i el de los Sres. Cote i Pierron.

Procedimiento Salgues.—El procedimiento Salgues consiste en fundir en un horno eléctrico cerrado, los minerales de zinc (casi siempre mezcla de óxido i sulfuro de zinc), adicionados de un fundente apropiado i del fierro o carbon con que se verifica la reaccion. Resulta la formacion de una escoria casi exenta de zinc, la cual es evacuada i ademas el metal que queda libre en el estado líquido o se volatiliza segun las condiciones de la operacion.

Como se puede ver, el procedimiento es mui sencillo; ademas no necesita gran consumo de enerjia eléctrica i por consiguiente, permite tratar los minerales de baja lei actualmente abandonados.

Con un horno que utilice una potencia de 1.000 caballos se puede tratar 400 toneladas de minerales, mas o ménos, diariamente.

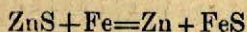
El procedimiento Salgues es empleado industrialmente en Francia, en los Pirineos.

Procedimiento Cote i Pierron.—Los señores Cote i Pierron obtienen el zinc volotalizado de su mineral por sustitucion del zinc por el fierro.

El principio de la operacion consiste en efectuar: 1.º la fusion separada del mineral i del fierro por medio del arco eléctrico; 2.º la mezcla de las dos materias fundidas en un espacio cerrado, manteniendo la mezcla en estado líquido por efectos Joule, durante todo el tiempo de la operacion. El zinc puesto en libertad es volatilizado i recolectado por condensacion miéntras que el sulfuro de fierro formado es evacuado en el estado líquido.

El horno empleado en esta operacion se compone de dos crisoles distintos, recibiendo uno el mineral, el otro el fierro. Un electrodo es introducido en cada uno de estos crisoles i el arco eléctrico se produce entre estos electrodos i el fondo de los crisoles. El fierro i el metal fundidos se depositan sobre el suelo de un recipiente en donde entran en reaccion uno con otro. La mezcla es mantenida líquida, durante la reaccion, por el paso de la corriente entre electrodos puestos de una manera conveniente. Los vapores de zinc se escapan por un orificio especial i son recojidos en un condensador.

La fórmula de la reaccion química es la siguiente:



Los dos procedimientos que acabamos de describir son mui sencillos i

prácticos. No dudamos que sean llamados a prestar muchos servicios en Méjico, en donde las minas de zinc son abundantes i muchas veces, mui distantes de la via de comunicacion. Muchas de estas minas, ahora inesplotables por falta de medios de transporte, podrán ser explotadas, merced a la enerjía eléctrica, los minerales siendo beneficiados en la misma mina, i el zinc puro obtenido pudiendo soportar el costo del transporte, merced a su valor relativamente elevado.

ELECTROMETALURJIA DEL COBRE

El cobre se encuentra jeneralmente en la naturaleza en el estado de sulfuro simple (chalcosita) i sobre todo de sulfuro doble de fierro i cobre (Chalcopirita), mezclados con otras sustancias: sílice, cal, alúmina, etc.

El mineral así constituido no tiene mas de 7 a 8% de cobre en las minas ricas o despues de una concentracion i 3 a 4% en la jeneralidad de los casos.

Actualmente, la metalurgia del cobre por via seca, se hace, sea en hornos de reverbero, sea en hornos de sopleté, utilizando cok para trasformar el mineral en ejes de cobre conteniendo 50% aproximadamente de metal. Estos ejes son refundidos despues o sometidos al tratamiento especial de convertidores o de los hornos de reaccion de Thofern i Saint-Seine, etc., para ser transformados en barras de cobre refinadas por via electrolítica.

El objeto de la electrometalurgia es de suprimir el gasto del cok empleado para la fundicion del mineral i de sustituir las calorías producidas por el cok por calorías eléctricas.

Este objeto se consigue fácilmente con el procedimiento Louvrier Louis patentado en Méjico, bajo el núm. 4,488, con fecha 8 de abril de 1905.

Como el mineral de cobre tratado es poco conductor de la electricidad, con motivo de las materias estrañas que contiene, no puede ser beneficiado en hornos eléctricos semejantes a los descritos ya para la reduccion de los minerales de fierro.

La clase de horno que mas conviene, es, sin embargo, del tipo de resistencia. El horno patentado en Méjico, es constituido esencialmente por un solo recipiente completamente revestido de materias refractarias, en el cual se hallan introducidos los electrodos verticales, sirviendo uno para la llegada de la corriente i otro para su salida. La corriente pasa pues de un electrodo al otro, en medio de la masa del mineral por beneficiar. La regulacion de la temperatura se hace por el descenso o ascenso de los electrodos, los cuales tienen cada uno su mecanismo de maniobra.

Creemos que hasta ahora, el beneficio eléctrico de los minerales de cobre jamas ha sido aplicado industrialmente. Sin embargo, varias esperiencias fueron efectuadas en 1903, en Livet (Francia) en un horno casi parecido al que acabamos de describir. Estas esperiencias han dado resultados mui satisfactorios aunque el horno eléctrico que sirvió en las pruebas fué preparado rápidamente para esta operacion. El horno empleado beneficiaba 25 toneladas de mineral diariamente.

El mineral probado era de procedencias chilenas i tenia 7% de cobre mas o ménos. Se componia de fragmentos de todas dimensiones i de polvos, los cuales fueron introducidos en el horno tal como vinieron. La cantidad de energía eléctrica gastada por la trasformacion en ejes de 25 toneladas de mineral fué 17,000 caballos-horas, es decir, 2 caballos-años aproximadamente, lo que corresponde a una cantidad de energía igual a: $2/2,5 = 0,08$ cab.-año por tonelada de mineral beneficiado.

