

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárlos Besa.

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Amenábar Daniel
Andrada, Telésforo
Avalos, Cárlos G.
Chiapponi, Márco
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
Vattier Carlos

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Los convertidores básicos (neutros) para el cobre

Hai diversas operaciones metalúrgicas en que se aprovecha para efectuarlas, el calor producido por la combustion del azufre i del fierro contenido en los materiales; las mas conocidas son la tuesta i la fundicion pirítica de los minerales i la conversion de los ejes de cobre. Se pueden observar los distintos fenómenos producidos en esas operaciones llevadas a efecto con la misma clase de combustible, i, es notable que con el mismo número de calorías producido, los resultados térmicos de las operaciones son tan diversos.

Comparemos la tuesta de los minerales con la conversion de los ejes i supongamos, para mayor semejanza, que se trate de tostar bornitas puras de 56% de cobre i de convertir ejes de igual lei. Se notará que en ambos casos se producen fenómenos análogos; a espensas del oxígeno del aire se queman el azufre i el fierro en el convertidor, quedando finalmente cobre; en la tuesta la mayor cantidad de oxidacion corresponde tambien al fierro i al azufre. Las cantidades de calor desprendidas en los dos casos no son del todo iguales, pues en el convertidor, mucho calor se desarrolla por la combinacion del óxido ferroso formado con la sílice de la calza o de los escoriificantes, miéntras que en la tuesta se desprende cierta cantidad de calor por la oxidacion parcial del cobre i la transformacion del óxido ferroso a óxido férrico. Pero aun suponiendo que se produzca mas calor en la tuesta de la bornita que en la conversion del eje, se podrán observar las mismas diferencias en los resultados térmicos de los dos procedimientos. En la tuesta para combustionar todos los elementos oxidables

se necesita un tiempo notablemente mayor que el que se requiere en el convertidor para la oxidacion del azufre i del fierro, i aunque en los dos casos se haya desprendido igual número de calorías, en la tuesta este calor se ha escapado sin efecto físico sobre los minerales tostados, miéntras en el convertidor el mismo calor ha mantenido o producido la fusion de los sulfuros.

La causa de esta diferencia reside en el tiempo empleado en las operaciones. Durante la tuesta la oxidacion es relativamente lenta, el calor se irradia i trasmite a medida que se produce, con cierta velocidad, que impide una concentracion suficiente para producir la fusion del material. En el convertidor la misma cantidad de calor producida en un tiempo menor, se escapa con relativa lentitud al que se emplea en su produccion; el calor concentrado a un alto grado eleva la temperatura de los sulfuros, produciendo su fusion. Aunque el convertidor no es un aparato que conserve el calor por mas tiempo que algunos hornos de tuesta, la causa esencial de su concentracion es, sin embargo, el tiempo empleado en producirlo.

Pudiendo, pues, mediante el factor tiempo, variar el grado de concentracion de calor, tenemos en nuestras manos la regulacion de la temperatura producida en la operacion.

Algunas consecuencias de trascendencia pueden deducirse de estos razonamientos, respecto a la conversion de los ejes del cobre i a la fundicion pirítica. Nos ocuparemos aquí de la conversion de los ejes.

Hasta hace pocos años se convertian solo ejes de cobre de 45% a 55% de cobre, porque desde puntos de vista económicos eran los mas convenientes. Ejes mas pobres en cobre llevan mucho fierro, el cual al oxidarse a FeO durante la conversion, necesita gran cantidad de sílice, SiO_2 , para escorificarse, i consume, por esto, rápidamente la calza del convertidor, i la escorificacion del FeO por medio del cuarzo libre que flota sobre el baño de eje, no se ha conseguido por la baja temperatura allí reinante; a mas de este inconveniente para la conversion, lleva consigo el de quitar el fierro necesario para la escoria, con lo cual se hace ella ménos fusible, i hai necesidad de agregar mayor cantidad de flujos, que disminuyen la capacidad del horno, o de combustible. Solo cuando los minerales son de mui baja lei i la obtencion de un eje de 50%, significando un alto grado de concentracion, trae pérdidas inaceptables en la escoria, entónces se esplica la produccion de un eje mas pobre. Un eje de mas de 55% tiene tambieu sus inconvenientes: lleva poco sulfuro de fierro, i como la oxidacion del fierro—simultánea con la del azufre—i su escorificacion o combinacion con la SiO_2 del revestimiento del convertidor, son las reacciones que producen el mayor calor, la temperatura no alcanza a elevarse suficientemente i el FeO producido no puede reaccionar con la SiO_2 de la calza, flotando en estado sólido sobre el eje fundido.

No es, pues, posible convertir económicamente en la actualidad, ejes de cobre de leyes fuera de los límites 45% i 55% de cobre.

Las desventajas enunciadas tanto para la conversion de los ejes bajos como para los de alta lei, desaparecen si se consigue obtener una temperatura suficiente para efectuar la combinacion del FeO con la SiO_2 , suministrada en

forma de polvo grueso i que flotará sobre el baño de eje fundido. Evitada así la costosa colocacion del revestimiento ácido corroible del convertidor, es posible convertir ejes de baja lei, la mayor parte de la escoria producida es bastante pobre i puede desecharse.

Hace ya algunos años se convierten en Estados Unidos, segun el procedimiento Baggaley ejes de 20 % aproximadamente en convertidores revestidos con ladrillos básicos de óxidos de magnesio i de cromo, escorificando el FeO por medio de cuarzo o minerales cuarzosos molidos, que se agregan al convertidor. Una serie de tentativas infructuosas habian hasta entónces dado por resultado la imposibilidad de efectuar esa combinacion a causa de la baja temperatura de la operacion. ¿Cómo ha conseguido Baggaley resolver esta cuestion? No lo he podido averiguar; las descripciones que del procedimiento he visto solo indican que no ha habido dificultad ninguna, en producir la combinacion del FeO con la SiO₂ agregada en esa forma, i que por consiguiente los inconvenientes con que hasta entónces se habia tropezado,—comprobados por numerosos metalurjistas e indicados por varios autores de reputacion,—habian desaparecido. ¿Por qué no se ha jeneralizado el procedimiento i aplicado a la conversion de los ejes de 50 %? ¿Han fracasado nuevos intentos? Si es así, ¿hai alguna diferencia capital entre la conversion de ejes de 20% i de 50%? Se ve la del probable efecto de la mayor cantidad de sulfuro de fierro en el eje mas pobre en cobre, que es el de producir una temperatura superior, porque la irradiacion i trasmision del calor son relativamente menores. ¿Baggaley se ha aprovechado de este factor para implantar su procedimiento, o ha recurrido a alguna otra fuente de mayor temperatura? Téngase presente para nuestras reflexiones siguientes que usa en los convertidores, una presion de 1,4 kg. por c. c. (20 libras por pulgada cuadrada).

Knuudsen, en Noruega, convierte tambien ejes de 10 a 20 % de cobre, en convertidores con calzas básicas.

El sistema Baggaley permite, pues, convertir ejes pobres, economizando así la concentracion por una fundicion a ejes de 50 %; la cantidad considerable de escorias del convertidor es suficientemente limpia (0.2% Cu) de cobre para evitar su refundicion; solo las últimas cantidades, formadas al término de la conversion, se repasan en el horno de fundicion. El procedimiento evita ademas la calza corroible del convertidor, desapareciendo así uno de los principales gastos del procedimiento, i se pueden fundir minerales cuarzosos de cobre sin ningun gasto especial.

Sabemos que la dificultad opuesta a la escorificacion por el sistema Baggaley en la conversion de los ejes corrientes de 50% es la baja temperatura producida. Un medio de subsanar este inconveniente es aprovecharse del *factor tiempo*; disminuyéndolo, al aumentar la velocidad de la reaccion por una mayor cantidad de aire por unidad de tiempo, la mayor cantidad de calor producida se traduce en una elevacion de la temperatura, pues las causas de pérdida de calor no han variado i su irradiacion i trasmision se mantiene en igual grado prácticamente, i el calor arrastrado por la mayor cantidad de gases es solo una fraccion del mayor calor total producido.

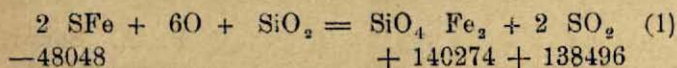
Entre las ventajas que se pueden obtener con la mayor temperatura así producida figuran la de convertir ejes de cobre de leyes superiores a las de la práctica corriente, i aun de poder convertir sulfuro de cobre puro en convertidores frescos i frios. Ejes de mayor lei, significan para el horno de fundicion, mayor cantidad de fierro libre para la escoria, por consiguiente menor gasto de flujos i menor cantidad de escorias del convertidor, lo que quiere decir mayor capacidad útil del horno. Para el convertidor significa menor cantidad de eje que tratar, luego menor tiempo empleado en la operacion; a este efecto tambien contribuye la mayor velocidad de las reacciones durante la conversion; el convertidor aumentará ademas su capacidad diaria por su mayor volumen interno que es constante por ser su calza incorroible, i porque siendo la operacion mas rápida puede aumentarse su número.

Para aumentar el volumen del viento habrá que aumentar su presión en las toberas del convertidor o aumentar su número manteniendo la misma presión. La potencia de la compresora de aire deberá ser mayor. El temor de que el viento a gran presión pueda botar la carga por la boca del convertidor es dudoso, e inversamente se puede observar que un convertidor trabajando con baja presión, 0,4 kilogramo por c. c. o ménos, funciona mui lentamente i arroja la carga fria semi-fluida; con alta presión, la mayor temperatura mantiene la masa suficientemente líquida i deja escurrir fácilmente los gases, sin ser lanzada del convertidor. La posibilidad de que parte del aire atraviese la carga fluida sin reaccionar totalmente, escapando oxígeno libre i enfriando así al convertidor, puede evitarse aumentando proporcionalmente el número de toberas manteniendo así una presión menor con un mayor volumen de aire i consiguiendo una mezcla mas íntima entre los cuerpos reaccionantes.

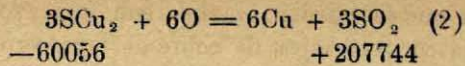
La cantidad de aire que por unidad de tiempo se necesitaria para elevar la temperatura a un grado tal que se produzca fácilmente la combinacion del FeO con la SiO₂ flotante, no puede calcularse fácilmente; pero es probable que experimentalmente se consiga sin ir a extremos impracticables, ya que con ejes de 20% Baggaley lo ha conseguido sin dificultad.

Mas fácil es, sí, calcular el aumento de aire que se necesitaria para convertir sulfuro de cobre puro, o sea un eje de 80%, caso extremo a que no se llega en la práctica, suponiendo que la cantidad de calor desprendida por unidad de tiempo, es decir, la temperatura sea igual a la que se produce en la combustion del sulfuro de fierro i escorificacion del FeO producido.

Comparemos las cantidades de calor desprendidas por un mismo peso de aire, actuando sobre el sulfuro de fierro i el sulfuro de cobre:



(La esperiencia muestra que en la escorificacion del FeO se forma el singulosilicato indicado; sin embargo, siendo ignorado el calor de combinacion de SiO₂ con 2 FeO, hemos tomado para el cálculo el que se produce al formarse el bisilicato ferroso, SiO₃ Fe).



(Aunque parte del S se quema a SO_3 , nos colocamos en el caso mas desfavorable de menor produccion de calor i formacion de SO_2).

La reaccion (1) produce 230722 calorías, i la reaccion (2) produce 147688. Ambas han consumido igual cantidad de aire, la reaccion del sulfuro de fierro produce, sin embargo, un calor 1.6 veces mayor que la del sulfuro de cobre, es decir, que para producir la misma cantidad de calor por unidad de tiempo, con el sulfuro cuproso se necesitan 1.6 veces la cantidad de aire que exigiria el sulfuro de fierro. La compresora deberá entónces lanzar un exceso de aire de 60% sobre el que emplearia en la reaccion del sulfuro de fierro, para la cual deberá aumentar la velocidad proporcionalmente.

Tratándose de convertidores Bisbee (tipo barril) de 1,83 m. \times 2,54 m. (6' \times 8') con once toberas de 0,025 m. de diámetro (1") i que corrientemente funcionan con 100 m. c. de aire por minuto a una presion de 0,84 kilogramos por c. c. (12 libras por pulgada cuadrada), habria que introducir, para conseguir ese efecto, 160 m. c. de aire por minuto, i como la seccion de las toberas no puede variar, tendrá que aumentar la presion 1.6 veces, esto es, se necesitará la presion de 1.34 kilógramos por c. c. (19.2 libras por pulgada cuadrada). Si se quisiera mantener la presion primitiva, la seccion de las toberas deberá tambien aumentar 1.6 veces, i se usarán $11 \times 1.6 = 18$ toberas de 0.025 m. de diámetro, u 11 toberas de $0.025 \sqrt{1.6} = 0.034$ m. (1,3").

La compresora trabaja con mayor potencia, pero como la conversion dura proporcionalmente menor tiempo, siendo la cantidad total de aire que entra en ambos casos igual, el trabajo gastado tambien es el mismo. La operacion durará $\frac{1}{1.6} = 0,63$ del tiempo que duraria en caso de entrar solo 100 m. c. de aire. Duplicando la presion i trayando con un convertidor en vez de dos a un mismo tiempo, con igual gasto de aire i de enerjía en la compresora, se hará, pues, el mismo trabajo con la mitad del personal.

La presion de 1,4 kilógramo por c. c. no es irrealizable, pues muchos nuevos convertidores la emplean.

Los efectos de la alta temperatura en la conversion por la velocidad de la reaccion, por el *factor tiempo*, son manifiestos.

Es posible que los metalurjistas, no habiendo considerado esta influencia, hayan siempre tratado de marchar con los menores gastos i su tendencia haya sido la de emplear bajas presiones, en vista de emplear compresoras ménos costosas.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas.



La existencia de petróleo en la provincia de Llanquihue

ESTUDIO DE LOS TERRENOS QUE SE ENCUENTRAN AL SUR DEL CANAL
DE CHACAO (1)

Hemos recorrido los alrededores de Ancud como igualmente la parte NO. de la isla de Chiloé: desde la ribera sur de la ensenada de Quetalmahue, caleta Curahueldo de Cocotúe i parte del estuario del histórico Pudeto; por el norte los cordones de cerros, paralelos entre sí, donde están los faros de Ahui i Corona, hasta llegar a la punta de Guapacho.

En esta estensa zona que recorrimos a pié, encontramos areniscas que varían entre el verde i el amarillo i que se depositaron en la época terciaria; es una especie de conglomerado de elemento mas o ménos fino. Estos conglomerados cambiaron completamente de su posición primitiva por la salida de una larga erupción basáltica que se ve hasta en los arrecifes de Talcau de la ensenada de Cocotúe. En la parte NO. de la isla, los estratos terciarios se encuentran ménos dislocados i tienen un rumbo cercano al NS. i una inclinación de 5 a 12 grados al oeste, elevándose a lo sumo de 10 a 12 metros sobre el nivel del mar. Las anteriores capas se encuentran a su vez recubiertas por terrenos formados en el diluvial de la época cuaternaria i tienen un espesor máximo de 40 metros i se componen de cenizas, tobas i bombas volcánicas. Cuando la ceniza es compacta, es muy fácil de labrarla cuando está recién sacada del suelo; porque al poco tiempo de estar en contacto del aire se endurece i sirve para la construcción de murallas de edificio, de hornos, de braceros, etc.: a esta piedra se le conoce en esta región con el nombre de *cancagua*. Frecuentemente se encuentra en la superficie de este terreno diluvial algunos enormes bloques erráticos de andesita anfibólica, como igualmente de esa roca sienito-granito-diorita que salió en el terciario i fué una de las que solevantó la gran cordillera de los Andes; estos trozos han sido llevados a esos lugares por los ventisqueros o rios de nieve de los primeros tiempos cuaternarios. Cerca de la playa encontramos igualmente algunas rocas mas o ménos redondeadas i que tienen hasta un metro de diámetro: de sienita, granito, microgranito, porfiro cuarcífero i de diorita que fueron dejadas en esos lugares por los témpanos, islas flotantes de hielo que se desprendieron de lejanos ventisqueros, los cuales fueron trasportados por las corrientes marinas hasta aquellos lugares cuya temperatura elevada los fundía, dejando en estos sitios las rocas que sobre ellos navegaban.

