

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

N^o III

Presidente
Cárls Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Aldunate Solar, Cárls
Andrada, Telésforo
Avalos, Cárls G.
Chiapponi, Márcos
Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo
Gallardo González, Manuel
González, José Bruno
Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro

Martinez, Aristides
Pinto, Joaquin N.
Pizarro, Abelardo
Schneider, Julio
Tirapegui, Maulen

Secretario
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Mineral de Collahuasi

SITUACION JEGRÁFICA

La rejion minera de Collahuasi pertenece a la 13.^a subdelegacion de Chacollo, del departamento de Tarapacá.

Las coordenadas jeográficas del cerro Collahuasi son:

Lonjitud oeste de Paris..... 68 grados 43 minutos

Lonjitud sur..... 21 grados

La altura de la cumbre del cerro de Collahuasi es de 4,880 metros sobre el nivel del mar.

HISTORIA

El mineral de Collahuasi (de las palabras quichuas *colla*, minero i *huasi*, casa) ha sido trabajado en tiempos mui antiguos, como lo atestiguan las herramientas de cobre encontradas en sus labores, i publicaciones como el libro del padre Barba, escrito al principio del siglo XVII.

Durante el coloniaje se le conoció bajo la denominacion de mineral de Pereira, nombre que hoi dia se da a un cerro situado al sur del de Collahuasi, separado por la Quebrada de Chiglla.

Sin embargo, sea por su situacion alejada de los centros poblados o por no ser el cobre el metal buscado con empeño por los españoles, no adquirió gran

desarrollo i fué abandonado; i solo en 1896 se hicieron nuevos pedimentos, siendo aviador el conocido i prestigioso minero, señor Enrique Villegas. Pero los trabajos no dieron resultados provechosos.

En el año de 1899 se hicieron nuevamente los pedimentos i bajo la base de 28 pertenencias, con 140 hectáreas de superficie, se organizó la Compañía Minera de Collahuasi, conocida con el nombre de la *Grande*, la cual con sus trabajos ha dado a conocer la riqueza mineral de la rejion.

Para el tráfico aprovechó esta Compañía del camino carretero que del mineral de Chiglla salia para terminar en Carcote, estacion del ferrocarril de Antofagasta a Oruro. Los trabajos de la Compañía se organizaron en un principio defectuosamente; en los laboreos antiguos no se encontraron minerales de lei suficiente para pagar los fletes hasta Antofagasta i cubrir los gastos de explotacion i ya la Compañía estaba para liquidar, cuando al ensanchar una huella de carretas se encontró el filon llamado Pergolesi, el cual, desde el sol, dió comunes de 40% de lei en cobre. A este feliz hallazgo del laborero de las minas, don Tiberio Pergolesi, se debe el no haber vuelto, quizas, el mineral a su antigua oscuridad. La Compañía Minera Collahuasi llegó a explotar, de esta bonanza providencial hasta 500 toneladas mensuales de mineral con lei de 30 a 40% de cobre i algo de oro, plata i cobalto.

La Compañía llamada «Sindicato Collahuasi» fué organizada posteriormente i su Directorio, en corto tiempo i con un capital relativamente pequeño, logró poner de manifiesto en la mina Poderosa, una enorme cantidad de mineral contribuyendo así a la justa fama de que hoi goza el mineral.

CAMINOS

Por su alejamiento de la costa, en el mineral de Collahuasi tienen una importancia primordial los caminos para el transporte, no pudiendo tomar todo el desarrollo de que es capaz, sino a la terminacion del ramal que la Compañía del ferrocarril de Antofagasta a Oruro construye desde Ollagüe a las minas, con un desarrollo aproximado de 82 kilómetros.

Aun cuando el mineral está unido por caminos carreteros con Iquique i Antofagasta i ademas de hacerse un tráfico con mulas por la quebrada de Huatacondo, no satisfacen a las necesidades crecientes del mineral, no pudiendo muchas Compañías emprender el reconocimiento de sus pertenencias por carecer de medios de transporte para los materiales i víveres.

Dos son las vías que conducen a Collahuasi: la de Antofagasta i la de Iquique; esta última es la mas corta, teniendo una longitud de 296 kilómetros contra 484 que tiene la primera.

CAMINO DE HERRADURA

Solo por Iquique, a traves de la Pampa del Tamarugal, se hace el tráfico con acémilas i el punto de partida es la estacion de Lagunas del ferrocarril salitrero.

La distancia de Iquique al mineral por esta vía es:

Por el Ferrocarril salitrero a Lagunas.....	97 kms.
De Lagunas a Tamantica (aguada).....	56 »
De Tamantica a Huatacondo (aldea).....	19 »
De Huatacondo a Copaquire (mineral).....	18 »
De Copaquire a Collahuasi.....	29 »
<hr/>	
TOTAL.....	219 kms.

Por este camino pueden traficar carretas hasta el lugar llamado Tiquima (entre Tamantica i Huatacondo), paraje donde la quebrada presenta un salto en roca que impide el paso. Es este el camino seguido por los viajeros, por encontrarse en el plueblecito de Huatacondo recursos suficientes para los pasajeros i los animales.

VIA IQUIQUE

La Compañía Minera Collahuasi, viendo la gran distancia a que tenia que transportar sus minerales, por la vía de Antofagasta, decidió en el año 1902 construir un camino carretero que partiendo de la Central de Challacollo llegase al mineral, pasando por el alto de Copaquire, a fin de que este mineral aprovecharse del camino, para lo cual la Compañía Sulfato de Cobre de Copaquire debía contribuir con parte de los gastos.

El estudio del camino se principió en el mes de diciembre de 1902 i en noviembre de 1903 se abandonó la vía de Antofagasta para efectuar el tráfico por la nueva.

Desde Iquique la longitud total del camino es de 296 kilómetros que se descomponen así:

De Iquique a la oficina salitrera La Granja, por el ferrocarril salitrero	133 kilómetros
De La Granja a la Central de Challacollo, por el ferrocarril minero.....	39 »
De Challacollo a Collahuasi, por camino carretero.....	124 »

El primer trayecto, por ferrocarril, de Iquique a la oficina de la Granja es de trocha ancha; el segundo, de la Granja a Challacollo es de 0,76 m. de ancho i de material mui lijero.

El camino carretero (de una sola vía) arranca de la central de Challacollo (1.138 metros sobre el nivel del mar), atraviesa la Pampa del Tamarugal, toma la ladera de los cerros de la márjen derecha de la quebrada de Huatacondo i siguiendo por los cerros que separan las quebradas de Majala i Quitala asciende por una série de zig-zag i revueltas hasta la altura de 4.278 metros sobre el nivel del mar, para cruzar la cordillera del Rosario por el portezuelo llamado Vicuña unu,

descender a la Pampa de Copaquire (4.117 metros) i volver a la cancha de la mina Pergolesi (4.782 metros).

En la primera parte del camino carretero desde Challacollo al kilómetro 30, el trazo va por el terreno plano i salvo los primeros kilómetros de la salida, en que ha sido imposible evitar terrenos arenosos, puede considerarse como bueno i ha sido de fácil construcción.

Desde el kilómetro 30 hasta el 78, el camino presenta su parte dificultosa.

Ha sido necesario salvar una altura de 2,100 metros en una distancia horizontal corta, en terrenos muchas veces arenoso, con laderas pendientes o barrancos cortados a pico de muchos cientos de metros de alto. En esta parte las gradientes llegan al 5% i en dos kilómetros llegan al 6%. En el resto del camino hasta Collahuasi, las pendientes son mas suaves, ménos accidentado el terreno i mas firme el piso.

Las distancias i alturas de los principales puntos del camino son las siguientes:

Km.	0	Challacollo	1.138	metros mar
»	35	Alto del Molino.....	2.362	»
»	48	Tunas.....	2.902	»
»	66	Quitata (aguada).....	3.720	»
»	79	Portezuelo Vicuña unu.....	4.278	»
»	87	Alto de Copaquire.....	4.121	»
»	95	Portezuelo de Remedios.....	4.317	»
»	106	Sullahuanca (aguada).....	4.300	»
»	114	Yabricollita.....	4.400	»
»	124	Cancha mina Pergolesi.....	4.728	»

Como el camino va por las alturas, el agua queda en el fondo de las quebradas en los lugares que a continuación indico:

En el alto del Molino, bajando a la quebrada de Huatacondo.

En el Alto de Tunas, bajando a la quebrada de Majala.

En Quitata, a poca distancia del camino.

En Sullahuanca, en la misma posada de las carretas.

En Yabricollita, en la misma quebrada.

Las carretas emplean en el viaje de ida i vuelta ocho días. Los carreteros ganan cuatro pesos diarios i una mula consume al día, en forraje i agua, dos pesos.

Las carretas usadas son de dos ruedas, tiradas por seis mulas en parejas de a tres. El ancho de las ruedas es de metro 1,80 i el total de la carreta de metros 2,60. La carreta con sus seis mulas tiene un largo de 7 metros.

En el viaje de subida llevan las carretas, como carga útil, ocho quintales métricos i en el viaje de bajada veinticinco. Si se arreglara el camino, rípiando el arenal de Tunas (3 kilómetros) i otros pequeños trayectos arenosos, las carretas podrían fácilmente subir quince quintales métricos.

