

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Págs.
Abastecimiento por agua subterránea de los principales centros mineros del departamento de Chañaral.....	371
Ultimos progresos en la tecnología de los combustibles.....	378
Estudio sobre el proyecto de establecimiento de concentración.....	397
Cotizaciones.....	418

Abastecimiento por agua subterránea de los principales centros mineros del departamento de Chañaral (1)

Anexo al Informe sobre un viaje a los principales centros mineros del Departamento de Chañaral, por J. Kuntz.

Los principales centros mineros de Chañaral descritos en el informe del señor J. Kuntz están situados en la Cordillera de la Costa, al extremo N. de la provincia de Atacama; solamente el mineral de Potrerillos se encuentra en el borde occidental de la Cordillera Real en una altura de 3,400 metros.

La zona baja de la provincia de Atacama, formada por una suave depresión al pie de la Cordillera Real y por la cadena de la Cordillera de la Costa con alturas de 1,200 hasta 1,500 metros, es un desierto estéril que no tiene precipitaciones atmosféricas. Vegetación se encuentra solamente en los puntos donde hay pequeñas vertientes o en los cuales corre de vez en cuando agua superficial que tiene su único origen en la Alta Cordillera. Exclusivamente la falda occidental de la Cordillera de la

(1) Boletines Nos. 290 y 291 de Junio y Julio, 1923.

Costa recibe una pequeña humedad regular en todos los años, especialmente en la época de invierno. En los meses de invierno se encuentra frecuentemente en aquella región neblina densa que cubre y baña el terreno desde una altura de 100 metros hasta 900 ó 1,000 metros. Se ve, pues, que las neblinas generalmente no pasan de la cresta de la Cordillera de la Costa hacia el oriente. Solamente raras veces llega la neblina por encima de la Cordillera de la Costa y cubre entonces también la depresión del valle longitudinal. Con las neblinas de la época de invierno queda el terreno de la falda occidental de la Cordillera de la Costa bien mojado. Solamente una parte de esta humedad alcanza a resumirse en el terreno suelto para formar pequeñas corrientes de agua subterránea en las quebradas. La mayor parte de la humedad de las neblinas se evapora otra vez por la acción del sol. El agua condensada de las neblinas contiene generalmente carbonato de amonio, por esto lixivía con facilidad los minerales que forman las piedras. La consecuencia de la lixiviación es que las corrientes subterráneas de la falda occidental de la Cordillera de la Costa se cargan después de un recorrido subterráneo relativamente corto, con cantidades considerables de sal. Vertientes muy pequeñas en la falda occidental de la Cordillera de la Costa no son muy raras, pero todas sin excepción producen agua bien salobre. La producción de estas vertientes es solamente algunos litros por día; vertientes que producen 200 litros diarios son muy raras. La falda oriental de la Cordillera de la Costa, la depresión entre la Cordillera de la Costa y el pie occidental de la Cordillera Real y la parte inferior de la falda occidental de la Cordillera Real no tienen precipitaciones atmosféricas y solamente durante pocos días al año los alcanza la humedad de las neblinas. Se ve, pues, que la zona baja de la provincia de Atacama, con excepción de la falda Occidental de la Cordillera de la Costa, forma un desierto donde por la falta de precipitaciones atmosféricas no puede formarse una napa acuífera subterránea. La Alta Cordillera de la parte N. de la provincia de Atacama desde alturas de 2,500 metros hasta las cimas, tiene precipitaciones atmosféricas regulares cada año. Frecuentemente caen fuertes lluvias en la Alta Cordillera en los meses de Diciembre hasta Marzo. También en invierno caen frecuentemente lluvias y nevazones. En consecuencia, la Alta Cordillera de la provincia de Atacama tiene precipitaciones atmosféricas considerables y regulares en cada año, de modo que allá se forman ríos a veces caudalosos y por consiguiente, también napas acuíferas subterráneas. En el departamento de Chañaral está la Cordillera de la Costa atravesada por dos hondas quebradas cuyos nacimientos se hallan en la Alta Cordillera a alturas entre 3 y 4,000 metros. En el extremo N. de la provincia se encuentra la quebrada Pan de Azúcar, la cual se forma por las quebradas de Juncal, del Carrizo y de

Doña Inés Chica. Las tres quebradas nacen en la Alta Cordillera y desaguan valles inter-andinos que contienen agua superficial por todo el año. El segundo corte de la Cordillera de la Costa en el departamento de Chañaral lo forma la quebrada del Salado, la cual se forma en la Alta Cordillera por las quebradas del Salado, Potrerillos y de La Ola. También estas quebradas llevan todo el año agua corriente en sus nacimientos. En el acarreo suelto, que rellena el fondo de las quebradas, se resume toda el agua en la falda baja occidental de la Cordillera, para seguir de allá subterráneamente su curso debajo del acarreo moderno hacia el poniente. El acarreo moderno rellena completamente, en la depresión el valle longitudinal, los valles antiguos de erosión y alcanza todavía a cubrir las cimas de las lomas de los valles de ambos lados. En estos dos cortes de la Cordillera de la Costa queda limitado el curso de la corriente subterránea al fondo angosto de los valles y por esto el agua subterránea surge en estos cortes otra vez a la superficie. En las masas enormes de acarreo en la depresión del valle longitudinal, el volumen de todos los poros es capaz de conducir subterráneamente el agua. En las angosturas de los cortes angostos en la Cordillera de la Costa el volumen de los poros en el acarreo es menor que la cantidad del agua subterránea y por consiguiente forman estos cortes una represa natural a la corriente de agua subterránea y obligan al agua en partes a correr superficialmente. En el punto llamado Las Bombas en la quebrada de Pan de Azúcar se encuentra una angostura de 500 metros de ancho. 8 kilómetros aguas arriba de Las Bombas tiene el fondo del valle un ancho de tres a cuatro kilómetros que está completamente seco todavía. A 6 kilómetros al E. de Las Bombas se encuentra el agua subterránea a poca profundidad de la superficie. En estos 6 kilómetros se encuentran varias vertientes y el fondo del valle lleva una vegetación que aumenta gradualmente hacia el O., correspondiente a la vecindad del agua subterránea a la superficie. En Las Bombas, en el antiguo establecimiento de la mina de Carrizalillo se capta agua de pozos que tienen una profundidad de 14 metros, en los cuales sube el agua hasta 1,10 metros debajo de la superficie. Según datos conseguidos del Administrador del Establecimiento estimo que la producción de la corriente subterránea de la quebrada Pan de Azúcar será de 5 a 8 litros por segundo.

Condiciones geológicas e hidrográficas muy parecidas presenta la quebrada del Salado. La quebrada del Salado ha depositado en la depresión del valle longitudinal un gran cono de deyección cuyo borde se encuentra en Pueblo Hundido, es decir, en el mismo pie oriental de la Cordillera de la Costa. El curso del antiguo valle terciario que fué más tarde en el plioceno relleno por el cono de deyección pasó al lado S. E. de Pueblo Hundido. Hoy día la corriente superficial, que de vez en cuando

llega después de grandes lluvias en la Alta Cordillera, pasa por la periferia N. del cono de deyección, tocando más o menos, a 6 kilómetros al N. E. de Pueblo Hundido, el pie oriental de la Cordillera de la Costa; desde aquí se ha excavado la corriente superficial actual, un valle entre el borde del cono de deyección y el pie oriental de la Cordillera de la Costa. Por esta erosión post-pliocena se encuentran algunas lomas de la Cordillera de la Costa entre la quebrada actual y el cono de deyección. El agua subterránea estancada en el cono de deyección forma, en una distancia de 2 a 3,000 metros al E. de Pueblo Hundido, algunas vertientes. En la misma parte se encuentran varios pozos de una profundidad de 2 a 7 metros. Estos pozos servían anteriormente para el abastecimiento del Ferrocarril Longitudinal. Según los datos recogidos, es la producción de cada uno de estos pozos alrededor de 0,5 litros por segundo. El agua es medianamente salobre y por esto no se la usa más para el abastecimiento del ferrocarril. Desde Pueblo Hundido hacia el poniente se encuentra casi continuamente un chorro de agua superficial en la quebrada del Salado que está alimentada en partes por el agua subterránea del cono de deyección. El cono de deyección impide por otra parte la entrada de toda la corriente subterránea hacia la quebrada del Salado. Por perforaciones se podrá captar en la región al E. de Pueblo Hundido a lo menos una cantidad de 3 litros por segundo.

Las corrientes de agua subterránea del extremo N. de la provincia de Atacama las he descrito detalladamente en el informe «La continuación de los reconocimientos geológicos del extremo Norte de la provincia de Atacama, con el objeto de explorar las corrientes de agua subterránea para el abastecimiento del ferrocarril Longitudinal» del 30 de Abril de 1922, pág. 1 a 13.

Las minas descritas por el señor Kuntz se pueden dividir en tres grupos con respecto a la posibilidad de su abastecimiento con agua.

1.º *El mineral de Carrizalillo en la orilla S. de la quebrada de Pan de Azúcar.*

2.º *Los minerales a ambos lados de la quebrada del Salado entre Pueblo Hundido y Chañaral.*

- a) Grupo de minas de Pueblo Hundido: Manto Tres Gracias, La América.
- b) El Mineral del Carmen, a 2 kilómetros al N. de la estación de El Carmen, la Mina Santa Rosa, a 5 kilómetros al S. E., de la estación Carmen, mina Paraíso, San José, mina Leonor.
- c) Grupo El Salado: este grupo de minas se encuentra a ambos lados de la quebrada frente de la estación del Ferrocarril Salado.

El grupo se compone de las siguientes minas: La mina Limbo (2 kilómetros de la estación), la mina Jote, (colinda con la anterior hacia el N.), las minas Flor de Tulipán, Desempeño, Estaca, Ecuador y Rosa, las cuales distan 6 kilómetros de la estación, la mina Catalina, la mina Monte Cristo, la mina Manto Segundo, dista 1 kilómetro de la mina Tulipán, la mina San Francisco (algunos kilómetros al E. del grupo Limbo y Jote), la mina Suerte al N. de la anterior, la mina Despreciada (500 metros, al poniente de la Suerte).

- d) Grupo El Mineral Punta Negra, está situado a 4 kilómetros al N. E. del paradero del Ferrocarril de Chañaral al lado N. de la quebrada El Salado. El Mineral se compone de las siguientes minas: La mina San Francisco, la mina San Carlos, la mina Arturo (al E. de San Carlos) la mina Estrella (cerro más arriba de San Carlos), la mina Descubridora (al S. de San Carlos), la mina Carmela (más al E. de la anterior).

3.º *Los minerales situados en la quebrada de Las Animas.*

- a) El Mineral de Los Pozos, está situado en el punto final del Ferrocarril de Chañaral a Los Pozos y se extiende entre la quebrada de Las Animas y la quebrada de Flamenco, componiéndose de las siguientes minas: Grupo Manto Verde, El Mineral Manto Atacama, el Mineral Manto Verde, el Grupo Laura (colindante con la anterior hacia el N.), el grupo Kuroki (colindante al N. con la anterior).
- b) El Grupo Las Animas, situado en los alrededores inmediatos de la Estación de Las Animas, la cual dista 26 kilómetros de Chañaral, componiéndose de las siguientes minas: Poderosa, Ampliación, Fortunata, Frontón, María Luisa, Progreso, Elena, Delfina, Capitana y Mercedes.

En el capítulo sobre la existencia de agua subterránea en la parte N. del departamento de Chañaral se ha descrito la existencia de la corriente subterránea en la quebrada de Pan de Azúcar y la capacidad de ella. El Mineral Carrizalillo está situado a 2 kilómetros al S. de la quebrada y está unido con el punto de «Las Bombas» por una línea férrea, donde el mineral tiene su establecimiento con su instalación para la captación de agua subterránea.

Los grupos de minerales enumerados en el párrafo N.º 2 están situados sin excepción a poca distancia de la quebrada del Salado y al mismo tiempo del Ferrocarril de Pueblo Hundido a Chañaral. En el ca-

pítulo sobre la existencia de agua subterránea se ha comprobado que en las Sierras, pertenecientes a la Cordillera de la Costa, no existen corrientes de agua subterránea con un caudal suficiente para el abastecimiento de un mineral. Se ha comprobado que la corriente de agua subterránea, la cual pasa por la quebrada del Salado entre Pueblo Hundido y Chañaral y la cual está alimentada por los nacimientos caudalosos de las quebradas de La Sal, de Potrerillos y de la Ola, en la Alta Cordillera, está acumulada en el borde del cono de deyección frente a Pueblo Hundido. Los puntos para la captación de mayor cantidad y mejor calidad de aguas subterráneas, están situados en una faja a 3 kilómetros al E. de Pueblo Hundido con un largo de 2,000 metros de N. a S. Las condiciones geológicas e hidrográficas del origen de esta napa acuífera subterránea hacen probable que la producción alcanzará en esta parte a lo menos 3 litros por segundo y posiblemente mucho mayor cantidad. Los grupos mineros situados alrededor de Pueblo Hundido se podrán por consiguiente, abastecer fácilmente con agua subterránea.

Se ha visto que el agua subterránea, abastecida por los afluentes de la quebrada del Salado desde la Alta Cordillera, está retenida en parte en el borde occidental del cono de deyección frente de Pueblo Hundido. Por consiguiente pasará solamente una parte de esta corriente subterránea de Pueblo Hundido hacia el mar por el relleno de la quebrada del Salado. Esta corriente subterránea aumenta desde Pueblo Hundido hacia el O. por la corriente de agua superficial que aparece desde Pueblo Hundido hacia el O. La napa acuífera de la quebrada del Salado será un poco salobre y producirá probablemente no más que 1,5 a 2 litros por segundo. El ancho de la quebrada hace probable que las capas de acarreo en la quebrada tendrán en la parte de la más profunda erosión terciaria un espesor mayor de 80 metros.

Será, por consiguiente, posible abastecer los grupos Carmen, Santa Rosa, El Salado y Punta Negra, por captación de agua subterránea en el medio de la quebrada del Salado que pasa al pie de los cerros en los cuales los grupos mineros están situados.