Cercano al muelle de Ancud se desprenden, en baja marea i cuando el mar está tranquilo, una gran cantidad de burbujas de gas que revientan en la superficie del agua. Desgraciadamente, no pudimos cerciorarnos personalmente

(1) Informe pasado por el autor al señor Ministro de Industria i Obras Públicas en el mes de noviembre de 1908.

de este hecho, porque el mar no nos permitió hacer esta observacion; pero algunas personas respetables de esa localidad nos aseguraron lo que acabamos de esponer, i al mismo tiempo nos dijeron de que el señor Edwyn Reed habia recojido algunas botellas de un líquido que sobrenadaba en la superficie del mar, el cual tenia un fuerte olor a petróleo. Manifestaciones de semejantes desprendimientos se observan en el Pudeto i en el golfo de Quetalmahue, cuando está cubierto el fondo del mar por una delgada capa de agua.

Suponemos que las anteriores emanaciones gaseosas salen por entre las grietas que deben existir entre o al lado de la gruesa formacion basáltica; las que se formaron indudablemente por la contraccion que esperimentó esta roca al enfriarse, i, por lo tanto, se le pueden encontrar estas rajaduras o dentro del basalto o en contacto de éste con las areniscas del terciario.

A la salida del interior de la tierra de esas gruesas masas basálticas que tienen su mayor longitud en una direccion mui cercana al sur, sesenta i cinco grados al este, se debe la formacion del canal de Chacao que le es mas o ménos paralelo, la del rio de Dadi, que se encuentra inmediatamente al norte del morro del Amortajado, como igualmente el lecho por donde corre el hermoso rio de Maullín i muchas otras fracturas que hoi están cubiertas de arena; pero que en tiempos no lejanos pasó tambien el mar, por ejemplo: los arenales que separan el golfo de Quetalmahue de la ensenada de Cocotúe, el terreno bajo que existe entre Puerto Inglés i la bahía de Guapacho; a esta misma categoria pertenecen los terrenos pantanosos i casi horizontales que separan la rada de Carelmapu de la playa de la Llagua.

TERRENOS QUE ESTÁN AL NORTE DEL CANAL DE CHACAO

La parte comprendida entre el cerro del Amortajado por el norte i el de Chanqui por el sur, es plana i se eleva en algunos puntos 10 metros sobre el mar, se compone de una arena suelta que en solo ciertos dias del año es arrasada por los vientos, porque siempre está mojada con el agua de las lluvias que con tanta frecuencia caen en esta rejion. Existen entre estos arenales una gran cantidad de charcos de agua de mas o ménos estension cuya superficie está cubierta por una delgada capa algo trasparente, agrietada en todo sentido, en que cada uno de estos pequeños fragmentos posee los colores del arco iris. Si esta nata de colores irisados se hace mover con la punta de un palo o con el dedo, se fractura en una infinidad de pequeños trozos de contornos irregulares. Los anteriores colores nos hacen recordar a los que se forman sobre el agua cuando tiene un poco de petróleo; pero en este caso la superficie no se agrieta al ser removida con el palo, a lo sumo se deforma alargándose i tomando sus contornos una forma cùrvilleña: esta es la propiedad de todos los aceites que flotan en el agua; miéntras que la anterior es característica de los óxidos de hierro en los lugares pantanosos.

Hemos dicho que por el lado sur de estas ciénagas existe un cordón de cerros denominado de Chanqui, que principia en la Picuta de Carelmapu i termina en la punta de Chocoi por el poniente: su cima es mas o ménos plana i

tiene un ancho máximo de 150 metros i una altura cercana a 60 metros sobre el mar; sus laderas se encuentran frecuentemente cortadas a pico, en donde se pueden estudiar las capas de que se compone este cerro, determinar a punto fijo su direccion e inclinacion i al mismo tiempo la edad jeológica en que se formaron estos terrenos, por los fósiles que se encuentran en las areniscas.

Las estratas terciarias tienen una inclinacion al N. NE. que varia de cinco a doce grados; por la inclinacion media de estas capas se nota que ellas se dirijen enterrándose en la direccion en donde se encuentra actualmente la sonda: encontrándose este punto en la sinclinal i no en la anti-clinal de las capas como es lo que se necesita para hacer una buena investigacion del petróleo.

Despues de haber estudiado lo mejor que se pudo el cerro de Chanqui i sus alrededores, nos dirijimos en direccion a un cerrito bajo que se divisa al NE. del campamento; como nos perdiéramos del sendero que a él conduce tuvimos que atravesar forzosamente un largo pantano de mas de dos kilómetros, por un metro de profundidad en algunos puntos. En dos localidades de este ancho pantano se desprendia un gas de un olor mui parecido a ese otro que se utiliza en el alumbrado del personal de la sonda. Al fin de muchas vueltas i revueltas por entre esta ciénaga llegamos al cerro de Peime: pequeño montículo que se encadena por el oriente a colinas que se encadenan en direccion al Sur; en el lado poniente se pueden estudiar mui bien sus estratos, que se dirijen con mas o ménos uniformidad al SO. i con una inclinacion que varia entre cinco i veinte grados, sus estratos son iguales en todo i por todo a los que vimos en el cerro de Chanqui.

Al siguiente dia nos dirijimos al cerro del Amortajado i pudimos observar a las mil maravillas los estratos que en él se encuentran; estos son iguales a los de los cerros anteriores; pero sus capas se dirijen al S. SE. en su inclinacion, hácia un punto cercano al local en que se encuentra la sonda.

Una vez reconocidas en los cerros de Chanqui, Peime i Amortajado las inclinaciones de sus estratos, nos fué fácil diagnosticar de que el local elegido para su primera perforacion se encontraba a algo mas de quinientos piés de altura sobre las capas superficiales que están en las cimas de los barrancos del Chanqui. Esta suposicion nos fué plenamente comprobada algunos dias despues de haber llegado a Santiago, por un telegrama en el cual se nos daba cuenta de que se principiaban a atravesar los estratos que existian en la cima de los cerros vecinos; esto tenia lugar a quinientos piés de profundidad.

Hace mas o ménos unos diez años que las cienagas de Carelmapu fueron invadidas por una multitud de mineros que buscaban ansiosamente entre estas arenas las pequeñas partículas de oro que el mar en su eterno vaiven deja sobre la negra arena de las playas. Algunos de estos felices mineros sacaron mas de ciento cincuenta mil pesos en oro, los cuales en su totalidad fueron a contribuir al desarrollo de nuestra importante industria vinícola. Entre los que llegaron a esos inclementes lugares se encontraba el señor Daniel Bello, que buscó siempre el oro a profundidad por medio de una pequeña sonda de mano, en uno de estos cateos se notó que dentro del tubo del aparato se sentia un ruido extraño producido por las burbujas de gas que reventaban en su interior; instin-

tivamente se le acercó un fósforo encendido i con sorpresa de todos se vió que por la abertura del cañon salia un penacho de luz incolora, la que llamó la atencion de todos los que en esos lugares se encontraban. Con el abandono de estos lavaderos se olvidó casi completamente la existencia de este gas inflamable i si no hubiese sido por el pasado resurjimiento industrial de Chile estamos seguros de que esto habria caido en el mas completo olvido.

Sabedor el señor Aurelio Fernández Jara de la existencia de este gas inflamable, no trepidó un momento en formar la Sociedad Petróleos del Pacifico; porque supo en sus distintos viajes por Europa i Estados Unidos, que muchos estériles lugares que desprendieron durante siglos gases inflamables, son hoy, despues de prolijos reconocimientos por medio de perforaciones a distintas profundidades, el centro de una gran actividad industrial i han llegado algunos de estos sondajes a dar millones de libras esterlinas.

Una vez recojida la primera cuota se encargó a Estados Unidos una magnífica sonda, que fué colocada en el lugar que hoy está por los armadores que enviaron de la fábrica. Solo se ha llegado a la profundidad que tiene esta perforacion, debido al carácter i a la enerjía del señor Fernández.

El gas que actualmente se desprende por un tubo de tres pulgadas de diámetro i que se encuentra enterrado a unos siete metros de la superficie del suelo, es llevado por cañería mas delgada a seis quemadores incandescentes de gas, a una estufa i a una magnífica cocina con un gran horno, todo lo cual puede estar funcionando a la vez con el gas que sale de esta especie de gasógeno.

Este gas es incoloro, a veces recuerda en su olor a ese otro que sentimos al ir al cerro de Peime i otras veces se encuentra acompañado de una pequeña cantidad de hidrójeno sulfurado. Al quemarse lo hace con una llama incolora de bordes algo amarillentos, parecido a la llama del sodio; si de repente sale por el gasógeno una cantidad mayor de gas, el color amarillento casi desaparece, dominando en ese momento el color azul, parecido al que da el óxido de carbono al quemarse: en jeneral la luz que produce es poco alumbrante.

Aparece este gas a los seis u ocho metros de hondura, de los cuales de cinco a siete, a partir de la superficie, es de arena suelta i el resto es de una roca blanda de color verde, compuesta de arena fina i de arcilla, se le puede amasar entre los dedos, tiene un olor mui parecido al que se siente frecuentemente en el gas ya descrito i ademas se encuentra recorrida en todo sentido por restos de antiguas plantas que vivieron en terrenos mui húmedos: a esta capa se le conoce en esta zona con el nombre de turba.

En aquellos puntos cercanos al mar en donde no existe la anterior capa verdosa no se ha podido obtener gas con las pequeñas perforaciones.

A unos ocho metros de distancia del punto que actualmente se hace el sondaje se encontró gas inflamable, a unos veinticinco piés de hondura; miéntras que ese gas no se ha podido estraer en la gran perforacion que actualmente tiene mas de ochocientos piés, de los cuales corresponden quinientos a las arenas sueltas i mui permeables: de esto último se puede deducir que el gas es mui superficial en esta localidad, i seguramente debe su oríjen a antiguos pantanos que existieron en esta cienagas a la profundidad ántes dicha.

Todo lo espuesto anteriormente lo hemos tocado con nuestros sentidos i por deduccion e induccion que hacemos, partiendo de hechos conocidos i que los enumeramos en gran parte, llegamos al convencimiento de que en ese lugar no existe el petróleo. Estamos seguro de que cualquier mortal, por mas bien preparado que se encuentre, no podrá ver mas que lo que aquí hemos dicho.

A pesar de las conclusiones a que arribamos en este informe, aconsejamos a los señores directores de esta sociedad de que sigan en sus investigaciones en esta rejion, o en otra en que exista una gran cantidad de pequeños indicios i tradiciones que por lo menos hacen suponer de que en estas localidades hai algo de estraño.

Debemos decir con franqueza de que muchos yacimientos de petróleo se han descubierto por la casualidad; así en Estados Unidos hai varias zonas en que al buscarse agua se han encontrado con importantes venas de petróleo; un caso igual ha pasado en Rivadavia, de la Argentina.

Naturalmente, el Supremo Gobierno debe tomar la iniciativa en la perforacion de las capas del suelo hasta llegar al terreno arcaico, tal como se hacen en otros países. Para principiar estos sondajes el Estado podria contar con la magnífica sonda rotatoria que hasta la actualidad casi no ha hecho nada en bien de la colectividad, porque siempre ha primado en su concesion la influencia i el capricho de los individuos sobre los hechos que nos muestra la Naturaleza.

MIGUEL R. MACHADO

Jeólogo del Museo Nacional



Cribas i clasificadores de pulsacion Richards (*)

UN NUEVO PRINCIPIO APLICADO A LA SEPARACION DE MINERALES, EMPLEANDO PULSACIONES RÁPIDAS, EN DETERMINADO SENTIDO, DEL AGUA SUMINISTRADA BAJO PRESION.

Una innovacion de importancia

La «Denver Engineering Works Company» ofrece actualmente en venta nuevos tipos de cribas i clasificadores basados en un interesante i notable principio descubierto por el profesor Robert H. Richards del Massachusetts Institute of Technology, autor del «Ore Dressing».

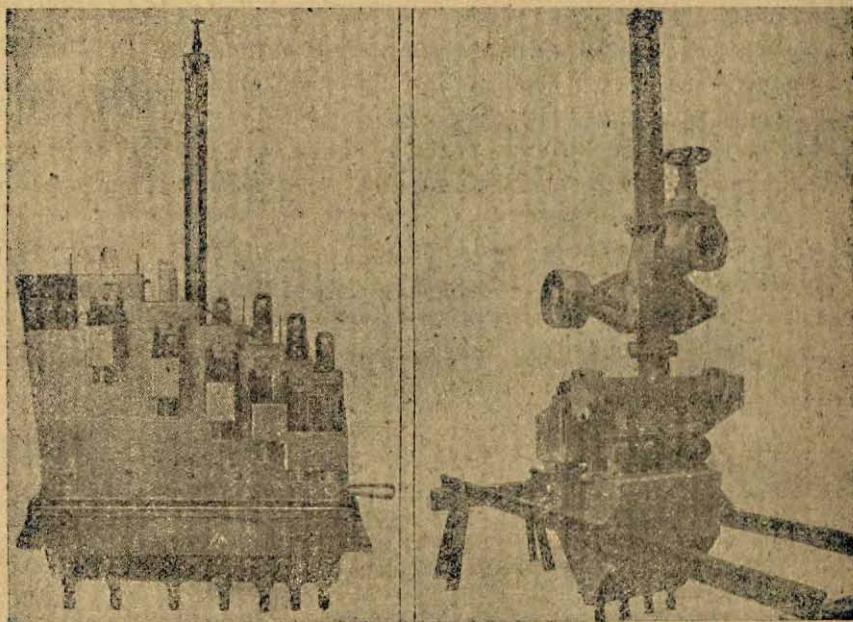
Los fabricantes no esplican claramente el principio, pero la separacion de las partículas minerales en el espacio notablemente pequeño que se emplea, parece que se efectúa mediante pulsaciones rápidas, sin retroceso, producidas por interrupciones repetidas de una corriente de agua bajo presion.

La criba de pulsacion Richards es hecha enteramente de fierro i es tan pequeña, comparada con las máquinas de Harz de la misma capacidad, que tiene el aspecto de un juguete. No se pretende con la nueva criba hacer un

(*) Tomado del Engineering and Mining Journal, de 26 de setiembre de 1908.

trabajo mas perfecto que con la criba ordinaria, pero sí hacerlo con cantidades de agua mui inferiores, a mas que el aparato ocupa un espacio especialmente pequeño en comparacion de su capacidad. El uso de la peculiar corriente pulsadora de agua permite efectuar en una sola pulgada cuadrada del harnero el mismo trabajo que en la criba ordinaria exige 200 pulgadas cuadradas de superficie.

La criba de cuatro compartimentos, de 400 toneladas de capacidad, que se ve en la figura que acompañamos, ocupa un espacio de terreno de 3 x 5 piés.



Clasificador Richards, tipo invertido.

Criba Richards, mostrando la válvula de pulsacion.