El costo del acarreo, por quintal métrico, hasta Iquique es de \$ 5,26 que se divide así:

Flete de Iquique a la Oficina La Granja.....	\$ 1,06
Flete de La Granja a Challacollo.....	0,70
Flete de Challacollo a Collahuasi.....	3,50
	<hr/>
TOTAL.....	\$ 5,26
	<hr/>

VIA ANTOFAGASTA

Es esta la vía mas larga i que sirvió hasta fines del año 1903 a la Compañía Minera de Collahuasi, para la explotacion, hasta su agotamiento, del alcance tomado en la veta Pergolesi. En el dia está casi abandonado i solo la Compañía Poderosa de Collahuasi mantiene por ella el tráfico con siete carretas.

El camino habia sido hecho para la explotacion de las minas de Chiglla i Yareta, cuyos metales iban a la oficina de beneficio establecida en el Miño (oríjen del rio Loa). No ha sido bien trazado i su nivelacion es defectuosa, presentando numerosas contrapendientes. Tiene una longitud de noventa kilómetros, hasta la estacion de Carcote, empleando las carretas tres dias en el viaje. Del mineral llevan una carga de 22 quintales métricos i de Carcote traen 15. En Carcote la carga es tomada por el ferrocarril que la lleva a Antofagasta con una corrida de 402 kilómetros.

La mina Poderosa paga siete pesos por los 100 kilos, de Carcote a Collahuasi, i cinco de flete por los 100 kilos de mineral. Si añadimos \$ 2,10 del flete por ferrocarril tenemos un gasto total, por quintal métrico, de \$ 7,10. Sin embargo, este costo no puede sostenerse por no dejar utilidad al dueño de las carretas. La Compañía Minera de Collahuasi, cuando usaba este camino, nunca pudo conseguir costo menor de \$ 9 por los 100 kilos.

FERROCARRIL DE OLLAGÜE A COLLAHUASI

Hacia fines del presente año será terminado el ramal del ferrocarril que unirá el mineral con Antofagasta, reduciendo notablemente los fletes i se dispondrá del medio de trasportar toda la carga que sea necesaria sin limitacion, salvándose la actual situacion con la cual es imposible movilizar mercaderías aunque se doblen las ya altas tarifas señaladas.

La Compañía Poderosa i la Compañía Minera de Collahuasi han firmado contratos con la Empresa del Ferrocarril de Antofagasta a Oruro, por los cuales se comprometen a trasportar toda su carga por sus líneas. La tarifa que rejirá es la de medio centavo por cien kilos i por kilómetro en la vía principal, i la de 5½ centavos por tonelada i kilómetro en el ramal; obteniéndose así un flete inferior a \$ 30 por tonelada métrica.

OROGRAFÍA DE LA REJION

El relieve principal de la provincia de Tarapacá es dado por las cadenas de montañas que la atraviesan paralelamente de norte a sur.

La primera cadena costanera, cuyos flancos occidentales descienden al nivel del mar, tiene su vertiente oriental, que termina en la Pampa del Tamarugal, a mil metros de altura sobre el mar. Se sigue a ésta otra cadena baja i entrecortada, cuyos principales cerros son los de Maní, Challacollito, Challacollo, Longacho, etc... Entre estas dos cadenas queda la Pampa llamada del Tamuragal. La tercera cadena se eleva rápidamente a 5 mil metros sobre el mar, teniendo sus pasos mas bajos a 4 mil metros. Esta cadena comprende la serranía del Rosario, Yabricoya etc...

De los flancos occidentales de estas serranías se desprenden todas las quebradas que terminan en la Pampa del Tamarugal.

Esceptuándose las quebradas de Tarapacá, Chacarilla, Huatacondo, i Maní, que nacen de la cuarta cadena de que hablaremos en seguida, la cuarta cadena, tambien paralela a la costa, la forman los cerros de Collahuasi, Pacopaco, Yabricollita, etc... En las depresiones formadas entre la tercera i cuarta cadena se encuentran llanos i lagunas, como la del Huasco (3.740 metros) sin desagüe natural posible. Por último, viene la quinta cadena (volcánica) que sirve de límite a la provincia de la República de Bolivia.

Entre los picos notables que la forman, citaremos, por estar a los alrededores de Collahuasi, a los volcanes Olca, Huruputuncu; a los nevados del Miño, Lagunas, Tua i Caite. Nuevas depresiones se forman entre las dos últimas cadenas, dando lugar a la formacion de las lagunas de Michincha, Coposa, etc..., depresiones que vienen a ser el principio de la planicie boliviana.

El macizo de Collahuasi, formado por los cerros de su nombre i por los de Pacopaco, Chiglla i Pereira, pertenece a la cuarta cadena i de sus flancos se desprenden numerosas quebradas. De ellas nombraremos como principales las siguientes: las de Ujina i Uchujina, que desembocan a la pampa de Michincha; la de Huiquintipa que va tomando varios nombres, hasta mas abajo se llama de Huatacondo i con este nombre termina en la Pampa del Tamarugal. En la de Huiquintipa caen las quebradas de Yabricollita, Pacopaco, Silicatos, etc... La quebrada de Chiglla que mas abajo se llama Quilaquila i desemboca en el Tamarugal con el nombre de Maní. La quebrada de Poto se desprende de Chiglla i la quebrada Blanca de Pacopaco. Las dos terminan en la de Maní.

A las quebradas principales se unen numerosas quebradas secundarias, que cruzan el terreno en diferentes direcciones. A pesar de lo montañoso de la rejion, la zona de Collahuasi no presenta barrancos ni laderas excesivamente pendientes. Los cerros de Collahuasi, Pacopaco i Chiglla tienen su ladera sur de pendiente abrupta i la norte desciende por faldeos suaves hasta el lugar llamado angostura de Huiquintipa.

Los cerros están cubiertos de una gruesa capa de terreno suelto, proveniente de la descomposicion de la roca de los cerros en el mismo lugar. Esta capa que oculta la formacion jeológica, tiene en ciertos lugares, como por el lado de la mina Poderosa, en el pique San Carlos, catorce metros de espesor.

Las lluvias a las alturas de 4.000 a 5.000 metros son escasas i el agua cae bajo la forma de hielo, el cual es lentamente desecho por el sol, no formándose cursos violentos de agua que arrastren los productos de la descomposicion de las

rocas, haciendo que los fenómenos de erocion sean poco notables, por lo cual los cerros presentan formas redondeadas i poco accidentadas i las cumbres i laderas cubiertas de roca desagregada, que no ha sido lavada por las aguas.

Todo el aspecto de la rejion (hasta el portezuelo de Remedios) demuestra que los glaciares cuaternarios han tenido una enorme estension, terminando por una série de terrazas. ocupadas por otros tantos lagos, que desaguaban el uno en el otro, habiendo dado lugar a la formacion de los conglomerados cupríferos de Huiquintipa.

ALTURAS SOBRE EL NIVEL DEL MAR

Ollagüe, Estacion del Ferrocarril.....	3.696 metros
Ollagüe, Volcan.....	5.872 »
Olca, Volcan.....	5.314 »
Huruputunco, Volcan.....	5.168 »
Laguna	5.196 »
Miño.....	5.490 »
Collahuasi.....	4.480 »
Mina Delirio.....	4.803 »
Mina Poderosa.....	4.691 »
Huiquintipa	4.380 »
Copaquire, Mineral.....	3.477 »

CLIMA

El clima de toda la rejion minera es frio. En invierno el termómetro baja a 24 grados centígrados bajo cero i en el verano no hai máximas mayores de 14 grados sobre cero. En los meses de diciembre a marzo caen frecuentes nevadas, i en los meses de junio, julio i agosto la nieve, que cae en pocos dias, llega a tener uno i dos metros de espesor i a causa de la baja temperatura que reina en esos meses el deshielo es mui lento.

CORRIENTES DE AGUA

No se conocen cursos de agua i solo despues de una lluvia torrencial llega a correr agua por alguna de las quebradas por pocas horas. La gruesa capa de detritus que cubre las montañas absorbe el agua dejándola escurrir lentamente i apareciendo en forma de charcos i pantanos en el fondo de las quebradas.

AGUADAS

Podemos citar como las mas abundantes las siguientes:

La ciénega de Huiquintipa, que nace al pié del cerro de Collahuasi i termina 4 kilómetros mas abajo. Ocupa el fondo de la quebrada de su nombre i en verano, época de las lluvias, se hace difícil atravesarla por los pantanos.

La aguada de Yabricollita en la quebrada de su nombre.

La aguada de la mina Poderosa en la mina de su nombre.

La aguada de Chiglla a tres kilómetros de la mina Delirio. De aquí se abastecía la Compañía Minera de Collahuasi ántes de que abriera su pozo en la quebrada.

La aguada de Pacopaco i la de quebrada Blanca, i por fin, la de Sullahuanca.

VEJETACION

La vejetacion de la zona minera es escasa, estando el cerro de Collahuasi i alrededores desprovistos de vejetacion. En las partes bajas crece el arbusto llamado tola, resinoso i que arde verde, el ichu, paja que sirve de alimentacion de los animales. La queñua se encuentra en el cerro de Sullahuanca.

COMBUSTIBLE

El vejetal mas apreciado para los combustibles, tanto para los usos domésticos como para producir vapor en los calderos es la yareta, en forma de esponja que se alimenta directamente de la roca granítica, sobre la que se va estendiéndola i descomponiéndola. Sin ramas ni hojas forma una masa sólida, de color verde cuando viva i terroso cuando seca. Partida su masa presenta textura con troncos unidos unos a los otros, reuniéndose en un punto que forma la principal raiz. Por la superficie libre segrega una resina que dicen ser buena para curar el dolor de muelas i cerrar las heridas i llagas. Por esta misma superficie se desprende la semilla, en granitos mui pequeños que el aire se encarga de repartir.