Los dos grupos de minas, los Pozos y Las Animas enumerados en el párrafo N.º 3, están situados en la falda occidental de la Cordillera de la Costa. En el capítulo sobre la existencia de agua subterránea en la parte N. de la provincia de Atacama, he comprobado que en la falda occidental de la Cordillera de la Costa se forman solamente corrientes subterráneas de un caudal muy reducido y de agua salobre. Se ve, pues, que no será posible captar un caudal de agua subterránea capaz de abastecer un mineral de mayor producción. El Ferrocarril Longitudinal pasa a una distancia de 35 kilómetros al E. de los grupos mineros en la quebrada de Las Animas. El Ferrocarril Longitudinal está abastecido en el Llano de

Humito y Guamanga por dos pozos, el 1.º en la estación de Cuba y el 2.º en el kilómetro 1,004. Estos pozos producen cada uno entre 10,000 y 20,000 litros de agua por día, lo que comprueba que la existencia de agua subterránea en estos llanos es limitada. La estación de Chañarcito está situada en el borde occidental de un cono de deyección, depositado por la quebrada de Chañar Alto, que baja desde una sierra en el borde occidental de la Cordillera Real, con alturas hasta de 3,800 metros. La hoya hidrográfica de la quebrada de Chañar Alto en la Alta Cordillera no es grande. Por consiguiente la napa acuífera formada en esta quebrada y represada en el cono de deyección frente a Chañarcito no puede ser muy abundante. Actualmente se está captando para el Ferrocarril Longitudinal por pozos con una profundidad hasta 8 metros una cantidad de 0.25 litros por segundo. Más o menos 1 kilómetro más al S. de la estación de Chañarcito forma el agua represada en el borde del cono de deyección, manantiales chicos en los cuales se ha formado una vegetación en un trecho de 300 metros de largo. De la hoya hidrográfica de la quebrada de Chañar Alto en la Alta Cordillera y del afloramiento del agua en la finca de Chañaral, a 3 kilómetros al S. E. de Chañarcito, se puede deducir que la capacidad de la corriente de agua subterránea del cono de deyección de Chañarcito será de 1,5 a 2 litros por segundo. La zona de captación de esta napa acuífera está situada en forma de una faja a 400 metros al E. de la estación de Chañarcito de un largo de 1,800 metros, con rumbo hacia S. E. La conducción del agua captada en Chañarcito hacia los minerales Los Pozos y Las Animas, tendría un largo de 35 kilómetros y tendría que pasar por la sierra de Chañarcito que forma el divortio acuarum entre la quebrada de Las Animas y la quebrada del Chañar Alto. No conozco la altura de esta sierra, la cual fluctuará entre 1,200 y 1,500 metros. La estación de Chañarcito está situada a una altura de 890 metros. La estación de Los Pozos se encuentra a una altura de 775 metros.

El mineral de Potrerillos está situado en la parte superior de la falda occidental de la Cordillera Real en una altura entre 3,000 y 3,400 metros. Este mineral está abastecido por la hoya hidrográfica de la quebrada, de la Ola que ha descrito el señor Kuntz.

JOHANNES FELSCH.

Geólogo de la Dirección de Minas y Geología.

Ultimos progresos en la tecnología de los combustibles (1)

La más grandes industrias de nuestro país atraviesan por un período que acentúa la necesidad de utilizar el máximo de los recursos carboníferos de la Gran Bretaña. Considerando a grandes rasgos nuestras dos industrias básicas, la del carbón y la del fierro y acero, talvez tendremos en ella futuros progresos, si encontráramos la solución de los siguientes problemas:

1) ¿Será posible, mejorando los métodos de fabricación del fierro y del acero, disminuir el consumo de combustible por tonelada de producto final a cifras inferiores a las actuales?

2) ¿Será posible, reformando los métodos de la industria carbonífera, reducir los costos unitarios en las minas a cifras inferiores a las de hoy día?

3) ¿Podrá someterse el carbón a tratamientos para obtener subproductos y producir un combustible sin humo que acreciente las posibilidades de mejores tiempos en la industria carbonífera?

(1) Si bien es cierto que en la industria del fierro y del acero ha habido progresos evidentes en los últimos años, aún existe un ancho campo para mejorar sus métodos. Por ejemplo, el Comité de Conservación del Carbón (Ministerio de Reconstrucción) ha estimado que, agrupando los diversos elementos que intervienen en la producción de acero—altos hornos, fábricas de gas, retortas de coke, hornos de acero, etc.—en un centro común, se podría reducir el consumo de combustible de 45 a 35 pies cúbicos por tonelada de acero elaborado. A más de esta disminución, también se podría reducir el consumo de combustible en otros sentidos. Por ejemplo, el consumo medio de combustible por tonelada de fundición oscila alrededor de 25 pies cúbicos. Los autores estiman que, cambiando algo los métodos de elaboración del coke metalúrgico se podría efectuar en ciertos casos economías apreciables hasta llegar a reducir el consumo de coke a 10 pies cúbicos por tonelada de fundición. Las razones que justifican este acerto se dan más adelante, pero si dichas economías llegan a realizarse en gran escala, alterarían radicalmente la industria del fierro y del acero y reducirían el consumo de combustible por tonelada de acero elaborado a 30 pies cúbicos.

(2) La reducción del costo en las minas no constituyen materia de

(1) Iron and Coal Trades Review, Julio 28, 1922.—Traducción del Servicio de Minas y Geología.

este artículo, pero existe un aspecto del problema que podemos tocar brevemente. Si se observa los costos de las minas, causa sorpresa el observar cómo se elevan los costos con la pretensión de llevar a un máximo la proporción de los trozos grandes. Mirados químicamente el carbón chico vale tanto como el grande—a veces más—. ¿Qué expectativas de reducir los costos habría si la producción de carbón en trozos grandes llega a ser materia de menor importancia? Parece, por el momento que el sueño de los hombres de ciencia de la generación pasada puede realizarse y que la totalidad de los carbones de piedra del país, exceptuando los carbones con muy pocas materias volátiles, pueden someterse a tratamientos económicos que permiten la obtención de los sub-productos y de un combustible sin humo, tanto para usos domésticos como para usos industriales. Excepto en algunos casos especiales no será de necesidad el escogido del carbón en las minas. ¿En cuánto se podrá reducir el costo por tonelada de carbón explotado y en cuánto aumentar el rendimiento por trabajador? Ya han afrontado el problema algunas minas del país, por ejemplo, las de Kentz y la South Crop en Gales del Sur, que poseen carbón de buena calidad, pero muy fritable. Suponiendo que se introduzcan en estas faenas mineras las circadoras de carbón, con transporte mecánico hasta la boca del pique; suponiendo que por la aplicación del relleno hidráulico u otro método semejante, se disminuyan a un mínimo los costos de enmaderación; suponiendo que por un método muy estudiado, digamos, transporte neumático, fuera posible elevar hasta la boca del pique automáticamente el carbón pequeño que se produce. ¿No podrían, entonces, reducirse los costos por tonelada de carbón explotado? Las preguntas antedichas sugieren ideas que parecen ser visionarias: tal vez, sean incapaces de resistir el análisis somero de los ingenieros de minas expertos en la materia; pero aún siendo siempre el tratamiento en gran escala del carbón asunto de intereses políticos, aquéllas constituyen problemas que, tarde o temprano tendrá que afrontar la industria minera del carbón.

(3) Por último, tenemos las posibilidades de producir en escala comercial, partiendo del carbón, un combustible económico y barato, superior en muchos aspectos al carbón mismo y al mismo tiempo obtener los valiosos sub-productos que él contiene.

CARBONIZACIÓN A BAJA TEMPERATURA

No es el propósito de este artículo tratar todos los procedimientos que permiten la transformación del carbón en un combustible sin humo por carbonización a baja temperatura, ya que sobre ellos se habló exten-

samente en una conferencia reciente sobre la materia dada en el Instituto de Ingenieros de Gales del Sur (ver Review, Abril 28-1922). Los autores, hace varios años, estudiaron el problema en muchos detalles, y desde el año 1917 tienen proyectados diversos métodos para vencer las diferentes dificultades inherentes a la carbonización a baja temperatura. En sus primeros trabajos sobre la materia consideraron que la standardización del carbón era la primera condición esencial para asegurar una marcha uniforme en la carbonización a baja temperatura. Las conclusiones que se deducen de una serie de experimentos realizados en Rhondda N.º 2, con un carbón con gran cantidad de materias resinosas y que se hinchaba mucho durante su carbonización a baja temperatura, pueden resumirse como sigue:

(1) Un carbón resinoso, no sometido a un tratamiento preliminar, se hincha y expande durante la carbonización a baja temperatura, proporcionando un coke poroso y fritable.

(2) La adición de cantidades cada vez mayores de cisco de coke hasta un límite definido, proporcionará un coke de resistencia y densidad cada vez mayores. Compare Roberts, Trans. Inst. Min. Eng., 1921. (Ver Review, Agosto 12, 1921).

(3) Por el calentamiento previo de una parte del carbón hasta temperaturas de cerca de 300°C. en una atmósfera oxidante y mezclado en proporciones convenientes con carbón bruto del mismo tipo, se puede obtener un coke muy duro y resistente que no muestra trazas de hinchazones y que, si fuese necesario hasta podía contraerse.

(4) Briquetando las mezclas de hullas grasas y secas, carbón previamente calentado y carbón bruto, y carbón y cisco de coke, se obtiene resultados excelentes.

Las ventajas de la briquetación previa a la carbonización se estudian en detalles más adelante pero mientras tanto señalaremos las siguientes ventajas generales que ella ofrece: (1) Aumenta apreciablemente el número de carbones aptos para ser sometidos a tratamientos que produzcan un combustible sin humo. (2) Muchos carbones cokificables briquetados con 25% de cisco de coke sin aglutinante y carbonizados en seguida, proporcionan un excelente combustible sin humo. (3) Muchos carbones considerados generalmente como no cokificables producen, si se les briqueta previamente, un coke excelente.

Hablando en líneas generales, los procesos de carbonización a baja temperatura se han desarrollado siguiendo los siguientes caminos: (1) La adopción de retortas con calentamiento externo; (2) retortas en las cuales el carbón llega por medios mecánicos a la cámara de calentamiento; (3) retortas de calentamiento interno.

Los autores se extienden largamente en las posibilidades de estos

tres sistemas. En los que se refiere a las retortas de calentamiento externo, se vieron obligados a admitir que, aunque ofrecían esperanzas en cuanto a su éxito técnico, en cuanto a su posibilidad comercial o económica había todavía muchísimas dudas, y que, por regla general, presentaban serias desventajas para un trabajo en gran escala. Estas desventajas pueden resumirse como sigue: (1) Debido a la necesidad de reducir el espesor de la carga de carbón, la producción total de coque por retorta y por día sería siempre limitada. (2) Para una planta comercial en gran escala habría necesidad de instalar numerosas retortas pequeñas. (3) Esto trae por consecuencia la necesidad de un gran capital de instalación correspondiendo a un gran capital por tonelada de producción, un gran espacio para la planta, aumentando por ello las pérdidas por radiación superficial y disminuyendo el rendimiento técnico, y, debido al mayor número de unidades, aumento en los trabajos de carga.

El segundo método de encarar el problema representa el transporte del carbón a través de la retorta por medios mecánicos. Un ejemplo muy conocido de este sistema es el proceso Del Monte, en el cual un tornillo sinfin conduce el carbón a través de la retorta. Otro es el sistema Pringle-Richards, en el cual un transportador de tipo especial lleva el carbón a través de la retorta. Otro sistema algo parecido constituyen las retortas Neilsen y Fusión, descritos recientemente en el Instituto.

Los autores, sin embargo, al fijar en forma definitiva el procedimiento para la producción en gran escala de un combustible doméstico sin humo, se decidieron en contra del transporte mecánico del carbón a través de la retorta, y adoptaron la forma más simple y más barata de transporte-viz. la gravedad, para efectuar la conducción de la carga.

PRODUCCIÓN A ALTAS TEMPERATURAS DE UN COMBUSTIBLE SIN HUMO Y QUE ARDIESE CON FACILIDAD

Los autores han adoptado ahora último un procedimiento de concepción algo revolucionaria y que rompe todos los moldes aceptados relativos a la producción de un combustible sin humo partiendo del carbón. Las ideas corrientes sobre carbonización estimaban necesario dejar una cantidad suficiente de materias volátiles en el coque para que éste encendiese con facilidad y se quemase libremente en una parrilla abierta. En el procedimiento adoptado en definitiva por los autores deciden carbonizar el carbón no a una temperatura baja sino a una temperatura que se eleve hasta la más alta conocida en la práctica. Han demostrado que bajo condiciones favorables, se puede carbonizar el carbón a las tem-

peraturas de las fábricas de gas o de los hornos de coque y producir un coque que se queme libremente y de ignición relativamente fácil.

Antes de discutir el método con el cual se logró estos resultados, tiene interés exponer brevemente los trabajos experimentales que le sirven de base al procedimiento. Los primeros experimentos demostraron que briquetando (1) hullas grasas y secas, (2) carbón bruto y calentado previamente, (3) carbón resinoso y cisco de coque, en condiciones apropiadas y sin aglutinante, se obtienen briquetas que conservan su forma, ya se las haya carbonizado a baja o alta temperatura. Abundantes experiencias en briquetas de este tipo se han hecho en Leight Works of Messrs. Stuccliffe, Speahman and Company, en unión a los procedimientos de Messrs. Pure Coal Briquettes, Limited. Esta compañía fué formada por el último Lord Rhondda con el propósito de ampliar los métodos de fabricar briquetas sin aglutinante. En el curso de los trabajos hechos con briquetas de carbón puro se encontró, que en circunstancias apropiadas, las briquetas hechas según este procedimiento, cuando se las carbonizaba aún a las temperaturas más altas que se emplean en las fábricas de gas o en los hornos de coque, poseían la propiedad notable de conservar su forma y en seguida de encender rápidamente y quemar libremente en parrillas domésticas. Los resultados de un ensaye (ver cuadro I) pueden talvez servir para ilustrar sobre las propiedades del nuevo material:

CUADRO I.—ESTADÍSTICA SOBRE ENSAYOS COMPARATIVOS DE LA PROPIEDAD DE QUEMAR DEL COKE DE FUNDICIÓN, DEL COKE DE GAS, Y DEL COKE HECHO CON CARBÓN PURO POR LOS PROCEDIMIENTOS DE BRIQUETACIÓN.

Ceniza.—Materiales volátiles	Coke de fundición	Coke de gas	Coke hecho con carbón puro por briquetación
	%	%	%
Ceniza.....	12,15	17,9	11,5
Materias volátiles.....	0,6	1,3	0,4
P. E. Apar.....	1,28	0,86	0,92
P. E Verdadero.....	1,81	1,66	1,79
Vol. de coke mismo.....	70,7	51,8	51,4
Vol. de las celdas.....	29,3	48,2	48,6

El peso específico aparente de las briquetas de carbón puro varían con el tamaño elegido en este ensaye; los límites extremos eran 0,80 y 1,01.

Los ensayos sobre la propiedad de quemar dieron las cifras que se ven en el Cuadro II.

CUADRO II.

	Coke de fundición	Coke de gas	Coke de briquetas de carbón puro
Cantidad quemada.....	12 lbs.	12 lbs.	12 lbs.
Tiempo empleado en quemarse. . . .	4½ h.	4 h.	7½ h.
Cenizas no quemadas.	3 lb. 4 on	2 lb. 15 on	5 on.

El coque de fundición cuesta encenderlo, pero una vez encendido quema con brillo. Mientras la combustión se mantiene en vigor se tiene calor rojo, pero apenas se descuida el fuego se ennegrece rápidamente y se apaga.

El coque de gas se porta casi en la misma forma que el coque de fundición, encendiéndose sí con mayor facilidad y quemando con mayor rapidez. Coke de briquetas de carbón puro quema en forma semejante al coque de fundición en el caso de combustión activa, pero descuidándolo, no se ennegrece ni apaga, sino, debajo de las cenizas, se mantiene una combustión lenta un tiempo considerable.

Bien pronto se determinaron las condiciones para un trabajo en gran escala y con cualquiera de los sistemas de carbonización existentes, se puede fabricar un buen combustible sin humo a cualquier temperatura de carbonización, siendo los costos suficientemente bajos para que el procedimiento sea comercial. Los costos en especial se darán más adelante.