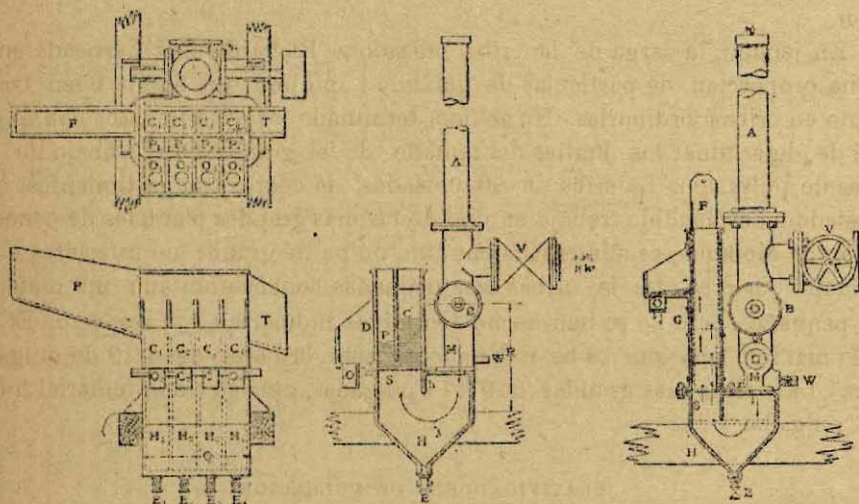
La superficie del harnero de la pequeña máquina que trata este enorme volúmen de mineral de 24 horas es solamente de 6 x 14 pulgadas por cada uno de los cuatro compartimentos. La criba Richards de 90 toneladas tiene cuatro harneros cuadrados de 4 pulgadas por lado, o sea en total, 64 pulgadas cuadradas; las cribas Harz de 90 toneladas de capacidad tendrian 24 harneros, cada uno de 17 x 30 pulgadas, o en total, 12.000 pulgadas cuadradas.

La cantidad de agua empleada en la nueva criba es de cerca de 1.000 galones por tonelada de mineral, al paso que la criba corriente Harz necesita 4.700 por tonelada de mineral tratado.

Las series laboriosas de esperimentos que suministraron los datos para el descubrimiento de este sistema de concentracion, se describen en un volúmen que se publicará como un apéndice del «Ore Dressing».

Aunque en apariencia mui distinto de la criba ordinaria, la máquina del profesor Richards solo es una modificacion de la criba de Harz, conservando sus formas esenciales. No tiene émbolos ni excéntricos, i solo emplea las pulsa-

ciones a través de un lecho que se extiende sobre un harnero como la máquina ordinaria, consistiendo la innovación en el carácter de las pulsaciones i método de producirlas. No hace prácticamente subdivisión de productos, pero su separación en compartimientos i sus métodos de carga i descarga son los mismos que en la criba común. En vez de émbolos que producen las pulsaciones sobre los harneros de las cribas Harz, la máquina Richards tiene una válvula rotadora de construcción peculiar que imprime las pulsaciones a una corriente de agua conducida desde un depósito, para minerales comunes, a 30 piés de altura.



Aunque sus compartimentas son tan pequeños, la criba Richards emplea un lecho de doble espesor que el de las cribas comunes. El espesor usual del lecho de los harneros de las cribas del Harz es de 4 o 5 pulgadas mas o menos, mientras que el de las nuevas, es de 8 a 12 pulgadas de mineral, lo cual se dice que es una gran ventaja, pues evita la necesidad de los frecuentes cambios en condiciones diversas.

MÉTODO DE OPERACION

En las ilustraciones adjuntos, que muestran una criba de cuatro compartimentos, de 90 toneladas, en planta, elevación trasversal i longitudinal, el receptáculo H tiene la forma usual, i el harnero S está colocado como en la criba del Harz. La pared divisoria entre los compartimientos P C actúa como una compuerta para los concentrados. La abertura D es ajustable mediante compuertas resbaladizas verticales para gobernar la descarga. La pieza M distribuye el agua que entra por la válvula V a los cuatro compartimientos de la criba. La válvula B del pulsador de revolución corresponde al émbolo de la máquina común. Los harneros se componen de dos capas de alambre de bronce, siendo el inferior de 4 i el superior de 20 mallas (por pulgada lineal). La fineza del har-

nero impide la separacion de un producto que se acumule en el compartimiento inferior H, excepto en casos desusuales, i todos los concentrados se descargan por las compuertas laterales.

La pulpa avanza por los compartimentos pequeños a gran velocidad i la separacion se efectúa en un espacio de tiempo increíblemente corto. La capacidad relativamente enorme de la nueva criba se debe al hecho de que las pulsaciones del agua se producen todas en un solo sentido, subiendo a través del harnero. No hai succión o impulso de retroceso de agua que produzca un desorden en el harnero ni que destruya la separacion efectuada en el golpe superior.

En jeneral, la carga de la criba pulsadora Richards será harneada en la misma proporción de partículas de máximo i mínimo que en un buen tratamiento en cribas ordinarias. No se han terminado los esperimentos con el objeto de determinar los límites del tamaño de los granos en el trabajo de las cribas de pulsación. La criba de 90 toneladas, de cuatro compartimientos, que ha estado en espléndido trabajo en uno de los mas grandes planteles de concentración de Montana, es alimentada con una pulpa de granos no inferiores a un milímetro. Se cree que las cribas mas pequeñas beneficiarán aun un material mas pequeño, pero no se han hecho tentativas industriales al respecto. El tamaño máximo con que se ha trabajado en esta criba es de 4/10 de pulgada (1 cm). Las cribas mas grandes, de 9 x 14 pulgadas, pueden tratar material hasta de 1 pulgada.

CLASIFICADORES DE PULSACION

Los clasificadores Richards se basan en un principio mas diferente del de los spitzkasten i conos comunes, que en el caso de las nuevas i antiguas cribas.

Hai dos tipos de clasificadores Richards; ámbos emplean las pulsaciones para efectuar la clasificación. En el tipo directo la pulpa entra por arriba de una serie de compartimientos, las partículas mas livianas son elevadas sobre los diafragmas separadores, i la velocidad de la corriente es mayor en el extremo de entrada. La acción, por consiguiente, es semejante a la de los spitzkasten, excepto en el efecto de las pulsaciones, que producen una separación mas rápida.

El tipo invertido emplea harnero i lecho, como en las cribas, la pulpa se introduce al fondo de la cámara en que la velocidad de la corriente es menos i las partículas mas pesadas pasan por compuertas de sección en sección i se descargan por aberturas laterales colocadas a alturas sucesivamente menores sobre el harnero i el lecho.

El tipo invertido presenta el cambio mas radical respecto de los aparatos ordinarios de clasificación. Las pulsaciones de la corriente de agua se producen del modo usual, mediante una válvula pulsadora. La presión a que el agua se emplea, depende del tamaño i peso específico de las partículas de mineral tratado. Para minerales de cobre en granos de 2.5 mm. se necesita una altura de

30 piés, igualmente que para galena de 2 mm., mientras que bastan 15 piés para minerales en que los granos mas gruesos son de 0,75 mm. de diámetro (mas o ménos 20 mallas por pulgada lineal). Debajo del pulsador rotador hai una pieza M para distribuir el agua a los diversos compartimientos del aparato. Válvulas individuales W regulan la corriente pulsadora en cada compartimiento.

La máquina tiene un receptáculo debajo de la boca de alimentacion dividido por tabiques transversales en varias secciones. La corriente pulsadora de agua atraviesa el receptáculo de cada compartimiento ascendiendo hácia el harnero. La longitud de cada uno de los compartimientos es mayor que la de los que le suceden, i el ancho, escepto el del último, es el mismo. Por consiguiente, la velocidad de la corriente pulsadora será relativamente pequeña en el primer tamiz i mas grande en el último.

Los tabiques divisorios entre los seis compartimientos de clasificacion tienen compuertas regulables sobre los harneros. El mineral se echa a la tolva de alimentacion, que tambien tiene un receptáculo i un tamiz. Aquí encuentra el mineral una corriente pulsadora ascendente que sirve para ajitarlo i mantenerlo en suspension parcial impidiendo su asentamiento. De la tolva pasa por la compuerta al primer compartimiento de clasificacion donde se encuentra con una corriente pulsadora ascendente de velocidad débilmente superior a la de la tolva. Esta corriente ajita el mineral i lo levanta, descargando por la compuerta las partículas mas livianas. Las mas pesadas pasan por debajo de la compuerta al compartimiento siguiente en que la corriente pulsadora mas intensa separa las partículas por órden de densidad.

Este fenómeno se repite sucesivamente hasta dejar en el último compartimiento solo las partículas mas densas. En caso de tener el mineral granos especialmente densos, la corriente del último compartimiento puede no ser suficiente para suspender todo el mineral hasta la compuerta de descarga; entónces se eliminan los concentrados mediante un tubo de llave inferior. Las compuertas i otras aberturas de descargas son regulables. El tamiz tiene el simple objeto de soportar el lecho de mineral i de permitir el acceso de la corriente ascendente de agua; no juega un rol en la clasificacion. Las partículas libres de mineral tan pesadas que se depositan a pesar de la corriente, i tan pequeñas que atraviesan las mallas del tamiz, se pueden recojer en el receptáculo inferior de donde se sacan por tubos de llave. En jeneral estas últimas partículas están en mui corto número i el receptáculo no necesita vaciarse mas de una vez por dia.

CAPACIDAD I TAMAÑO

El clasificador de pulsacion de cuatro pulgadas, de seis compartimientos, tiene una capacidad de 150 a 200 toneladas de mineral en forma de una pulpa convenientemente espesa, en 24 horas. Suministra seis clases diferentes de productos. Un spitzkasten con capacidad de 150 toneladas tendria un tamaño prohibitivo, i en la práctica habria que usar dos máquinas de 75 toneladas de capacidad. Admitiendo que estos dos spitzkasten se coloquen juntos lateralmente,

la comparacion entre las dimensiones i peso con los clasificadores Richards seria la que se indica en el cuadro adjunto:

COMPARACION DE LAS CRIBAS DE RICHARDS I DEL HARZ, CAPACIDAD 90 TONELADAS POR DIA

| Tipo de máquina | Número de máquinas necesarias | Espacio superficial | Peso | Agua | Número de puntos que lubricar | Caballos de potencia | Area de los harneros |
|-----------------|-------------------------------|-----------------------|-----------|--------------------|-------------------------------|----------------------|----------------------|
| Richards. | 1 simple 4 comp. | 8 piés cuadrads. | 1.500 lib | 80.000 galones | 1 | 1.25 | 64 pulgs. cuadr. |
| Harz..... | 3 dobles 4 comp. | 530 piés cuadrads. | 30.000 » | 425,000 galones | 60 | 6 | 12.000 p. cuadr. |

COMPARACION DE LOS CLASIFICADORES RICHARDS I LOS SPITZKASTEN CON CAPACIDAD DE 150 TONELADAS EN 24 HORAS

| | Número de productos | Peso total | Lonjitud total | Altura total | Ancho total máx. | Caida máxima, alimentacion en el punto mas bajo |
|-------------------------------------|---------------------|------------|----------------|--------------|------------------|---|
| Clasificador pulsador Richards..... | 6 | 20.00 lb. | 6 piés | 3½ piés | 2¾ piés | 2 piés |
| Spitzkasten..... | 4 | 17.400 lb. | 40 » | 9 piés | 25 piés | 9¾ piés |

No se incluye en estos números la altura de la columna de aire del clasificador Richards, porque esta parte de la máquina ocupa un espacio que en otro caso no se usaria.

El clasificador de pulsacion Richards ya ha sido adoptado por cerca de 20 compañías bien conocidas, incluyendo la Boston i Montana Consolidated Copper and Silver Mining Company, Great Falls, Mont., la St. Joseph Lead Company, Flat River, Mo., i la Federal Mining and Smelting Company, Wallace, Idaho. No solo se anuncia que esta máquina tiene una gran capacidad, sino que tambien se dice que tiene por efecto aumentar grandemente la capacidad de los vanners i mesas que tratan el producto clasificado. En una instalacion, cinco mesas i un vanner bastan para tratar diariamente 200 toneladas de mineral molido a un grueso de 2½ mm. i clasificado con la máquina Richards. Tambien se dice que la introduccion de este clasificador en esa instalacion reduce la pérdida de los tailings exactamente a la mitad.



Consideraciones sobre la electro-metalurgia i los hornos eléctricos (*)

A propósito de nuestro estudio «Electro-metalurgia i hornos eléctricos.— Sus ventajas en Méjico», publicado en el Mexican Mining Journal, hemos recibido numerosas cartas, pidiéndonos mas amplios datos i haciéndonos varias objeciones.

Nadie pone en duda, al punto de vista de la calidad, la superioridad calórica de la enerjía eléctrica sobre el cok; pero, parece mui estraño a casi todos que el calor producido por enerjía eléctrica sea mas barato que el producido por la combustion del cok. Además, algunos nos hacen observar que las Compañías de Electricidad alquilan la enerjía eléctrica a un precio mas elevado que el que hemos indicado en nuestro estudio. Por fin, otros nos dicen que al punto de vista de los negocios, seria mas remunerador utilizar como fuerza motriz, la enerjía eléctrica suministrada por las caidas, que emplearla en calor, porque los rendimientos de las máquinas de vapor son mui inferiores a los de los hornos de cok.

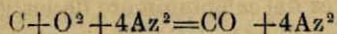
A primera vista, parecen algo sérias algunas de estas objeciones. Pero, si se consideran atentamente dichas objeciones, i es lo que vamos a hacer, se ve desde luego que no tienen valor.

Pues, examinemos sucesivamente las varias objeciones que acabamos de enumerar.

I.—RENDIMIENTOS DE LOS HORNOS DE COK I COMPARACION CALÓRICA ENTRE EL CABALLO-AÑO ELÉCTRICO I LA TONELADA DE COK

La mejor parte i hasta la totalidad de los hornos actualmente empleados para el beneficio de los minerales de cobre, oro, plata, zinc, plomo, etc. (excepcion hecha para los minerales de fierro), son hornos con calefaccion directa, es decir, son hornos con reja sencilla, sin recuperacion.

En estos hornos, la combustion se hace en una sola operacion: el carbon es inmediatamente trasformado en ácido carbónico por el aire i las reacciones de combustion se reducen en una sola:



Esta reaccion suministra 97,6 calorías para un volúmen molecular (12 gramos) de carbon puro quemado.

En dichos hornos, el mineral para beneficiar es puesto directamente encima de las llamas del cok i muchas veces en contacto con ellas, de manera de utilizar el calor lo mas posible; despues, los productos de combustion se van al exterior por la chimenea, llevando todas las calorías disponibles correspondiendo a la temperatura de réjimen del horno.

(*) Tomado del Mexican Mining Journal, agosto de 1908.

Para que la combustion se haga en buenas condiciones, es siempre necesario un *exceso de aire*; pero, como el aire es jeneralmente admitido libremente abajo de la reja, pues su regularizacion no se hace sino por la manera como se conduce el fuego, muchas veces, este exceso de aire es considerable.

A pesar de eso, es mui raro que en estos hornos el combustible sea completamente quemado i la formacion casi constante de humo negro indica que la mayor parte del carbon en polvo es sustraído a la combustion.

Estas diversas condiciones de funcionamiento, perdidas por los humos, exceso de aire, combustion incompleta, tienen por consecuencia, un rendimiento mui débil.

Este rendimiento puede ser calculado fácilmente. Basta por eso, conocer la temperatura a la entrada de la chimenea i la composicion de los humos, de manera de poder calcular el calor perdido i despues, por diferencia, el calor utilizado.

Recordamos que la chimenea de un horno sin recuperacion empieza a la misma salida del horno; es, por consiguiente, allá, donde la temperatura de los gases debe ser medida. Esta temperatura debe ser aproximadamente igual a la correspondiente al réjimen normal del horno.

Calculamos el *rendimiento máximo práctico* de los hornos de cok empleados para el beneficio de los minerales de cobre i de plata. La temperatura de estos hornos es de 1250° cent. en término medio, es decir, que es de 1225° mas o ménos, arriba de la temperatura ambiente.

En estos hornos quemamos 12 gramos de cok de calidad superior. Por su combustion, este peso de cok producirá un volúmen molecular de ácido carbónico, suministrando 97,6 calorías. La cantidad de oxígeno estrictamente necesaria para dicha combustion será tambien igual a un volúmen molecular; pero este oxígeno siendo tomado al aire, es acompañado de una cantidad de

79,2
 ázoe $\frac{79,2}{20,8}$ que, para simplificar los cálculos, supondremos siempre cuádruple

del volúmen de oxígeno.