Su crecimiento es lento i muere tan luego termina de descomponer la roca sobre la que vive. Las hai de varios metros de diámetro.

Aun verde arde, es resinosa, i seca constituye un excelente combustible. Da mucho humo i ceniza. Una tonelada de carbon de piedra equivale a dos toneladas de yareta.

El quintal español se compra a razon de \$ 0,80.

ROCAS

En los cerros de Collahuasi, Pacopaco, Yabricollita, Pereira i bajando por la quebrada de Huiquintipa solo aparece el pórfido i sus variedades. Desde el pórfido bien caracterizado con gruesos cristales de feldspato diseminados en una pasta feldspática hasta la contextura granulítica, con cristales microscópicos.

En las inmediaciones de las vetas el pórfido está profundamente alterado, formando sus elementos una pasta homogénea a la vista, de color oscuro. El cerro de Sullahuanca, al norte del mineral, es formado por roca granítica. El granito tiende a descomponerse, produciendo formas redondeadas en las piedras i dando lugar a la formacion de arena gruesa que resbala al pié del cerro. El granito se parte en diversas direcciones i las masas que resultan cubren el cerro por completo, erizándolo de cantos como si un aluvion los hubiera trasportado.

Siguiendo el camino carretero a Challacollo, en el lugar llamado Ancho de Huiquintipa, se ve una corriente de andecita cubrir el pórfido. Igual corriente se ve bajando por la quebrada de Chiglla al llegar a la quebrada de Quillaquilla; donde en las zonas de las minas de Chuncullo Huaico la diorita reemplaza al pórfido. Al norte de la quebrada de Chuncullo aparece el pórfido de composición análoga al de Collahuasi.

Si salimos de la mina Poderosa i faldeamos el cerro de Pacopaco, como a los cuatro kilómetros, encontramos la diorita que continúa por toda la quebrada Blanca hasta la quebrada de Poto.

ESTENSION DEL MINERAL

La efervescencia minera producida por los alcances tomados en la mina Poderosa ha hecho que los cateadores de los alrededores den el nombre de Collahuasi a todas las serañías que presenten como minas en Collahuasi descubrimientos que distan 20 i 30 kilómetros. Los pedimentos mineros se suceden sin interrupción colocándolos los unos al lado de los otros sin cuidarse de averiguar de si el terreno será susceptible de contener minerales de cobre.

(Continuará)

Lo que es la Fundición Pirítica

POR

ROBERTO STICHT

(Traducción del alemán de *Metallurgie*)

Las ideas relativas a la fundición pirítica, en parte harto contradictorias que aparecieron primero en el *Engineering and Mining Journal*, i en seguida la recopilación de estas ideas hecha por Kroupa en el *Berg und Hüttenmännische Jahrbuch*, me obligan a empezar por recapitular primero estas publicaciones i en especial la de Kroupa.

En el cuaderno 1.º del tomo 52 del *Berg und Hüttenmännische Jahrbuch* de 1904, trata Kroupa en la página 90 la cuestión del: «Contenido de los gases de escape del horno en anhídrido sulfúrico» (SO_3).—Desgraciadamente solo dispongo de pocos resultados sobre el contenido de SO_3 en los gases de escape del horno, pero parece que este contenido solo alcanza a unos $\frac{3}{4}$ por ciento en peso. Sin embargo, no sería justificado el aceptar que con el calor desarrollado en la fundición pirítica pudiese mantenerse sin descomposición una «grande» cantidad de SO_3 . El equilibrio de la reacción $\text{SO}_2 + \text{O} \rightarrow \text{SO}_3$ es, ya a la temperatura de formación del SO_3 mui frágil, de modo que la existencia de SO_3

en un horno de manga será mui difícil. Por ejemplo, en la calcinacion solamente aparece cuando el aparato trabaja *frio*, es decir, en condiciones bajo las cuales un horno no podria fundir de ninguna manera.

No cabe duda ninguna que los gases pueden ser utilizados para la fabricacion del ácido sulfúrico.

Las ideas de Grabill no son sólidas. Por ejemplo, no tiene objeto que acepte el desarrollo de calor de la ecuacion 2 para volverla a debilitar por las ecuaciones 3 i 4. Al fin, del Fe S_2 primitivo no resulta sino $\text{Fe}_2 \text{Si O}_4$, es decir, escoria i al fin no se desarrolla mas calor que el correspondiente a la transformacion directa sin el rodeo por el compuesto $\text{Fe}_3 \text{O}_4$. El hecho de ser desconocido el desarrollo de calor en la formacion de $\text{Fe}_3 \text{Si O}_4$ parece que ha inducido a Grabill a considerar que la ecuacion 3 no produce calor ninguno. Sin embargo, la simple comparacion de los miembros $2 \text{Fe}_3 \text{O}_4$ (= 531.6 calorías) i $2 \text{Fe}_2 \text{O}_3$ (= 398.8 calorías) ya demuestra que la reaccion en cuestion debe ser fuertemente endotérmica, pues el silicato $\text{Fe}_2 \text{Si O}_4$ deberia producir mas de 132,8 calorías solamente para equilibrar al $2 \text{Fe}_2 \text{O}_3$, i esto es completamente imposible segun el conocimiento actual de los silicatos de fierro (Fe O).

Las ecuaciones mas arriba citadas son las únicas que pueden tomarse en consideracion en el horno pirítico, i que, en jeneral, espresan realmente el proceso de esta fundicion. En detalles son solamente aproximativas, ya que las condiciones jenerales son en realidad mas complicadas.

La formacion de $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ bajo las condiciones reinantes es dudosa i su aceptacion supérflua si el $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ es descompuesto inmediatamente por la sílice (Si O_2). El $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ o sea el $\text{Fe}_2 \text{O}_3 \cdot \text{Fe O}$ solamente desempeña un papel cuando el horno tiene exceso de viento, i una escoria rica en $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ corre fria (no caliente) i puede ser vuelta a la escoria de Fe O que corre caliente con solo parar el viento. Peters solamente sigue las opiniones de otros, como él mismo siempre lo dice.

Las reacciones de la calcinacion no dan de ninguna manera un punto de apoyo directo i seguro para la esplicacion de un proceso de fundicion rápido, pues no es justo pasar por alto la influencia del tiempo, de la sílice (Si O_2), etc.

La tendencia del horno pirítico (que, sea dicho de paso, en Mount Lyell apenas se conoce) de formar chanchos o cuescos, no proviene de los óxidos, como lo demuestran las chanchos mismos por su composicion. La reduccion por medio del coke en el plan del horno queda desde luego eliminada por el hecho de que el coke ni llega siquiera al nivel de las toberas, por lo ménos no en la forma mas característica de la fundicion pirítica pura o neta. Téngase presente que el punto de vista que reina en estas líneas es el que corresponde al procedimiento de Mount Lyell, donde los minerales son mas típicos que en muchos otros puntos.

Ni siquiera puede comprenderse cómo podria tenerse una atmósfera de reduccion frente a los toberas i una atmósfera oxidante en el resto del horno, por lo ménos en la fundicion ordinaria a eje con un horno de un solo plan de toberas.

El efecto del viento caliente es una disminucion, i nó un aumento de la oxidacion.

A consecuencia del calor entregado del exterior se desarrolla en el interior del horno ménos calor en la cantidad correspondiente, porque el objeto económico final es la formacion de una escoria cuya composicion i cantidad corresponda a las condiciones de calor reinantes. Bajo condiciones dadas, el viento caliente quema naturalmente primero i de preferencia el coke (escepcion hecha de cuando se emplea mui poca cantidad de coke) i solamente despues el Fe i el S. Ademas el aumento de temperatura en el horno que se atribuye al viento caliente es mayor con el coke que con los otros dos combustibles. A la mayor temperatura que corresponda a ciertas condiciones jenerales dadas, el coke impide, pues, la combustion del Fe i del S., podemos decir por dos motivos. El resultado inevitable es que la cantidad de Fe i S. quemados disminuye; que resulta un eje de lei mas baja; la escoria resulta mas pobre en Fe O. i mas rica en Si O₂; i que, en jeneral, el horno se facilita su labor por cuanto se le ayuda desde afuera.

La «posibilidad de tratar cargas en el horno que sean mui altas en azufre» apénas será aplicable. Probablemente en ninguna parte las cargas son mas ricas en azufre que en Mount Lyell i sin embargo hemos tenido, aun con igual cantidad de viento, una mayor concentracion con el viento frio que con el viento caliente!

Mayor temperatura en el horno deberia producirse con aire caliente al juzgar por una analogía con el horno con coke (fundicion ordinaria). Pero esa analogía no existe, pues en el horno pirítico falta la obligacion de ejecutar una labor determinada por el agregado de combustible desde afuera, sino que el horno se contenta con dejar correr la escoria que se forme con mayor facilidad. Por eso hace con aire caliente una escoria de punto de formacion mas bajo que con aire frio como se demuestra mas adelante,

Mayor contenido de la escoria en Si O₂ i por eso ménos flujos necesarios.—Esto se consigue con aire caliente, pero cuando se piensa que una carga mas rica en S. tiene que ser al mismo tiempo mas rica en fierro, se observa desde luego una contradiccion si se quiere preferir un alto contenido de S i O₂ en la escoria en cambio de un contenido mas bajo. El cobre está siempre unido al Fe i al S; es, pues, la oxidacion de estos dos últimos cuerpos lo que enriquece al eje i no la escorificacion de la sílice.