La importancia de este descubrimiento se podrá apreciar advirtiendo que todas las fábricas de gas y hornos de coque existentes en el país, pueden, si se desea, llegar a ser centros de producción de un buen combustible sin humo para usos domésticos. En otras palabras, en las plantas que hay en el país se podría obtener 30.000,000 de toneladas anuales de combustible sin humo, quedando, para tratar en plantas especiales que se instalarían con dicho objeto, alrededor de 200.000,000. Tenemos, pues, tres fuentes posibles para la producción de combustible sin humo: (1) Fábrica de gas; (2) Hornos de coque; (3) Otros sistemas de carbonización.

Las operaciones preliminares en la fabricación de un combustible sin humo de las Briquetas de Carbón Puro, son las comunes a todos los sistemas de carbonización. En primer lugar se debe lavar el carbón; en-

seguida molerlo a un tamaño determinado por las cualidades del coque que se desea obtener. En términos generales, mientras más fina sea la molienda con mayor facilidad arde el combustible obtenido. El tamaño que se acostumbra recomendar queda alrededor de 30 mallas, el cual puede alcanzarse sin un gasto excesivo de fuerza y con un costo relativamente bajo. A continuación se mezcla el carbón con cisco de coque, hullas secas o con carbón previamente sometidos a la acción del calor, en proporciones adecuadas que dependen del carácter del carbón, para obtener una mezcla que no se expanda; la mezcla se briqueta en prensas ovoides a altas presiones y sin aglutinante. Estas prensas, fabricadas ex-profeso para producir grandes presiones, dan unas briquetas ovoides lo suficiente resistentes y densas para atravesar las retortas sin romperse. Las briquetas se pueden vender en su forma propia o en trozos de tamaño acostumbrado en el mercado. En la mayoría de los carbones del país se han obtenido excelentes resultados agregando 20 a 25% de cisco de coque y se ha adoptado estas cifras como típicas para la mayoría de las hullas de Gran Bretaña.

LAS POSIBILIDADES DEL PROCEDIMIENTO EN LAS FÁBRICAS DE GAS

Aparte de los costos de lavado, los costos del tratamiento preliminar, secamiento, molienda, briquetación y 15% sobre el capital de instalación, suben de 2 sh. 6 d. a 3 sh. 6 d. por tonelada, el cual depende principalmente del costo de la molienda y de la escala de la planta. A estos costos iniciales se puede agregar una serie de ventajas.

(1) La producción de un combustible que es superior al coque de las fábricas de gas en los aspectos siguientes: (a) Muy duro y de una densidad que se aproxima a la de la antracita; (b) Más limpio que el coque de gas e ideal con fines domésticos, o en cualquiera de los usos a que se aplica la antracita. Prácticamente es una antracita artificial de gran calidad; (c) Por su propiedad de quemar libremente es esencialmente apto para levantar presión en calderas.

(2) La producción de gas en plantas iguales es superior por las razones que exponemos: (a) La briquetación comprime el carbón permitiendo cargar mayor cantidad que en el caso ordinario. (b) En el caso de retortas verticales continuas aumenta considerablemente la producción por día. (c) En el caso de briquetas las materias volátiles escapan con mayor rapidez que en el carbón bruto, completándose la carbonización en menor tiempo. (d) Estas briquetas no se hinchan y, por lo tanto, no se debe dejar en las retortas espacio libre para la expansión del carbón. Se estima en un 50% la mayor cantidad de briquetas que pueden carboni-

zarse en una retorta, reduciendo considerablemente los costos de instalación para una planta de producción determinada. (e) Todo el cisco de coke sobrante se puede utilizar en el procedimiento. (f) Se puede utilizar un carbón de peor calidad, disminuyendo así los costos por cada 1,000 pies cúbicos de gas producido. (g) A pesar que se agrega 20% de cisco de coke, la reducción de ceniza es tal, que no queda afectado seriamente el rendimiento en gas de cada tonelada de carbón. (h) Aumenta la cantidad de subproductos obtenidos.

Tomando en cuenta todo, los beneficios que se obtienen, junto al mayor valor del coke producido, pesan considerablemente más que los costos del tratamiento preliminar; este proyecto tendrá muchos atractivos para las fábricas de gas que puedan carbonizar arriba de 100 toneladas.

APLICACIONES DEL PROCEDIMIENTO EN LAS INDUSTRIAS DEL COKE Y FIERRO Y ACERO

Las características de la industria del coke difieren en mucho de las del gas. La función primordial de las fábricas de coke es producir coke metalúrgico y la producción de un combustible sin humo con fines domésticos u otros fines sólo tiene interés en cuanto a independizar la planta de las fluctuaciones de la demanda de coke metalúrgico. Durante los últimos doce meses un procedimiento de esta naturaleza habría tenido mucho valor en las Fábricas de Coke. Cuando el carbón bituminoso en pequeños trozos era invencible en el mercado, la mayoría de las plantas de coke del país, se encontraban paralizadas. Sin embargo, si estas plantas hubiesen estado equipadas con una planta de molienda y de briquetación, habrían estado capacitadas para producir un combustible doméstico o antracita artificial, el cual se habría colocado con facilidad. Aparte de las posibilidades en este sentido, las cuales, como bien se comprende, sólo se refieren a períodos de depresión, tienen el procedimiento también posibilidades en cuanto a producir un coke metalúrgico especial, superior a todos los conocidos en el mercado. Las posibilidades de este material todavía no han tenido ocasión de experimentarse en la práctica del alto-horno, pero las consideraciones teóricas que digan con la adopción de este coke en el alto horno harían ver las economías considerables que pueden efectuarse. Estas razones las resumiremos como sigue:

Ventajas del coke de briquetas en el alto horno.—(1) La densidad de este coke es tan grande (P. E. 1,2—1,4) que el volumen de la carga de coke en el alto horno sería un tercio menor que en el caso corriente.

Esto permitiría al mineral y a las calizas ocupar un volumen mayor que actualmente.

(2) Partiendo de este hecho, el mineral y las calizas estarían sometidas a la acción de los gases reductores del horno durante un período mayor.

(3) Esto se traduciría en una ventaja doble: a) En igualdad de volumen, las calizas y el mineral tienen un poder de absorber el calor doble al del coke, así se absorberá una mayor cantidad del calor de combustión desarrollado por el coke. (b) Existe un 10 % más de mineral para oxidar el óxido de carbono que atraviesa la carga. Esto trae como consecuencia inmediata reducir el coke necesario para producir cada tonelada de fundición.

(4) Debido al volumen reducido que ocupa el coke, se aumenta para una misma corriente de aire la capacidad del horno en un 15%.

(5) La resistencia del coke hecho por este procedimiento es igual a la del mejor coke metalúrgico. Así que resistirá el desgaste hasta llegar a la región de las toberas.

(6) A pesar de su dureza y densidad este combustible posee un poder de combustión activísimo que lo asemeja en su forma de quemar al carbón de leña. Cuando llega a la región de las toberas arde con intensa actividad.

(7) Debido a la combustibilidad de este combustible bajo condiciones favorables, necesita menor cantidad de aire que la corriente.

(8) Una cantidad menor de viento significa un consumo de combustible inferior y pérdidas más bajas de calor sensible en los gases de escape.

(9) Constituye un combustible ideal para la fabricación de hierro frío para usos especiales.

Hasta este momento nada se ha avanzado que no esté de acuerdo con las teorías sobre el alto-horno, y los puntos de vista más arriba señalados están de acuerdo con las teorías enunciadas hace cincuenta años por Bell. Pero por los resultados de los trabajos más recientes, los autores estiman que pueden llegar más allá de lo estrictamente compatible con las teorías de Bell sobre el alto-horno. Si las teorías de Bell todavía fuesen buenas no habría grandes esperanzas de disminuir el consumo de coke en los altos hornos. En el caso de minerales Cleveland, Bell establece que el consumo mínimo de coke por tonelada de fundición es de 20 pies cúbicos y basa su opinión en sus experiencias que le demostraron que se llega prácticamente al límite de la eficiencia en el altohorno cuando la razón $\text{CO}:\text{CO}_2$ es igual 2/1. Basándose en esto la ecuación de reacción en el alto-horno puede representarse así: $\text{Fe}_2\text{O}_3 + 9\text{CO} = 2\text{Fe} + 3\text{CO}_2 + 6\text{CO}$, y la cantidad teórica de carbón que satisface esta ecuación es aproximadamente 19,5 pies cúbicos por tonelada de fundición, cifra que co-

rresponde a un consumo de 20,5 a 21,5 pies cúbicos de coke por tonelada de fundición.

Influencia de la combustibilidad del coke.—En un artículo reciente sobre la «Estructura del Coke» (Jour. Soc. of Chem. Ind. 1922, ver extracto en Review, April 7, 1922), los autores estudian en algunos detalles las investigaciones de Bell, y llegan a la conclusión que, tomando en consideración un nuevo factor, el cual, debido a circunstancias que entonces existían, no tomó en cuenta Bell, sería posible hacer economías de carácter revolucionario en el alto-horno. Este factor es la combustibilidad del coke que se emplea.

Al examinar los resultados del alto-horno en varias partes del mundo, se advierte que en numerosos casos el consumo de carbón por tonelada de fundición es inferior al que indica la teoría de Bell. Los hornos de Gales del Sur, por ejemplo, trabajan con un consumo de carbón entre 15,5 y 17 pies cúbicos por tonelada de fundición; Howland ha señalado hornos americanos que trabajan con sólo 13,5 a 14 pies cúbicos y el mismo Bell anota un horno de carbón de leña que trabajaba con sólo 10,59 pies cúbicos de carbón por tonelada de fundición.

En un informe detallado dado al Instituto de Ingenieros de Minas Americano, por Howland en 1916, establece que la única forma de explicar el menor consumo de coke por tonelada de fundición en algunos hornos americanos al compararlos con otros que trabajaban con idéntico mineral era suponiéndole una mayor combustibilidad al coke. Llegó tan lejos, que dijo: «la cualidad más de desear en el coke es la de que se convierta instantáneamente en óxido de carbono produciendo una concentración máxima de calor donde se necesite».

Koppers, en un artículo reciente dirigido a la Asociación Alemana de Altos-Hornos, al invocar la importancia de la combustibilidad, sugiere hacer la carbonización del carbón a unos 800° en vez de 1,000, para obtener un coke que queme con mayor facilidad.

Mirando con amplitud la materia, se ve que el combustible aparece poseyendo una resistencia igual al coke metalúrgico, con densidad de 1,2 a 1,4 y con una combustibilidad del mismo orden que la del carbón de leña; un combustible de esta naturaleza ofrecerá posibilidades de economía de carácter revolucionario en los trabajos del alto-horno. Esta opinión la han confirmado el resultado de los estudios hechos con aire caliente y más recientemente con aire seco. En ambos casos las economías realizadas en la práctica con la introducción de ambas innovaciones eran muy difíciles de reconciliar con las argumentaciones teóricas que se sostenían antes que se introdujeran dichas innovaciones y en aquello que se refiere al aire seco, las opiniones aún se muestran muy divididas en cuanto a las causas de las economías notables que se ha advertido en algunos de los

casos en que se ha adoptado. Sin embargo, tiene interés advertir que tanto en el caso del aire seco como en el del aire caliente el resultado principal ha sido un aumento marcado de la actividad térmica en la región de las toberas.

Los autores han investigado el problema partiendo de los resultados obtenidos en los hornos de carbón de leña, y participan de la opinión que un coque de alta combustibilidad ofrece las siguientes posibilidades en el trabajo del alto-horno: (1) mayor producción de CO_2 , equivalente a un aumento de calor por libra de combustible; (2) Economías de consumo de carbón debido a la proporción de mineral que se reduce directamente; (3) Reducción de las pérdidas de calor sensible en los gases de escape; (4) Reducción del consumo de combustible y por consiguiente, menores pérdidas de calizas, escoria y pérdidas térmicas; (5) Reducción de las pérdidas por radiación.

Por último, existe otro aspecto de importancia considerable, y éste, la posibilidad de reducir el tamaño de los altos hornos. La bajada de la carga en el horno se efectúa con una velocidad mucho mayor que en el caso de los hornos que utilizan coque corriente.

Con un combustible del tipo indicado, los capitales de instalación disminuirán considerablemente. Hornos más pequeños, máquinas sopladoras, hornillos y planta auxiliar más pequeñas, todo esto será consecuencia lógica de la introducción de un combustible denso de alta combustibilidad, al mismo tiempo que se reduciría el consumo de coque por tonelada de fundición a 15 pies cúbicos, especialmente si también se sigue un tratamiento apropiado con el mineral.

En el caso del un mineral puro, no hay razón para suponer que no pueda fundirse con un consumo de 10 pies cúbicos por tonelada. Se puede demostrar rápidamente que la cantidad teórica necesaria para satisfacer las condiciones químicas y térmicas es de 8,6 pies cúbicos de carbón por tonelada de fundición, pero esta demostración sería demasiado larga para desarrollarla en este artículo; todo lo que podemos establecer en el presente es que las consideraciones teóricas muestran la posibilidad de reducciones substanciales en el costo del hierro producido por el empleo de un combustible resistente y denso, producido por el proceso antes esbozado.

Si esto que anticipamos tuviese confirmación práctica, los gastos adicionales necesarios para producir un combustible de esta naturaleza, serían despreciables al lado de las ventajas que reportaría su uso. Sería prudente, sin embargo, rebajar en algo estas estimaciones puramente teóricas e investigar hasta dónde sea posible las cargas totales en que se incurriría si se adoptase el sistema en la fabricación de coque.

Aproximadamente, el capital adicional que se necesitaría para adap-

tar el procedimiento a una instalación existente de hornos de coke puede calcularse sobre la base de 50 a 70 £ por tonelada de material carbonizado al día. Los costos adicionales de producción subirían de 2 sh. 3d a 3 sh. 6d. por tonelada de material carbonizado, cifra en que está incluido el 15% de interés y amortización del capital.

Sin embargo, aparte de las ventajas arriba mencionadas—las cuales durante el tiempo que se efectúan los ensayos en gran escala deben considerarse como hipotéticas—la briquetación previa a la carbonización ofrece también otras que dan muchas esperanzas de reducir los costos adicionales de producción a 2 sh. 6d. de 3 sh. 6d. Las ventajas pueden resumirse como sigue:

VENTAJAS ECONÓMICAS DE LA BRIQUETACIÓN PRELIMINAR EN LA FABRICACIÓN DE COKE

(1) La producción en las fábricas de coke de un excelente coke metalúrgico o de un combustible sin humo para usos domésticos.

(2) Disminución del capital de instalación de la planta. Se puede mezclar hasta en cantidades considerables el cisco de coke al carbón y en muchos casos carbones que se consideran no cokificables, con este procedimiento, producen un coke excelente.

(3) Debido a la densidad de las briquetas, se puede introducir en el horno una carga mayor que en el caso ordinario. Con esto se obtiene una reducción en el capital y en los gastos de explotación por tonelada de combustible carbonizado.

(4) Se ha demostrado que las briquetas se queman en un tiempo inferior al corriente, aumentando la producción del horno.

(5) Las briquetas se cargan libres de humedad, siendo por tanto, menor su período de carbonización.

(6) Aumenta la producción de sub-productos.

Sobre este último punto se han establecido otras observaciones que sería muy largo discutir aquí. Se ha demostrado que: (a) La producción de alquitrán aumenta; (b) La producción de benzol es mayor (c) También aumenta la producción de amoníaco. En algunos casos se obtiene hasta un 50% más de sulfato que de ordinario; (d) Aumenta la producción de gas. (Esta conclusión se desprende de las consideraciones 4 y 5). (e) Disminuye la producción de naftaleno.