Los humos, resultando de la sola combustion del cok, se compondrán, pues, a lo ménos, de 4 volúmenes moleculares de ázoe i de 1 volúmen molecular de ácido carbónico i el calor llevado por la chimenea se calculará fácilmente, con las fórmulas de las leyes del calentamiento de los gases a presión constante fórmulas que han sido determinadas hace pocos años, por M. M. Mallard i Le Chatelier. Las antiguas fórmulas dadas por Regnault habian sido calculadas para temperaturas de 0 a 100 cent.; por eso dan error mui sensible para las temperaturas superiores a 100 cent.

El calor de calentamiento del volúmen molecular de los gases entre dos temperaturas t i T , se espresa por una fórmula parabólica de dos términos:

$$Q = a \frac{T - t}{1000} + b \frac{T^2 - t^2}{1000^2}$$

en la cual a es una constante comun a todos los gases, igual a 6, 5 i b una constante variable segun los gases, cuyo valor es de 0,6 para el ázoe i de 3,7 para el ácido carbónico.

Aplicando esta fórmula al caso de una elevacion de temperatura de: $1250 - 25 = 1225^\circ$ cent., se obtendrá: para el calor de calentamiento por volúmen molecular del ázoe i del oxígeno: 9,26 calorías i para el calor del calentamiento del ácido carbónico: 16,01 cal.

De manera que el calor llevado por los humos es:
 $9,26 \times 4 + 16,01 = 53,05$ calorías, i eso suponiendo que:

1. El combustible sea carbon puro.
2. La combustion se hace completamente.
3. El aire admitido en el horno, sea estrictamente igual al necesario para la combustion.

Pero, jamas estas tres condiciones son realizadas en la práctica; siempre, el cok tiene impurezas, la combustion es incompleta i, por fin, el aire inyectado en el horno es siempre excesivo.

En las mejores condiciones de la práctica, hai un exceso de aire que no baja de 12 a 15%; las impurezas del cok (el buen cok contiene en término medio 10% de cenizas) i la falta de combustion completa hacen que este combustible no suministre sino los 0,87 del calor dado por el carbon puro completamente quemado. El volúmen molecular (12 gramos) de cok no dará pues sino:

$$97,6 \times 0,87 = 84,91 \text{ calorías}$$

Para simplificar los cálculos, admitiremos que sea exacto, pero en las mui buenas condiciones de la práctica, que el exceso de aire inyectado en el horno corresponde solamente a la cantidad de aire que seria necesaria para la combustion de un peso de carbon igual a la parte del cok que no da calor. En estas condiciones, la cantidad de calor llevada por los humos queda, pues, la que hemos calculado por la combustion del carbon puro, es decir, 53,05 calorías. De manera que el calor verdaderamente utilizado que resulta de la combustion de 12 gramos de buen cok en los hornos para cobre o plata, no pasa de:

$$84,91 - 53,05 = 31,86 \text{ calorías,}$$

i que el rendimiento máximo práctico de estos hornos no es superior a:

$$\frac{31,86 \times 100}{84,91} = 37,53\%$$

Así, pues, la combustion de 12 gramos de cok no suministra mas que 31,86 calorías útiles, i un kilógramo de este combustible no dará sino:

$$\frac{31,86 \times 1000}{12} = 2655 \text{ calorías}$$

útiles en los hornos ordinarios funcionando en mui buenas condiciones, a temperatura normal de 1250° centígrados aproximadamente.

En el horno eléctrico, al contrario, toda la enerjía eléctrica es forzosamente trasformada en calor, porque no hai combustion i no hai humos.

De manera que $\frac{1}{419}$ —siendo la equivalencia del kilográmetro a la caloría,

el caballo-año eléctrico suministrará una cantidad de calor igual a:

$$\frac{75 \times 3600 \times 24 \times 365}{419} = 5.645.000 \text{ calorías.}$$

Resulta, por consiguiente, que el caballo-año eléctrico equivale prácticamente cuando ménos a:

$$\frac{5645000}{2655} = 2123 \text{ kilógramos}$$

de cok de buena calidad quemados en hornos de beneficio para cobre i plata, funcionando en mui buenas condiciones.

Este resultado no toma en cuenta las pérdidas por radiacion. Pero, así como lo hemos explicado en nuestro estudio ya publicado aquí «Electro-metalurgia i hornos eléctricos», estas pérdidas son mucho mas grandes en los hornos de cok que en los hornos eléctricos. Eso resulta de la diferencia entre los modos de calefaccion en las dos clases de hornos: en los de cok, la calefaccion se hace del exterior hácia el interior i la temperatura mas elevada se encuentra sobre las paredes del horno; en los hornos eléctricos, la calefaccion se hace del interior hácia el exterior, en medio de los minerales por beneficiar.

Tomando en cuenta las pérdidas por radiacion, se puede asegurar que un caballo-año consumido en un horno eléctrico *equivale calóricamente cuando ménos a 2400 kilógramos de cok de buena calidad* quemados en horno ordinario funcionando en mui buenas condiciones.

Este resultado es mui conforme al de la práctica industrial pues, hablando del beneficio eléctrico de los minerales de cobre hemos, dicho que, 1,28 caballo-año eléctrico reemplaza 3200 kgs. de cok para la obtencion de una tonelada de cobre puro, es decir, que un caballo-año eléctrico reemplaza

$$\frac{3200}{1,28} = 2500 \text{ kgs. de cok}$$

Si encontramos en nuestros calculos una equivalencia un poco diferente, es que nos hemos basado siempre sobre las condiciones mas favorables para el horno de cok.

Si admitimos el precio de \$ 15 para el caballo-año, precio fácil de obtener i el de \$ 25 por la tonelada de cok puesta en la mina (precio mínimo en la República), se puede concluir que \$ 15 de energía eléctrica equivalen a \$ $25 \times 2,4 = \$ 60$ de cok, es decir, que el calórico en los hornos eléctricos

60

sale—4 veces mas barato que el de los hornos de cok, o que el empleo del

15

horno eléctrico realiza una economía de:

$$\frac{(60-15) 100}{60} = 75 \%$$

sobre el procedimiento ordinario, con hornos de cok, empleados por el beneficio de los minerales de cobre i de plata.

Tomamos ahora otro ejemplo, el de los altos hornos utilizados para la producción del fierro i del acero comun, cuya temperatura normal es de 1.650° centígrados, hornos en los cuales el aire necesitado para la combustión es inyectado a la temperatura de 500° centígrados. Estos hornos son de recuperación, pues el aire inyectado es llevado a dicha temperatura con el calor de los propios humos del alto horno.

Aplicando la fórmula ya indicada de M. M. Mallard i Le Chatelier, se obtiene por el calor de calentamiento por volumen molecular:

Del ázoe i del oxígeno a 1,650° 12,90 cal.

Del ázoe i del oxígeno a 500° 3,56 cal.

Del ácido carbónico a 1,650° 24,13 cal.

De manera que, en los altos hornos, el calor mínimo llevado por los humos que resultan de la combustión completa de 12 gramos de carbon puro es:

$$12,90 \times 4 + 24,13 = 75,73 \text{ cal.}$$

Tomando otra vez las buenas condiciones de la práctica ya admitidas en el caso precedente (11% de impurezas en el cok, 2% de cok en polvo no quemado, 13% de exceso de aire), resulta que la cantidad de calor utilizada en la combustión de 12 gramos de cok en un alto horno es de:

$$84,91 - 75,73 = 9,18 \text{ calorías, nada mas.}$$

Por consiguiente, el rendimiento de estos altos hornos, sin recuperación, sería:

$$\frac{9,18 \times 100}{84,91} = 10,81 \%$$

solamente, rendimiento inferior al de las máquinas de vapor.

Pero, en el calentamiento del aire para inyectar se recupera

$$3,58 \times 5 = 17,80 \text{ cal.},$$

de manera que la cantidad de calor verdaderamente utilizada en la combustion de 12 gramos de cok es de:

$$9,18 + 17,80 = 26,98 \text{ calorías}$$

Así, pues, en los altos hornos con recuperacion, funcionando a 1,650° centígrados en buenas condiciones, la combustion de un kilogramo de cok produce un efecto útil de:

$$\frac{26,98 \times 1.000}{12} = 2,248 \text{ calorías.}$$

Resulta por consiguiente, que el caballo año eléctrico equivale a:

$$\frac{5.645,000}{2,248} = 2,511 \text{ kgs.}$$

pero sin tomar en cuenta las pérdidas por radiacion mas importantes por las razones ya espuestas, en los altos hornos que en los hornos eléctricos.

Tomando en cuenta dichas pérdidas, se puede afirmar que el caballo-año eléctrico equivale a 2,700 kilogramos de cok, cuando ménos. Este resultado es mui semejante al de la práctica industrial, pues hablando de la electrometalurgia del fierro, hemos dicho que la obtencion de una tonelada de fierro colado necesitaba 0,250 caballo-año i 300 kilogramos de carbon de reduccion en nuestro horno eléctrico contra 700 kilogramos de cok (combustible) i 300 kilogramos de cok reductor, en el alto horno, es decir, que industrialmente 0,250 caballo-año equivalen a 700 kilogramos de cok o un caballo-año eléctrico a:

$$\frac{700}{0,25} = 2,800 \text{ kgs. de cok.}$$

Si comparamos los gastos de calórico necesitados por los dos sistemas de hornos, encontramos que un gasto de \$ 15 en los hornos eléctricos corresponde a un gasto de:

$$25 \times 2,8 = \$ 70 \text{ en los altos hornos}$$

El empleo de los hornos eléctricos permite, pues, realizar una economía de:

$$\frac{(70 - 15) 100}{70} = 78,57\%$$

sobre el procedimiento ordinario.

Es evidente que en esta comparacion, no ponemos en cuenta la utilizacion de los gases que resultan de la reduccion del óxido de fierro, utilizacion que es igual en los dos casos.

Podemos demostrar de la misma manera que en los hornos empleados para la fabricacion de los aceros de crisol, en donde se utiliza una temperatura de 1,750° cent., hornos que son sin recuperacion, la cantidad de calor llevada por los humos asciende a

$$13,78 \times 4 + 26,19 = 81,36 \text{ calorías}$$

13,78 siendo el calor de calentamiento a 1,750° del volúmen molecular del ázoe i 26,19 siendo el del ácido carbónico.

En estos hornos para acero, no quedan, pues, sino:

$$84,91 - 81,36 = 3,60$$

calorías utilizadas en la combustion de 12 gramos de cok, es decir:

$$\frac{3,60 \times 1,000}{12} = 300$$

calorías útiles por kilogramo de cok consumido.

El rendimiento de dichos hornos es, por consiguiente, de:

$$\frac{3,60 \times 100}{84,91} = 4,23$$

solamente, sin tomar en cuenta las pérdidas por radiacion.

En el caso considerado, *el caballo-año eléctrico equivale, pues, a*

$$\frac{5.645,000}{300} = 18,817 \text{ kgs.}$$

de cok, sin tomar en cuenta las pérdidas por radiacion i a 20.000 kilogramos si se cuentan éstas pérdidas.

Este resultado corresponde exactamente al de la práctica, pues se necesita 0,15 caballo-año eléctrico en lugar de 3 toneladas de cok para fabricar una tonelada de acero de alta calidad, lo que vuelve a decir que *un caballo-año eléctrico equivale a 20 toneladas de cok*, en la fabricacion de los buenos aceros.

Haciendo en este caso la comparacion de los gastos de calórico, se ve que *un gasto de \$ 15 en los hornos eléctricos corresponde a un gasto de 25 × 20 = \$ 500 en los hornos de cok.*

Llegamos, pues, a esta conclusion que, para la fabricacion de los buenos aceros, el empleo del horno eléctrico realiza una economía de:

$$\frac{(500-15) 100}{500} = 97\%$$

sobre el empleo de horno de cok.

Tal economía nos permite afirmar que el procedimiento eléctrico es el único práctico para la fabricación en Méjico de los aceros de buena calidad.

(Continuará).



Costo i utilidad de la produccion de minerales de plata plumbíferos (*)

FACTORES DE COSTO DE ESPLOTACION, FUNDICION I VENTA. COMPARACION DE LAS CONDICIONES EN COEUR D'ALENE, BROKEN HILL I PARK CITY

Los factores externos que afectan al trabajo de las minas en Coeur d'Alene son los mas favorables de toda la rejion de Rocky Mountain. La altura es moderada; el clima, suave; la madera i la potencia hidráulica son abundantes-baratas. El transporte a los centros consumidores, es, sin embargo, caro i los salarios son altos.

El trabajo es suficiente i abundante. Las minas son jeneralmente profundas, medidas desde la superficie, pero la configuracion del terreno ha permitido su ataque por socavones de atravesio, de modo que la mayoría del mineral no ha sido necesario extraerlo de grandes profundidades, i las operaciones de desagüe son en jeneral baratas.

Los factores internos son favorables. Las vetas son típicas. El mineral es galena, que parece ser una sustitucion metasomática de vetas preexistentes de carbonato de fierro. Ransome cree que la cuarcita de Burke, formacion regularmente manteada, roca debilmente coloreada de un espesor medio de 1700 piés, contiene casi todo el mineral pagable, aunque se encuentran vetas que atraviesan una inmensa masa de pizarras i cuarcitas probablemente de la edad Algonkian, algunas sobrepuestas i otras inferiores a la cuarcita de Burke. El total de la serie sedimentaria tiene un espesor de 13.000 piés.

Los clavos de mineral son persistentes, profundos, con un espesor variable entre 8 i 100 piés, i con una longitud variable entre 100 i 1.000 piés, normalmente al eje de manto. Unicos de estos clavos han producido varios millones de toneladas de mineral. El mineral, en su mayor parte, tiene que concentrarse. La proporción embarcada a las fundiciones varía de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{10}$ del total explotado. De la cantidad esportada una proporción considerable se escoje a mano en el interior de la mina o en el plantel de concentracion, i los minerales mas pobres se concentran. Ademas del escojido del mineral de primera clase, hai otro escojido en mayor cantidad de la broza en los laboreos. En muchos casos es necesario rellenar las labores, i en todo caso es económico abandonar la broza. Las diversas minas difieren grandemente en la cantidad del escojido i relleno hecho.

(*) Traducido del Engineering and Mining Journal, junio 27 de 1908.

Varias minas durante años no han embarcado mineral de primera clase ni escogido la broza en los laboreos, siendo concentrada toda la produccion. Por otra parte, una mina importante, la Hercules, funcionó varios años sin concentracion; siendo todo el mineral solo de primera clase, i era así embarcado.

MINAS PRODUCTORAS

Las minas convenientemente se pueden dividir en dos grupos: el Wardner i el Cañon Creek. En Wardner hai solo una veta i dos minas importantes; Bunker Hill & Sullivan, propiedad independiente, i Last Chance, de la Federal Mining and Smelting Company.

La veta Wardner ha estado sometida a un litijio complicado i ha sido bien a menudo descrita, pero yo aventuraré una nueva idea a su respecto: el objeto principal de atencion ha sido siempre un gran crucero llamado «foot-wall», con direccion N 40°O i manteo 45° S.O. Este crucero, a mi juicio, produjo la mineralizacion de plomo en la rejion, pero de un modo indirecto. Intercepta algunas vetas de direccion casi E. o N. 70° E. Estas vetas en un principio habrian tenido solo un relleno de siderita. El crucero Bunker Hill probablemente reabrió estas vetas produciéndose la mineralizacion que reemplazó una gran parte de la siderita orijinal. Los movimientos de cruceros continuaron en parte despues que la mineralizacion del plomo habia progresado bastante, pues los minerales de plomo han sido fricciones i amasados en el contacto. De la caja de patilla se desprenden poderosos chorros metalizados, alguno de los cuales han tenido 3000 piés bajando segun el manteo, con mui pequeño o ningun cambio en su valor o carácter.