Las muchas ideas emitidas sobre esta cuestion pasan por alto este punto principal en la fundicion pirítica: que el trabajo será tanto mas ventajoso cuanto mas fierro (Fe O) se escorifique, lo cual no es posible sin disminuir el contenido de sílice (Si O₂) en la escoria. En lugar de querer economizar los flujos deberá trabajarse por hacer entrar tanto Fe O en la escoria, como sea posible. Ahora bien, para condiciones de viento dadas, la composicion de la escoria es constante i como un aumento cualquiera de sílice en la carga no cambia su composicion (sino que al fin apagaría el horno) se debe tratar de obtener mayor cantidad de escoria, es decir aumentar su formacion. De esta manera se escorifica mayor cantidad de sílice, pero la escoria misma no se hace mas ácida. Este último resultado no sería sino una prueba de que se emplea demasiado cantidad de coke. La mayor produccion de escoria con igual composicion o análisis solamente puede

conseguirse por medio de un aumento del fierro oxidado, es decir por medio de mayor cantidad de viento. Es realmente raro que esta cuestion haya podido ser tan mal interpretada que, por ejemplo, Peters (quien solamente se considera como repetidor de opiniones de otros) ha sentado una especie de corolario que «una escoria-ácido es señal siempre de una alta concentracion i una escoria básica es señal de una concentracion baja», siendo que la realidad es todo lo contrario. Pero hai en esto muchas otras consideraciones i hechos, como ser, por ejemplo, el hecho de que, en casos en que los sulfuros aparece en pequeña cantidad, generalmente las escorias resultan ácidas i la concentracion es alta, etc. No es difícil, sin embargo, comprender que la concentracion sería aun *mas alta* i la escoria *mas básica* si se oxidase aun *mas fierro*, lo cual podría conseguirse en muchos de esos casos simplemente por una disminucion del coke, pues sin duda alguna se emplea siempre demasiado de este combustible.

Ménos Flujos.—Con la fundicion pirítica en realidad no hai sinó un «flujo» que es la cal. Para provocar la oxidacion del fierro se deberia, sin embargo, reducir el empleo de este flujo, de todas maneras al mínimo posible.

El punto de vista de que el aumento de la sílice en la escoria provocado por el viento caliente, acarree una economía de cal, aunque exacto, no representa, sin embargo, nada de especial importancia para la práctica, sino en el caso de una fundicion de la llamada parcialmente pirítica llevada a un extremo. En la marcha netamente pirítica el aumento de sílice en la escoria representa siempre una disminucion del óxido de fierro (Fe O), i por lo tanto, un aumento de cal, de manera que la esperada economía de este último material resulta justamente al revés.

De una economía del flujo Fe O en la escoria no se puede por otro lado tratar jamas, escepcion hecha nuevamente de los casos extremos de fundicion «parcialmente» pirítica, porque el impedir que se forme el Fe O es, en la fundicion netamente pirítica, siempre un despilfarro relativo.

Influencia del aire caliente.—Tambien lo contrario de las observaciones respecto a la diferencia de marcha entre el invierno i el verano; ha sido sostenido i demostrado. Observaciones propias no tengo desgraciadamente.

Presion de viento baja.—Esta idea no puede ya sostenerse i es anticuada.—Aún mas, en jeneral, Peters, no estará ya inclinado a sostener sus antiguas ideas, pues las ha cambiado con el tiempo, según lo sé por él mismo, muchísimo.

El *proceso mas antiguo de Austin*, con carga en columnas separadas no ha sido, escepcion de las pruebas no concluyentes hechas por él mismo en Toston, nunca ni en ninguna parte probado, i todo lo que aparece en la literatura sobre este sistema, se hace únicamente sobre esas esperiencias i ensayos que no fueron sinó mediocres. La carga en columnas no fué otra cosa que un fantasma importado a Estados Unidos, i fuera del corto tiempo en que Austin en persona se ocupó en Toston con este procedimiento, no ha sido recomendado prácticamente por nadie, ni aun por el mismo Austin por motivos desconocidos puesto que no pudo conseguir hacer nada permanente con ese sistema. Es de temer que el *horno de patente* daba demasiado que hacer con la carga en columnas separadas.

Este horno nunca salió del estado en que lo dió a conocer el pliego de espli-

caciones de la patente, es decir del estado del croquis, excepcion hecha del caso que se cita mas adelante. Austin mismo nunca lo hizo construir. Ningun metalúrgista entre las relaciones de Austin tuvo jamas el valor de probar ese tipo de horno único. Solamente en Allah-Verdi en Transcaucasia algunos franceses tuvieron el valor de hacerlo, pero perdieron este valor a los pocos minutos de haber encendido el horno!

Consistencia aglutinante de la carga.—Este inconveniente habria sido aumentado considerablemente con el tubo central por enfriamiento del vapor de azufre en un punto mui molesto del horno.

Oxidacion momentánea de los sulfuros.—Esto i todos los argumentos del modo de obrar de ese horno puramente hipotético ha sido solamente el modo de ver individual de Austin.

Las dificultades de Austin cuya naturaleza se ha indicado i que no hai objeto de detallar mas, fueron ocasionadas por cierta falta de experiencia metalúrgica como asimismo, en parte a la pobreza de la sociedad que lo habilitaba, insuficiencia de los aparatos, etc. Las dificultades citadas no debieron haber aparecido bajo una direccion i manos diestras, i es una lástima que la literatura haya aceptado con tanto empeño los resultados i deducciones fundadas con demasiada lijereza. Como testigo ocular i como uno de los primeros que tuvieron que informar i estar en contacto directo con las características del método, tal como se practicaba, tuve ocasion de admirarme de varias cosas que no provenian sino de falta de sistema, pero que aparecian i se consideraban como definitivas. Así, por ejemplo, el $Fe_3 O_4$ ocasionaba inconvenientes solamente por el hecho de que se empleaba demasiado viento, i a veces el cuerpo de la carga estaba casi apagado mientras en la parte superior se estaba formando escoria.

Nunca he sabido que el pequeño horno de Toston haya pasado 200 toneladas al dia especialmente «sin que el grado de concentracion fuera influenciado desfavorablemente». Tampoco la fundicion sin coke fué nunca mayor que por espacio de unas pocas horas.

Reduccion.—No tiene nada que ver con un tratamiento metalúrgico lento, aquí no tiene tampoco el significado de desoxidacion sinó que representa la palabra popular para la fundicion o beneficio en jeneral. La lengua inglesa deja algo que desear etimológicamente en su exactitud de las variaciones técnicas.

Las ideas de Lanz son siempre interesantes aun cuando con frecuencia parecen basarse en una práctica no mui variada que no le ha permitido obtener un campo de vista mas ancho. La gran falta de algunos técnicos americanos es que escriben por puro entusiasmo, i el inconveniente de los europeos es que toman como buena moneda lo que de esa manera ha sido escrito.

La repeticion del eje o su repaso al estado casi fundido es imposible que provoque un enriquecimiento si no se aumenta al mismo tiempo la cantidad de viento. Porque las condiciones que reinan en el horno bajo un manejo racional (lo cual elimina la posibilidad de estar pasando un exceso grande de viento) deben considerarse como si estuviesen en todo sentido dando su máximo de efecto—es decir que en la marcha normal no exista oxígeno que pudiese oxidar, i por lo tanto, enriquecer el eje. La idea no es técnica.

Es cierto que en las esperiencias de Austin resultaron siempre escorias mas ácidas de lo que era necesario, pero eso nada tenia que ver con la carga en columnas, sinó que provenia del desconocimiento de las capacidades de un procedimiento nuevo; principalmente provenia esto del empleo de demasiado coke.

Las ideas aquí enunciadas i muchas otras se relacionan demasiado con la práctica comun de la fundicion con coke, i sin embargo, lo que se sabe de esta fundicion no puede aplicarse sin mas, a la fundicion pirítica. Esta última debe compararse i estudiarse mas bien bajo el punto de vista de la bessemerizacion del cobre, i solamente así puede obtenerse un cuadro claro aun de las condiciones mecánicas del procedimiento, i mucho mas de las condiciones químicas.

La columna de fundicion debe mantenerse tan alta como sea posible sin que el horno se cierre en la parte superior. En Mount Lyell la columna de carga llega a 12 i 13 piés desde las toberas hasta la superficie i se preferiria allá hacerla aun 4 a 5 piés mas alta si los hornos lo permitiesen. Se proyecta hacerlos mas altos.

Presion baja.—Es un error. En jeneral rijen para el procedimiento los mismos elementos fundamentales que para la conversion de ejes en convertidores, i miéntras mas se acerquen a las condiciones reinantes en esta última operacion, tanto mas racional se hace la marcha.

El empleo de ventiladores de paletas o centrifugales en lugar de ventiladores de presion o de émbolos no se ha introducido, por mui buenos motivos, nunca en la práctica, pues es necesario en primer lugar vencer la resistencia en el horno para lo cual la primera clase de ventiladores no alcanza si la carga tiene una altura conveniente. I esta altura es indispensable para sacar el mayor provecho del aire insuflado i seria una falsa especulacion el mantener la columna baja por motivo de los ventiladores poco poderosos.