Como se necesitaban 17 toneladas de mineral para obtener una tonelada de cobre puro, el consumo de energía eléctrica fué de $0,08 \times 16 = 1,28$ cab.-año por tonelada de cobre i el gasto correspondiente de electrodos fue de 75 kgs. con un valor de \$ 13, mas o ménos.

Admitiendo que \$ 15 sea el costo de produccion del caballo-año, el gasto del beneficio eléctrico de los minerales de cobre seria: $15 \times 1,28 + 13 = \$ 31,20$ por tonelada de metal puro obtenido bajo forma de mates.

Con el procedimiento ordinario del horno de soplo empleando el cok, al obtencion de la misma cantidad de cobre bajo la misma forma, beneficiando minerales semejantes de la misma procedencia necesitaba, 3200 kgs. de cok, es decir, un gasto de $25 \times 3,2 = \$ 80$ al cual hai que añadir el costo del soplo, no inferior a \$ 1,20 por tonelada de cobre.

De manera que, admitiendo que los gastos accesorios: mano de obra, gastos jenerales, etc., sean iguales para los dos procedimientos, la economía realizada con el empleo del horno eléctrico seria: $\$ 81,20 - 31,20 = \$ 50$ por tonelada de cobre obtenida.

Ademas de esta economía considerable, el procedimiento eléctrico traeria las siguientes ventajas, todas de suma importancia, bajo el punto de vista práctico:

- 1.—Supresion de los ventiladores i de las máquinas sopladoras indispensables en los hornos de cok.
- 2.—Posibilidad de fundir con la electricidad, minerales mucho mas refractarios que los que se tratan en los hornos actuales.
- 3.—Simplificacion i facilidades de regulacion.
- 4.—Supresion de la solidificacion de las escorias, accidente tan frecuente i perjudicial en los hornos ordinarios.
- 5.—Obtencion casi total del cobre contenido en el mineral.

En efecto, las escorias obtenidas no contienen nada de glóbulos de mates i los residuos de la reduccion no contienen mas de 0,1% de cobre.

Los resultados de las esperiencias hechas en Livet con un horno mal preparado para el objeto, resultados que hemos comprobado directamente, son suficientemente concluyentes para mostrar las grandes ventajas del procedimiento eléctrico para el beneficio de los minerales de cobre. Sin embargo, estas ventajas son todavía aumentadas si se deben tratar minerales de baja lei.

En nuestra comparacion, hemos empleado mineral de cobre conteniendo 7% de metal. Pero en jeneral, dicho mineral no contiene mas de 3 a 4% de cobre. En este caso, el procedimiento actual de los hornos de soplo necesita-

ría 6400 kgs. de cok por tonelada de cobre i por consiguiente, un gasto de: \$ 81,20 2=\$ 162,40.

Este gasto hace muchas veces que una mina sea inexplorable. Con el procedimiento eléctrico, no sería lo mismo; pues, el consumo de energía eléctrica no pasaría de 2,57 cab.-años i los gastos de \$ 31,20 2=\$ 65,40 por tonelada de cobre.

El horno realizaría así un beneficio de:

$$\text{\$ } 162,40 - 62,40 = \text{\$ } 100$$

por tonelada de metal, permitiendo por consiguiente, la explotación remuneradora de las minas con 3,5% de cobre.

Hemos querido hacer nuestras comparaciones, basándonos sobre datos probados, sobre los resultados de las experiencias de Livet, efectuadas sin embargo, en malas condiciones. Actualmente se puede garantizar que el consumo de energía eléctrica sería reducido en 20% por lo menos i que el gasto de electrodos no pasaría de \$ 6 por tonelada de cobre, beneficiando mineral con 7% de metal i \$ 12 tratando mineral con 3,5% de cobre.

De manera que la economía realizada por el horno eléctrico sería \$ 60,64 por tonelada de metal puro, en el primer caso, i \$ 121,28 en el segundo.

Por fin, esta gran economía no sería la única ventaja obtenida con el procedimiento eléctrico. Permitiría, además, la explotación de numerosas minas situadas lejos de las vías de comunicación. En efecto, en el estado actual, estas minas no pueden ser trabajadas, sus minerales no siendo bastante ricos para soportar el costo del transporte i es imposible llevar el cok necesario para el beneficio del mineral, cerca de la mina. La electricidad, merced a su maravillosa propiedad de ser transportada fácilmente a donde se quiere i con pocos gastos, modifica completamente la situación. El horno eléctrico construido con ladrillos refractarios i láminas de fierro es también fácilmente transportable. De manera que muchas minas abandonadas actualmente, pueden mañana, merced al horno eléctrico, ser explotadas en gran escala, con mucho provecho para el país.

El conjunto de todas las ventajas que acabamos de enumerar nos permite afirmar que el beneficio eléctrico de los minerales de cobre es el procedimiento más práctico i económico en Méjico, i que en este país el horno eléctrico tendrá que ser de uso jeneral dentro de algunos años.

ELECTRO-METALURJIA DEL NIKEL

La completa analogía que existe entre la fabricación de los ejes de níquel i los de cobre nos dispensa el estendernos sobre las ventajas que ofrece el horno eléctrico para esta fabricación, tanto más porque esta aplicación electro-metalúrgica es poco interesante en Méjico, que solamente posee escasas minas de níquel.

Beneficio de los minerales preciosos de plata i oro.—El beneficio por vía seca de los minerales de oro i plata, que se hace actualmente cada día más por la

fusion con cobre, la cual reemplaza ventajosamente la fusion con plomo, resulta que las ventajas del procedimiento eléctrico para la obtencion de los metales preciosos son las mismas que las de que hemos hablado, tratando de la electro-metalurgia del cobre.