Tomando todo en cuenta, existe toda la razón para sostener que, aparte de la mejora de la calidad del coke, la introducción de la briquetación preliminar causará economías en sus aplicaciones, las cuales exceden en valor a los costos del tratamiento preliminar.

PRODUCCIÓN EN GRAN ESCALA DE COMBUSTIBLE SIN HUMO

El consumo de carbón como combustible doméstico alcanza en el país a más o menos 30.000,000 de toneladas por año. Sólo en proporción pequeña pueden satisfacer esta demanda las fábricas de gas y de coke. Si todo el mercado de combustible doméstico se abastece con un combustible sin humo, será necesario pensar en la adopción de nuevos sistemas de carbonización para suplir el déficit.

Para que cualquier sistema destinado a la producción de combustible sin humo tenga éxito, debe entregarlo a precios no mayores que el carbón granado. En el pasado se crearon muchos prejuicios por la réclame extravagante de los primeros abogados de la carbonización a baja temperatura. Se hablaba que el combustible sin humo resultante era de mucho mayor valor que el carbón en trozos; se suponía una mayor producción de alquitrán de baja temperatura, que a su vez se consideraba superior al producido en las fábricas de gas; rendimiento superior en aceites de motores y hasta se llegó a suponer con toda seriedad por los partidarios entusiastas de la carbonización a baja temperatura que las fábricas de gas debieran adoptar este sistema de preferencia a la carbonización a alta temperatura. Estos alegatos han desfigurado el problema ante los ojos del público y de las personas con larga y sólida experiencia en la fabricación de gas y coke.

Para tener seguridad más vale suponer en un principio la hipótesis siguiente relativa a la explotación comercial de cualquier sistema de carbonización a baja temperatura: (1) El valor del combustible sin humo no debe considerarse superior al del carbón granado. (2) El valor del alquitrán de baja temperatura no debe estimarse superior al alquitrán de petróleo. (3) La carbonización a baja temperatura puede producir un excelente combustible para motores; se debe hacer grandes concesiones para las pérdidas por purificación.

Mirada bajo este aspecto la carbonización a baja temperatura presenta las siguientes desventajas:

(1) Después de suministrado el gas para el calentamiento de las retortas y para la fuerza y vapor que necesita la planta, la cantidad de gas que resta es muy pequeña para usarla fuera de la planta o para la venta.

(2) Si la temperatura de carbonización se mantiene a 500° C., se obtiene un rendimiento muy bajo en sulfato de amonio. Mejor es suponer una producción mínima de 12 libras de sulfato de amonio por tonelada de carbón.

Por estas razones los autores decidieron romper enteramente con la práctica corriente de carbonización a baja temperatura en el esbozo

general de su proyecto. Ellos han demostrado que un combustible doméstico que queme libremente se puede fabricar aún a las temperaturas más altas de las fábricas de gas, y con el objeto de tener una producción máxima de gas y un coque resistente y denso y también una producción máxima de sulfato de amonio, ellos introdujeron un sistema de carbonización en el cual el carbón se calienta paulatinamente hasta la temperatura que se desea. Se logra obtener en esta forma todas las ventajas de la carbonización a alta temperatura y además, ya que el carbón se calienta gradualmente hasta el máximo, el alquitrán, los aceites de alumbrado y los combustibles para motores se desprenden a temperaturas bajas. Se obtiene en esta forma la misma cantidad y también la misma calidad en los productos, alquitrán, aceites de alumbrado y combustible para motores.

Posteriormente, tomando en cuenta las limitaciones financieras de la carbonización del carbón para la producción de un combustible sin humo, fué necesario idear un procedimiento que tuviese las siguientes características: (1) Capacidad máxima por retorta; (2) Costos de instalaciones bajos; (3) Costos de explotación bajos; (4) Costos de reparaciones reducidos; (5) Trabajo absolutamente simple.

RETORTAS DE CALENTAMIENTO INTERNO

Las necesidades antedichas parece que quedan satisfechas con la adopción de un sistema de calentamiento interno.

Una de las dificultades más grandes que se ha presentado en la gestación de un sistema económico de carbonización a baja temperatura, ha sido la conductividad al calor, tan baja del carbón o coque, tanta que el tiempo necesario para que el calor atravesase una capa de más de 5 pulgadas de carbón es tan largo que se hace en extremo dudoso el valor económico de un sistema de calentamiento externo. Por otra parte, si el calor pudiese llevarse directamente hasta el centro de la carga facilitaría enormemente la carbonización. Las experiencias hechas por los autores han demostrado que en condiciones apropiadas se puede carbonizar el carbón en el corto período de dos horas, mientras aún en una escala comercial grande el período de carbonización quedará comprendido entre 8 y 12 horas empleando una retorta de 12 por 14 pies. Las ventajas generales del calentamiento interno pueden resumirse como sigue:

(1) El calor llega directamente a todos los puntos de la carga desde el exterior al centro, disminuyéndose así considerablemente el período de carbonización.

(2) Por el escogido conveniente de los tamaños del material se puede

suprimir la formación de «chimeneas» y todas las porciones de la carga se pueden carbonizar con uniformidad absoluta, dando así un producto de composición uniforme.

(3) Se puede utilizar retortas de un gran diámetro que permitirían carbonizar grandes cantidades de carbón en una sola retorta.

(4) No se necesitan cañones de chimeneas externos, se evita así las formas complicadas y se simplifica la erección.

(5) Debido a estas razones los gastos de instalación pueden reducirse a un minimum.

(6) La regulación del gas es prácticamente innecesaria, debido a que la gran producción por retorta disminuye enormemente los trabajos de carga.

Los autores decidieron emplear el gas del carbón como agente calorífico, y por tanto, el excedente de gas de la planta consiste de gas de calidad corriente y de alrededor de 500 B. T. U.

La primera condición esencial para el éxito de una retorta de calentamiento interno, sistema vertical continuo, consiste en impedir la fusión de la carga en la retorta, y la siguiente, cargar la retorta con trozos de tamaño uniforme de tal modo que los gases recalentados pasen libremente por todos los puntos de la carga. La última condición se refiere a la briquetación previa que ya hemos diseñado.

El sistema final elaborado puede resumirse como sigue:

La primera característica de un combustible doméstico debe ser su ley baja en cenizas. Debe en consecuencia, lavarse primeramente el carbón en una planta adecuada al tipo del carbón tratado, para obtener un carbón con ley mínima de ceniza. El carbón lavado debe en seguida secarse hasta reducir su contenido en humedad a una cantidad inferior al 3%. El secador que se recomienda comúnmente en este sistema es el secador «Statics», fabricado por Fuel Engineering, Lmt. Especialmente impide que el carbón atraviese las troneras, suministrándose los gases en un extremo de la columna y aspirándolos a través del carbón por medio de un ventilador. La descarga del carbón se regula en la base. En el caso de una instalación de sub-productos de las características descritas siempre existe un gran volumen de gases de escape a una temperatura de más o menos 200°C., que se pueden utilizar en el secador y que permiten evitar el empleo de un horno separado con este objeto.

Se muele en seguida el carbón hasta el tamaño apropiado de un molino de bolas que consiste en un tambor giratorio de acero provisto de bolas de acero. Para la producción de combustible sin humo el carbón se muele generalmente hasta 30 mallas. Comúnmente este tamaño da el mejor producto. El carbón molido se lleva a continuación a una prensa «voide» fabricada especialmente para grandes presiones. Con esta prensa

se tiene una presión de 8-10 toneladas por pulgada cuadrada de briquetas. Está dispuesta en tal forma que no escapa polvo de la planta y el material sobrante en el procedimiento vuelve por un transportador para someterlo a una nueva compresión. Las briquetas que salen de la prensa son lo bastante fuertes y resistentes para pasar directamente a la retorta.

Las cuatro retortas, tienen, cada una, una capacidad de 250 toneladas por día. La alimentación de las retortas es automática y continua lo mismo que la descarga. La retorta se compone principalmente de una cámara cilíndrica vertical revestida interiormente con ladrillos refractarios rodeados por un material aislador del calor, que a su vez están rodeados por láminas de acero cilíndricas impermeables al gas. La retorta está provista de dos regeneradores de tipo corriente y rellenos con trozos de ladrillos. Se les usa alternativamente en la forma acostumbrada, mientras un regenerador se calienta el otro calienta los gases.

Los regeneradores se calientan por medio de los gases libres de alquitrán, amonio y sub-productos. Este gas se quema en el fondo del regenerador y los productos de la combustión pasan a través de los ladrillos, elevando la temperatura hasta el punto que se desee. Durante este tiempo se comunica el ventilador a la chimenea.

Cuando se alcanza la temperatura deseada, se cierra la compuerta a la chimenea, se corta la corriente de aire y gas que va a los quemadores y se abre la compuerta de comunicación con la retorta. Se comunica así el regenerador con el gas principal; el gas pasa a través del regenerador, se calienta y va directamente a la retorta. El calor sensible que adquiere el gas en su paso a través del regenerador se lo cede al carbón, carbonizando la carga y reduciendo el contenido en materias volátiles a la cantidad deseada.

Durante este período el otro regenerador se está calentando, las diversas válvulas, puertas, etc., están dispuestas en forma de invertir el paso del gas, aire y productos de combustión, simultáneamente con el primer regenerador.

No existen dificultades técnicas o mecánicas que vencer en este sistema, el que puede compararse en todos sus productos con un alto horno equipado con regeneradores, pero en vez de hornillos que se utilizan en calentar el aire, como se acostumbra en el alto horno, aquí se emplean para calentar el gas inerte.

Se puede calcular la capacidad que se puede dar a una retorta partiendo de una consideración de la práctica del alto horno. Muchos altos hornos modernos tienen una capacidad de 4,000 toneladas de fundición por semana. Esto significa que deben pasar a través del horno 5,000 toneladas de coque y 15,000 toneladas de mineral y calizas. Para todos los fines de la práctica puede suponerse que la masa de coque llega a la

región de las toberas sin haber sufrido alteración, donde encuentran el oxígeno necesario a su combustión. Suponiendo que las retortas se hayan hecho de tal modo que resistan la presión en su paso a través de la retorta, parece no existir razón alguna para suponer que las retortas no se puedan construir con una capacidad de 1,000 toneladas por día, y éstas pueden destinarse tanto a la producción de coque metalúrgico o de combustible para usos domésticos.

La posibilidad de reducir los costos en la fabricación del coque puede, en consecuencia, realizarse fácilmente. Con grandes plantas que tengan la capacidad descrita, el capital de instalación y los gastos de explotación pueden reducirse hasta un punto muchísimo inferior a los de cualquier sistema de carbonización existente, y al mismo tiempo que el sueño de los hombres de ciencia de no tener que hacer con nada el carbón bruto, por primera vez, constituye un ideal que está dentro de los programas de los políticos.

ECONOMÍA DEL PROCEDIMIENTO COMBINADO DE BRIQUETACIÓN Y CARBONIZACIÓN

Los gastos de explotación del procedimiento pueden calcularse con una gran precisión. Ellos pueden dividirse en dos categorías principales:

(1) COSTOS DEL TRATAMIENTO PRELIMINAR. —Secamiento, molienda, briquetación y (2) COSTOS DE CARBONIZACIÓN.

Costos del tratamiento preliminar. —Estos serán los mismos para cualquier sistema-fábrica de gas, hornos de coque o retortas de calentamiento interno. Se supone que el carbón se entrega lavado a la planta, por cualquier medio apropiado que reduzca al minimum el contenido en ceniza.

Los gastos de secamiento no son muy grandes. Se puede estimar que el carbón lavado llegue a la planta con un promedio de 10 a 14% de humedad y para moler este carbón hasta el tamaño apropiado se debe reducir la humedad a menos de 3%. Los gastos de combustible para secar el carbón no serán superiores a 2½%, pero ni aun esta cantidad será necesaria siempre. En toda gran planta de carbonización siempre se tiene una cantidad apreciable de gases de escape a temperatura de 200 a 300°C, y éstos pueden hacerse pasar por el secador antes de escapar por la chimenea. Los ítems restantes, reparaciones, gastos de obra de mano y de instalación, son muy pequeños en el sistema que presentamos y quedan incluidos en las cifras a continuación.

La molienda es el costo mayor. El consumo de fuerza en la planta de molienda subirá aproximadamente de 8 a 10 HP. hora por tonelada.

Estimaremos el consumo en 10 HP. hora con un costo de $3/4$ de d. por HP. Estas cifras se basan en la molienda hasta que la masa del carbón pase por un tamiz de 30 mallas. La obra de mano y las reparaciones se incluyen en estas cifras.

El consumo de fuerza en la prensa briquetadora será de 5 HP. hora por tonelada.

La planta casi entera es automática y puede marchar con muy poca atención, y una vez hechos los ajustes necesarios, es por demás suficiente 6 d. por tonelada en una planta de 250 toneladas por día.

El ítem de las reparaciones es el único incierto. Los gastos de reparaciones en las plantas de molienda y secamiento son muy bajos y los únicos inciertos serían aquellos relativos a la planta de briquetación. Esta se debe proyectar y construir de un material que reduzca al minimum los gastos de renovación y reparaciones, pero para tener un coeficiente de seguridad basta tomar de 1 sh. 4 d.

Los costos de instalación de la planta preliminar de secamiento, molienda y briquetación, completadas con instalaciones anexas de transportadores de carbón, etc., oscilarán entre 50 y 70 £. por tonelada de capacidad diaria, cifra que depende del tamaño de la planta. Tomando la cifra más alta, y suponiendo una depreciación de 10% y un interés de 5% del capital, los gastos por este capítulo subirán a 9 d. por tonelada de carbón tratado. Las cifras siguientes resumen los gastos preliminares.

	sh.	d.
10 HP. hora, por tonelada molida, a $3/4$ d por		
HP. hora.	0	7 1/2
5 HP. hora por tonelada de briquetado a $3/4$ d.		
por HP. hora.	0	3 1/2
Obra de mano.	0	6
Reparaciones.	1	4
Depreciación e intereses.	0	9
	3 sh.	6 d.

Gastos de carbonización: Retorta de calentamiento interno.—Los gastos en obra de mano son muy bajos. La carga y la descarga se hace automáticamente y la regulación del gas se reduce a un minimum. La obra de mano y vigilancia no subirán a más de 1 sh. por tonelada en una planta de 250 toneladas diarias de capacidad.

Los costos de instalación de una retorta de calentamiento interno con planta de sub-productos por cada unidad de 250 toneladas diarias

subirán aproximadamente a 60,000 £. (Esta cifra no incluye la planta preliminar de briquetación que ya hemos tratado). Los gastos relativos a este capital estimándolos en un 10% serán aproximadamente de 2 sh. 6 d. por tonelada.

Los gastos de reparaciones son ínfimos. Fuerza se necesita sólo para elevar el carbón a las retortas y para hacer operar los mecanismos de carga y descarga. Una cifra de 1 sh. 6 d. por tonelada basta probablemente para cubrir dicho ítem.