Paredes del horno de ladrillo.—Idea de Lanz que en la práctica ha dado solamente mediocres resultados i que ya por la comodidad de la construccion de los hornos, con una marcha rápida no encontrará muchos imitadores.

Formacion de chanchos.—Puede aparecer por separacion de fierro metálico en la fundicion parcialmente pirítica principalmente segun parece cuando se emplea exceso de coke, cuando la descomposicion del Fe S_2 es acarreada hasta Fe , Fe S (antiguamente considerado $\text{Fe}_2 \text{S}$) i otros compuestos del fierro bajos en azufre (Dacota). Bajo esas condiciones resulta una separacion de fierro metálico.

Pérdida de plata.—Probablemente los planteles americanos obtienen en jeneral un eje mas rico en plata, lo cual seria una esplicacion.

La idea de que en la fundicion pirítica la oxidacion sea semejante a la que tiene lugar en la calcinacion, induce a muchos errores i nunca conducirá a deducciones exactas. Al contrario, en la fundicion pirítica la marcha de la oscilacion es bien igual a la que tiene lugar en el convertidor, no solamente bajo el punto de vista químico sino que tambien bajo el punto de vista mecánico i físico. Debe considerarse la zona de combustion del horno como compuesta de numerosas peras de Bessemer (numerosos convertidores pequeños) cuyas paredes consisten del tejido formado por los trozos de la sílice (Si O_2) existente, por entre los cuales corre hácia abajo el sulfuro de fierro que reacciona con el aire que va subiendo i

es oxidado parcialmente, después de lo cual se combina inmediatamente con las paredes de los espacios vacíos (es decir la Si O_2) i forma la escoria.

La parte del sulfuro que escapa por su rapidez de caída a la acción del viento o que queda intacto porque el viento no es suficiente para oxidarlo, forma el eje. Este es todo el secreto de la manera cómo funciona el horno en la fundición pirítica. Probablemente el combustible agregado, el coque, no llega hasta la zona en que empieza esta verdadera conversión (salvo un empleo grande de ese combustible), puesto que impediría la oxidación del fierro i del azufre en cantidad proporcional.

En la fundición pirítica pura el coque debe servir principalmente para recalear el sulfuro de fierro i la sílice, i en los casos mas netos de esta fundición i cuando no se la daña con un exceso de coque, creo yo que el coque es quemado simplemente a costa del ácido sulfuroso (S. O_2) que sube del foco de combustión del horno situado mas abajo, i no por el aire, pues éste falta en realidad al nivel correspondiente.

Este modo de ver proviene de las observaciones de Mount Lyell i se pueden (como se hará mas adelante) generalizar fácilmente a otras particularidades del procedimiento. Con este sistema se hace mas fácil i espedita la explicación de los hechos que con la tendencia de querer compararlos con los que tienen lugar en la fundición con coque.

Nuestras toberas siempre están oscuras, i podemos siempre atravesar una barra de fierro por todo el horno de un lado al otro sin ver fuego. La idea de que las toberas debén estar siempre claras proviene de la fundición ordinaria i no conduce sino a un gasto exajerado de coque influenciando desfavorablemente los principios de la fundición pirítica. Las toberas deben mantenerse naturalmente limpias, es decir, abiertas, i esto se consigue quitándole los empegos de escoria con una barra de acero que se introduce en ellas. Si con eso se forman narices, eso no es sino de ventaja para introducir el viento al centro del horno.

El aire frio hace que se eleve mas la zona de fusión, o mejor dicho, la zona de formación de escoria (porque una parte de la carga, el sulfuro de fierro se funde mucho ántes) que el aire caliente; esto se hace aun mas sensible por cuanto el aire frio tiene que ser mas abundante o de mayor presión para obtener el mismo o un correspondiente calor i estos factores tambien hacen subir mas la zona de fusión. La consecuencia parece ser un efecto de aumento de la concentración del eje, como si se ofreciese a la acción del viento una columna mas grande, es decir, una mayor superficie de acción. El aire frio necesita mas tiempo que el aire caliente para producir una cantidad dada de calor, lo cual solo puede obtenerse por una mayor cantidad de fierro i azufre i coque quemado que justamente no puede ofrecerse sino con una columna mas larga. El tiempo, por otra parte, se disminuye por la mayor velocidad de la fundición, pero las otras condiciones prevalecen i el resultado final es una mayor oxidación i mayor cantidad de escorias formadas, como asimismo un eje mas rico que con aire caliente.

La consecuencia es una escoria mas rica en Fe. O. , i por lo tanto, mas básica. Estas observaciones, junto con las anteriores, dan la explicación del hecho que

el viento frío dé, en jeneral, una mayor concentracion del eje que el aire caliente. Pero las ventajas de uno sobre el otro no pueden sentarse de una manera positiva por cuanto las condiciones varian demasiado en las diversas ramas i grados de la fundicion pirítica. Debe espermentarse en cada caso lo que sea mas adecuado. En jeneral, es claro únicamente que el viento caliente con cargas silicatadas i pobres en $Fe S_2$ i que, por lo tanto, necesitan relativamente mucho coque, *puede ser* mas ventajoso económicamente (a pesar del costo extra de calentarlo), que en los casos de mui poco empleo del coque o sea la fundicion pirítica pura, donde mas bien daña que ayuda al objeto final.

Estas ideas i deducciones corresponden exactamente a la manera de obrar del viento caliente tal como la aceptan las verdaderas autoridades en metalurjia en términos jenerales —pero a muchos de los colegas americanos que han tratado este punto, no siempre les son conocidos estos resultados. Se puede considerar como cosa segura que en la fundicion pirítica pura es mucho mas racional aumentar la capacidad de los ventiladores para provocar la combustion del Fe i S , que calentar el viento que empieza por quemar con mas facilidad en primer lugar el coque i que solamente puede resultar mas económico por las razones de orden secundario o condiciones especiales.

En condiciones jenerales que relativamente queden invariables la *prolongacion del horno* en longitud no tiene influencia sobre el grado de oxidacion que se alcanza, solamente aumenta el tonelaje fundido proporcionalmente al aumento de largo. Lo mismo puede decirse de los toberas, pues, las 8 toberas mas corresponden a los $3.1/2$ piés de mayor largo del horno.

La fuerza oxidante del horno tiene que quedar igual para cada tobera, para una cantidad dada de aire, i no puede sobrepasar la cantidad que las condiciones jenerales exigen una vez por todas. Sin aumentar al mismo tiempo la cantidad de aire relativa, una prolongacion del horno no puede aumentar el grado de concentracion.

Un aumento de 2 piés en el ancho del horno no tuvo consecuencias dignas de notarse. Miéntas se trabajó con poco viento a veces *parecia* que el horno fuese mui ancho i quizas habríamos preferido uno de 40, o aun 36 pulgadas. Pero desde que se emplea mayor viento no se ha vuelto a pensar en ello.

En términos jenerales, sin embargo la manera cómo obra el horno pirítico, indica que debe ser en la zona de las toberas, mas bien estrecho que ancho, pero que en la zona que sigue a las toberas, el verdadero foco i lo siguiente hácia arriba, debe ser ancho para tener un tonelaje i capacidad deseable.

La contraccion en el volúmen de las sustancias que componen la carga i que van bajando, comparado con el volúmen primitivo de la carga, es mui considerable i esta diferencia es mucho mayor que en la fundicion ordinaria. Todo indica que es lójico deducir que el horno debe tener en la zona de las toberas una pronunciada cintura.

Felizmente la actividad del horno mismo produce ella misma la forma deseada de las paredes i hace que quede, en el punto necesario debajo del foco i a lo largo del eje central, un canal o hendidura abierta por el cual los productos fundidos pueden caer verticalmente i pasar al crisol.

A ámbos lados del canal se forman depósitos de una masa muerta i porosa que consiste principalmente de trozos de sílice i que sirve de base para la carga superior que se encuentra en actividad. La forma de este depósito corresponde completamente a la curva combada que describe el viento entrando primero al centro i volviéndose de ahí a las paredes del horno al elevarse en éste, tal como se considera segun los principios bien conocidos que sirven de base a los diversos proyectos de hornos. Anteriormente en Mount Lyell al apagar los hornos era mui visible la forma de este depósito cuyas líneas jenerales corresponden al cróquis hecho por Freeceland.

Consistia el depósito solamente de trozos de sílice (Si O_2) i escoria, nunca eran constituidos por $\text{Fe}_2 \text{O}_3$ ni $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ ni de ejes. Desde la marcha mas forzada estas líneas al parar los hornos, no aparecen ya, aunque durante la marcha estas demarcaciones tienen que existir, pues son las líneas de contacto entre las partes activas i aquellas relativamente muertas del horno.

En la fundicion pirítica se acentúa mucho, por la falta de coke, la diferencia entre las partes activas i las muertas del horno, de tal manera que las líneas correspondientes se forman realmente, por decirlo así, durante la marcha.

El aire que entra al horno, aunque venga calentado, no puede, dentro de las condiciones jenerales, sino tener una influencia refrescante que provoca la formacion de incrustaciones i las mantiene una vez formadas. En la fundicion pirítica, ademas, es seguro que el aire se desparrama mucho mas que en la fundicion ordinaria en que se topa con una carga porosa i mas activa.