En cuanto al beneficio de los plomos platosos, que son bastante conductores, se puede muy bien hacerlo en un horno de resistencia del tipo que ya hemos descrito.

Nos limitaremos a decir que, por motivo de la abundancia en Méjico de minas de plata i oro, esta nueva aplicacion del horno eléctrico seria en este pais, de las mas importantes.

CONCLUSIONES

Por la breve i fiel esposicion del estado actual de la electro-metalurgia i de los hornos eléctricos que acabamos de hacer, creemos haber suficientemente probado que el beneficio de los minerales de fierro, de zinc, de cobre, de oro, de plata, etc., se haria mucho mas fácil i económicamente en Méjico i en todos los paises en donde el carbon es caro i las fuerzas hidráulicas numerosas, por el procedimiento de los hornos eléctricos que por el de los hornos de cok.

La sustitucion en este pais del procedimiento eléctrico al modo actual es por lo tanto obligatoria en un plazo breve, bajo pena de ver la industria minera mejicana quedarse atras de la de otros paises i peligrar.

Méjico posee riquezas naturales considerables en minas de todas clases i caidas de agua; por consiguiente, está armado muy especialmente para la lucha económica i el empleo de la electricidad en la metalurgia no puede ménos que ser muy provechoso para él.

La coincidencia de la prosperidad de Méjico con la evolucion industrial que ha ocasionado el uso de la electricidad, hace que sea ahora muy oportuno que Méjico ponga en explotacion sus riquezas naturales.

No hemos tenido otro objeto que el de mostrar los nuevos medios puestos por la ciencia al alcance de la industria i veríamos con placer que las compañías mejicanas los utilizarasen. Por consiguiente, nos ponemos con gusto a su disposicion para suministrarles todas las esplicaciones o datos complementarios que le sean útiles en este ramo.

Insistimos aun en repetirlo: los hornos eléctricos son, en Méjico, una necesidad absoluta i su adopcion jeneral permitirá continuar i perfeccionar de una manera particularmente brillante, la era de prosperidad inaugurada con tanta sabiduría por el eminente estadista que preside actualmente los destinos de la República Mejicana.

F. LOUVRIER.

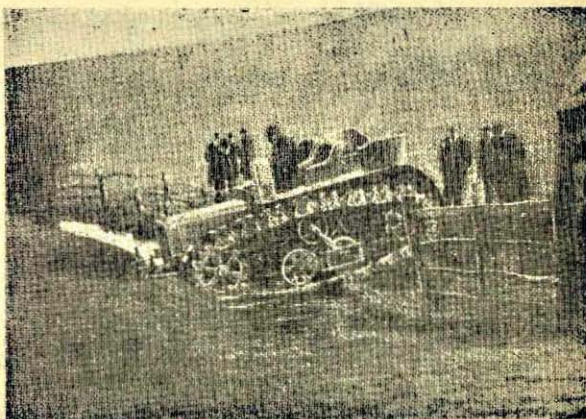


El Locomóvil de la cadena Hornsby

Los hechos extraordinarios de este locomóvil llamarán justamente la atención de los mineros i de todos los que se ocupan de trasportes en lugares accidentados. Esta máquina o «Cuncuna», con cuyo calificativo ha sido descrita por los ingenieros militares de Aldershot, ha sido inventada por Mr. David Roberts, ingeniero mecánico i director-gerente de la firma de los señores Richard Hornsby & Hijos Lda.

Describiendo esta máquina el inventor se espresa como sigue:

«Está provista de una cadena sin fin que trabaja al rededor de las ruedas que soportan el peso de la máquina, que tiene en el lado interior un hueco por donde jiran estas ruedas. La cadena está hecha de un número de eslabones dispuestos de tal manera que cuando la cadena toca en tierra forma un arco de una tension de mas o ménos 19 piés, en cuyo lado interior van ajustadas



las ruedas. Los eslabones que ponen la cadena tirante, cuando se ejerce la presión del lado de afuera, la hacen flexible por el interior, de modo que se dobla al rededor en los extremos de las dos ruedas dentadas. La rueda de atrás es la que dirige, cuyos dientes embutidos en los eslabones impulsa la máquina con el arrastre de la cadena, i ésta queda sujeta al suelo por el peso de la máquina, mientras las ruedas dan la vuelta.

La parte superior de la cadena empujada hácia delante por la rueda motor i guiada por la rueda dentada delantera hace su andar continuo e indefinidamente. La curva interior de la cadena que soporta el peso del locomóvil hace variar la presión, según la condición del suelo, i mientras que en caminos duros la presión es menor que con ruedas comunes, en caminos blandos el peso está tan repartido que puede caminar con toda seguridad, aun donde animales de carga no podrian hacerlo, a causa de que la presión de la parte inferior de la cadena es menor que la que en proporción ejerce un animal con el pié. Por estas razones la tracción es mayor que con ruedas comunes, facilitando el transporte de carga por caminos intransitables. El interior de la cadena tiene un radio igual a una rueda de 38 piés de diámetro.