PRODUCCION I COSTO DE LA MINA BUNKER HILL EN LOS ÚLTIMOS 20 AÑOS

| | | Por tonelada |
|--|---------------|--------------|
| Toneladas explotadas..... | 3 388.106 | |
| Valor en bruto..... | \$ 34.375.266 | \$ 10,15 |
| Fundicion, refinacion i deducciones..... | 14.249.036 | 4,21 |
| Valor neto para la mina..... | 20.126.330 | 5,94 |
| Cestos de produccion..... | 8.832.344 | 2,60 |
| Otros costos, construccion, litijios, nueva propiedad, reconocimientos, etc..... | 3.400.000 | 1,00 |
| Costo total, aproximado..... | \$ 12.200.000 | \$ 3,60 |

COSTO POR TONELADA, INCLUYENDO TRABAJO DE CONSTRUCCION, EN LOS ÚLTIMOS
TRES AÑOS

| | 1904-05 | 1905-06 | 1906-07 |
|---|----------|----------|----------|
| Toneladas explotadas..... | 320,056 | 347,350 | 336,630 |
| Arranque..... | \$ 1,385 | \$ 1,286 | \$ 1,047 |
| Trasporte..... | 0,063 | 0,060 | 0,069 |
| Estraccion..... | 0,043 | 0,049 | 0,051 |
| Gastos jenerales..... | 0,141 | 0,166 | 0,143 |
| Reconocimientos..... | 0,098 | 0,019 | 0,009 |
| Construccion..... | 0,085 | 0,003 | 0,044 |
| Concentracion..... | 0,180 | 0,185 | 0,244 |
| Construccion del plantel de concentracion..... | 0,003 | 0,082 | 0,056 |
| Impuestos, litijios, etc..... | 0,017 | 0,024 | 0,253 |
| | \$ 2,198 | \$ 2,353 | \$ 2,620 |

El laboreo se hace casi todo por el método de relleno. Que se pongan encatrados para soportar el relleno o que los puentes se rellenen sin enmaderacion, depende de la firmeza del cerro. Esto varía en las diferentes partes de las minas. Casi en todos los casos hai broza suficiente, que despues de escojida, se emplea como relleno.

La mina Bunker Hill en 20 años hasta el 1.º de junio de 1907, habia producido lo que se indica en el cuadro anterior.

Los gastos actuales difieren en parte de las cifras del cuadro; no he considerado ciertos ítems respecto de cuestiones locales, como el agua, luz eléctrica, casa de empleados, que jeneralmente son provechosos para la compañía, pues son de naturaleza de transacciones locales mercantiles por conveniencia de la comunidad. Ciertas compras pequeñas de propiedades mineras, se han incluido, sin embargo, en el costo bajo el último acápite. Se puede ver que son mui buenos resultados, no mui diversos de los de Lake Superior para la misma clase de trabajo, en comparacion, por ejemplo, con la Copper Range.

El mineral embarcado en 1906-07 fué en lei algo superior al promedio, pero servirá para ilustrar el problema jeneral de la explotacion en la veta Warder. De 336,630 toneladas explotadas, se embarcaron a las fundiciones 87,640 toneladas, o 1 tonelada de 3,84. El producto esportado llevaba 45,83% de plomo i 18,78 onzas de plata por tonelada. El mineral explotado tenia 13,32% de plomo i 5,89 onzas de plata por tonelada; la pérdida en la concentracion es estimada en 10,43% de plomo i en 17,06% de plata, u 11,96% del producto combinado. Sin considerar los altos precios del año en cuestion, sino tomando precios medios de \$ 92 por tonelada de plomo i 60 c. por onza de plata, encontramos que este mineral produce el siguiente resultado:

UTILIDAD POR TONELADA EN LAS OPERACIONES DE BUNKER HILL

| | Plomo | Plata | Total |
|---|----------|---------|----------|
| Valor total del ensaye..... | \$ 12.25 | \$ 3.53 | \$ 15.78 |
| Pérdidas en concentracion, sea 12 %..... | | | 1,90 |
| Valor que sale de la mina..... | | | 13,88 |
| Explotacion, concentracion i construccion..... | | | 2,39 |
| Fletes i beneficio..... | | | 3,71 |
| Deducciones de fundicion (pérdidas para la mina)..... | | | 3,08 |
| Costo total..... | | | 6,20 |
| Pérdidas i deducciones..... | | | 4,98 |
| Costo total i pérdidas..... | | | 11,18 |
| Utilidad media..... | | | 4,60 |

Las minas de Canyon Creek difieren de las de Wardner solo en la forma de los depósitos. El manto es casi de 90°; los clavos metalizados son mucho mas largos, angostos i mas regulares. Los salarios medios son de 46 c. por hora, 4 c. mas altos que en Wardner. No se dan detalles de costo.

La Federal Mining and Smelting Company informa lo siguiente, respecto de los últimos tres años:

OPERACIONES DE LA FEDERAL MINING AND SMELTING COMPANY
DURANTE LOS TRES ÚLTIMOS AÑOS

| | |
|---|---------------|
| Total de toneladas explotadas i concentradas..... | 2.428.112 |
| Toneladas de plomo en el producto embarcado..... | 166.912 |
| Onzas de plata en el producto embarcado..... | 10.300.049 |
| Por ciento de plomo | 6,87 |
| Onzas de plata por tonelada..... | 4,24 |
| Valor del producto | \$ 24.310.441 |
| Fundicion, refinacion i deducciones | 10.514.773 |
| Valor neto para la Compañía minera | 13.795.668 |
| Utilidades informadas..... | 6.160.247 |
| Costo total | 7.635.421 |
| Costo por tonelada, explotacion i concentracion de mineral crudo | 3,14 |
| Costo por tonelada, concentrados embarcados..... | 22,03 |
| Fundicion, refinacion i venta de concentrados..... | 30,35 |

Se ve que estas cifras indican condiciones semejantes a las de Wardner.

Parece innecesario hacer mayor distribucion de detalles. Los costos son mas altos que en Bunker Hill, pero la diferencia en la mina se explica así: 1) salarios mas altos; 2) mayor extraccion i desagüe; 3) recargo por transporte en ferrocarril de las minas a los planteles; 4) mayor número de planteles que

mantener i un costo mayor de la enerjía. Estos factores, inherentes al problema, no pueden eliminarse.

El costo de explotacion, concentracion, construccion, fletes i beneficio, i el valor del mineral libre de las deducciones por fundicion, durante cinco años en que el precio del plomo en New York fué de 4.6 c. i el de la plata 59.2 c., se indican a continuacion:

VALOR MEDIO APROXIMADO DE LOS ÍTEMS PRINCIPALES

| | |
|--|---------|
| Deducciones por fundicion..... | \$ 1,50 |
| Pérdidas en concentracion, 20% (En algunas de las minas donde no se embarcó mineral de primera clase, la pérdida es talvez mayor, donde hubo escojido, la pérdida es probablemente menor)..... | 2,11 |
| Valor bruto del mineral ántes de concentracion, segun cotizaciones de Nueva York..... | 10,54 |
| Por ciento de plomo ántes de la concentracion..... | 8,66 |
| Onzas de plata por tonelada ántes de la concentracion..... | 4,33 |
| Costo para la mina por libra de plomo en New York..... | 3,54 c. |
| Costo para la mina por onza de plata en New York..... | 46 c. |
| Costo del plomo en New York (costo actual)..... | 3,26 c |
| Costo de la plata en New York (costo actual)..... | 42 c. |

Si estas minas fueran de la American Smelting and Refining Company, i se indicara todo el costo desde la mina hasta la venta, probablemente tendríamos lo siguiente:

| | |
|--|---------|
| Valor total aprovechado por tonelada..... | \$ 8,00 |
| Costo de explotacion, concentracion i construccion.. | 2,90 |
| Costo de fundicion, refinacion i venta..... | 2,80 |
| Utilidad por tonelada..... | 2,30 |

La mina Hércules ha dado el siguiente *récord*, siendo el tonelaje que se indica, de mineral bruto, -escojido i de concentrados.

| | |
|--|------------|
| Toneladas embarcadas..... | \$ 56,446 |
| Costo corriente de explotacion i concentracion... \$ 10,38 | } \$ 24,02 |
| Construccion..... 13,64 | |
| Flete a la fundicion..... 11,15 | } 19,6 |
| Costo del beneficio..... 8,52 | |
| Costo total..... | 43,69 |
| Valor total, libre de deducciones..... | 82,69 |
| Utilidad por tonelada..... | 39,00 |

Esta mina empezó sin capital e instaló su plantel con su ganancia. Es de interés notar cómo influye esto en el costo de la explotación, i también el costo con el de Bunker Hill & Sullivan, que siguió el mismo camino. En 20 años Bunker Hill explotó cerca de 3.400,000 toneladas de mineral i construyó el establecimiento, pagó costosos litijios en que peligraba su vida i dominó varias huelgas desastrosas, con un costo de \$ 1 por tonelada, además de su costo corriente de \$ 2,60.

Si la Hércules produjera i tonelada de concentrados por 4 de mineral crudo, sus costos, para cinco años, serían:

| | |
|---|---------|
| Costos corrientes de operacion por tonelada | \$ 2,60 |
| Costo del establecimiento..... | 3,41 |

Sin duda, cuando esta mina llegue a la edad de Bunker Hill, su costo de construcción habrá disminuido a la misma cifra.

COSTO I VALOR DEL MINERAL POR TONELADA EN SEIS MINAS PARA CINCO AÑOS

(Precios de New York: plomo, 4,6 c.; plata, 59,2 c.)

| | Tonls. | Costo de es-plotacion i concentr. | Construccion | Total | Fletes i beneficio | Costo total para la mina | Valor para la mina | Utilidad |
|-------------------|-----------|-----------------------------------|--------------|---------|--------------------|--------------------------|--------------------|----------|
| Hecla | 402.200 | \$ 3,43 | \$ 0,47 | \$ 3,90 | \$ 2,56 | \$ 6,46 | \$ 9,57 | \$ 3,11 |
| Standard | 1.244.571 | 2,91 | 0,15 | 3,06 | 2,37 | 5,43 | 7,29 | 1,86 |
| Tiger-Poorman . | 488.675 | 2,94 | 0,10 | 3,04 | 1,71 | 4,75 | 4,99 | 0,24 |
| Morning | 924.416 | 1,96 | 0,15 | 2,11 | 2,51 | 4,62 | 5,42 | 0,80 |
| Last Chance ... | 670.164 | 2,66 | 0,08 | 2,74 | 2,99 | 5,73 | 8,19 | 2,46 |
| Total i promedios | 3.729,826 | | | \$ 2,97 | \$ 2,43 | \$ 5,33 | \$ 6,93 | \$ 1,60 |

COSTO DE FUNDICION, REFINACION I VENTA

He considerado, en sí, los resultados obtenidos por las minas. Es de interés, comparando los resultados de Coeur d'Alene con los de otras, ver lo que son los costos de fundición, refinación i venta, para así deducir lo que serían si la explotación, concentración i fundición fueran hechas por un solo dueño.

Se deduce de los informes de las dos compañías mas grandes que el mineral embarcado lleva en promedio cerca de 46% de plomo i 18 a 28 onzas de plata. Admitamos que la ley en plata es de 23 onzas. Aceptaremos un precio en New York, para el plomo, de 4,60 c. por libra i para la plata 60 c. por onza. Con estos valores el material valdrá:

| | |
|------------------------------|-----------------|
| Plomo, 920 lb, a 4,6 c..... | \$ 42,32 |
| Plata, 23 onzas, a 60 c..... | 13,80 |
| TOTAL | \$ 56,12 |

Sobre esto las fundiciones, sin embargo, solo pagan \$ 45,95, deduciendo \$ 10,17 por pérdidas, a mas de lo que cargan \$ 16 por flete i beneficio haciendo un total de \$ 26,17 por tonelada:

COSTO APROXIMADO DE FUNDICION DEL MINERAL DE COEUR D'ALENE

| | |
|---|----------|
| Flete del mineral a Denver a \$ 8 por tonelada, pagando por 6% de humedad | \$ 8,51 |
| Flete del plomo de obra a New York (46% de \$ 6.40)..... | 2,90 |
| Refinacion del plomo, litarjirio & (46% de \$ 8)..... | 3,68 |
| Pérdidas (plata 4%; plomo 6%)..... | 3,10 |
| Costo medio de fundicion, incluso la tuesta..... | 3,75 |
| | \$ 21,54 |

Utilidad sobre esta base, alrededor de \$ 4,60 por tonelada.

Como, sin embargo, estos minerales se usan como colectores de muchos minerales siliciosos de modo que la proporción de plomo en la carga se reduce a 12½%, es lógico que en retorno del servicio de colector, los minerales de plomo fueran recargados con los costos de refinacion, etc., solo en la proporción en que aparecen en la carga de fundicion. Sobre esta base, el recargo por refinacion i venta se reduciria a \$ 1,80 solamente i el costo total de fundicion seria:

| | |
|---|---------|
| Flete del mineral..... | \$ 8,51 |
| Flete i refinacion del plomo de obra..... | 1,80 |
| Pérdidas | 3,10 |
| Fundicion i tuesta..... | 3,75 |

Costo total por tonelada de concentracion.... \$ 17,06

Utilidad sobre esta base: \$ 9 por tonelada.

Sin considerar el último párrafo i suponiendo que los minerales de Coeur d'Alene soporten todos los recargos de refinacion de los metales que contienen apliquemos estas cifras al ejemplo concreto de la Bunker Hill & Sullivan Company, i deduzcamos los costos posibles si la propiedad fuera de la American Smelting and Refining Company:

| | |
|---|----------|
| Valor segun ensaye del mineral crudo explotado | \$ 15,78 |
| Pérdidas de concentracion i fundicion..... | 2,60 |
| Valor neto aprovechable..... | 13,18 |
| Costos de explotacion (promedio de 3 años)..... | \$ 2,39 |
| Fundicion, refinacion i venta, 1 tonelada de 3.84.. | 4,80 |
| | \$ 7,19 |
| Recargo por gastos jenerales i amortizacion de la fundicion | 0,50 |
| | 7,69 |
| | \$ 5,49 |

COSTOS EN LA REGION DE BROKEN HILL

Para hacer una comparacion interesante con la Coeur d'Alene, consideremos la rejion de Broken Hill, Australia, en que la mina Broken Hill Proprietary, es la mayor productora de plomo arjentifero en el mundo. Esta mina ha producido en ocho años de los que tengo informes 4.001.969 grandes toneladas de mineral, que llevaban 398.470 grandes toneladas de plomo, 35.504.331 oz. de plata i 32.886 oz. de oro. Reduciendo estas cifras a pequeñas toneladas, para hacer la comparacion mas fácil con minas americanas, tenemos 4.482.202 toneladas pequeñas con lei de 9,95% de plomo, 7,92 oz. de plata i 0,008 oz. de oro. El costo de explotacion, concentracion, fundicion, refinacion, venta, gastos jenerales i depreciacion, ha sido exactamente de \$ 9 por tonelada.

Los costos publicados por esta Compañía se hacen en conjunto sin línea de division entre explotacion, concentracion i fundicion. En cuanto puedo deducir, sin embargo, los costos por tonelada en 1906 fueron:

| | | |
|---|----|------|
| Pequeñas toneladas explotadas, 653.362. | | |
| Costo de explotacion i preparacion..... | \$ | 3,01 |
| Concentracion.. | | 1,06 |
| Fundicion, refinacion i venta..... | | 3,86 |
| Gastos jenerales i depreciacion..... | | 0,75 |
| Total..... | \$ | 8,68 |

Este costo es bastante próximo al promedio para dar una idea de los resultados. Las cifras relativas a la depreciacion son apropiadas. Los cálculos indicados en los libros durante los ocho años, para el valor del total de instalaciones, eran de \$ 2.000.000 i al fin de este periodo, solo figura la cifra de \$ 1.933.575. Habia 3.000.000 de toneladas de mineral a la vista.