En consecuencia, los gastos de carbonización suben a un total de 5 sh. por tonelada, sumando los gastos totales aproximadamente 8 sh. 6 d. por tonelada, cifra que se compara favorablemente con las de los sistemas existentes de carbonización y son muchísimo más bajos que los costos de las fábricas de coque construídas después de 1916.

A esta cifra se debe agregar los costos del carbón, haciendo la deducción correspondiente al valor de los sub-productos en la forma acostumbrada. No se dan cifras detalladas de estos ítems porque ellas varían según la localidad y según las condiciones del mercado, al mismo tiempo que la producción varía con los diferentes carbones.

El proceso esbozado parece en algunos puntos separarse radicalmente de la práctica actual. El hecho de incurrir en gastos preliminares pesados en el tratamiento del carbón previo a la carbonización, puede no ser atrayente a primera vista, pero aún en los métodos corrientes de carbonización, son tan grandes las economías que se obtienen, que estos gastos se pagan en gran parte, al mismo tiempo que las otras ventajas mencionadas respecto a la calidad del combustible, a la mayor producción de sub productos, etc., son de tal cantidad que hacen el procedimiento digno de ser tomado en cuenta por los técnicos en combustibles.

Finalmente, la briquetación preliminar y la consiguiente carbonización ofrecen la solución de muchas de las mayores dificultades que encuentran los propietarios de carbón hoy día. En muchos casos se hace posible el empleo de carbón que en el pasado no tuvo mercado. Por ejemplo, muchos carbones no-cokificables, pueden ser transformados, gracias a la briquetación preliminar, en un coque o en un combustible doméstico excelente.

Los carbones no cokificables de Derbyshire y Nottinghamshire, por ejemplo, han podido ser transformados en coque excelente por este medio. Muchos carbones menudos de Gales del Sur se han podido briquetar sin necesidad de agregar cisco de coque y han producido un coque metalúrgico de calidad extremadamente buena. El carbón cokificable de baja ley del tipo de Yorkshire se ha podido convertir en combustible doméstico o industrial, y también el problema de utilizar los carbones de South Crop en Gales del Sur, está en vísperas de encontrar solución económica.

El proceso no es infalible. Muchos carbones son, en verdad, difíciles de tratar, y se continúan las investigaciones para encontrar solución satisfactoria a estos casos, pero ya se ha hecho lo suficiente para que el tratamiento preliminar apropiado previo a la carbonización sea tomado muy en cuenta no sólo en la industria minera sino en la del fierro y acero, en la del gas y en otras grandes industrias que dependen en primer lugar del carbón, siendo éste la base de su existencia económica.

E. R. SUTCLIFFE.—EDGAR EVANS.

Estudio sobre el proyecto de establecimientos de concentración

Julio Kuntz

INTRODUCCIÓN

Chile es uno de los países más ricos del mundo en minerales y el más rico en cobre. Si a pesar de este hecho la minería de cobre se encuentra actualmente en un período de estagnación esto se debe a que la minería en general quedó atrasada en su desarrollo. Como ya expuse en algunos otros informes (Vallenar y Freirina, parte general y Copiapó) se necesitan emplear métodos más modernos en la explotación y el beneficio de los minerales para aprovechar los minerales abundantes ahora sin valor. La industria minera constituyó antes la fuente principal de la riqueza de Chile y puede volver a serlo si se hace uso de las experiencias hechas en otras partes mineras del mundo.

Hasta ahora la explotación y concentración de los minerales se ejecuta en una forma muy anticuada y costosa en la mayoría de los casos. Una gran parte del valor de los minerales se pierde por el escogido a mano y por el transporte al mercado. Esta pérdida tiene que pagarla el productor, el minero y por eso una reducción de estos gastos sería una gran ganancia para el minero. Este fin se puede lograr por medio de la concentración mecánica.

Los altos gastos de la explotación primitiva y del transporte tenían por efecto que sólo minerales de una ley comparativamente alta pudieran aprovecharse, lo que explica el hecho de que actualmente la mayoría de las minas tiene exclusivamente minerales de ley reducida, que no se pueden vender. El precio alto del carbón y además la entrega irregular

de los minerales, ha causado el abandono del trabajo en las fundiciones, así que casi todos los minerales que todavía hoy se explotan son comprados para la exportación. Es claro que sólo minerales de alta ley (desde 10% para arriba) se prestan para este fin y que muy pocas minas pueden proveerlos.

Por el sistema de concentraciones mecánicas no sólo se puede producir una gran cantidad de minerales aptos para la exportación sino también las fundiciones existentes debido a una entrega suficiente y regular de minerales podrían reanudar sus faenas y aún nuevas fundiciones podrían instalarse. Desde el punto de vista de la economía nacional sería importante que el producto por exportar sea lo más valioso posible para que un valor lo más grande posible quede en el país. Por eso sería más deseable exportar cobre fino o eje, que minerales y concentrados.

Si todo esto es correcto, ¿por qué no se empleaban concentraciones mecánicas hasta ahora?

Porque, la mayoría de las minas no son bastante grandes para tener una planta propia y la unión de varias para una faena común es muy difícil debido a la valorización distinta por los interesados de las minas y minerales. Además, existen otras causas que atrasaron el progreso: la falta de capital, falta de agua suficiente, falta de espíritu emprendedor y falta de técnicos, pues los varios aparatos de trituración, clasificación y concentración necesitan obreros especialistas para la instalación y para observar y arreglar constantemente las máquinas durante el trabajo. Debido a este último punto fracasó gran número de tales empresas.

Con el fin de vencer los principales obstáculos para ayudar a los pequeños mineros que no pueden tener sus plantas propias y para dar un estímulo en esta dirección, el Gobierno proyecta fomentar la construcción de cierto número de establecimientos de concentración en puntos convenientes que darán la oportunidad a los mineros de reanudar sus trabajos en las minas y vender sus minerales de baja ley. Después de concentrar los minerales se les venderán a las fundiciones existentes, o bien se les fundirán en fundiciones propias.

Al mismo tiempo se formarían en los establecimientos, que serían dirigidos por técnicos experimentados, un cuerpo de técnicos y trabajadores que más tarde podrían trabajar independiente en la misma planta o en otras.

La selección del lugar para los establecimientos es de suma importancia, pues las plantas, principalmente las primeras deben tener éxito y deben ser los modelos para otras siguientes.

En primer lugar se necesita minerales aptos para la concentración y agua. ¿Qué minerales se prestan y dónde se encuentran?

La separación hidráulica se basa en la diferencia de la densidad en-

tre minerales y ganga (o roca encajadora). Cuanto más grande es esta diferencia y cuanto más sencilla es la composición del depósito, tanto más pura y perfecta puede ser la separación.

Los minerales de color no se prestan para la concentración mecánica por tener poca diferencia su densidad a la de la ganga; al contrario se prestan los sulfuros y por eso se deben escoger regiones con pocos minerales de color y muchos sulfuros. Los primeros forman la zona de oxidación, la más alta en los yacimientos, que se encuentra a lo largo del afloramiento y que alcanza una hondura muy distinta en las diferentes regiones geográficas y topográficas.

En la Cordillera y en el Sur de Chile donde los cerros son altos y parados y donde hay mucha lluvia y diferencias grandes de temperatura la erosión es fuerte y la zona más alta en los yacimientos, con los minerales de color, no puede llegar a ser muy honda, a menudo aún la zona de cementación, que sigue debajo de la de oxidación, no aparece y la zona primaria, la más honda y generalmente la más pobre, llega hasta la superficie. Al contrario, en el Norte de Chile con su clima árido y hacia el poniente con faldas más suaves, la erosión es pequeña y en las provincias septentrionales la zona oxidada es extensa y los minerales sulfuros comienzan sólo a gran hondura.

En el Norte el agua es muy escasa y es caro conseguirla. En el Sur y en la Alta Cordillera las minas son escasas y no existe allá tanta necesidad de fomentar la minería.

Por eso se encontrará los lugares más favorables para plantas de concentración en la Pre-cordillera y en el centro del país.

Tomando en cuenta todas estas circunstancias resulta que las provincias de Coquimbo y Aconcagua son las más favorables para la ejecución del proyecto del Gobierno y por eso mi último viaje fué a esas provincias para hacer estudios preliminares sobre este asunto.

Generalmente tales establecimientos se construyen para una sola mina y para un solo yacimiento y una clase de mineral. En nuestro caso, con una planta para cierto número de minas y, en consecuencia, para distintas clases de minerales y de ganga, la construcción del establecimiento resultará más complicada; se necesitan aparatos de trituración para minerales y gangas, duros y blandos y habría que colocar aparatos de separación y concentración para minerales con estructura fina y gruesa y para minerales pobres y ricos.

Hay regiones de donde salen minerales de la misma clase y sería preferible colocar las plantas en lugares donde se puede esperar minerales uniformes y donde la planta pueda ser más sencilla.

Además se preferirán regiones con minerales ricos en cobre como también con una ley de plata u oro. En centros mineros donde todas las

minas producen minerales con estructura fina, por ejemplo, impregnaciones finas en tobas, se necesita sólo una planta de flotación, lo que simplificará mucho el procedimiento.

Con la flotación hay que considerar que el agua se debe purificar después del uso porque generalmente se necesita un poco de ácido para fomentar el proceso. Por eso se prefieren localidades con pocos terrenos de cultivo para tales procedimientos.

CONTRATOS Y PRECIOS DE MINERALES

Para poder contar con seguridad con cierta cantidad de minerales se debe hacer contratos con los propietarios de las minas cuyos minerales se quiere comprar con el derecho de encargarse de la explotación en caso de que el propietario no cumpla con sus compromisos de entrega. Esta cláusula será necesaria porque los mineros no siempre son seguros y se presentarán muchos casos en que los mineros podrán reanudar los trabajos sólo después de obtener empréstitos.

Los precios a que se podrán comprar los minerales serán distintos y dependerán de las condiciones locales como ser: jornales, precios de materiales, dureza de la roca, potencia del yacimiento, manera de explotación, etc. Generalmente el costo de explotación fluctuará entre 10 y 20 pesos por tonelada. En algunos casos será menor ahí donde se trata de grandes bolsones, de trabajo a cielo abierto o de disfrutes. En otros casos será mayor.

Un gran rol juega la distancia de la mina al establecimiento y el flete hasta allá. En muchos casos se paga \$ 0.50 por tonelada km. en burros y un poco menos en carretas, en otros hasta 1 peso según el estado de los caminos y la abundancia o escasez de alimentos para los animales.

Considerando estos precios y la ganancia del minero se puede estimar que los precios contados para una tonelada de mineral de 5% fluctuarán entre \$ 15 y \$ 30 con una escala talvez de 6 o 7 pesos.

LA CUESTIÓN DEL AGUA

La cantidad de agua que se necesita para la concentración depende de la clase y del número de los aparatos empleados y de la clase del mineral. Cuantos más aparatos y cuanto más pesado el mineral tanto más agua se necesita. Se puede calcular una cantidad de 7 a 10 metros cúbicos por tonelada será suficiente. Para un establecimiento que pasa

50 toneladas diarias se necesita en consecuencia un caudal de 6 litros por segundo. Plantas de flotación necesitan una cantidad menor.

En tiempo o localidades donde el agua es muy escasa se puede volver a emplear el agua usada y así sólo se necesitará talvez la mitad.

Durante la segunda mitad del año casi todas las quebradas en la Pre-cordillera de las provincias de que se trata, traen agua en gran cantidad, pero algunas la pierden durante el verano. Las quebradas grandes traen también en verano. Siempre se puede elegir una quebrada que tenga una cantidad suficiente de agua durante todo el año para el establecimiento de concentración que se necesita.

Más raras son las quebradas que contienen agua suficiente para un establecimiento de fuerza hidráulica. Son las quebradas que nacen en la alta Cordillera, lo que habría que considerar para tales plantas.

Los ríos siguientes siempre tienen agua suficiente para la fuerza motriz que exige un establecimiento de concentración, de Norte al Sur:

- 1.—Río Elqui con sus mayores afluentes.
- 2.—Río Hurtado.
- 3.—Río Grande.
- 4.—Río Cogotí.
- 5.—Río Combarbalá.
- 6.—Río Illapel.
- 7.—Río Choapa.
- 8.—Río de la Ligua.
- 9.—Río Aconcagua con sus mayores afluentes.
- 10.—Además algunos ríos menores en la Alta Cordillera.

Con el agua y la caída de estos ríos se podría producir algunos centenares de miles de caballos de fuerza motriz, suficientes para todos los fines de la minería en las dos provincias.

Para un establecimiento de concentración con capacidad de 50 toneladas diarias se necesita una fuerza de 70 a 80 caballos según la clase y el número de los aparatos empleados y para un establecimiento con capacidad de 100 toneladas de 130 a 150 caballos. Esta fuerza puede producirse en el primer caso, por ejemplo, por 250 litros por segundo y 30 metros de caída o por más agua y la menor caída correspondiente, en el segundo caso, por ejemplo, 350 litros por segundo y 40 metros de caída o por más agua y la menor caída correspondiente.

La selección de los aparatos debe hacerse para todos los casos especiales y será objeto de un informe especial como también la descripción y el efecto de las máquinas y aparatos.

CONDICIONES GEOLÓGICAS Y MINERAS EN LAS DOS PROVINCIAS

Como en otras partes de Chile se puede dividir el terreno geológicamente en tres regiones: la formación costanera, la formación pre-andina y la formación de la alta Cordillera. Los límites entre las tres son irregulares de manera que hay salientes y entrantes de la una en la otra.

La primera que es angosta cerca de Serena, pero muy ancha cerca de Illapel, consiste en rocas ácidas y semi-ácidas como ser granito, diorita y syenita con sus transiciones y variaciones. Los depósitos de cobre se encuentran relacionados con filones más modernos de una magma similar y a veces corresponden a tales filones metalizados.

Los minerales de cobre casi en todas las partes de esta formación tienen una ley de oro, además, hay muchas vetas de oro cupríferas. La zona de oxidación generalmente alcanza hasta 50 metros de hondura.

El límite entre esta formación y la segunda que consiste de porfiritas y sedimentos mesozoicos corre al Este del ferrocarril en los departamentos de Serena y Coquimbo; en el de Ovalle corre más o menos a lo largo de la línea férrea y cerca de la estación Palqui atraviesa la línea y sigue al S. a una distancia de varios kilómetros al O. del ferrocarril. Entre las estaciones Pama y Espino pasa de nuevo al lado E. para seguir así hacia el Sur.

Mientras en la zona de los broncees dentro de la formación costanera el mineral consiste sólo en bronce amarillo y piritita, los yacimientos en la región de rocas básicas a menudo consisten de bronce morado que pasa a bronce amarillo más abajo. Los minerales en esta formación son notables por su ley en plata que está ligada a la ley en cobre de modo que sube y baja con ésta.

En la concentración aumenta la plata con la ley de cobre, mientras que con los minerales auríferos de cobre en la formación ácida el oro no aumenta en el mismo grado porque una parte del oro se encuentra finamente distribuída en el cuarzo y se pierde con éste en la concentración.

Debido a la situación de esta formación más al interior-hacia la alta cordillera, los sulfuros aparecen en una hondura más pequeña, a los 10 a 20 metros.

Esta zona pre-andina, en consecuencia, tiene ventajas sobre las otras para plantas de concentración, pues la zona de la Alta Cordillera es de difícil acceso y además no tiene tantas minas.