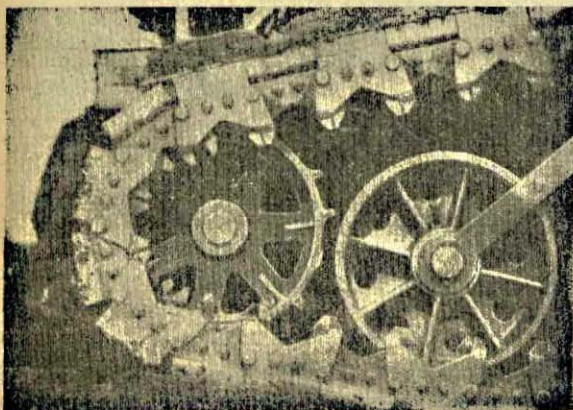
El modo de dar vuelta es tan ingenioso i eficiente que el locomóvil puede

virar en un espacio del doble de su ancho. Esto se hace por medio de palancas poderosas aplicadas a la rueda principal. Cuando hai necesidad de dar vuelta se aplica fuertemente la palanca a una de las cadenas, permitiendo a la otra jirar.

Estas operaciones son de gran ventaja para su manejo i ahorran mucho tiempo.

La máquina ha sido ensayada satisfactoriamente en las siguientes clases de suelo:

Suelo pantanoso.—Se hizo un experimento con una golondrina cargada con 3 toneladas, tirada por cinco caballos, en un terreno pantanoso, en el que se hundió hasta los ejes i los caballos no podian sacarla. Tambien se ensayó con un carreton de dos ruedas, cargado con $1\frac{1}{2}$ tonelada tirada por cuatro caballos en el mismo terreno i con idéntico resultado, hundiéndose las patas de los ca-



ballos dos piés en el suelo, debido al esfuerzo que hacian. La máquina se ensayó en seguida i pasó fácilmente el pantano, tirando al mismo tiempo uu carro con 5 toneladas.

Suelo disparejo—
Cuando una rueda comun topa repentina-

mente contra una piedra tiene que hacer un gran esfuerzo para levantarse con el peso que lleva encima. En un caso como éste, al chocar el locomóvil con una piedra, riel, tronco de árbol u otro obstáculo parecido, el efecto que causa a la máquina Hornsby es solamente de que la cadena se dobla un poco, pasando por encima el locomóvil sin mayor esfuerzo.

Zanjas.—En la pasada de zanjas el locomóvil se mueve hasta que toca en el lado opuesto, en donde su parte delantera llega a servirle de apoyo, quedando ríjida la cadena en forma de un puente sobre el cual la máquina pasa al otro lado. Zanjas bastante anchas i hondas, en donde las ruedas de adelante i de atras de una máquina ordinaria se hundirian, se pasan con toda facilidad.

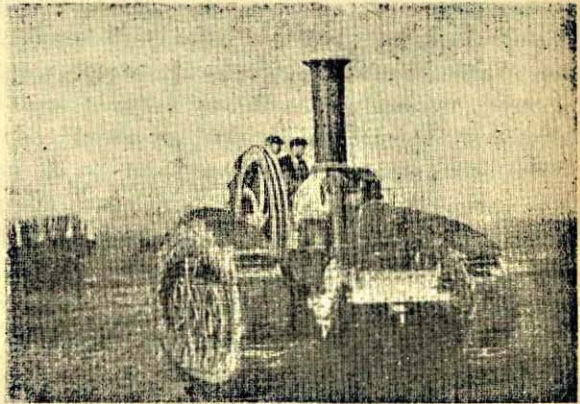
Suelos medanosos.—A causa de la gran superficie de la cadena, sobre la cual descansan las ruedas que llevan el peso, el locomóvil no se hunde en la tierra, i en razon de su gran atraccion i adhesion puede llevar pesos considerables por caminos medanosos.

Cerros.—El locomóvil tiene cualidades asombrosas para subir cerros. Un monton de tierra de una altura de 20 piés, que mostraba una gradiente de 1 por 2 fué subido con facilidad.

Nieve i hielo.—El locomóvil ha llevado cargas considerables a toda fuerza sobre colinas de 1 por 10 cubiertas de una capa de hielo de una pulgada, sin resbalarse i sin quebrar el hielo. Esto se hizo sin gauchos, arena, ripio ni otras clases de medios artificiales para darle adhesion, no teniendo el locomóvil otra atraccion que la superficie de madera de sus eslabones.

Ademas del locomóvil arriba descrito, la casa de Hornsby & Hijos está construyendo ahora una máquina para petróleo sobre el modelo que ganó el premio de £ 1.000, discernido por el Ministerio de Guerra Británico. En países con buenos caminos esta máquina es inmensamente superior a cualquiera otra ordinaria a vapor.

Las condiciones impuestas por el Departamento de Guerra a esta máquina de petróleo, fueron que tenia que llevar una carga de 25 toneladas a una velocidad media de 3 millas por hora en una carre-



ra de 40 millas. Su propio peso, una vez equipada, con combustible, agua i demas elementos para el viaje, tenia que ser ménos de 13 toneladas.

Una máquina Hornsby con doble cilindro i combustion de petróleo, equipada, llevó su carga en una distancia de 58 millas, ganando así el premio de £ 1,000 i un extra de £ 180 por las 18 millas adicionales. El peso del aceite empleado fué solo de una sétima parte del peso del carbon que hubiera requerido una máquina ordinaria de traccion a vapor, i la cantidad de agua que se usó para refrescar fué solo de unos cuantos galones, en lugar de 8 toneladas que hubiera requerido una máquina de vapor para iguales carga i distancia.

Con esta máquina de modelo se construyó el primer locomóvil de cadena.

Se ha dicho, i no sin razon, que el locomóvil de cadena «Hornsby», poseyendo la doble economía del combustible i el agua, mas el poder extraordinario para andar i trepar cerros, está llamado a desempeñar un papel mui importante en un próximo futuro.