Solo en el centro del horno, donde se juntan los diversos chorros de viento, i éste existe por lo tanto en mayor cantidad, puede tener lugar la combustion i la formacion de escorias. Por ese motivo, esta parte del horno queda libre como asi mismo todo lo que sigue hácia arriba, por la cual viene bajando la carga con una velocidad correspondiente a la velocidad con que se funde la carga en el foco i se desprenden los gases que pueda haber en el mineral.

En el canal o hendidura libre ántes citado, la contraccion de la carga proviene de que gran parte del fierro del sulfuro de fierro que viene de arriba fundido i sobrecalentado i descomponiéndose (no indispensablemente por oxidacion), se combina con la sílice formando la escoria i produciendo un cambio de volúmen, porque la escoria resultante tiene ménos volúmen que la suma de la sílice, la cal i el sulfuro de fierro de donde toma su oríjen.

Al lado de este producto líquido que cae rápidamente nace el ácido sulfuroso (S O_2) con una tendencia de expansion extraordinaria, casi explosiva, ocasionada por la alta temperatura reinante en esa zona. Los productos que bajan fundidos, ocupan, pues, un volúmen mucho menor que los cuerpos que los han orijinado, situado mas arriba del foco de oxidacion; en cambio los productos que suben, si bien solamente compuestos de gases, ocupan un espacio que va aumentando progresivamente.

Los primeros caen por la parte central del horno hasta cierto punto estrechados i se escapan instantáneamente despues de su formacion, a la accion del viento. Los últimos pasan hácia arriba dilatándose en todo sentido i entregan su calor a la carga que viene bajando. Mientras su calor es suficientemente alto,

orijnan la ya citada descomposicion de los sulfuros de fierro que se avanzan i adelantan mucho por entre los intersticios de las sustancias ménos fusibles de-
jándolas mui atras.

«*La altura de la columna de fundicion*» sobre las toberas es, término medio, de 12 pies, los gases escapan por una ranura de la pared longitudinal posterior de modo que la carga en esa orilla no puede elevarse mas allá del borde inferior de ese canal (mas o ménos 11 piés), mientras que la carga en la pared delantera se levanta hasta casi el borde del canto del horno o sean uno 13 piés sobre las toberas. Esta forma inclinada de la superficie de la carga no tiene ninguna desventaja que pueda notarse.

Como se ha dicho, los hornos no tienen la altura que se necesita i por eso se trata de aprovechar la altura existente cuanto sea posible.

Cada horno tiene actualmente a su disposicion dos ventiladores Root i jeneralmente hai 4 hornos en marcha (en el nuevo plantel). La cantidad pasada diariamente es de 291 tons. de mineral igual a 321 tons. de carga con lei, igual a 387 tons. de carga total, exclusive coke, incluyendo todos los accidentes de la marcha, etc.

El «*grado de concentracion*» lo relacionamos siempre al mineral o a la carga con lei. Como ya se indicó, el número de 724 tons. es un simple error.

Los «*análisis*» con 60,9 i 63,7 % de Si O₂ i otros corresponden a los productos comprados en esa época en la vecindad i pertenecen solamente a los minerales *silicatados*. El mineral de Mount Lyell parece haber sido olvidado. Las 27 onzas de plata son un error de imprenta, debe ser 2,7 onzas.

El mineral «*típico*» que indica es solamente uno de los ácidos. El mineral principal, la pirita, no es citado en el artículo a pesar de su mucho mayor importancia.

El «*gasto de coke*» indicado en el artículo, ha sido mui favorablemente modificado posteriormente. En cuanto a la accion del coke, en realidad nunca se ha notado que baje hasta el nivel de las toberas salvo con un empleo de coke que ya se acerca mucho a la fundicion ordinaria. El uso de colocar o cargar el coke cerca de las paredes del horno, correspondia a esta idea antigua i desde hace mucho tiempo no se toma con tanta exactitud.

La «*composicion de la escoria*» es actualmente distinta, como lo veremos mas adelante.

La «*mayor capacidad del horno*» fué, en primer lugar, causada por el hecho de *haber tenido* que aumentar el viento para poder mantener caliente el horno con aire frio, i no es una consecuencia directa de la fundicion pirítica «pura». La eliminacion del coke o del aire caliente no fué la causa del aumento de capacidad.

Mui de lamentar es el hecho de que en la literatura no hayan sido aceptados i usados términos exactos que definan la fundicion pirítica, de modo que con frecuencia quedan agrupados en una misma categoría procedimientos en que la oxidacion de los sulfuros no tiene sino un papel mui secundario con aquellos en que esta oxidacion es el punto principal.

En ingles hai actualmente la tendencia de precisar bien los diversos métodos de fundicion que por su esencia misma diverjen considerablemente unos de

otros. Así el nombre de Pyrite Smelting se emplea para el caso en que la pirita es el principal i casi único combustible. En los casos en que esto no es tan notable se usa el nombre de Partial Pyrite Smelting, i en los casos en que los sulfuros son quemados solo en mui pequeña cantidad, se emplea el nombre indicado por Percy tomando la forma de adjetivo: Pyritic Smelting. Pero aun así estos términos no son suficientemente claros para el empleo jeneral del idioma.

El proceso descrito por Reybold es, pues, solamente una fundicion del segundo caso, es decir, fundicion semipirítica no mui marcada, pues un empleo de 10% de coke se acerca mucho ya a la fundicion ordinaria, o sea, la 3.^a clase. Que la oxidacion de los sulfuros no es mucha, lo demuestra ya la escoria con su corto contenido de Fe O.

El estudio de Reybold tiene el principal defecto de que pasa por alto por completo los análisis de los gases, i sin embargo, esa es la única base científica de los estudios i deducciones termo químicas. La manera cómo determina la cantidad de viento es rara i forzada; podria mas bien i mas exactamente determinarse por medio del rendimiento del ventilador préviamente determinado i aun de los gases. Hai, asimismo, otros datos que no están exentos de contradiccion. La idea de que puede considerarse los ejes como de la composicion indicada por la fórmula $a\text{Fe S}_2 + b\text{Cu S}_2$ da para su composicion los datos siguientes, harto inverosímiles: 41.07% de Fe, 5.50% de cobre, 52.43% de azufre, 1.00% de sílice, es decir, un producto con tanto azufre como las mas puras piritas, lo que difícilmente puede considerarse como un eje en el sentido metalúrgico. Además, la idea de que el coke sea quemado en la fundicion ordinaria, principalmente a CO, en casi igual proporcion a lo que pasa en los altos hornos de fierro, es seguramente inexacta. Por último, los calores de descomposicion del Fe S_2 como asimismo del Fe S que acepta, parecen haber sido olvidados, un olvido ante el cual aparece como exajerada exactitud la consideracion del calor necesario para descomponer el agua introducida en el viento (sin tomar en cuenta su recomposicion posterior). El balance del calor no es, pues, bien digno de fé, por interesantes que sean las demas consideraciones. I aun en el mejor caso todo eso será aplicable únicamente al caso tratado de una fundicion semipirítica i seria mucha osadía querer sacar de aquí deducciones que fuesen aplicables a la fundicion pirítica en sus formas mas puras.

(Continuará).



Mejoras Recientes en Anaconda (1)

En el tomo 84, página 202, de 1902, se encontrará una descripcion de la instalacion de la indicada compañía, que acababa de completarse, i que representaba la práctica mas adelantada en esa época. La instalacion ha quedado, en

(1) Del *Mining and Scientific Press*.

lo jeneral, mas o ménos como se construyó entónces, pero los hornos, tanto los de soplete como los de reverbero, han sido agrandados, con el objeto de aumentar considerablemente su produccion.

Hace tres años se hizo cargo del establecimiento el señor E. P. Mathewson, sobre quien recayó la tarea de mejorar el plantel hasta llegar a su estado actual. Esto lo efectuó tomando medidas para mejorar la administracion en el conjunto de los trabajos de los distintos departamentos.

Entónces se suscitó el problema de agrandar los hornos i así operar con mas economía. Los hornos de reverbero, productores de eje, fueron los primeros que entraron en estudio; eran ya los mas grandes que existian, pues el plan del horno tenia 20 por 50 piés. Fundian 105 toneladas diarias con un consumo de 27% de carbon. Con este fin uno de los hornos se hizo alargar a 65 piés, i en vista del éxito obtenido, se alargó a 85 piés, i finalmente, a 102 piés, como largo del plan. La anchura, sin embargo, no se aumentó por motivo del golpe de peso debido a la anchura de la bóveda. Con el resultado obtenido, se gastaron mas de \$ 120,000 en cambiar los 14 hornos (cada uno de 20 por 50 piés) por 7 largos, cada uno de 19 piés de ancho por un largo que variaba de 102 a 117 piés. Esto se efectuó uniendo dos hornos con el espacio intermedio para formar un solo horno largo, de modo que los siete grandes hornos tuvieron un área una cuarta parte mayor que los 14 hornos primitivos. Como resultado de estos cambios, cada uno de los grandes hornos funde ahora 275 toneladas diarias, con un consumo solo de 21% de carbon, habiéndose reducido este ítem a un costo de \$ 1 por tonelada de mineral. Los fogones tienen 7 por 16 piés de tamaño, para poder quemar la gran cantidad de carbon, unas 56 toneladas por horno diariamente.