Los costos de esta mina son altos, debido a los factores externos desfavorables. El clima es mui árido, el pais, desierto. Combustible, agua, trabajo i trasportes son todos caros. Como buen ejemplo consideremos el combustible i flujo cuyo gasto llegó a \$ 1.39 por tonelada, doble de lo que se gasta para explotar i fundir la misma cantidad de mineral en Coeur d'Alene. La madera para fortificacion vale 30 c. por tonelada explotada, doble de lo que vale en Bunker Hill. Estas cifras indican un conjunto de factores esternos que explican el costo de \$ 4.07 por tonelada explotada i concentrada en Broken Hill contra \$ 3 o ménos en Coeur d'Alene. Los factores internos son buenos. Respecto de la fundicion, vemos que la proporcion fundida es elevada, siendo 1 tonelada de 2.9, contra 1 en 3.84 en Bunker Hill. El costo actual de fundicion, refinacion i venta de los concentrados de Broken Hill es de \$ 11.19 por tonelada fundida. Esta cifra incluye el flete de los minerales de la mina a Broken Hill, N. S. W., a Port Pirie, que es de \$ 2.12 por tonelada pequeña. Parece no incluir el flete del plomo de obra de Port Pirie el mercado. Los costos se refieren

a la produccion de metales listos para entregarse en Port Pirie. Estos hechos permiten hacer la comparacion siguiente, con los resultados americanos en Coeur d'Alene.

COSTOS DE FUNDICION EN BROKEN HILL I EN COEUR D'ALENE

| | Broken Hill | Coeur d'Alene |
|---|-------------|---------------|
| Flete de la mina a la fundicion, descontando humedad..... | \$ 2,12 | \$ 8,00 |
| Flete de la fundicion a la refineria..... | | 2,90 |
| Fundicion... .. | } 9,07 | 3,75 |
| Refinacion... .. | | 3,68 |

Se deduce, pues, que para igual trabajo la práctica americana de la fundicion es mas barata que en Australia, igualmente en el costo de la explotacion dado anteriormente. Vemos que los minerales de Broken Hill con 28,8% de plomo, cuestan por fundicion i refinacion de una tonelada \$ 9,07 contra \$ 7,43 en Coeur d'Alene, con minerales de 46% de plomo. Los fletes en la práctica americana disminuyen, desde el triple punto de vista de acercar los minerales adonde hai base de combustible, reunirlos a minerales que se pueden fundir con éxito en conjunto i aproximarlos a los mercados en que finalmente se venden.

Si se eliminan los ítems de fletes, la comparacion es desfavorable para Broken Hill porque esta compañía, aunque no paga fletes de sus minerales mas allá de Port Pirie, paga fletes de combustibles i otros materiales de fundicion a Port Pirie. Llegamos, pues, a la conclusion de que no hai datos para determinar las diferencias entre los costos de fundicion i refinacion entre Broken Hill i América. Está a la vista que la explotacion i concentracion son mas caros en Broken Hill que en Coeur d'Alene i que, de esto, son suficiente explicacion los factores externos desfavorables del desierto australiano.

Tomando a \$ 9 por tonelada el costo medio del trabajo sobre los minerales de Broken Hill, i admitiendo que los productos se venden en proporcion de 3.15 c. (he admitido 46 c. por M. para el plomo americano. La tarifa produce la diferencia) por lb. de plomo i 60 c. por onza de plata, vemos que los minerales de Broken Hill valen \$ 11 por tonelada, i que el plomo, en el período de que nos ocupamos, ha costado 2,78 c. por lb., la plata 49 c. por onza, el oro \$ 18 por onza.

PLOMO I PLATA DE PARK CITY, UTAH

En esta importante rejion hai: 1) depósitos metalíferos en vetas; i 2) depósitos de sustitucion en espato calizo. De las vetas explotadas, solo una, la Ontario, ha sido remuneradora. Jeológicamente, parece que todos los minerales son provenientes de vetas. Una gran formacion plana de cuarcita está cubierta por 200 piés de calcáreas, éstas están soportando un manto de una pizarra negra pesada. La formacion es atravesada por vetas que fracturan las cuarcitas i

calcáreas, i forman canales para la fácil circulacion del agua; en las pizarras las grietas están cerradas enteramente.

Resulta que la mineralizacion fué producida por las aguas ascendentes que se detuvieron en la pizarra i tuvieron que buscar canales naturales en la calcárea. Aguas de este oríjen causaron la formacion de importantes vetas mineralizadas en la caliza i cuarcita. Las grietas han servido para facilitar la circulacion lateral i verticalmente. En algunos casos no se conoce la última fuente de mineralizacion, pero en otros casos los planos claros de minerales en la caliza se formaron por las vetas de Ontario.

La mina Ontario se trabajó prácticamente hace muchos años. Desde 1893 la mayoría del mineral procede de los depósitos calizos. De éstos, las minas principales son: la Daly-West, la Daly-Judge i la Silver King. Estas minas son muy parecidas. Los depósitos mantean con 5 a 15 grados, i tienen de 50 a 200 piés de ancho i 3 a 30 de espesor. Siguen por las juntas i permiten seguir bien definidas direcciones en largas distancias, pero frecuentemente dejan una junta para seguir otra.—Donde la caliza es brechiforme en la interseccion de las rajaduras, los depósitos minerales son mas grandes.

El mineral orijinal era una mezcla de sulfuros de fierro, plomo, cobre i zinc, llevando bastante plata i algo de oro. La oxidacion ha producido importantes cambios. Cerca de la superficie, los minerales son carbonato de plomo sin zinc; continúan mas abajo sulfuros de plomo ricos en plata i sin zinc; en seguida, ha habido una rejeneracion importante de la blenda i en esta zona los minerales son mas pobres en plomo i plata. La rejeneracion del zinc se ha hecho inmediatamente sobre los sulfuros inalterados.

COSTO EN LAS MINAS DE PARK CITY

Los minerales llevan mucha ganga i tienen que escojerse. Al mismo tiempo mucho mineral es rico i no necesita concentracion; $\frac{1}{8}$ a $\frac{1}{2}$ parte del mineral explotado tiene este carácter. El reconocimiento i preparacion es caro debido al manto i a la irregularidad de los depósitos. Estos factores internos hacen subir los costos.

Los factores externos son mas o ménos como los de la rejion de Rocky Mountain.

PRODUCCION DE DALY WEST EN SIETE AÑOS

| | Tons. |
|--|-----------|
| Mineral bruto embarcado directamente | 224.418 |
| Mineral concentrado | 489.415 |
| Total..... | 713.833 |
| Concentrados embarcados..... | 97.634 |
| Total de embarques..... | 322.052 |
| Plomo, 73.942 tons. a \$ 92..... | 6.800.000 |

| | |
|-----------------------------------|----------------|
| Plata, 17.167.000 oz. a 57 c..... | 9.785.000 |
| Oro, 13.847 oz. a \$ 20.67 | 280.000 |
| Cobre, 12.164.000 lb. a 15 c..... | 800.000 |
| | <hr/> |
| Valor total..... | \$ 18.665.000 |
| | \$ 58 por ton. |

| | |
|---|-------------------|
| Fletes, beneficio i deducciones \$ 8.327.000... | \$ 25,86 por ton. |
| Costos de explotacion i concentracion..... | 13,72 |
| | <hr/> |
| Costo total..... | \$ 39,58 por ton. |

Utilidad por tonelada embarcada, 18.42.

Resultados por tonelada explotada

| | |
|---|----------|
| Valor medio, \$ 28.40. | |
| Costo de explotacion i concentracion..... | \$ 6,26 |
| Pérdidas de concentracion, promedio 8 % (véase espli- cacion abajo)..... | 2,24 |
| Fletes, fundicion, refinacion i deducciones.. | 11,66 |
| | <hr/> |
| | \$ 20,16 |
| Utilidad por tonelada explotada..... | 8,24 |

RESÚMEN DE LOS COSTOS DE DALY-WEST 1900 A 1906 INCLUSIVE

| | Por tonelada es- plotada i concen- trada | Por tonelada de minerales i con- centrados em- barcados |
|---------------------------------|--|--|
| Gastos jenerales..... | \$ 0,42 | \$ 0,92 |
| Exploracion i preparacion | 0,60 | 1,31 |
| Explotacion | 3,38 | 7,40 |
| (Por tonela cencentrada) | (1,36) | |
| Concentracion..... | 1,00 | 2,19 |
| Construccion..... | 0,30 | 0,66 |
| Embarque i venta..... | 0,56 | 1,24 |
| | <hr/> | <hr/> |
| | \$ 6,26 | \$ 13,72 |

Puede haber error en la exactitud de estos rendimientos que se dan para el plomo. Parece que el mineral se ha ensayado por plomo por via seca, método que da resultados inexactos, o ha habido muchos errores en el mues-
treo i peso.

RENDIMIENTO DE LA CONCENTRACION, SEGUN INFORME

| | Plomo % | Plata % |
|-----------|------------|------------|
| 1900..... | 92 | 67,69 |
| 1901..... | 92,87 | 70,16 |
| 1902..... | 93 | 72 |
| 1903..... | 97,9 | 72,3 |
| 1904..... | 99 | 70,5 |
| 1905..... | 99,5 | 72,5 |
| 1906..... | 98,44 | 73,04 |

Prefiero suponer que el rendimiento en plomo es igual al de la plata. Podemos reunir el rendimiento total de la concentracion groseramente en 75%, base sobre la cual las pérdidas en la concentracion serian de 8%, del producto total.

La mina Daly-Judge está al O. de la Daly-West i los minerales están en la zona de la rejeneracion del zinc, o en los sulfuros orijinales bajo esta zona. La mina no ha sido mui provechosa. Se han hecho tentativas para modificar la concentracion de tiempo en tiempo i el resultado ha sido un costo considerable de construccion, pero como las modificaciones no parecen garantir futuras ganancias, la construccion se cargará probablemente toda al trabajo corriente.

MINA DALY-JUDGE, SEIS AÑOS DE TRABAJO (213,000 TONELADAS)

| | |
|------------------------------|--------------|
| Plomo, 19,375 toneladas..... | \$ 1.785,000 |
| Plata 1.390,000 onzas..... | 792,000 |
| Oro, 4,800 onzas..... | 99,000 |
| Cobre, 272,000 libras..... | 41,000 |
| Zinc, 8,614 toneladas..... | 900,000 |

VALOR TOTAL..... \$ 3.617,000

Costo de fundicion, refinacion i venta, } ... total \$ 1.845 000
i deducciones de fundicion (pérdida) } por ton 8.66

Costo de explotacion i concentracion..... 7,27
Pérdidas probables de concentracion..... 3,00

Costos totales i pérdidas..... \$ 18,93
Utilidad..... 1,00

Valor total del mineral explotado..... \$ 19,33

DETALLES DE COSTO PARA 1907

| | |
|-----------------------------------|---------|
| Explotacion..... | \$ 3,03 |
| Reconocimiento i preparacion..... | 0,40 |
| Concentracion..... | 0,95 |
| Embarque i venta..... | 0,33 |
| Gastos jenerales..... | 0,53 |
| Construccion..... | 0,21 |

TOTAL..... \$ 5,45

Estos costos son inferiores al promedio. Durante el período en cuestion, la mina se paralizó dos años para proseguir su preparacion. Esta, durante todo el período, alcanzó a \$ 1.50 por tonelada.

La mina Silver King es rica i provechosa. No publica informes, pero la tonelada explotada i concentrada cuesta aproximadamente \$ 9.40, i 15.50 la tonelada escojida i los concentrados embarcados. El mineral es mas rico en plomo, mucho mas rico en oro i de la misma lei en plata que la Daly West.

Los minerales de Park City tienen los siguientes factores que elevan sus costos: 1) depósitos mineralizados relativamente pequeños que hai que buscar atravesando grandes estensiones, produciendo así un alto costo de reconocimiento i preparacion; 2) un escojido cuidadoso, desechando grandes cantidades de broza; 3) alto porcentaje que hai que fundir i cargas mui ricas en la fundicion.

Debido a que las pérdidas en la fundicion se cargan arbitrariamente, i que las pérdidas reales son desconocidas, parece mejor reunir los costos i pérdidas. Es probable que los fundidores obtengan grandes utilidades. Tomemos los cargamentos de la Daly West, como ejemplo. Como promedio han tenido un valor casi exacto de 25 c. en plomo i cobre i un valor bruto de \$ 58 por tonelada a precios medios. El costo medio de fundicion, refinacion i venta de estos minerales incluyendo las pérdidas, ha sido de \$ 25,86 por tonelada. No es probable que las pérdidas en la fundicion i refinacion hayan excedido de 5% del valor, aunque en el plomo i cobre han sido algo superiores. Aceptando una pérdida de 5%, queda para la fundicion, etc. \$ 23 por tonelada. El flete de las barras a New York (incluyendo el flete del mineral de la mina a la fundicion), es de \$ 16 por tonelada. La refinacion agrega \$ 7 mas. Resulta, pues, un costo de \$ 23 por flete i refinacion. Como solo 500 lbs. por tonelada tienen que soportar estos costos, se tiene un costo de \$ 5,75 por tonelada de mineral orijinal fundido. Quedan, pues, para la fundicion alrededor de \$ 17,25 por tonelada.

La American Smelting and Refining Company no publica costos, pero el costo corriente actual de la fundicion de plomo es solo de \$ 2,50 por tonelada de carga. Solo puedo conjeturar lo que hai que agregar por amortizacion de los planteles, i lo que corresponde en la fundicion a la tonelada de mineral de plomo fundido, en distincion con la carga. Pero es mui probable que el total no exceda de \$ 5 por tonelada. Esto dejaria una utilidad de \$ 12,25 por tonelada i \$ 10,75 de costo actual, i \$ 13,65 incluyendo pérdidas (1).

Admitiendo que estas cifras no disten mucho de la verdad, i aceptando como 1:2,2 la relacion entre el mineral embarcado i el mineral explotado, tenemos los siguientes costos mínimos por tonelada de los minerales de plata plomíferos de Park City, como lo ha mostrado la esperiencia en los últimos siete años:

(1) Que estas cifras respecto de costos de fundicion no son demasiado bajas, queda probado por una comunicacion de H. M. Adkinson en el *Journal* de mayo 16 de 1907, segun la cual un mineral con 24% de plomo, 24% de fierro, 0,13 onzas de oro i 12 onzas de plata se fundió con un gasto total de solo \$ 7.45 por tonelada de cargas de fundicion i refinacion, fletes i descuentos.

| | |
|---|-----------------|
| Explotacion, concentracion i demas costos de la compañía minera..... | \$ 6,26 |
| Fundicion, refinacion i venta..... | 5,57 |
| TOTAL..... | \$ 11,83 |

Como las pérdidas en la concentracion deben estimarse a no ménos de 10% en minerales pobres, i las pérdidas en la fundicion, en 5% mas, los costos actuales serán solo sobre 85% del valor primitivo. En números redondos, pues, un mineral de Park City debe valer \$ 14 por tonelada para que se pueda obtener utilidad. Con precios medios, esto significa una lei de 10% de plomo i 8 onzas de plata por tonelada.

JAMES RALPH FINLAY.



La minería i los ingenieros de minas

La minería ha sido i es en nuestro país una industria a la que se le ha dado escasa importancia; últimamente el Gobierno, a pedido de la Sociedad Nacional de Minería, ha tomado ciertas medidas (1) tendentes no a regularizar el estado anormal de esta industria sino a hacernos conocer su decadencia, sus irregularidades i su estado absolutamente primitivo. Países como los Estados Unidos, cuyo gobierno central está por decirlo así enteramente desconectado del campo industrial de la Nación, prestan, fuera de duda, mucho mas interes por el desarrollo económico de las riquezas nacionales que el que al presente el Gobierno de Chile dedica a este importante ramo de nuestras industrias.

Que nuestro Gobierno puede prestar mas facilidades a esta industria, es un hecho que se desprende lójicamente de nuestra práctica administrativa. Para hacer mas comprensible este último punto, veamos primero cómo puede un Gobierno cualquiera fomentar una industria tal como la Minería. Uno de los medios que salta a la vista es indudablemente el de facilitar vías de transporte de los centros mineros a los puertos de la costa. Bajo la dependencia del Ministerio de Industria actúa la Direccion de Obras Públicas con una seccion destinada a «Jeografía i Minas». Pues bien, nada hai mas sencillo que organizar en esta seccion un cuerpo de ingenieros de minas que estudien los métodos mas económicos de comunicacion de los centros mineros con los puertos de la costa, formando proyectos para vías de comunicacion, que, segun la importancia del distrito minero en cuestion, irian para su futuro desarrollo a la seccion de «puentes i caminos» o a la seccion de «ferrocarriles» de la Direccion Jeneral.