Se le verá mas tarde llevando carros de bagajes i conduciendo pesada artillería en el campo de accion en la próxima guerra. Le veremos tambien llevando toda clase de productos a los ferrocarriles o a las fábricas. Será posible trabajar minas con utilidad en lugares apartados donde no existan caminos ni ferrocarriles.

Fuera de los límites del dominio Británico la cuestión transporte es un asunto de vital importancia para cualquiera empresa.

Las explotaciones agrícolas i mineras de mui poco servirían a sus dueños si éstos no pudieran llevar sus productos a los mercados, con rapidez i a poco costo.

Se lleva a cabo la construcción de caminos para transporte con animales, aunque lento i costoso, así como también se construyen ferrocarriles que demandan crecidos capitales i cuyas empresas no se ejecutan sin tener la seguridad de obtener una ganancia segura. Mientras tanto, el sistema Hornsby viene a suplir esta falta.

En Sud-América hai haciendas a mas de cien millas de la costa, en donde el transporte es tan difícil que llega a ser un obstáculo para el desarrollo de los negocios, al extremo de que el costo del flete pone los productos fuera del mercado. Así también hai lugares ricos en cobre, estaño i plata que no pueden explotarse, primero, por las dificultades para llevar a las minas las maquinarias; i despues por el costo excesivo del transporte de los minerales al mercado.

Carretas tiradas por 16 bueyes i aun por 32, i a veces hasta por 64, en filas de a 4, apenas llevan unas pocas toneladas, requieren varios arrieros i andan mui despacio, no mas de 2 millas por hora, no haciendo mas i jeneralmente ménos de 15 millas por día. Los camellos llevan cargas pequeñas de 300 a 500 libras, cada uno, pero no hacen mas de 15 millas por día, con un descanso cada varios días, i en un viaje corto de unas 100 millas les exige una semana para efectuarlo.

Máquinas de tracción a vapor i otros motores solo sirven donde hai buenos caminos, pero hasta ahí no mas llega su eficacia. Son inútiles para el desierto, pantanos i rejiones montañosas. La guerra de Sud-Africa puso a prueba el poder i demostró la poca eficacia i utilidad de las máquinas de tracción a vapor.

Donde no existen caminos ya se ha visto que no pueden andar las máquinas a vapor con ruedas comunes i ha sido con el objeto de dominar la reducida utilidad de las ruedas ordinarias, que se ha inventado este nuevo sistema de tracción mecánica.

Las adjuntas fotografías, tomadas en las últimas pruebas de un locomóvil de aceite de 20 H. P., i de otro locomóvil de cadena de 30 a 35 H. P. con un acoplado, demuestran el aspecto de estas nuevas máquinas.

(Traducido de *The Mining Journal* de Londres).



Estudio de la Zona Carbonífera de Chile

(Continuacion)

MINA NÚM. 2

Esta labor está situada mas o ménos a un kilómetro al sur de la estacion de Curanilahue, i consiste en una galería en direccion oeste, de 500 metros de largo, seguida de otra de direccion sur a norte, de 200 metros, de la cual arrancan las galerías que entran en el campo carbonífero explotado, i van a las fronteras del laboreo.

La galería al oeste tiene un ancho de 2.50 metros por 2.15 metros de altura; lleva un declive de 13 grados, i en todo su largo está enriellada con una doble línea de 0.50 metros de trocha. Un cable sin fin lleva los carritos carboneros a la superficie.

La galería norte tiene una línea férrea de la misma trocha para el acarreo de los carritos que llegan hasta la plataforma de la galería principal, adonde está enganchado al cable sin fin ya citado.

La planta de maquinarias que sirve para la estraccion de esta mina está formada con dos máquinas: la primera, colocada en la proximidad de los harneros i de las canchas de depósito, pone en movimiento el cable sin fin que corre a lo largo de la primera galería; la segunda, situada cerca de la entrada de la boca-mina, mueve el cable que sirve la traccion en la galería norte.

La primera consiste en una máquina horizontal de dos cilindros de alta presion, sin condensacion, con:

Cilindro, diám.....	=	0,203 m.
Carrera del émbolo.....	=	0,447 »
Revoluciones por minuto.....	=	120
Fuerza en C. V.....	=	40

Da movimiento a un tambor de madera de 1,50 metros de diámetro, sobre el cual se enrolla el cable sin fin que sirve para la estraccion; éste es de alambre de acero i tiene un diámetro de 0,022 metro. Corre sobre rodillos de fierro endurecido colocados de 10 en 10 metros al centro de cada una de las líneas i en todo el largo de esta labor.

El vapor que consume esta máquina, lo produce con $5\frac{1}{2}$ atmósferas de presion, un caldero Lancashire de 9,13 metros de largo por 2,00 metros de diámetro, con superficie de calentamiento de 70 metros cuadrados.

La segunda máquina que sirve el chiflon norte, consiste en un motor horizontal de alta presion, sin condensacion, con:

Cilindro, diám.....	=	0,305 m.
Carrera del émbolo.....	=	0,914 »
Revoluciones por minuto.....	=	60
Fuerza en C. V.....	=	40

Mueve un tambor de madera de 1,22 metro de diámetro, sobre el cual se enrolla un cable de alambre de acero de 0,016 metro de diámetro, al cual se enganchan los carritos carboneros en grupos de 5 a 6 para ser llevados hasta la plataforma de enganche de la galería principal. Los carritos vacíos reemplazan los llenos i bajan en las labores por simple gravitacion arrastrando el cable.

De los frentes, los carritos carboneros son llevados con caballos i mulas hasta la plataforma interior de esta última galería, i en la del cable sin fin, adonde se reunen en corridas de 15 a 20, son enganchados al cable por medio de un «gripper Silliman» para ser llevados fuera de la mina.