En seguida entraron en estudio los hornos de soplete, que eran siete, cada uno 15 piés de largo por 56 pulgadas de ancho, con una capacidad de 420 toneladas cada uno por dia. Los cambios efectuados en los hornos de reverbero, debian naturalmente sujerir la misma idea de convertir dos hornos en uno solo, pero se presentaba la duda de sí un horno tan largo como seria el de 51 piés daria buen resultado, como tambien si en caso de algun entorpecimiento no causaria esto una disminucion en el rendimiento, que anularia las ventajas que se obtendrian por otra parte. Para cerciorarse de esto, ante todo, era necesario averiguar si una chaqueta que necesitara compostura podia ser removida de un horno que fundia sin parar la fundicion. Por fortuna la escoria forma una costra en contacto con la chaqueta la que sirve de escudo contra el fuego, de modo que el esperimento dió buen resultado. En seguida era necesario averiguar si una parte del plan del horno podia limpiarse sin parar la fundicion. Conseguido esto, se decidió hacer el cambio. El espacio entre dos hornos se unió por un puente, las chaquetas se colocaron, agregándose los lados de arriba i las puertas de carga; completado esto se efectuó el cambio en un horno grande, removiendo las chaquetas de las cabezas. De este modo, con poca interrupcion se llegó a tener un nuevo horno que comprendia el espacio intermedio de 21 piés, entre dos hornos unidos a los dos hornos primitivos de 15 piés, lo que forma 51 piés en todo. Se usa una fuerte presion de aire como de 40 oz. por pulgada cuadrada,

i el nuevo horno funde 1,600 toneladas por día, con un máximo por horno de 1,850 toneladas diarias. (1)

Con un aumento en la carga igual a 3,8 veces, la superficie de chaqueta solo ha aumentado 2.4 veces, de manera que proporcionalmente se necesita menos agua para la chaqueta. Además podemos comparar los grandes hornos a tres de los más chicos en los cuales se han suprimido cuatro de las seis cabezas de éstos. Ahora bien, como las cabezas dan lugar a muchos callos, la mejora en este respecto es evidente.

Además los callos pueden remediarse más fácilmente, ya sea estrayéndolos o fundiéndolos en los lados largos del horno. El horno grande ha conservado los dos crisoles que correspondían a los dos hornos más pequeños, los cuales tienen 16 pies de diámetro por 5 pies de alto. El mayor chorro que pasa por estos crisoles los mantiene calientes i en buena condición, i no ha entorpecido la separación satisfactoria del eje i de la escoria.

Cuando se desea cambiar un crisol, se puede efectuar tapando la salida del chorro del horno, i obligándolo a correr por el otro crisol mientras se efectúa el cambio. La parte del medio del horno, como ya se ha indicado, tiene un puente al nivel del plan del horno que se enfría con agua para evitar la acción corrosiva de la escoria.

En esta parte del horno, para impedir esta acción se puede usar una escoria más silicosa, mientras que a las cabezas se puede usar una escoria corriente. También si un callo en una punta del horno necesita del efecto fundente de una escoria más básica se pueden usar cargas de esa naturaleza. Prácticamente la vida de estos hornos tiene una duración indefinida, solo se termina cuando se ha acabado el mineral.

Es costumbre en el ingenio de Anaconda, harnear todo el mineral de primera clase por $\frac{3}{8}$ pulgada; de lo fino se hacen adobitos junto con todo el polvo de las chimeneas del establecimiento i de las turbias que se depositan en los pozos, este último producto tiene una ley de 2.5 a 5% de cobre. De estos productos se hacen adobitos, siendo amasados i pasando la masa a través de una máquina de tornillo para fabricar ladrillos i a razón de 840 toneladas diarias.

No se preocupan de secar estos adobitos; se cargan al horno en su condición plástica. Tan bien está arreglado este sistema que no entra obra de mano en la operación. Hai una hilera de 36 tolvas, cada una capaz de contener 2,000 libras de adobitos. Dieciocho de éstas se pueden correr en un tren de 18 carros.

Estas tolvas tienen puertas con visagras para descargarse por abajo, i todas o cualquier número de ellas, pueden dejarse caer, moviendo una palanca. Así que cuando los carros han sido colocados debajo, pueden cargarse por un solo movimiento.

En la antigua práctica de esta parte de la instalación se necesitaban ocho hombres para preparar i secar 100 a 125 toneladas de adobitos. Ahora con la misma jente se pueden operar 840 toneladas al día.

(1) Estimando la producción de cobre de Chile en 30,000 toneladas al año, i calculando la ley del mineral fundido como de 8%, término medio, se llega a la cifra de 1,000 toneladas diarias como producto total de minerales de cobre explotados en el país.

Los capitales chilenos en Bolivia i el mercado de estaño

I

Chile no figura en el mercado del mundo como productor de estaño; pero ocupa honroso puesto nuestra vecina, la República de Bolivia. Sin embargo, el problema del mercado de estaño tiene especial interes para nuestro pais, porque el puerto de Antofagasta es la salida natural i obligada de la produccion boliviana i porque son capitales chilenos i Sociedades, cuyos Directorios están radicados en Chile, los que han ido a dar últimamente vigoroso impulso a la industria estanífera en Bolivia.

Es curioso el fenómeno que está ocurriendo en Chile: los capitalistas, como si en el pais ya no hubiera base para negocios mineros reproductivos, han ido a buscarlos en Bolivia, cuyo territorio, rico i privilegiado por la naturaleza, tiene no obstante en mucho mayor escala, el mismo grave inconveniente, que desde hace tan largo tiempo tiene postrada a la minería en el nuestro: la falta de medios de transporte en las rejiones mas importantes. En Bolivia, el acarreo es el primer problema que debe plantear toda negociacion seria i honrada.

La fiebre que, bajo la forma de Sociedades, viene desde hace dos años, mas o ménos, convulsionando el organismo entero del pais, tiende a estenderse i ha desbordado hácia la vecina República. Los datos que tenemos sobre las Sociedades formadas en Chile durante estos últimos tiempos, para ir a acometer negocios en Bolivia, hacen subir a cerca de DOS MILLONES DE LIBRAS ESTERLINAS el auxilio que nuestros vecinos han recibido o esperan de nuestro pais.

Hasta hace poco, nadie en Chile habria pensado que el campo minero fuese estrecho para nuestra iniciativa i para los capitales, nacionales i extranjeros. Mui por el contrario, hablábamos largo i recio pregonando nuestra riqueza i señalando, como la principal causa de nuestra decadencia, la falta de capitales. Los capitales aparecieron de la noche a la mañana i han empezado a emigrar....

¿A qué se debe este estraño fenómeno? ¿Acaso la minería del pais no ofrece segura i crecida remuneracion a los capitales, i por esta causa éstos salen a tentar mejor suerte a territorio extranjero? ¿Serán tan grandes las espectativas de los negocios mineros en Bolivia, que la falta de brazos, el clima inhospitalario i la carencia casi absoluta de medios de acarreo no arredre a nuestros capitalistas?

La Sociedad Nacional de Minería, que con tanto celo como oportunidad, ha venido abogando por los intereses mineros, indicando a los poderes públicos las medidas que necesariamente propenderian al fomento de la industria, nos ha dicho invariablemente: Chile es un pais minero por excelencia i sus riquezas solo esperan capitales, brazos, ferrocarriles para desenvolverse.

Sin embargo, apartamos los ojos de lo que tenemos al alcance de la mano i nos lanzamos a lo desconocido, olvidando que en Bolivia, fuera de cierta zona, el desenvolvimiento de todo negocio minero, por rico i portentoso que sea, debe sentirse impedido por estos dos grandes inconvenientes que obstaculizan todo progreso material: falta de brazos i carencia de medios de transporte. I en muchos casos, sobre todo en empresas estaníferas, el inconveniente de la falta de agua prima sobre aquellos.

No queremos individualizar i de aquí que omitamos dar mayor latitud a nuestras observaciones, señalando casos especiales para comprobarlas. Pero nos bastará citar un solo caso, para dejar establecido que, hoi por hoi, la tendencia de impulsar negocios en Bolivia, es lisa i llanamente un enjendro de la fiebre de especulacion, que será de desastrosos resultados para nuestros capitalistas i de funestas consecuencias para nuestra industria minera, ya que los negocios en Bolivia privan al pais de los capitales que podrian dedicársele.

Las sociedades mineras formadas para acometer negocios en Chile, apénas si representan una tercera parte del capital comprometido en negocios de estaño en Bolivia.

Hace poco se lanzó al público un negocio que comprendia una enorme estension de territorio boliviano. Abarcaba los negocios mas variados: se trataba de una empresa agrícola i minera, al mismo tiempo, i como negocio minero, estendia sus operaciones a la explotacion i beneficio de estaño, plata, bismuto i creemos que algunas otras sustancias mas.

Por supuesto, se trataba de la formacion de una Sociedad, con crecido capital, en libras esterlinas, i el público se arrebató las acciones. El negocio se hizo. Pasaron algunos dias, vino la reflexion i los accionistas han empezado a preguntarse:

—¿Dentro de cuánto tiempo entrará la nueva Sociedad a producir?

—Cuando haya ferrocarril.

—¿I cuándo habrá ferrocarril?

—Dentro de algunos años.

Pero, cuando llegue ese dia ¿habrá brazos disponibles i personal idóneo para dirigir e impulsar negocios tan diversos i complicados como los agrícolas i los mineros mencionados, diseminados en una gran estension de territorio?