El gasto que estos estudios i construcciones acarrearían al Gobierno formaría tan solo una inversion segura del capital, dado que el estudio económico del distrito i de las vías de comunicacion hayan sido hecho bajo un plan sistemático

(1) Me refiero a la formacion de la «Estadística Minera».

i por una persona competente que no puede ser otra que un «ingeniero de minas».

Otro medio que fácilmente se nos ocurre i que es estensivamente practicado en los Estados Unidos, es el estudio jeológico de cada distrito minero para así asegurarse de su importancia o de su nulidad; hecho es este al que un Gobierno debe prestar especial i delicada atencion para así no solo asegurar el capital en él invertido por el Gobierno mismo, sino que tambien el capital privado, que es el que jeneralmente sufre mas en negocios mineros debido a la ignorancia en que la jeneralidad de la poblacion vive con respecto a esta clase de negociaciones. El estudio jeológico de cada rejion minera, hecho por jeólogos o ingenieros de minas, acompañado de publicaciones claras i de mapas jeológicos i topográficos que se distribuirian a precio de costo entre los interesados, vendria a resolver el problema de la inversion del capital privado en la Minería Nacional.

Este último método de fomentar la industria ha dado en los Estados Unidos excelentes resultados; no hai rejion minera en el gran territorio de la Union que no haya sido estudiada jeológicamente por los técnicos del Gobierno i, a nuestra manera de entender, no hai pais en el mundo entero que ofrezca algo mas completo, mas acabado, que los estudios que gratuitamente distribuye el Cuerpo Jeológico del Gobierno.

Tiene tambien este último medio un carácter científico de gran significacion, ayuda grandemente al estudio teórico de la mineralizacion de nuestro globo i es la base en que descansa el gran adelanto jeológico de nuestra época; facilmente se comprende el interes que el minero demuestra por el desarrollo de la jeolojía minera, si se toma en cuenta que ella es su único guia i compañero en las penosas escursiones de cateo en busca de los metales que la tierra esconde a nuestra vista.

Siempre se habla de la escasez de capitales i de la conveniencia de inducir el capital extranjero a radicarse en nuestras industrias, especialmente en la minería; ello no ofrece ningun peligro siempre que se reglamente el empleo de la labor nacional; no ofrece ninguna dificultad si es que se le pueda ofrecer estudios completos de nuestras zonas mineralizadas, es decir, si lo que se deja dicho se realiza. No basta tener estudios acabados de nuestras riquezas minerales, es tambien necesario el darlos a conocer en el extranjero; a nuestra manera de entender, esto deberia estar a cargo de la Sociedad Nacional de Minería; quien fácilmente, por medio del servicio consular de la nacion, puede distribuir dichos estudios en las bibliotecas de corporaciones, periódicos científicos, etc.

La publicacion de un periódico minero es de una absoluta necesidad. El Boletín de la Sociedad Nacional de Minería en parte, pero mui limitadamente, llena este vacío; dicho periódico debe ser redactado tomando en cuenta las necesidades de la industria, de manera que lleve la luz de los nuevos adelantos a los mas remotos campos mineros del pais en un lenguaje claro, sencillo i en una forma práctica i convincente. Hoi por hoi colaboradores de todas clases mezclan sus ideas en el Boletín, el que necesariamente carece de libertad de accion i adolece de una individualidad propia. Un periódico minero, bajo la

dependencia de la Sociedad Nacional de Minería, redactado por un personal pagado, que vijile el adelanto moderno de esta industria en el resto del globo i que sepa comprender las necesidades de ella dentro del país, sería de una ayuda inestimable en el fomento de la minería nacional.

El punto mas importante en el fomento de una industria es sin duda alguna la instruccion adecuada de las personas que en el futuro dirigirán las operaciones de dicha industria. La minería en Chile carece, jeneralmente hablando, de ingenieros competentes. Sea que nuestro carácter es demasiado aristocrático o sea que vivimos bajo la influencia de prejuicios sociales, el hecho es que pocos ingenieros de minas se gradúan en la Universidad del Estado i la «mayoría de los graduados» forman un cuerpo que mas tiene de «académico» que de «industrial». Nuestros ingenieros de minas desconocen, salvo raras escepciones, el lado práctico i la base de su profesion i aun desdeñan recibir «lecciones de experiencia» en el interior de una mina, como es, hoi dia, la obligacion de los estudiantes de las Escuelas de Minas modernas.

El curso de ingenieros de minas de la Universidad del Estado no es práctico i bien puede ser que él sea deficiente, aunque sobre ello nada puedo decir, pues carezco de datos sobre el particular; los cursos de la Escuela de Minería son deficientes i a mi manera de entender ellos hacen mas daños que beneficios a la minería nacional. Dichos cursos tienen por objeto formar capataces de minas i mayordomos de establecimientos de beneficio, i por lo consiguiente, la educacion recibida por los aspirantes a dichos títulos es necesariamente limitada. Si el Gobierno formase con las escuelas prácticas de minería una escuela central de minas con un plan de estudios modernos, haria indudablemente un gran servicio a la industria minera en Chile.

La preparacion actual de capataces i mayordomos es simplemente ridícula o absurda, mientras que la preparacion técnica de ingenieros de minas vendria a llenar un vacío en esta rama de nuestro campo industrial. El ingeniero de minas de hoi dia principia su carrera profesional como jerente, consultor técnico, etc.; mui al contrario, debe principiar, oscuro i desconocido, subiendo peldaño por peldaño la alta escala que hai entre el humilde barretero i el opulento jerente o consultor técnico.

Las escuelas de minas de los Estados Unidos ofrecen dos cursos de ingeniería, i son: curso de ingeniero de minas i curso de ingenieros metalurjistas. Ambos cursos son idénticos en sus dos primeros años, que se concretan al estudio jeneral de las ciencias i artes que sirven de base a dichos cursos. Terminados estos dos años el estudiante se encuentra en posicion de entender mejor los ramos del curso de minas o del de metalurjia. Ha sido llevado paso a paso a traves de los misterios de la química, descorriendo el velo de lo desconocido paulatinamente i es ahora un químico competente en el campo inorgánico con una práctica de dos años de trabajo «racional», estrictamente exacto i científico. No desconoce los principios matemáticos que le han de ayudar en sus problemas de ingeniería i, poseido de fundamentos sólidos de fisica superior, puede entender claramente los fenómenos conectados con sus estudios metalúrgicos durante sus dos últimos años de trabajo escolar. Reconoce fácilmente un

mineral i tiene ideas claras i precisas sobre las formaciones jeológicas con las que mas tarde debe entrar en contacto mas futimo.

Este momento de su carrera estudiantil es el que debe decidir por sí mismo cuál curso debe seguir en el futuro, guiado naturalmente por sus aspiraciones o por la preferencia que siempre u ocasionalmente ha demostrado por tal o cual ramo de estudios conectado, ya sea con el ancho campo del ingeniero de minas o con el no ménos vasto del ingeniero metalurjista.

Durante los cuatro años de estudio ambos ingenieros han tenido una práctica reglamentada i eficiente: son ensayadores de esperiencia, químicos de habilidad, mensuradores espertos, etc., i poseen el conocimiento basal i teórico que ha de hacer de ellos los ingenieros del futuro. Fácilmente ellos comprenden cuán necesario es para un ingeniero el ponerse en contacto directo con los obreros que mas tarde ha de manejar, cuán conveniente es conocer el trabajo que en el futuro él dirigirá; i así no es sino natural el que los futuros ingenieros dediquen sus vacaciones al trabajo pesado i fatigoso de las minas o al de los establecimientos de beneficio; allí adquieren esos conocimientos prácticos tan necesarios, tan indispensables en los jerentes o ingenieros jefes de empresas industriales; allí tambien se desarrolla su carácter de ingeniero, se asimila con la industria, se apodera del entusiasmo que por doquier reina i es ahora un técnico que puede aplicar sus conocimientos teóricos de una manera racional i estrictamente comercial, es decir, él es un ingeniero que hace su debut en el mundo industrial lleno de ambiciones i de ideas nuevas.

Las escuelas de minas organizadas bajo un plan sistemático son sin duda alguna de una gran utilidad a la industria de la minería; ellas no solo preparan los futuros jefes de la industria sino que tambien, en cursos especiales, investigan multitud de fenómenos científicos i sus investigaciones a veces revolucionan completamente la metalurgia comercial. Es un gran error el creer que investigaciones científicas no conducen a nada práctico o positivo, cuando la esperiencia nos enseña todo lo contrario; dirjase, por ejemplo, la vista a la gran industria del fierro i del acero, que ha tenido su cuna en el trabajo microscópico i metalográfico de las escuelas de minas; aun hoi día podemos palpar la ayuda eficaz que dicho trabajo presta a los fundidores de cobre i plomo i como poco a poco hace de este arte, tan primitivo en su infancia, una rama racional i científica de la metalurgia moderna. Las investigaciones de químico-física causan hoi día una verdadera revolucion en los procedimientos de hidrometalurgia i en los procesos electrolíticos, al mismo tiempo que abren nuevos horizontes al arte de concentrar o enriquecer los minerales.

La minería es, entre todas las industrias, la que talvez necesita mas ayuda técnica o profesional i es doloroso el ver que el personal técnico tenga que venir del estranjero cuando es necesitado i, mas doloroso es aun, el ver que esta industria está en su mayor parte, entregada a la capacidad de personas completa o parcialmente estrañas a la profesion; personas que, debido a una deficiencia técnica, no pueden ménos que causar fracasos que arruinan la reputacion comercial de esta industria.

La reforma de las escuelas prácticas de minería seria, pues, de verdadero

interés en el desarrollo de la minería nacional. Durante mis tres años de estadía en los Estados Unidos de Norte América he tenido la oportunidad de visitar las grandes escuelas de minas del país i la fortuna de seguir cursos de estudios en tres de ellas i estoy hoy día totalmente convencido que la adopción de un plan de estudios semejante a la práctica americana sería una ventaja mas agregada a las muchas ya conquistadas en el campo de la instrucción técnica e industrial de nuestra raza.

Para terminar séame permitido presentar a las personas interesadas en nuestro adelanto industrial, un plan de estudios para ingenieros de minas o metalurjistas que, a mi manera de ver, vendría a satisfacer las necesidades de la industria i a reemplazar ventajosamente las escuelas prácticas de minería de la Nación.

CURSOS DE ESTUDIOS.—CUATRO AÑOS, CADA AÑO DIVIDIDO EN DOS SEMESTRES

PRIMER AÑO

Primer semestre

| Estudios | Horas de estudio semanalmente | |
|---------------------------|-------------------------------|----------------------|
| | Horas de clase | Horas de laboratorio |
| Trigonometría..... | 5 | — |
| Química jeneral..... | 3 | — |
| Análisis cualitativo..... | 2 | 9 |
| Jeología jeneral..... | 4 | 3 |
| Dibujo mecánico..... | — | 6 |
| Inglés..... | 3 | — |

Segundo semestre

| | | |
|---------------------------|---|---|
| Geometría analítica..... | 5 | — |
| Química jeneral..... | 3 | — |
| Análisis cualitativo..... | 2 | 9 |
| Jeología jeneral..... | 4 | 3 |
| Dibujo mecánico..... | — | 6 |
| Inglés..... | 3 | — |

SEGUNDO AÑO

Primer semestre

| | | |
|----------------------------|---|---|
| Cálculos..... | 5 | — |
| Física..... | 2 | 3 |
| Análisis cuantitativo..... | 2 | 9 |
| Mineralojía..... | 3 | 3 |
| Dibujo mecánico..... | — | 6 |
| Geometría descriptiva..... | 1 | — |
| Inglés..... | 2 | — |

Segundo semestre

| | | |
|----------------------------|---|---|
| Cálculos..... | 5 | — |
| Física..... | 2 | 3 |
| Análisis cuantitativo..... | 2 | 9 |
| Mecanismo..... | 2 | — |
| Geometría descriptiva..... | 1 | — |
| Dibujo mecánico..... | — | 6 |
| Análisis al soplete..... | 1 | 6 |

TERCER AÑO

Primer semestre

| | | |
|------------------------------------|---|----------------|
| Levantamiento de planos..... | 3 | 9 |
| Jeología física o química (1)..... | 3 | 3 |
| Mecánica..... | 5 | — |
| Minería núm. I..... | 3 | — |
| Metalurgia núm. I..... | 3 | no horas fijas |
| Metalurgia núm. II..... | 3 | 2 |
| Gráfica..... | 1 | 3 |
| Dibujo mecánico..... | — | 4 |

Segundo semestre

| | | |
|--------------------------------|---|----------------|
| Levantamiento de planos..... | 2 | 9 |
| Petrografía o química (2)..... | 3 | 3 |
| Resistencia de materiales..... | 5 | — |
| Minería núm. II..... | 3 | no horas fijas |
| Metalurgia núm. II..... | 3 | 2 |
| Metalurgia núm. III..... | 2 | 9 |

CUARTO AÑO

Primer semestre

| | | |
|---|---|---|
| Minería núm. III..... | 5 | — |
| Metalurgia núm. IV..... | 5 | 6 |
| Jeología económica o metalurgia V (2)..... | 4 | 3 |
| Hidráulica i termo-dinámica..... | 4 | — |

(1) Los estudiantes de ingeniería de minas deben tomar el curso de jeología física i petrografía, mientras que los del curso de metalurgia toman el curso de Química metalúrgica.

(2) Los estudiantes de ingeniería de minas deben tomar el curso de jeología física i petrografía, mientras que los del curso de metalurgia toman el curso de Química metalúrgica.

| | | |
|----------------------------------|---|---|
| Minería núm. V o metalurgia núm. | | |
| VI (1)..... | 2 | 4 |
| Minería núm. VI..... | 3 | — |
| Tesis final..... | — | 3 |

Segundo semestre

| | | |
|--|---|---|
| Minería núm. IV..... | 5 | — |
| Metalurgia núm. VII..... | 5 | 3 |
| Jeología económica o metalurgia núm. V (1)..... | 4 | 4 |
| Hidráulica i Plantas de Fuerza..... | 4 | 2 |
| Minería núm. V o metalurgia núm. VIII (1)..... | 2 | 4 |
| Minería núm. VII..... | 1 | — |
| Tesis final..... | — | 4 |

En seguida se reproduce en compendio la materia que forma la base de dichos cursos:

Matemáticas.—Hai, como se ve, seis clases de matemáticas que jeneralmente están bajo el profesorado de un matemático graduado, ellas son: trigonometría plana i esférica; jeometría analítica; cálculo diferencial o integral; mecánica i resistencia de materiales.

Injeniería.—Estas clases bajo el profesorado de un injeniero civil, comprenden: dibujo mecánico, dividido en tres secciones que corresponden a trabajo de laboratorio de las clases de injeniería; jeometría descriptiva; mecanismo, o sea el estudio de las leyes que gobiernan las partes movibles de una máquina-gráfica, o sea la solucion gráfica de las fuerzas internas de una estructura-resultantes de pesos movibles o inamovibles, presión del viento, etc.; levanta- miento de planos que comprende mensuramiento superficiales, nivelación; levantamiento topográficos, levantamiento de planos mineros, determinaciones del meridiano, latitud, etc.; i por último, construcción de ferrocarriles; hidráulica, termodinámica i diseño de estaciones de fuerza motriz. Este departamento tiene a su disposición utensilios de dibujo, salas i mesas de dibujo, teodolitos, niveles i demas instrumentos usados, ya sea en el levantamiento de planos o en el trabajo práctico de hidráulica.