Las dimensiones de los carritos son las siguientes: 1,30 m. × 0,90 m. × 0,60 m., i su capacidad es, aproximadamente, de media tonelada.

A su llegada, son llevados a mano hasta los harneros metálicos de donde el carbon cae directamente sea a la cancha, sea en los carros del ferrocarril que lo llevan a la estacion de Curanilahue.

Los harneros son formados por un plano inclinado de 3 metros de largo con 1,20 m. de ancho, hecho de palastro, con agujeros de 0,02 metro de diámetro, i reciben un movimiento de vaiven por medio de un poqueño motor locomóvil.

Para aumentar la potencia productiva de esta mina, la máquina núm. 2 del chiflon norte va a ser reemplazada por un motor mas moderno que moverá dos cables, que irán hasta los frentes i reemplazarán la traccion por caballos. Este motor consiste en una máquina Main and Tark, de alta i baja presion, con:

Cilindro de alta presion, diám.....	= 0.254 m.
» » baja » » 	= 0.457 »
Fuerza en C. V.....	= 45

Moverá dos tambores independientes de 1,22 metro de diámetro con cables de alambre de acero de 0,016 m. de diámetro.

Ventilacion.—La ventilacion se produce por medio de un ventilador últimamente instalado, fabricado en la maestranza que la Compañía Arauco Ld. tiene en Coronel. Este aparato ha sido hecho segun planos confeccionados por Mr. Campbell, i forma un sistema misto entre el ventilador Guibal i el Scheele. Tiene las dimensiones siguientes:

Diámetro.....	= 2,74 m.
Ancho.....	= 1,22 »
Revoluciones por minuto.....	90 a 180

Está calculado para producir una corriente aspirante de aire de 650 a 1,000 m³ por minuto, produciendo en el manómetro de agua una de presion de 0,063 a 0,100 metro.

Está movido por medio de una máquina horizontal de alta presion, sin condensacion, arreglada i ajustada en la maestranza de Coronel, segun los planos i bajo la direccion del mismo ingeniero, tiene:

Cilindro, diám.	=	0,254 m.
Carrera del émbolo	=	0,507 »
Revoluciones por minuto	=	45 a 90
Fuerza en C. V.	=	20

El ventilador está colocado en el cerro algunos metros sobre la entrada de la mina, a la cual está reunido por un pequeño túnel. Las labores interiores, que, como lo hemos visto, se internan mas de medio kilómetro debajo del cerro al oeste, han sido comunicadas con el exterior por un pique vertical que atraviesa todas las estratas i viene a aflorar cerca de la cumbre del cerro. La corriente ventiladora de aire baja por este pique, recorre todos los frentes i labores i vuelve por la galería principal hasta el ventilador. Para aprovechar en lo posible esta corriente, se ha colocado un doble juego de puertas a la entrada de la galería, las que se abren únicamente para el paso de los carritos de estraccion.

La ventilacion interior es excelente i las labores se mantienen con una temperatura casi normal.

Desagüe.—El desagüe de esta mina se hace por medio de dos bombas Tangyes, que tienen:

Cilindro del vapor, diám.....	=	0,304 m.
» de aspiración »	=	0,152 »
Carrera del émbolo »	=	0 304 »
Capacidad de estraccion por hora.....	=	30.000 litros

Estas bombas trabajan en jeneral de un modo intermitente.

Las estratas que forman este yacimiento carbonífero son poco permeables i dan relativamente poca agua en las labores; sin embargo, en los inviernos lluviosos las filtraciones aumentan considerablemente i obligan el funcionamiento continuo de las dos bombas a su velocidad máxima.

La máquina de estraccion nueva Main and Tark, la del ventilador i las bombas, reciben el vapor por un único caldero Lancashire, de grandes dimensiones, colocado cerca de la entrada de la mina. Tiene 9,13 metros de largo, 1,83 metro de diámetro i presenta una superficie de calentamiento de 65 m². Está calculado para producir vapor hasta la presión de 6½ atmósferas.

Se calienta únicamente con carboncillo i su gasto se calcula en ocho toneladas diarias.

MINA NÚM. 4

Ubicada aproximadamente un kilómetro al sur de la precedente, la constituye una galería horizontal en direccion oeste de 400 metros de largo, seguida por una otra en la misma direccion con inclinacion de 13 grados bajo la horizontal i largo de 100 metros.

La estraccion del carbon en esta mina se hace por medio de mulas que arrastran los carritos en toda la galería horizontal; en la clavada la traccion se

hace por medio de un motor colocado a la entrada de la mina, el cual consiste en una máquina horizontal de alta presión, sin condensación, con:

Cilindro, diám.....	= 0,30 m.
Carrera del émbolo.....	= 0,91 »
Revoluciones por minuto.....	= 60
Fuerza en C. V.....	= 40

Mueve un tambor de 1,52 metro de diámetro, sobre el cual se enrolla un cable de alambre de acero de 0,022 metro de grueso, al cual son enganchados los carritos carboneros en corridas de cinco i seis, i llevados hasta la estremidad interior de la galería horizontal, de donde las mulas los acarrean a fuera hasta los harneros i canchas de depósito.

Estos carritos tienen las mismas dimensiones i capacidad que los de la mina precedente.

Los harneros son también del mismo modelo i su funcionamiento es igual a los de dicha mina.