POSICIONES FAVORABLES PARA PLANTAS DE CONCENTRACIÓN

Considerando todas las condiciones explicadas y después de un viaje de inspección por la provincia de Coquimbo que no conocía todavía, puedo recomendar los puntos siguientes para establecimientos de concentración:

1. En el valle del río Elqui, la región de Rivadavia o Diaguitas.
2. En la quebrada Marquesa la región del Mineral Talcuna. (condicional, véase abajo).
3. En un punto del río Hurtado.
4. En Puntilla, cerca de Ovalle.
5. En el estero Ingenio, cerca de Ovalle.
6. En el río Grande, cerca de Paloma.
7. En el río Grande más arriba.
8. En el mineral San Lorenzo (condicional).
9. En el río Cogotí.
10. En el río Pama, cerca de la estación Pama.
11. En la quebrada Sánchez.
12. Cerca de Salamanca.
13. Cerca de Petorca.
14. Cerca de Cabildo.
15. Cerca de Putaendo.
16. Cerca de San Felipe.

Se podría añadir algunos puntos más y de todos ellos se podrían elegir los más prometedores después de investigaciones más prolijas.

RÍO ELQUI, VALLE SUPERIOR

En ambos lados del río Elqui cerca de Vicuña y Rivadavia existen cierto número de minas que contienen minerales sulfurados de baja ley en gran abundancia. Visité los siguientes:

Los Sauces, El Porongo, Las Breas, Andacollito, Uchumi y Peralillo.

Los yacimientos en *Los Sauces*, pocos kilómetros al N. de Rivadavia, corresponden a zonas impregnadas en porfírita y toba a lo largo de grietas o quebramientos. Aunque minerales de color en el afloramiento se encuentran nidos y pecas de bronce morado y amarillo ya en la superficie. Los depósitos tienen varios metros de ancho (hasta 10 metros) y pueden explotarse a bajo costo en la falda parada del cerro. El común

se puede estimar en 3% aunque en partes se puede palear minerales de 10 y 12%. Desde los puntos reconocidos los afloramientos quedan visibles por varios centenares de metros. Las minas Adriana y Porvenir donde la Compañía Minera de Coquimbo está ejecutando trabajos de reconocimiento se encuentran a 1,320 y 1,660 metros respectivamente s. n. d. m. (1).

Más arriba en el cerro llamado *El Porongo*, se encuentran las minas Manto Bajo de Porongo, San Antonio, Monte Alto de Porongo, San Juan y Carmen. Las dos últimas tienen vetas, las otras mantos o zonas de impregnación que parecen correr a lo largo de grietas e intrusiones porfíricas. Los broncees llegan hasta la superficie y posiblemente existen grandes cantidades de mineral de baja ley. Hay pocos laboreos y los más extensos están derrumbados, por eso una cubicación es imposible antes de hacer más trabajos de reconocimientos.

Al Sur de Porongo y colindante con el mineral Los Sauces se encuentra el mineral *Las Breas* en el cerro del mismo nombre. Las minas Atorcha, Malta, Progreso, Bilbao, Victoria, Cubana, Tila, San Vicente tienen areniscas impregnadas, mantos de gran espesor (6 a 10 metros) e inclinación suave. Los trabajos están en puntos donde se encontraron afloramientos cupríferos. Las impregnaciones o, a lo menos, las partes más ricas de ellas parecen estar ligadas a ciertas grietas mineralizadoras. Si se puede comprobar por trabajos de reconocimiento que las impregnaciones continúan sin interrupción por toda la corrida de unos 2 kilómetros en la cual se encuentran las minas, se podría cubicar una cantidad enorme de minerales de baja ley. Los trabajos no alcanzan más de 20 m. de hondura y por eso no se encuentran broncees amarillos todavía, los que se puede esperar a unos 25 ó 30 m. de hondura.

El mismo manto en su continuación al Sur se encuentra en las minas de *Uchumí*, 8 kilómetros al Sur de la estación Diaguitas, que se extiende sobre un largo de 1 kilómetro y más al Sur, dicen que hay otro grupo de minas en el mismo yacimiento. En Uchumí los broncees comienzan a 60 m. de hondura.

Es importante el hecho de que en todas estas minas existe una zona de bronce morado que generalmente contiene una ley apreciable de plata.

Entre Uchumí y Diaguitas, en el portezuelo, se trabajaban las minas del mineral *Andacollito*, en una zona de impregnación en la formación porfirítica cerca del contacto con una intrusión de diorita que forma el cerro de Peralillo.

(1) Descripciones más detalladas de todas las minas visitadas, aparecerán en la monografía minera de la provincia de Coquimbo.

Más al poniente, al otro lado del cerro Peralillo y cerca del pueblo de Vicuña se encuentran las minas de *Peralillo*, 1 kilómetro distante del río Elqui, que, con sus 4 ó 5 vetas también podrían proveer unas 20 toneladas diarias de minerales de baja ley.

Además hay otras minas pequeñas en la cercanía.

La tonelada de mineral de 5% se puede entregar en Diaguítas o Rivadavia por \$ 25 ó 30. Los minerales de los mantos de areniscas (Breas Uchumí), son cuarzosos y muy duros pero los de la formación porfirítica (Porongo, Andacollito, Sauces, etc.) son más blandos. En la primera formación las impregnaciones son generalmente más finas que en la última, pero en ambas formaciones se encuentran nidos de mineral puro de distintos tamaños.

La Compañía Minera de Coquimbo que es dueña de los minerales de El Porongo y Los Sauces y que tiene las minas de Las Breas ad-referendum, proyecta construir un gran establecimiento de concentración cerca de Rivadavia adonde se transportarán los minerales por medio de un andarivel de gravedad.

Más río abajo y al Sur de las estaciones Almendral y Pelicana respectivamente, se hallan los minerales de «*Almendral*» y de «*El Rubio*», zonas de impregnación que podrían cada una abastecer un establecimiento de concentración. Sin embargo, están muy distantes del río y dudo que el transporte largo por andarivel o ferrocarril sea rentable. Además, tienen una zona bastante grande de oxidación.

QUEBRADA MARQUESA

En esta quebrada que desemboca en el valle Elqui cerca de la estación Marquesa hallamos el mineral importante *Talcuna* con gran número de minas de las cuales algunas como la Ilusión del señor Víctor Illanes, todavía trabajan y producen minerales de alta ley en cobre argentífero.

La formación consiste en capas porfiríticas y tobas y brechas que por su porosidad en partes han sido mineralizadas desde vetas y filones eruptivos cupríferos. Las minas tienen un desarrollo suficiente para permitir la cubicación de una cantidad bastante grande de minerales para un establecimiento de 50 toneladas diarias. Después de desarrollar las minas suficientemente, ellas podrían abastecer una planta de concentración de 100 toneladas diarias.

La quebrada tiene agua durante todo el año, de 15 a 20 litros por segundo, suficiente para concentrar, pero no para fuerza motriz.

La fuerza se podría obtener del río Elqui o de una planta a gas pobre, pues hay leña bastante en la vecindad.

Las minas del mineral *Las Cañas* colindan con las de Talcuna y sus yacimientos forman la continuación Sur de las de Talcuna. Sin embargo, las minas de *Las Cañas* no tienen un desarrollo suficiente para permitir una conclusión sobre la cantidad probable del mineral existente y por eso se necesitan más trabajos de reconocimiento antes de resolver sobre un establecimiento de concentración en la quebrada *Las Cañas*, que también tiene agua (10-15 litros por segundo en Noviembre).

Los minerales de ambos grupos son los mismos. A poca hondura aparecen bronce morado y amarillo con ley de plata.

La Compañía de Coquimbo tiene las minas de *Las Cañas* y un referendun sobre las minas principales (de los señores Illanes y Leyton) del mineral Talcuna y proyecta un establecimiento de concentración en la quebrada *Marquesa*. Este establecimiento puede construirse en la quebrada debajo de los socavones principales, lo que eliminará los gastos para el transporte.

RÍO ELQUI, VALLE INFERIOR

Fuera de las minas de menor importancia encontramos más abajo cerca del río Elqui, los minerales de *San Antonio* y de *Brillador* en el lado N. y el de *Pajonales* en el lado S.

San Antonio tiene algunas minas importantes con minerales abundantes de ley reducida. Una de esas es la *Fortuna*, donde se trabajan zonas de impregnación en calizas metamorfoseadas a lo largo de filones eruptivos metalizadores. La formación es la mesozoica que consiste principalmente de capas porfiríticas, tobas, brechas, calizas y esquistos. Las partes ricas de los mantos ya se explotaron pero existen grandes cantidades de minerales pobres, principalmente bronce amarillo que se presta para la concentración, aunque los concentrados serán muy ricos en fierro olegisto y por esto con una ley correspondiente menor en cobre. Además, existe la posibilidad de descubrir otros mantos impregnados.

La mina está situada 3 kilómetros línea recta del ferrocarril longitudinal, paradero *San Antonio*, adonde se podría construir un andarivel de gravedad (inclinación 20%). Desde el paradero *San Antonio* a la Estación *Islón* en el Valle Elqui, hay 22 kilómetros.

La famosa mina antigua *Brillador*, situada en los cerros al N. de *La Serena*, ha sido explotada hasta más de 500 metros desde el afloramiento y 350 metros debajo del socavón principal. Pero todavía contiene una gran cantidad de mineral de ley reducida que se presta para la concentra-

ción y los planes están en una mezcla de piritas de cobre y de fierro con 5 y 6% de cobre. Es objeto de un cálculo averiguar si será rentable la extracción de los minerales de tal hondura y su transporte al valle para concentración.

2,5 kilómetros al Sur del río Elqui cerca del pueblo de Algarrobito se encuentran las minas de *Pajonales*, que tienen entre algunas vetas manterías de gran espesor y con abundantes minerales de baja ley, bronce amarillo, que se prestan para la concentración. Los dueños señores Molinos y Floto, proyectan en el río Elqui la construcción de un establecimiento de flotación adonde se transportarán los minerales mediante un andarivel con inclinación de 10%. La fuerza hidráulica se obtendrá del establecimiento del señor Floto y la capacidad de la planta será de 50 toneladas diarias para empezar. Los gastos se calculan como sigue:

Fuerza motriz.....	\$	5	por tonelada
Concentración.....		3	»
Administración, amortización, etc.....		2	»
Total .. \$ 10 por tonelada.			

Para más tarde se proyecta entregar al establecimiento también los minerales de la mina Fortuna después de cubicar por trabajos de reconocimiento una cantidad bastante grande.

LA REGIÓN DE OVALLE

El Río Grande (o Limarí en su parte inferior) que atraviesa esta región, nace de la Alta Cordillera y tiene una gran cantidad de agua que se emplea para fines agrícolas. Pero ya en su parte superior entre cerros parados sin cultivo trae a lo menos tres metros cúbicos por segundo en todas las estaciones del año.

En Puntilla desemboca en él el río Hurtado y aquí sería un punto favorable para un establecimiento de concentración, pues pasa por allá también el ferrocarril longitudinal por el cual podrían llegar de la estación Higuera los minerales del Mineral *El Cobre*. De este mineral se mandaron mensualmente 600 toneladas de minerales de 6% a la fundición Panulcillo, pero las minas se pararon a causa de abandonar los trabajos dicha fundición. Hay abundantes minerales de baja ley en las minas que por sí solas podrían abastecer una planta de concentración de 50 toneladas diarias. Tienen poco flete (60-80 cts.) a la estación y el transporte de minerales pobres de Higuera a Puntilla—25 kilómetros—costaría

\$ 1.75 por tonelada. Con 10 ó 12 pesos para la explotación y \$ 10.00 de ganancia para los mineros se podría obtener los minerales a \$ 25 la tonelada. Además se puede esperar minerales de las estaciones Pejerreyes y Angostura y también de la quebrada Hurtado.

Cerca de la estación Angostura se encuentra la mina *Incienso* con sus cinco o seis vetas de las cuales algunas están explotadas en gran parte, pero las otras todavía pueden contener algunos centenares de miles de toneladas de minerales de 3 a 5%, que se prestan bien para la concentración, pues consisten en algunas vetas de bronce amarillo, en otras de bronce negro (calcosina) y una de piritas de fierro cuprífero. Los concentrados probablemente alcanzarán 15% de cobre. La explotación en esta mina se puede estimar en 15 a 20 pesos, el transporte en \$ 10.

La gran mina de *Panulcillo* está unida a la línea férrea con un ramal a la estación Higuera y podría proveer una gran cantidad de minerales pobres. La gran veta con las impregnaciones, aunque explotada en sus partes ricas, todavía contiene en hondura, como dicen, millones de toneladas de piritas con 2,5% Cu., 8% S, 18% Fe y 20% CaCO_3 . Sería un buen fundente pero los concentrados contendrán sólo unos 10% de cobre y apenas resultaría rentable el procedimiento.

En la falda poniente del estero Ingenio y pocos kilómetros al N. de Ovalle se encuentra la mina *Cocinera* de la Compañía Central Chile. La veta que parece ser una veta de contacto, tiene bronce morado y amarillo desde las 30 metros de hondura y la metalización en partes ensancha hasta 10 metros. En los planes a 125 m. de hondura, la veta contiene 2 metros de ancho con bronce. Comunica hacia N. O. con la mina vecina *Verde*, en la misma veta que también allá está explotada por 150 metros de largo. Después de parar la fundición de Panulcillo se abandonaron los trabajos en estas minas que todavía tienen una gran cantidad de minerales de baja ley muy aptos para la concentración.

Al pie del cerro, en el cual están situadas las minas, corre el agua del estero Ingenio, que tenía a lo menos 50 litros por segundo en Octubre y que, según dicen los campesinos, nunca se seca. Con establecimiento de 50 toneladas diarias debajo de las minas el transporte por plano inclinado costaría muy poco y la explotación por medio de un socavón también sería barata. La fuerza se podría obtener, mediante planta de gas pobre pues hay leña en la región o posiblemente se podría aprovechar de una caída de unos 10 metros que tiene el canal de regadío dentro de un corto estrecho antes de atravesar el estero de Ingenio.

Pocos kilómetros al Sur se encuentra en el mismo grupo de cerros la mina *Lechuza* de los señores Aracena y Camposano, que tiene zonas de impregnación con bronce morado y amarillo que también podría entregar sus minerales a la planta.

Las antiguas minas famosas de *Tamaya* también tienen en hondura una gran cantidad de minerales de baja ley aptos para la concentración, pero no hay agua suficiente en la región.

Al Sur de Ovalle en la comarca de *Punitaqui* dicen que existen mantos muy gruesos con minerales de cobre de baja ley que merecen la atención aunque el problema del agua será difícil.

La quebrada *Hurtado*, con el río que en todas las estaciones tiene agua suficiente para concentrar, es una región de interés para nuestro objeto. No pude visitarla, pero el señor Antonio Urrutia en Ovalle, propietario de varias minas, me asegura que una de sus minas después de limpiarla y arreglarla, puede proveer al río 50 toneladas diarias, y que hay otras minas vecinas que también pueden entregar minerales. Los minerales corresponden a bronce morado y amarillo con ley de plata.

Según informes obtenidos de una fuente segura existe de 15 a 20 kilómetros al Este, de la estación Sotaquí el mineral Quebrada Seca con un número de minas que tienen vetas y mantos con abundantes minerales de baja ley (4-6%). Una de las minas, la *Delirio*, puede producir 100 toneladas mensuales y hay otras que pueden entregar la misma cantidad. Flete a Sotaquí, \$ 10 la tonelada, valor del mineral en el río \$ 40 la tonelada.