Física.—El estudio de física comprende el estudio de mecánica, hidrostática, sonido i luz, aparte de un curso especial de electricidad a cargo de un injeniero electricista; curso en que se estudia detenidamente las leyes i fenómenos eléctricos al mismo tiempo que las aplicaciones industriales de la electricidad.

El calor i magnetismo reciben especial atención en el estudio de la física debido a que ellos forman la base de estudios superiores en metalurgia.

(1) Los cursos de jeología i minería V para los estudiantes de minas i los cursos de metalur- jía números V i VI para los injenieros metalurjistas.

Química.—Hai cuatro clases de química que dependen de un profesor que jeneralmente es un químico o ingeniero-químico, a saber: química jeneral e industrial; química analítica cualitativa; química analítica cuantitativa, que comprende análisis completos de minerales de magnesio, sodio, potasio, aluminio, fierro, manganeso, zinc, cobre, plomo, cromo, calcio, arsénico, antimonio, i de productos metalúrgicos tales como ejes, escorias, gases, etc.; i química metalúrgica que es solamente obligatoria para los ingenieros metalurjistas i comprende análisis completos del fierro, acero, zinc, cobre, plomo i cadmio del comercio, como asimismo determinaciones de bismuto, mercurio, estaño, níquel, cobalto i tierras raras, como zorio, etc.

Jeología i mineralojía.—Estos ramos, bajo el profesorado de un ingeniero de minas o de un jeólogo o mineralojista comprenden: jeología jeneral; mineralojía jeneral; análisis de soplete; jeología física; petrografía i jeología económica; estas clases se completan con observaciones en el museo mineralójico de la escuela i con escursiones jeológicas a rejiones adecuadas.

Minería.—Hai siete clases de minería que dependen de un ingeniero de minas, ellas son:

Minería núm. I, que comprende el estudio de explosivos, perforacion, escavaciones, perforadoras, barrenos, etc.; minería núm. II, que comprende explotacion de minas, transporte, estraccion, etc.; minería núm. III, que comprende enmaderacion, túneles, galerías, piques, etc.; minería núm. IV, que abraza desagüe, ventilacion, condiciones hijiénicas i administracion; minería núm. V, que comprende valuacion de minas, explotacion de lavaderos, stocknochs, etc. i diseño de plantas mineras; minería núm. VI o contabilidad minera; i minería núm. VII o leyes mineras vijentes. *Las clases de minería se completan con escursiones mineras, con trabajo práctico en las minas ya sea como minero o enmaderador, trabajo que se hace durante el curso especial de verano; el laboratorio de minas debe ofrecer facilidades para la mejor comprension. tales como la instalacion de pequeñas compresoras de aire para adiestrar al estudiante en el manejo de las perforadoras, etc.* Las clases van jeneralmente acompañadas de vistas cinematográficas de minas, obreros en faenas de perforacion, enmaderacion, etc.

Metalurjia.—Las clases de metalurjia, bajo el profesorado de un ingeniero metalurjista, se detallan como sigue: metalurjia núm. I o sea concentracion mecánica o preparacion mecánica de los minerales; metalurjia núm. II, que comprende un estudio jeneral de materiales refractarios, combustibles, hornos metalúrgicos, procesos metalúrgicos, aleaciones metalíferas, productos metalúrgicos i consideraciones económicas i comerciales; metalurjia núm. III, que comprende ensayos de oro, plata, platino, plomo, estaño i mercurio por medio de la via seca; metalurjia núm. IV, que comprende la metalurjia del cobre i plomo; metalurjia núm. V, que comprende la metalurjia del fierro i acero i el estudio de metalografía, pirometría i metalurjia física; metalurjia núm. VI, que comprende la metalurjia del zinc, aluminio i otros metales; metalurjia núm. VII, que comprende el estudio de la metalurjia del oro i la plata; i por último, metalurjia núm. VIII o sea electro-metalurjia.

El departamento de química i metalúrgica deben estar provistos de bien equipados laboratorios; en el departamento de química se necesitan a lo ménos tres laboratorios: uno para análisis cualitativo, otro para cuantitativo i el tercero para los estudiantes de química metalúrgica; este último laboratorio puede tambien servir para el trabajo de laboratorio correspondiente a la metalurgia del oro i de la plata o procesos de hidro-metalurgia en jeneral. *El departamento de metalurgia debe tener un laboratorio de ensayos con hornos de carbon para acostumar a los estudiantes a su manejo; hornos eléctricos, de gas o gasolina, solo se recomiendan para un uso limitado; el laboratorio de preparacion mecánica debe ser tan amplio como las circunstancias lo permitan i debe funcionar bajo la direccion i manejo de los estudiantes; es tambien conveniente el tener un laboratorio de metalurgia aplicada que funcionará dos o tres veces al año bajo la direccion del profesor del ramo secundado por los estudiantes, i por último el laboratorio especial de metalurgia debe poseer pirómetros, calorímetros, hornos eléctricos, microscopios, máquinas de microfotografía, etc.;* este laboratorio puede tener una seccion destinada a trabajo electro-metalúrgico i otra destinada a la preparacion de muestras para el trabajo de metalografía.

Tesis final.—Cada estudiante del cuarto año debe elejir un tema industrial o científico que desarrollará durante el año, sometiendo los resultados obtenidos al Consejo de la escuela como una tesis de trabajo; el desarrollo de procesos metalúrgicos, el diseño de planteles mineros, investigaciones metalográficas o de metalurgia física son temas que se prestan admirablemente a estudios de esta naturaleza; el estudiante en esta clase de trabajo usará el laboratorio mas apropiado.

Este plan de estudios satisfaria las necesidades mas imperiosas de la industria aunque todavia quedará por formar las escuelas industriales de minas, ya que, dado nuestro carácter, una educacion técnica de esta especie formaria jóvenes que difícilmente transijirían con el rol que les toca desempeñar durante los primeros años profesionales. Los industriales mineros chilenos parecen tener, en jeneral, esta idea, lo que es solamente natural, pues desconocen hasta cierto punto los resultados que el procedimiento ya descrito ha dado.

Es la aspiracion jeneral el hacer estos cursos lo mas prácticos posible, aunque la mayoría de las personas directamente interesadas en este asunto ignoran lo que la palabra *práctica* en estos casos significa. El trabajo de la mina no puede formar un individuo capaz de dirigir la explotacion racional de una mina i el trabajo rutinario efectuado al rededor de un horno no formará jamas un fundidor técnico.

La práctica que tanto se discute tiene que ser reglamentada i metódica, encajada, por decirlo así, dentro de un plan de estudios técnicos eficiente; plan de estudios que tiene que formarse con tiento i con pleno conocimiento de causa, pues se trata de reducir el tiempo de estudio de cuatro a dos años, lo que naturalmente exige una gran precaucion en la eleccion del material de estudios.

Seria casi imposible así, sin preparacion alguna, el formar un curso de

estudios para estas escuelas i el tema se presta a un estudio detenido e interesante; es de lamentar que el Gobierno no haya prestado a este asunto la atención que merece i es digno de encomio el entusiasmo que la Sociedad Nacional de Minería manifiesta i ha manifestado por la reforma de estas escuelas, que ninguna utilidad hoy día prestan a la industria minera del país.

Inspirándose en estas ideas i dentro del plan de estudios ya detallado se pueden organizar cursos especiales que formen Laboreros, Beneficiadores i Ensayadores o Químicos.

a) *Curso de ensayadores o químicos.*—Este curso sería de una duración de dos años i comprendería los siguientes estudios: química jeneral, química cualitativa, cuantitativa, mineralojía, análisis al soplete i ensayos. La práctica del curso quedaría reglamentada de la manera que se detalla.

Análisis cualitativo.—Reconocimiento de todos los metales por medio de reacciones especiales i uso del *espectroscopio*.

Análisis cuantitativo.—30 análisis de minerales comunes incluyendo escorias i productos metalúrgicos para determinar los siguientes componentes: fierro, cal sílice, magnesia, alumina, cobre, plomo, zinc, azufre, etc.

Mineralojía.—Examinación práctica de las muestras mineralójicas en el museo mineralójico con colecciones de estudio.

Análisis al soplete.—Reconocimiento de los minerales mas importantes.

Ensayes.—Alimentación de hornos, molienda de minerales, harneaduras, ensayos por oro, plata i platino de los minerales oxidados, sulfurados, ejes, escorias i productos metalúrgicos comprendiendo 30 determinaciones prácticas.

b) *Curso de beneficiadores.*—Este curso comprendería dos años i medio i abrazaría los siguientes estudios: química jeneral, química cualitativa, cuantitativa, mineralojía, análisis al soplete, geometría descriptiva, dibujo mecánico, carpintería, herrería, ensayos, metalurjia jeneral, metalurjia del oro, plata, cobre i electro-metalurjia.

La práctica de este curso queda reglamentada en el curso de ensayadores i en la descripción jeneral del curso de ingenieros metalurjistas; la escuela ántes de conceder un diploma exigirá un certificado de trabajo en un establecimiento de beneficio por seis o mas meses.

c) *Curso de laboreros.*—Este curso de duración de dos años comprendería los siguientes estudios: matemáticas elementales, jeolojía jeneral, dibujo mecánico, carpintería, herrería, química jeneral, mineralojía, geometría descriptiva, jeolojía física i los cursos de minería núms. I, II, III, IV i VI. (1)

La práctica de este curso es la que para cada asignatura se indica en el curso de ingeniería de minas, agregándole el trabajo manual de carpintería i herrería que, tanto los alumnos de este curso como los del de Beneficiadores, deberían ejecutar para familiarizarse con la práctica de las enmaderaciones, afilamiento de herramientas, temples de acero, etc.

La escuela no otorgaría diploma de laborero hasta que el estudiante no

(1) Véase plan de estudios.

hubiese completado un aprendizaje práctico de seis meses en las minas, trabajando ya sea de barretero, enmaderador, etc.

Fácilmente se comprende que estos cursos estarían dentro del plan de estudios de la Escuela Central de Minas i formaría por decirlo así, los cursos industriales de la escuela.

Santiago de Chile, noviembre de 1908.

IGNACIO DIAZ OSSA,
Ingeniero metalurjista.



Estudio de la Zona Carbonífera de Chile

(Continuacion)

El fundo que forma la propiedad de la Compañía Carbonífera «Los Ríos de Curanilahue» i que encierra los mantos de carbon explotados, tiene una superficie de 1,631 hectáreas.

Las labores de explotacion están situadas en la parte norte de la propiedad i fueron deslindadas en una hijuela de 106½ hectáreas de superficie, con el gravámen de una regalía de cuarenta centavos por cada tonelada de carbon estrai-da, a favor del señor don Ruperto Fuentealba.

Esta delineacion no ha sido fijada en virtud de ningun estudio o dato jeológico, i por consiguiente, no marca en manera alguna la zona carbonífera. Su valor es, pues, relativo al pago de la regalía citada.

La propiedad dista 92 kilómetros al sur de la ciudad de Concepcion, a 64 kilómetros del puerto de Coronel i 55 al noreste del de Lebu.

Está unida a Concepcion i a Coronel por el ferrocarril de la Compañía Arauco Limitada, el cual tiene una trocha de 1,68, que es igual a la de los ferrocarriles del Estado.

El camino que conduce al puerto de Lebu es áspero i cortado de profundas quebradas que lo hacen impropio para el acarreo de la carga.

Los yacimientos carboníferos de Curanilahue pertenecen a la misma formacion jeológica que la en que se encuentran las minas de Peumo, Quilachanquin, Maquehua, Colico i Lebu. La propiedad que encierra las minas «Los Ríos de Curanilahue» ocupa una situacion privilegiada en esta formacion; en todo su ancho no se ve aparecer en ninguna parte el terreno cristalino ni las micaesquitas.

A pesar de esta feliz colocacion, existen botamientos, solevamientos i algunas fallas que el explotador debe tener constantemente en vista para la organizacion de sus futuras labores.

Como en la mina vecina de Curanilahue, hasta hoi no se han puesto de

manifiesto sino los tres mismos mantos de carbon que hemos descrito anteriormente i de los cuales solo dos son explotables:

La veta Doble,
La veta Rauch,
La veta Alta.

La veta Doble se presenta en una forma idéntica, es decir, despues de un techo de bronce i pizarra, se encuentra:

| | | |
|--------------|---------|-----------|
| Carbon | 0,50 m. | } 1,07 m. |
| Tosca | 0,12 m. | |
| Bronce | 0,05 m. | |
| Carbon | 0,40 m. | |

Lo que da un espesor total en carbon de 90 centímetros.

La veta Rauch, con un espesor de 10 centímetros, es inexplorable.

La veta Alta, con 98 centímetros.

La distancia entre la doble i la Rauch es mas o ménos de dos metros, i hasta la alta, las estratas miden mas o ménos 10 metros.

Los trabajos de explotacion de carbon en las dos vetas, Doble i Alta, en actual explotacion, se efectúan por medio de tres labores denominadas:

Mina «Chiflon»;
» «Nivel»;
» «Laurela».

El mas importante de estos trabajos es el de la mina «Chiflon». Consiste en una galería abierta en direccion 264 grados oeste, con inclinacion de 15° 30' en pendiente, i con un largo aproximado de 340 metros. Esta labor es de seccion rectangular, tiene 3 metros de ancho por 2 de alto.

Desde ésta arrancan en direccion norte i sur labores de extraccion, por las cuales se disfrutan las vetas Doble i Alta.

La mina «Nivel» consiste en un socavon casi en horizontal con direccion jeneral sur; presenta un largo total de mas de 700 metros i viene a comunicar con la mina «Laurela».

La mina «Laurela» está formada por una galería inclinada de 15 grados en pendiente, con direccion oeste 306 grados, de 150 metros de largo, por la cual se extrae carbon de la veta «Alta» únicamente.

La mina «Laurela», situada al sureste de la mina «Chiflon», la forma una galería en direccion 306 grados oeste, con inclinacion de 15 grados sobre un largo de 60 metros, siguiendo despues en horizontal hasta alcanzar un largo de 150 metros, a donde está ubicada la plataforma de enganche para la extraccion del carbon por la galería de la mina «Nivel». En direccion suroeste hai una labor en tosca (travers banes) de 115 metros de largo, con declive de 20 grados mas o ménos, hasta alcanzar la veta Alta.

En esta última, las labores alcanzan según el manteo, una distancia de más de 300 metros.

La explotación se hace actualmente por el sistema de «longwall». Hasta poco tiempo atrás ésta se hacía en la forma i con los medios más rudimentarios; el método de galerías i pilares, con el cual apenas se saca el 40 % del carbon existente, ha imperado durante muchos años.

Igualmente, las maquinarias i los calderos empleados eran en su mayor parte aparatos viejos i contruidos para otros fines distintos de la explotación de minas.

La insuficiencia de las instalaciones i de toda la maquinaria ha sido para esta mina causa de un atraso considerable, i sus consecuencias se harán sentir todavía mucho tiempo más sobre sus condiciones económicas, sobre todo en lo referente a los medios de desagüe.

Siguiendo el recuento de las capas, hubo que mantenerse a cierto nivel, bajo el cual el reducido poder de las bombas no permitía alcanzar; por consiguiente, la parte agotada por los trabajos anteriores corresponde casi enteramente a una línea de nivel limitada por la potencia de las bombas de que se disponía; de modo que en la actualidad es preciso ir a buscar el carbon bajo esta línea, con gastos naturalmente algo superiores.

Además esta insuficiencia ha sido causa de graves perjuicios que afectaron gravemente los intereses de la explotación. Las condiciones topográficas del terreno i la permeabilidad de las estratas superiores, producen grandes filtraciones durante las lluvias del invierno, mientras que en verano la cantidad de agua estraida es insignificante. En invierno todas las bombas se hacían pocas, i se cita el caso de una inundación total de la mina «Chiffon».

Deseando mejorar sus medios de explotación i extracción, i aumentar el poder productivo de sus minas, la Compañía inició una reforma considerable en sus primitivas instalaciones.

Pasaremos a describirlas conjuntamente con las reformas proyectadas, algunas de ellas en vía de ejecutarse.

(Continuará).