El vapor que consume la máquina de extracción precedente es entregado a $5\frac{1}{2}$ atmósferas de presión por un caldero Lancashire de 9,13 metros de largo, 2 metros de diámetro, con superficie de calentamiento de 70 m². Tiene una bomba de alimentación del tipo «Cameron», vertical, de dos cilindros, de la fábrica Frank Pears y C.^o, de Manchester.

Para aumentar la fuerza productiva de esta mina, se proyecta emplear una otra máquina horizontal de alta presión, sin condensación, que se colocará al interior del laboreo, al fin de la galería horizontal.

Será de las siguientes dimensiones:

Cilindro, diám.....	= 0,152 m.
Carrera del émbolo.....	= 91 »
Revoluciones por minuto.....	= 60
Fuerza en C. V.....	= 25

Ventilación.—Se hace en la misma forma que en la mina precedente. El ventilador que produce la corriente aspirante es del sistema Scheele, con 2,43 metros de diámetro i 0,61 metros de ancho; es movido por una máquina horizontal de alta presión de la marca «Tangyes' Patent», que tiene:

Cilindro, diám.....	= 0,304 m.
Carrera de émbolo.....	= 0,609 »
Revoluciones por minuto.....	= 60
Fuerza en C. V.....	= 40

Puede producir una corriente aspirante de aire de 500 m³ por minuto.

Desagüe.—Formando parte del mismo yacimiento, esta mina se encuentra en condiciones idénticas que la precedente en lo que se refiere a las filtraciones. El desagüe se hace por medio de una bomba Tangye de las siguientes dimensiones:

Cilindro de vapor, diám.....	=	0,203 m.
» de aspiracion, »	=	0,114 »
Carrera del émbolo.....	=	0,304
Capacidad de estraccion por hora.....	=	14,000 litros

Esta bomba funciona con vapor que recibe del mismo caldero que sirve a la máquina de estraccion precedente.

MINA NÚM. 6

Esta labor está formada por una galería con direccion oeste, de 170 metros de largo, abierta sobre un afloramiento de carbon existente mui cerca de la cumbre del cerro, mas o ménos 3 kilómetros al sur de la mina núm. 2.

Esta galería corre en direccion horizontal sobre una distancia de 60 metros, sigue con un declive de 16 grados durante los 40 metros siguientes, i despues con 18 grados en todo el resto de su estension.

En la parte horizontal, la traccion de los carritos carboneros se hace con caballos i mulas; los carritos son del mismo modelo i capacidad que los de las minas precedentes.

En las partes inclinadas, son llevados por medio de un motor de estraccion, formados con una máquina vertical de dos cilindros «Robey», de alta presion, sin condensacion, hecha i ajustada en la maestranza de Coronel; los cilindros tienen un diámetro de 0,203 m. i su fuerza está calculada en 10 C. V. Mueve un tambor de 1,22 metro de diámetro, sobre el cual se enrolla un cable de alambre de acero de 0,022 metro de diámetro. La máquina funciona con vapor a 5 atmósferas de presion que produce un caldero locomóvil «Robey» multitubular.

Desagüe.—Este se hace con dos bombas Tangyes de las siguientes dimensiones:

1. ^a —Cilindro de vapor	=	0,208 m.
» de aspiracion.....	=	0,127 »
Carrera del émbolo.....	=	0,304 »
Capacidad por hora.....	=	10,000 litros
2. ^a —Cilindro del vapor.....	=	0,128 m.
» de aspiracion.....	=	0,045 »
Carrera del émbolo.....	=	0,254 »
Capacidad por hora.....	=	1,000 litros

Ventilacion.—La ventilacion se produce por un pique vertical, que comunica las labores interiores con el exterior, atravesando las estratas del cerro hasta llegar a la superficie, dando una diferencia de nivel desde la boca-mina de 20 metros, produciendo, por consiguiente, un tiraje natural.

El aire entra por la galería de explotacion, recorre las galerías i frentes del laboreo i sale por el pique de ventilacion.

Traccion exterior.—Saliendo de la galería a la superficie, los carritos siguen unos metros por la ladera del cerro i son volteados, cayendo el carbon en una cancha situada abajo del cerro, a mas o ménos 100 metros verticales. De ahí el carbon se carga otra vez en carritos del mismo modelo i es llevado sobre un pequeño ferrocarril *ad hoc*, en corrida de ocho, hasta la cancha de la mina número 5 (provisoriamente de pára), adonde harneado i en seguida puesto en los carros carboneros del ferrocarril que lo llevan a la estacion de Curanilahue.

No podemos sino criticar el sistema aplicado en la mina núm. 6 para descargar desde lo alto del cerro el carbon, pues esta violenta caída, de mas de 100 metros, aumenta considerablemente la proporcion de carboncillo.

La construccion de un plano automático para la bajada del carbon, tendria la ventaja, con un gasto mas reducido, de entregar el carbon en el mismo estado en que sale de la mina. Un plano automático funciona sin el empleo de ningun motor, los carros llenos sirven para subir los vacíos i evitan los gastos de recarguío.

Para explotar el campo carbonífero que puede abarcar la mina núm. 6, el ingeniero señor Campbell hizo abrir una nueva labor que está destinada a ser la mas importante para la explotacion del carbon en todas estas minas.

Consiste en una galería horizontal iniciada al pié del cerro que contiene los yacimientos carboníferos a mas de 100 metros abajo de los afloramientos.

Esta galería tiene una seccion de 3,05 m. \times 2,13 m. i una direccion oeste $264^{\circ} 30'$, cortando una primera vez los mantos de carbon a 100 metros del punto de su iniciacion, los cuales son en seguida rechazados a 60 metros de altura al oeste por una fractura que corta todo el campo carbonífero. Mr. Campbell calcula, siguiendo la misma labor siempre en horizontal, cortar otra vez los mismos mantos a los 500 metros de distancia.