Todos estos puntos necesitan un estudio especial.

LA REGIÓN DE LA PALOMA

La Paloma es una de las estaciones al Sur de Ovalle. Unos 7 kilómetros camino al N. E. de esta estación y más o menos 300 metros más alto existe un grupo de minas que todas tienen la misma clase de yacimientos, en algunos de los cuales se han explotado abundantes minerales de una ley bastante buena (7-10%). Las minas principales son: *Blanca*, *Farellón*, *Esperanza*, *Santa Luisa*, *Porvenir* y *San Gerónimo*. El dueño de casi todo el grupo es don Pedro Alvarez, en Ovalle.

Los yacimientos corresponden a mantos de 3 a 6 metros de ancho de tobas porfiríticas finamente impregnadas con bronce amarillo y morado que tienen una ley de plata. La mina *Farellón* produjo, como dicen, 500 toneladas mensuales de 7 a 10%. Después de derrumbarse los rajos por un terremoto se abandonaron los trabajos.

Todavía existen en el grupo enormes cantidades de minerales de ley reducida, pero muy aptos para la flotación. No hay agua suficiente en la quebrada cercana en todas las estaciones y por eso habría que transportar los minerales al río mediante un andarivel de 5 kilómetros de largo. La explotación por medio de socavones sería barata. La extensión del

grupo de minas en dirección N. S. mide más o menos 1 kilómetro. Los metalizadores consisten de grietas y vetas verticales con rumbo N. S. y como las minas son inaccesibles la extensión en dirección O. E. no se puede estimar.

Más arriba en el valle del río Grande, hay otras minas y la presencia de agua suficiente para fines de concentración y fuerza hace recomendable un estudio especial de esta región.

CHAÑARAL ALTO

El mineral más importante de la cercanía de este punto es el de *San Lorenzo*, 28 kilómetros de camino al S. E. de la estación en la falda N. y N. E. de un grupo de cerros que se levantan unos 1,500 metros sobre el nivel del mar.

La formación geológica es la de porfiritas entrelazadas con areniscas y esquistos mesozoicos. Por estas estratas atraviesan vetas y filones mineralizados que, en partes han causado también una mineralización de las cajas formando depósitos de una potencia de 5 a 6 metros. Hasta ahora explotaron sólo las partes ricas, los clavos, y dejaron los minerales de menor ley cuya explotación no era rentable dado el flete de \$ 15 y más a la estación. Estos minerales de baja ley (menos de 10%) todavía existen en abundancia en las minas y pueden extraerse con un costo comparativamente pequeño.

El valor de los minerales consiste no solamente en el contenido de cobre sino también en la alta ley de plata que tienen y que varía entre 35 y 50 gramos por cada por ciento de cobre.

Los minerales son principalmente bronce morado y bronce amarillo, que fácilmente pueden separarse de la ganga en los aparatos de concentración mecánica.

Las minas principales son: *Famosa*, *Farellón*, *Verde*, *El Cobre* y *Luz de Pilar*. Sobre las primeras tres la casa Sally Hochschild tiene un referendium. Dicha casa proyecta un establecimiento de concentración en la quebrada abajo de la mina principal, la *Famosa*, propiedad de la casa Oscar Zebeda en Chañaral Alto, y unos 4 kilómetros distante de ella. Con los socavones existentes en las minas la explotación resultará barata y el transporte se podría efectuar por medio de un andarivel.

En la mina *Luz de Pilar* (50 ha.) el dueño don Carlos Niemeyer está explotando una veta con alta ley en cobre (bronce morado) y plata. Tiene a la vista 7,000 toneladas con un común de 5,5% en cobre y 300 gr. en plata. El agua más cercana a esta mina para fines de concentración se encuentra en la quebrada *Macano*, a unos 4 kilómetros de distancia.

A unos 18 kilómetros al Poniente de la estación Chañaral Alto está situado el mineral *Laja* de la casa Oscar Zebeda con cierto número de minas y vetas y 50 Hs. de extensión. Aunque trabajadas largo tiempo anteriormente, las minas tienen una gran cantidad de minerales concentrables. A pocos kilómetros de distancia al Norte corre un arroyo que trae unos 10 litros por segundo y que nunca se seca, según indicaciones de los mineros. Este arroyo podría abastecer un establecimiento pequeño de concentración. Fuerza motriz se podría conseguir con una planta de gas pobre.

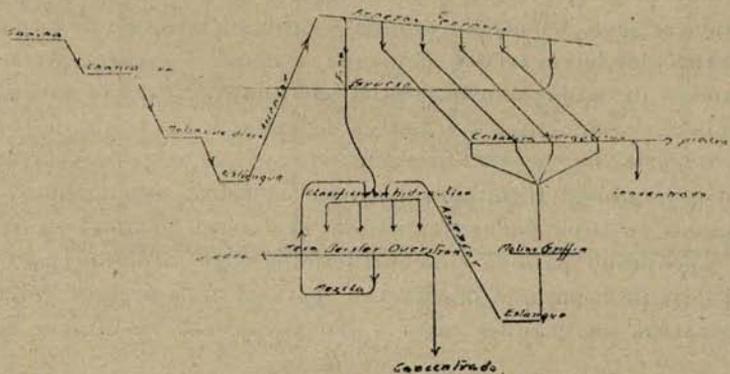
RÍO COGOTÍ Y LOS SAPOS

El río Cogotí que tiene agua en todas las estaciones del año necesita un estudio especial, pues hay un gran número de minas pequeñas en su valle y en las quebradas secundarias, principalmente con minerales de cobre argentíferos.

La Compañía Minera Domeyko posee una merced de agua en el río para producir 300 caballos de fuerza que proyecta emplear en sus minas.

En una de las quebradas secundarias del valle de Cogotí se encuentra la mina principal de la región de Combarbalá, *Los Sapos*, en la cual se explota un manto grueso con minerales ricos en cobre y plata y con una gran cantidad de minerales de ley reducida, muy apropiados para la concentración. La Compañía construyó bajo la supervigilancia del señor Nicolás Ugalde, Ingeniero de Minas, un establecimiento de concentración, situado más abajo del socavón de la mina, el cual también provee el agua necesaria; en el tiempo de mi visita salía una cantidad de 10 litros por segundo, pero en el verano disminuye hasta 4,5 litros que bastan para el establecimiento, el cual tiene una capacidad de 30 a 40 toneladas diarias. Una máquina a gas pobre de Hornsby de 80 HP. proporciona la fuerza necesaria.

El croquis esquemático adjunto muestra la marcha de los minerales por los diferentes aparatos:



Los minerales tratados tienen 3,5-4% de cobre y los concentrados 16-25%.

El establecimiento comenzó a trabajar hace poco tiempo y ha marchado bien. El Ingeniero constructor señor Ugalde me proporcionó los datos que aparecen en el cuadro adjunto. No se han incluido los gastos para el molino Griffin y el ascensor de él al clasificador hidráulico. Incluyendo éstos el costo total del tratamiento sube a unos seis pesos por tonelada, cifra que se puede estimar muy barata.

La mina que tiene un manto de gran espesor impregnado principalmente de bornita, podría abastecer una planta de concentración mucho mayor, pero por falta de una cantidad suficiente de agua se construyó la planta chica.

Hay muchas pertenencias vecinas de la mina, que tienen el mismo yacimiento como objeto de explotación pero hasta ahora no trabajan.

QUEBRADA PAMA

Al Sur de Combarbalá a ambos lados del río Pama existe un gran número de minas, ahora de pára, que han producido minerales de color y bronces amarillos y morados con ley en plata. Los bronces comienzan a unos 30 metros de hondura. En el cerro *Gloria*, al S. O. del río, se tiene las minas: Blanca, Bella Vista, Cobre, Socavón de los Angeles, Paciencia, Anita, San Nicolás, Empalme, Amarilla, Choclo, Coronta, Sauce Bajo, Merceditas, Dos Hermanos, Piedra Blanca, etc. En el cerro *Labraba*, al lado N. E. del río se encuentran las minas: Labraba, Carmela, Zunilda, El Padre y otras.

Todas estas minas están situadas dentro de un radio de 10 kilómetros de la estación de Pama. Más al oriente en el cerro *Tolar* se han trabajado las minas: Escondida, Teresa, Luisita, Flor de Chile, Veintiuno de Mayo, La Plata, La Platita, etc.

El río Pama tiene agua suficiente para la concentración y, según se dice, nunca se seca. Un establecimiento cerca de la estación Pama tendría las ventajas del ferrocarril y del agua a mano y estaría próximo a un gran número de minas con minerales abundantes para la concentración.

Además, se encuentra a 7 metros de distancia al Oeste de la estación, la mina *Alegría*, del señor Francisco Greve, que todavía se trabaja con unos pocos hombres. El mineral consiste de bronces amarillos y morados impregnados en toba porfirítica. Todavía existen grandes cantidades de mineral apropiado para la concentración y especialmente para la flotación. El flete de la mina a la estación costaría unos 5 pesos por tonelada. La explotación en grandes rajos y por socavones resultaría barata. El

PLANTA DE CONCENTRACION DE «LOS SAPOS»

Primera semana de marcha

COSTO FRACCIONADO DEL TRATAMIENTO DE 1 TONELADA DE MINERAL BRUTO

Octubre 1923 Día	Tonelaje molido y tratado	COMBUSTIBLE		Consumo grasa, aceite, guaipe, etc. incl. trasmisión y máquina	Jornales fuerza motriz	Total costo por fuerza motriz	Costo de fuerza motriz por ton. de mineral tratado	Jornales de concentración	Total de costo de concentración por tonelada	Costo diario total de fuerza y jornales	Costo total de tratamiento de una tonelada	OBSERVACIONES
		Kilos	Valor									
18	23,109	450	45.00	10,80	16,00	71,80	3,10	48,00	2,07	119,80	5,17	
19	30,731	400	40.00	12,30	16,00	68,30	2,22	57,50	1,87	125,80	4,09	
20	20,046	350	35.00	12,30	16,00	63,30	3,16	52,50	2,62	115,80	5,78	
22 } 24 }	42,716	850	85.00	24,60	32,00	141,60	3,31	133,00	3,13	274,60	6,44	van 2 días juntos.
25	30,745	400	40.00	11,50	16,00	67,50	2,19	58,50	1,90	126,00	4,09	
26	30,908	400	40.00	11,50	16,00	67,15	2,25	54,50	1,76	122,00	4,01	

Los Sapos, 30 de Octubre de 1923.

(Firmado).—N. Ugalde.

precio de cualquier mineral de 5% en la estación no subiría de \$ 30 por tonelada.

Para fuerza motriz se puede emplear gas pobre de carbón de leña que es comparativamente barato. Además, existe la posibilidad de obtener fuerza motriz de un punto situado a una distancia de unos 20 kilómetros en el río Combarbalá, donde el propietario del fundo Ramadilla tiene un canal de regadío cuya agua es más que suficiente para regar la propiedad. La cantidad de agua y el desnivel bastarían para producir la fuerza suficiente a una planta de concentración.

QUEBRADA AUCO

Al Sur de Pama se llega a un terreno granodiorítico con vetas de cobre aurífero. En los cerros Blanco y Llaguín (1,500-2,000 metros s. n. d. m.) hay un grupo de cinco minas que, juntas podrían abastecer un establecimiento de concentración en la quebrada Auco, que tiene, según se dice, bastante agua en todas las estaciones.

La mina *Las Tórtolas* en la falda N. del cerro Blanco, se ha explotado hasta 60 metros de hondura y 250 metros en corrida, pero aparentemente tiene todavía muchos minerales con chalcopirita y pirita con leyes reducidas en oro y cobre. Los trabajos de reconocimiento se extienden 800 metros en corrida.

Pocos kilómetros al poniente se encuentra la mina *Rosa Emilia*, con dos vetas y minerales similares a la anterior. Lo mismo se puede decir de la mina Llaguín, situada a pocos kilómetros al O. en la cima del cerro del mismo nombre. Las tres minas están de pára.

A poca distancia en la falda Sur del cerro trabajan con unos pocos hombres las minas *Tongo* y *Cola de Pato*. La primera tiene una veta de 1-2 metros de ancho, la segunda cuatro vetas o más. Todas las vetas están rellenas por ganga de cuarzo y carbonato de cal y por minerales de bronce amarillo, pirita de fierro y fierro oligisto, todos auríferos. El común alcanza en partes 8-10% de cobre y 20 gramos de oro por tonelada según indicaciones de los mineros.

Se podría explotar las minas con poco costo por socavones y transportar los minerales algunos kilómetros hacia abajo, a un establecimiento común en la quebrada.

La fuerza motriz debe ser gas pobre porque no hay agua en mayor cantidad y las faldas están cubiertas de leña.

QUEBRADA SÁNCHEZ

Otro punto de interés en esta comarca es la quebrada Sánchez, por la cual corre el Farellón, un vetarrón de 8 a 10 metros de ancho, con fajas de minerales de cobre y de oro y conocido en una extensión de tres leguas. La zona de los minerales de color y del enriquecimiento secundario se ha explotado en las minas: Viscacha, Viscachita, Molle, Maitén, Dura, Quemada, Laferte, Gaticana y otras, pero probablemente existen grandes cantidades de mineral de poca ley, apropiado para la concentración, pues en la época en que se trabajó el Farellón, sólo eran rentables minerales de alta ley, dado el flete alto al mercado y la falta de fuerza motriz barata.

La mina *Viscachita* tiene un pequeño establecimiento de concentración, pero actualmente en ruinas. Los aparatos consisten de 1 chancadora, 1 trapiche, 1 clasificador hidráulico y 2 mesas Deister. Además hay una máquina a gas pobre.

Existen otras vetas en la quebrada como las dos de la mina *Silva* que tienen, donde empalman, un clavo aprovechable de 75 u 80 metros de largo. El espesor es de 1.50 metros, la ley del mineral en la cancha tiene 5% de cobre y 15 gramos de oro por tonelada. El propietario señor Pedro García B. está arreglando y completando un establecimiento antiguo, situado en la quebrada a 1 kilómetro de distancia de la mina para concentrar los minerales. La maquinaria consiste de 1 chancadora, 2 molinos trapiche y 2 mesas Deister y tiene una capacidad de 12 toneladas diarias. La fuerza la produce una máquina a vapor de 12 caballos, calentado por leña. Fuerza motriz hidroeléctrica para un establecimiento de dimensiones mayores se puede obtener del río Illapel que pasa a 15 kilómetros de distancia (línea recta).

RÍO ILLAPEL

El río Illapel tiene de 2 a 3 metros cúbicos por segundo en todas las estaciones del año y podría proporcionar bastante fuerza para todos los fines de la industria minera en la vecindad.

Más al Naciente del Farellón y en la parte superior del río Illapel, la formación se cambia a estratos mesozoicos, principalmente porfiritas donde se presentan vetas de cobre argentíferas. Las minas del valle Illapel las visitaré más tarde.

RÍO CHALINGA

El límite entre la formación de granodiorita al Oeste y de porfírita al Este pasa en la vecindad del Farellón de Sánchez y, hacia el S. E. la quebrada Manquehue que desemboca en el valle de Chalinga y atraviesa este valle y el de Choapa algunos kilómetros río arriba de Salamanca. A lo largo del contacto se encuentran un número de minas de las cuales varias se prestan para base de una empresa minera y beneficiadora por su abundancia de minerales pobres sulfurados.

El grupo de minas *Los Brujos*, del señor Amable Canto, en Salamanca, está situado pocos kilómetros al Norte del pueblo de Chalinga, en la quebrada San Francisco, secundaria de la de Manquehue ya mencionada, y tiene mantos y vetas con abundantes minerales de poca ley. La formación es porfirítica de la cual algunas capas se encuentran impregnadas con minerales de cobre. Hay una mina antigua, San Francisco, que está derrumbada e inaccesible y un manto que sólo tiene cateos. En el último los bronces (amarillo y morado) comienzan ya en 1 ó 2 metros de hondura y tienen una ley en plata. Por falta de trabajos suficientes de reconocimientos no se puede cubicar pero aparentemente existe una gran cantidad de minerales y la antigua mina también parece contener todavía abundantes minerales concentrables. En Diciembre había agua bastante en la quebrada para abastecer un establecimiento de concentración, pero es dudoso que sea suficiente en todas las estaciones del año. La distancia al río Chalinga —línea recta— es pocos kilómetros y este río siempre tiene agua para concentrar. Fuerza motriz se puede obtener en el río Choapa; pocos kilómetros río arriba de Salamanca hay un lugar favorable para la construcción de un establecimiento de turbina que podría proveer la fuerza también para otras faenas. El río Choapa es uno de las corrientes más grandes de agua en la provincia y fuera de la cantidad de agua para el regadío tiene varios metros cúbicos por segundo para fines de fuerza motriz en todas las estaciones del año.

En la parte superior del valle Chalinga hay otras minas que posiblemente vienen en consideración para faenas de concentración por ejemplo la mina antigua Llamuco, que se trabajaba por casi un siglo y que, como se dice, todavía contiene minerales abundantes de baja ley, impregnaciones a lo largo de varias vetas.

PROVINCIA DE ACONCAGUA

No pude extender todavía mis investigaciones a la provincia de Aconcagua, lo que formaré el objeto de los viajes próximos.

De las corrientes más importantes de agua de esta provincia, el río Petorca siempre lleva agua para concentrar, pero fuerza hidráulica se podría obtener sólo en el curso superior, donde la inclinación es más fuerte y donde no hay agricultura.

En el valle del río Ligua se debe tomar en cuenta para un establecimiento la región de Cabildo con sus muchas minas. Este punto tendría ferrocarril, río y la vecindad de las minas.

El río Aconcagua y casi todos sus afluentes mayores contienen agua suficiente en todas las estaciones para la concentración, la mayoría también para fuerza motriz. Sólo menciono los ríos Blanco, Colorado, Putaendo y los esteros Rojas, El Cobre, Las Lajas, Pocuro y Catemu. En todas partes hay minas explotadas. Necesita el valle de Aconcagua un estudio especial con el objeto de buscar los puntos más favorables para plantas de concentración.

A veces se oye la opinión que todos los centros mineros que actualmente no producen, ya se han explotado y no podrían producir de nuevo, especialmente los cercanos a las fundiciones. Este corresponde a la verdad, si se considera que la explotación continúe según el sistema antiguo, con entrega de los minerales a la fundición sin concentración mecánica previa. Pero por mis observaciones creo que existe una gran cantidad de minas que todavía puede producir minerales por un largo tiempo, si se explota extrae y concentra con métodos más modernos de modo que no sólo podría proporcionarse materia prima a las fundiciones existentes, sino también daría ocasión a que se instalaran nuevas fundiciones.

Métodos modernos, reunión de faenas pequeñas a empresas más grandes, más trabajo y menos especulación, éstos son los medicamentos que curarán la enferma industria minera de Chile.

Se creará la Cacremi en 1927!
(aprox. año de la idea)

J. KUNTZ.

(Continuará)

COTIZACIONES

COTIZACIÓN DE LAS ACCIONES MINERAS EN LAS BOLSAS DE SANTIAGO Y VALPARAISO

PRECIOS DE COMPRADORES

COMPAÑÍAS	Valor de la acción		DÍAS									
			3		10		17		24		31	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso	Santiago	Valparaiso
ORO												
Vacas.....	\$ 5	\$ 5	..	12 $\frac{5}{8}$
PLATA												
Chañareillo....	£ 1	5 $\frac{1}{2}$	5 $\frac{7}{8}$
Caylloma.....	sh 5	4 $\frac{3}{8}$	4
Huanuni.....	£ 1	61 $\frac{1}{2}$	66 $\frac{1}{2}$	63	63
Ma.Fca.Huanuni.	6
Nueva Elqui....	\$ 10	11 $\frac{1}{4}$..	11 $\frac{1}{4}$..	12 $\frac{3}{8}$	12
Santa Rita.....	\$ 5	10
Tres Puntas...	\$ 5	4 $\frac{1}{2}$
COBRE												
Aconcagua.....	\$ 10	6	..
Disputada.....	\$ 25	..	66	66 $\frac{1}{4}$	61
Domeyko.....	2 $\frac{1}{2}$
Gatico.....	£ 1	8 $\frac{3}{4}$..	8 $\frac{3}{4}$
San Bartolo....	\$ 20	6
Tocopilla.....	£ 1	..	110 $\frac{1}{2}$	111 $\frac{1}{2}$	110 $\frac{3}{4}$	111 $\frac{1}{2}$	105 $\frac{1}{2}$..	105 $\frac{3}{4}$..	106 $\frac{1}{2}$..
ESTAÑO												
Araca.....	£ 1	..	134	133 $\frac{1}{2}$	142	142 $\frac{1}{2}$..	140 $\frac{1}{2}$	140	139
Chacaltaya....	sh 15	16 $\frac{3}{8}$	17	17	..	17 $\frac{1}{2}$
Colquirí.....	\$ 5	3 $\frac{1}{2}$	3 $\frac{1}{2}$
Llallagua.....	£ 1	..	439	437	434	433 $\frac{1}{2}$	422	422
Marta.....	3 $\frac{1}{2}$	4 $\frac{1}{4}$..	8	..

COMPAÑÍAS	Valor de la acción		DÍAS									
			3		10		17		24		31	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso								
Monte Blanco..	£ 1	11	15½	..
Oploca.....	£ 1	144	140½
Salvador.....	51	..	54	..	62	61½	60½	61	61½	61
CARBÓN												
Lebu.....	£ 1	..	50
Minera e Indust.	\$ 50	\$ 50	28½	..	26½	27	..	26¼	29	28½
Máfil.....	\$ 50	..	68	69½	69½	69½	..
Schwager.....	£ 1	£ 1	35	34
PETROLÍFERAS												
Nac. Petróleos..	\$ 5	0,40	..
Rafaelitas.....	6½
SALITRERAS												
Antofagasta....	\$ 50	\$ 50	54	..	54	53¼	54	55¼	..
Castilla.....	\$ 25	18¾
Galicia.....	£ 1	38
Lastenia.....	£ 1	£ 1	46½	47,29	47½	48½
Loa.....	£ 1	47¼	..
Peñón.....	£ 1	19¼	..	28½	..	23½

CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

días	\$ m/c por £	£ por oro 18d	Recargo oro %	días	\$ m/c por £	£ por oro 18d	Recargo oro %
1	37.00	12.80	188.00	17	36.60	12.70	187.20
2	12.80	188.50	18	12.70	187.00
3	12.80	188.00	20	36.80	12.70	187.60
4	12.80	187.50	21	37.00	12.70	189.20
6	36.60	12.80	185.00	22	37.00	12.80	189.20
7	36.80	12.80	187.00	23	36.90	12.80	188.50
8	36.80	12.80	187.00	24	37.00	12.80	188.80
9	36.70	12.80	185.50	25	37.00	12.80	188.50
10	36.40	12.80	185.30	27	37.00	12.80	188.20
11	36.40	12.80	185.00	28	36.60	12.80	186.00
13	36.40	12.70	187.20	29	36.40	12.80	185.00
14	36.40	12.70	186.70	30	36.30	12.70	186.00
16	36.20	12.70	186.20	31	36.00	12.70	182.80

COTIZACIONES DEL COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	A bordo qq. m \$ m/c			DÍAS	£ por tonelada	
	Barra	Rjes 50%	Minerales 10%		Contado	3 meses
9..	212,71	93,46 esc. 212 cnt.	11,17 $\frac{3}{4}$ esc. 121 $\frac{3}{4}$ cnt.	1.....	64.17.6	65.12.6
				2.....	64. 5.0	65. 0.0
				3.....	64.10.0	65. 5.0
				7.....	64.17.6	65.10.0
23..	213,88	97,97 $\frac{1}{2}$ esc. 213 cnt.	11,24 esc. 122 $\frac{1}{2}$ cnt.	8.....	64.12.6	65. 7.6
				9.....	64.12.6	65. 5.0
				10.....	64. 5.0	65. 5.0
				13.....	63.17.6	64.12.6
				14.....	63.12.6	64. 5.0
				15.....	63. 5.0	64.10.0
				16.....	63.17.6	64.12.6
				17.....	63.10.0	64. 7.6
				20.....	63.17.6	64.12.6
				21.....	64. 5.0	65. 0.0
				22.....	64.17.6	65. 8.9
				23.....	64.12.6	65. 5.0
				24.....	64. 2.6	64.17.6
				27.....	64. 0.0	64.15.0
				28.....	63.12.6	64. 7.6
				30.....	62.17.6	63.12.6
				31.....	62.12.6	63. 7.6

SEMANAL EN NUEVA YORK	
Días	Centavos por libra
2.....	14 $\frac{1}{2}$
9.....	14 $\frac{3}{8}$
16.....	14 $\frac{1}{8}$
23.....	14 $\frac{1}{8}$
30.....	13 $\frac{7}{8}$

SALITRE

9 Agosto de 1923.

El mercado ha continuado muy tranquilo durante la pasada quincena y las ventas han sido comparativamente pequeñas, pues, la Asociación ha vendido solamente más o menos 5,000 toneladas.

Los exportadores parecen estar manteniéndose de comprar para entregas futuras.

Hay una pequeña demanda para entregas prontas a 20/3, pero los revendedores están pidiendo precios más altos. Las ventas de la Asociación han sido las siguientes:

Para entregas en	Noviembre.	4,300 toneladas
»	»	»
»	Diciembre.	500 »
»	»	»
»	Enero.	150 »
»	»	»
»	Febrero.	150 »

La producción durante el mes de Julio fué de 1.600,938 quintales métricos con 75 Oficinas trabajando, mientras que durante Julio 1922, con solamente 17 Oficinas trabajando, produjeron 826,483 qtls. met. demostrando así un aumento de 774,455 qtls. mét. más este año. El total de lo exportado el último mes fué de 1.974,408 qtls. mét. comparado con 1.067,765 qtls. mét. que fué lo exportado durante el mismo mes el último año, o sea, un aumento de 906,647 qtls. mét.

La producción y exportación durante los primeros siete meses de los últimos cuatro años se compara como sigue:

1920	Producción	14,160,845 qtls. mét.	Export.	16,721,792 qtls. mét.
1921	»	9,404,557 »	»	8,154,503 »
1922	»	5,092,990 »	»	3,902,619 »
1923	»	10,154,687 »	»	11,322,077 »

Las existencias en la costa el 30 de Junio de 1923 eran 10.393,987 qtls. mét. comparado con 27.548,464 hasta la misma fecha el año pasado.

Muy poco se ha hecho en flete por salitre durante la quincena y el mercado cierra más o menos sin cambio que valga la pena comentar. Para Reino Unido o Continente las cotizaciones nominales son: Agosto/Sept. 20 / a 22 /6 y Oct. a Dic. 25 /- a 30 /-, según destino. Para el Mediterráneo Málaga, Génova e intermedios el tipo de 30 / embarque pronto y 32 /6 para adelante queda sin cambio.

Para Estados Unidos, costa Oriental se puede obtener espacio a 4.50 dollars para Nueva York y a 5 dollars para Savannan-Baltimore e intermedios. Para posiciones más adelante 30 centavos americano extra. Para la costa Occidental 5.50 dollars es el tipo hasta el fin de este año.

23 Agosto de 1923.

El mercado ha seguido otra vez en calma durante la pasada quincena y las ventas de la Asociación han sido 770 toneladas para entrega en Noviembre y 1,200 toneladas para consumo en la costa. Quedan unas

26,000 toneladas para la venta de entregas hasta el 30 de Noviembre y solamente se han vendido 40,000 toneladas hasta la fecha, para entregas en Diciembre 1923 a Junio de 1924.

Se han registrado ventas en Europa por lotes llegados a £ 11.7.6 c. y. f. y la cotización nominal para embarques Agosto /Set. es £ 11.10.0 y £ 12.0.0 para Enero /Febrero.

Lo exportado durante la primera quincena de Agosto fué de 967,969 qtls. mét. contra 780,911 qtls. mét. que fué lo exportado el año pasado durante este mismo período.

Ha habido una demanda algo mejor por espacio para salitre durante la pasada quincena.

Se fletó parte de un cargamento a 17/6 embarque pronto, para Dunkirk y se han seguido contratando fletes por vapores de la carrera para Burdeos y/o La Pallice a 20/6, con opción de Havre-Hamburgo, a 19/- para embarque fines de Agosto. Para el Reino Unido o Continente el tipo para Setiembre es de 20/- a 22/6 según puertos y 25/- con destino a Escandinavia. Para más adelante 25/- a 30/- también según puerto. Para el Mediterráneo se hizo a 26/- por una pequeña partida de salitre, embarque en Agosto, para Septiembre la cotización nominal es de 30/- y para más adelante 32/6, queda sin cambio para Málaga, Génova e intermedios.

Para Estados Unidos costa Oriental, se ofrece espacio por vapores de la carrera para Set. /Oct. a 4.50 dollars y 5 dollars para Nov. /Dic. Para la costa Occidental, San Francisco-Puget Sound, el tipo es alrededor de 5.50 dollars para cualquier posición.

CARBON

9 Agosto de 1923.

El mercado de carbón no ha progresado y continúa paralizado solamente se ha hecho ventas de poca importancia. La huelga en las minas Schwager han sido solucionadas.

Pequeñas ventas de Australiano se han hecho a 42/6 y 43/- en puertos del Norte.

Cardiff Admiralty se cotiza nominalmente alrededor de 52/-.

Americano Pocahontas o New River, se puede obtener de 41/- a 42.

Australiano marcas de primera clase, se cotizan de 42/- a 43/-, según puertos de descarga.

Nacional, queda lo mismo de \$ 72 a \$ 73 moneda corriente, para puertos salitreros.

23 Agosto de 1923.

Absolutamente ninguna mejora ha habido y el mercado continúa paralizado habiéndose hecho solamente pequeños lotes a 43/- de carbón Australiano, salida Julio, por velero para puertos salitreros.

Cardiff Admiralty, se cotiza nominalmente a 52/-.

West Hartley, se puede obtener a 44/- doble harneado, para puertos salitreros.

Americano, Pocahontas o West River, se puede conseguir de 41/- a 42/-.

Australiano, se cotiza de 42/- a 43/- según puerto de descarga y salida.

Carbón nacional, de \$ 72 a \$ 73 moneda corriente, para puertos del norte.