Antes i despues de la falla, los mantos conservan su misma inclinacion.

La explotacion de los mantos se hará en subida, evitando el empleo de medios mecánicos para el desagüe, que se hace por simple gravitacion.

Aprovechando, ademas, la regularidad con que se presentan las estratas, el arranque del carbon se hará con perforadoras movidas por el aire comprimido. Estas son de dos tipos, unas con percusion i otras con discos circulares.

La planta para la maquinaria formada por el señor Campbell, para la explotacion de esta mina, se compone de;

1.º Una máquina de estraccion horizontal, de dos cilindros, de alta presion, (7 atmósferas) de la marca Thornewill & Warcham, con:

Cilindros, diám.....	= 0,254 m.
Carrera del émbolo.....	= 0,457 »
Revoluciones por minuto ...	= 90
Fuerza en C. V.....	= 120

la que mueve un tambor de 1,22 metro de diámetro con 0.53 metro de ancho, que dirigirá un cable sin fin de alambre de acero de 0,025 metro de grueso,

que correrá en todo el largo de la galería. Esta última estará provista, para el efecto, de una doble línea férrea; una servirá para la ida de los carros i la otra para la vuelta.

2.º Una compresora de aire de la marca Walker Brothers de Wigan, compound, de alta i baja presión, válvulas de distribución «Cornish», con condensación i enfriamiento del aire comprimido por inyección de agua. Sus dimensiones son las siguientes:

Cilindro del vapor, alta presión, diám =	0,457 m.
» del vapor, baja presión, diám =	0,762 »
» del aire, alta presión, diám... =	0,609 »
» de aire, baja presión, diám... =	0,609 »
Carrera del émbolo	= 1,066
Revoluciones por minuto	= 50
Fuerza en C. V.....	= 270

Esta máquina está calculada para producir por minuto 700 metros cúbicos de aire comprimido a 4 atmósferas de presión.

El aire comprimido se recibe en un estanque de palastro de 5.50 metros de largo por 1,52 metro de diámetro, colocado cerca de la máquina.

Al interior, a 300 metros de la entrada de la galería, se dispondrá de un calentador de aire, a fin de evitar pérdida en la presión del aire comprimido.

Calderos.—Para la producción del vapor necesario para el funcionamiento de estas dos máquinas, hai un caldero multitubular del tipo «Babcock i Wilcox», con tubos de acero, que presentan una superficie total de calentamiento de 150 m. ²; sus dimensiones son:

Cilindro diám.....	= 1,22 m.
» largo	= 5,86 »
Altura	= 4,80 »
Largo total	= 6,60 »
Ancho	= 2,50 »
Tubos horizontales números.....	= 90 »

El gasto de carbon se calcula en 12 toneladas diarias.

Estas minas ocupan un término medio de 340 obreros, de los cuales 80 pertenecen a las faenas exteriores, repartidos del modo siguiente:

Al interior:

Barreteros	= 140
Carretilleros.....	= 40
Tosqueros.....	= 30
Piqueros, porteros, caballeros, etc.....	= 50

Al exterior:

Mayordomo, alistadores, bodegueros, etc... =	7
Harneros, enganchadores, peones, etc.... =	43
Mecánicos..... =	14
Carpinteros	= 10
Albañiles	= 6
Herreros..... =	2

Los salarios pagados son los siguientes:

Barreteros, por cada cajon, o sea la medida que contiene un carrito carbonero, \$ 0.50 en la «alta» i 0.60 en la «doble».

Carretilleros, \$ 1.80 a 2.50 diarios.

Tosqueros i otros, \$ 1.50 a 1.80 diarios.

Los mecánicos, carpinteros, albañiles, herreros gozan de un sueldo que varía de \$ 1.75 a 2.50 diarios.

Estas minas producen, en conjunto, una cantidad que no baja de 5,000 toneladas mensuales, cantidad que se aumentará considerablemente con las mejoras llevadas a cabo por el señor Campbell i, principalmente, cuando sean completamente instaladas las nuevas plantas de maquinarias calculadas por este ingeniero.

La potencia productiva de las minas de Curanilahue no bajará de 120,000 toneladas al año, con probabilidad de un desarrollo constante.

Trasporte.—Para la conduccion de su produccion, desde las minas hasta la estacion de Curanilahue, existe un ramal del ferrocarril que, saliendo de este punto, termina actualmente en la mina número 5 i será próximamente prolongada hasta la mina número 6, punto extremo de las explotaciones carboníferas actuales de la Compañía Arauco Limitada. Este ramal tiene la misma trocha, i está construido en condiciones idénticas a la línea principal; frente a cada mina existen desvíos que van hasta las canchas i hasta los harneros para facilitar el carguío del carbon.

Maestranza.—Como ha podido notarse, en las tres minas de Peumo, Colico i Curanilahue, de propiedad de la Compañía Arauco, si bien, como se ve, figuran mecánicos i herreros en el personal ocupado, no existe, como en los establecimientos similares, ningun taller de maestranza, sino pequeños talleres de herrería para las reparaciones urjentes i fáciles que suelen presentarse.

La Compañía Arauco Limitada tiene su maestranza en Coronel, aunque pertenezca al ferrocarril; se hacen allí todas las reparaciones que se presentan en las minas citadas. Este taller está perfectamente montado, tiene las herramientas necesarias para poder emprender cualquier clase de trabajo o reparacion que sean necesarios.

Al ocuparnos del ferrocarril, daremos su descripcion.

(Continuará).