Nosotros tenemos grandes defectos de raza i por añadidura somos soñadores, imaginativos (tomando este calificativo por oposicion a prácticos) i en seguida somos especuladores, importando poco a la jeneralidad, el negocio o industria mismos, sino el alza, real o ficticia, inmediata, en el valor del papel, aunque despues venga la «débacle».

Miéntas habia escasez de capitales en el pais, lamentábamos nuestra pobreza i nos echábamos a los cuatro vientos contando prodijios de la riqueza de nuestros yacimientos, con el objeto de atraer capitales. Durante largo tiempo imitamos al dragon de la fábula, que velaba sobre los tesoros que era incapaz de gozar.

El capital llegó cuando ménos lo esperábamos, casi sorpresivamente, i salvo

algunas escepciones, lo hemos derrochado. I no nos hemos contentado con esto, sino que hemos salvado los límites del propio territorio para ir al estraño a dar testimonio de nuestra imprevisión i de nuestra prodigalidad en negocios, que aun aceptados como buenos, incondicionalmente buenos, en cuanto a su riqueza minera, están maleados por su base, comercialmente hablando.

Digámoslo una vez por todas: salvo cortas escepciones, los negocios mineros en Bolivia ofrecen actualmente al capital chileno ménos espectativas que los innumerables negocios del país, porque éstos están mas favorecidos que aquéllos por los recursos naturales del suelo, por el clima, por los medios de trasporte i por la base comercial de los negocios mismos.—El estaño—sea por ser quien es o por la distancia a que se encuentra—parece que se presta para formar sociedades por crecido capital en libras esterlinas.

En Bolivia, de los negocios mineros formados en los últimos tiempos, no hai talvez dos que no hayan sido ofrecidos con anterioridad a capitalistas americanos o europeos i aun chilenos, por la cuarta parte del valor con que se han lanzado al mercado en Chile, i que no tengan por añadidura, como cuestion prévia, que resolver estos problemas:

Primero, hai que colonizar para tener brazos i desarrollar los reconocimientos i explotaciones;

Segundo, hai que resolver en la mayoría de los casos el grave problema del agua; i

Tercero, hai que pensar en la construcción de un ferrocarril, si la producción corresponde a las espectativas i cálculos formados.

II

No ha sido nuestro ánimo entrar a tratar el delicado problema de la emigración de los capitales chilenos hácia Bolivia, hecho que ocurre precisamente en el período crítico de nuestro desenvolvimiento. Ha sido solo una pequeña digresión de la cual podria tomar nota el Directorio de la Sociedad Nacional de Minería, celoso como es de todo lo que atañe a nuestro atraso o progreso industrial. Hemos señalado los defectos de un mal grave. Ojalá la Sociedad averiguara las causas i propusiera los remedios del caso.

Como decíamos al empezar, el mercado del estaño tiene la particularidad de interesarnos, aunque no figuremos como productor de este artículo, porque el estaño tiene su salida obligada por puertos chilenos i el desarrollo que últimamente ha tomado esta industria en Bolivia se debe en gran parte al esfuerzo de capitales chilenos, que cada dia contribuyen a incrementarla mas i mas.

El estaño ha ocupado durante 1905 en la estadística el lugar que se le anunciaba el año pasado, tomando como base las grandes ofertas i demandas. La producción, tanto en los Estrechos como en las Colonias Holandesas ha experimentado un descenso, miéntras que el consumo mundial ha aumentado considerablemente.

La prueba la tenemos en los Estados Unidos. En este pais, mientras las exportaciones han aumentado durante 1905 en unas 4.000 toneladas sobre la cifra de 1904, el stock de este metal, a fines de 1905, ha sido muy inferior al que existia a principios del mismo año. Por eso, no es de extrañar que los valores hayan seguido subiendo i los precios se encuentren ocupando el mas alto nivel que han tenido en los últimos tiempos.

En enero i febrero del año 1888 se llegó al precio de 0,37 dollar la libra, que es el mas alto precio que recordamos. I el año actual el precio ha sobrepasado a aquel, pues hemos tenido la libra a 0,43³ i las expectativas de aumento están, segun el mayor número de probabilidades, enteramente a su favor. Es digno de notarse que el precio del estaño ha sobrepasado al del aluminio i alcanzado al del niquel, dos metales que ordinariamente son muchos mas caros.

A principios del año 1905, el estaño de los Estrechos se vendia a 0, 29 18 dollar la libra, precio que quedó estacionario, hasta mediados del mismo año, mientras las existencias fluctuaban en relacion con los stocks disponibles. En el período mencionado llegó a valer 0,30 la libra. Hacia fines de marzo las transacciones aumentaron considerablemente en Lóndres, i aunque los compradores se resistian al principio a pagar tan alto precio, se vieron obligados al fin a aceptarlos, con el resultado de que a mediados de abril las transacciones se elevaron a 0,31 para el estaño existente i 0,30 para el exigible.

A fines de abril los precios declinaron en Lóndres i las transacciones de Nueva York siguieron igual camino; el precio que se estableció entonces fué de 29,3/4 a 30 centavos la libra para el metal existente i quedó firme o sufriendo muy ligeras modificaciones hasta mediados de junio.

En julio los corredores de comercio londinenses tuvieron conocimiento de que las ventas de Banka iban a ser reducidas i que se establecerian a un precio de 33 centavos libra. La especulacion que continuó durante los meses de agosto i setiembre debilitó temporalmente el mercado i a mediados de octubre los precios habian retrocedido a 32 centavos la libra. Esto tuvo por consecuencia una demanda extraordinaria, acompañada de la respectiva alza en los precios, que alcanzaron a fines de diciembre a 35 centavos libra.

El consumo continuó en proporcion extraordinaria durante el mes de diciembre, i como los cargamentos provenientes del exterior habian disminuido considerablemente, debido al hecho de que no habia estaño entregable en Lóndres i los stocks podian proveerse solamente por los cargamentos de los Estrechos, via Lóndres, el mercado de estaño existente se mantuvo extraordinariamente firme, i pronto llegó a tener premio.

El mercado a fines del año se mantuvo a 36, 36 $\frac{1}{4}$ centavos libra, dependiendo el precio de las entregas.

Damos por vía de ilustracion en seguida un cuadro con los precios que ha tenido el estaño desde el año 1850 hasta 1903, inclusive:

Año	Máxima £	Mínima £	Año	Máxima £	Mínima £	Término medio
1850	85	70	1878	66	52.10	
1851	88	78	1879	96	59	
1852	98	77	1880	101	68	
1853	126	97	1881	110	86	
1854	126	105	1882	113	93	
1855	130	104	1883	99	85	
1856	143	126	1884	87	73	
1857	100	90	1885	97	74	
1858	125	100	1886	103	92	
1859	142	125	1887	167	100	
1860	135	129	1888	170	75	
1861	130	110	1889	110	88	
1862	119	10	1890	104	88	
1863	128	113	1891	94	89	
1864	120	87	1892	103	88	
1865	97	87	1893	95	74	
1866	95	75	1894	74	61	
1867	91	83	1895	69	59	
1868	100	87	1896	61.15	56	
1869	140	108	1897	63.6	58.10	
1870	135	103	1898	84.5	63.5	
1871	151	123	1899	141	106	
1872	160	130	1900	154	125	135
1873	148	114	1901	133	113	125
1874	121	87	1902	135	109	125
1875	96	76	1903	140	118	131
1876	81	70	1904	136	122	130
1877	76	64	1905	166	132	151
			1906	215	160	(algunos meses)

¿Cuál es la esplicacion del alza tan considerable del estaño en los últimos tiempos? A nuestro juicio hai dos causas que la esplican: En primer lugar, la especulación, pues el único mercado de abastecimiento ha sido reducido a Lón-dres; i en segundo, el agotamiento de las existencias i la consiguiente demanda del artículo, que solo pudo ser satisfecha a precios mui subidos.

La estadística de la produccion mundial de estaño en 1905 señaló un decrec-imiento como de 3.000 toneladas, ocurrido principalmente en los depósitos de Banca i en las colonias del Estrecho de Málaga. En este último pais, que abaste-ce cerca del 60% del actual consumo de estaño, el aspecto no es mui halagador habiendo disminuido la produccion a causa de haberse agotado los depósitos mas ricos i fáciles de explotar, i tambien por el alza en el valor de la plata i, en jeneral, por la cuestion monetaria. Se cree que la produccion ha alcanzado su máximum i solamente si se hacen nuevos descubrimientos habrá probabilidades de aumento para 1906.

Esta situacion nos hace preguntar ¿de dónde irá a venir el estaño que el mundo vaya necesitando?

Actualmente Bolivia es el único país que está mostrando un aumento de producción, aumento que en 1905 no fué muy grande.

La producción total del mundo se calcula para 1906, como sigue, en estaño fino:

Los Estrechos.....	60.000 toneladas
Inglaterra.....	5.000 »
Australia.....	4.500 »
Bolivia.....	13.000 »
	82.500 toneladas

Para Bolivia dividen la producción en barrilla de 65—70 % de ley, en quintales españoles, como sigue:

Compañía Huanuni.....	4.000 quintales españoles al mes
San José de Oruro.....	250 » » » »
Perry i Duncan.....	5.000 » » » »
Avicaya.....	2.000 » » » »
Compañía Minera Uncía....	1.600 » » » »
Patiño (Uncía).....	4.000 » » » »
Llallagua.....	2.000 » » » »
Chorlague (Potosí).....	3.500 » » » »
Potosí (varios).....	6.000 » » » »
Monte Blanco.....	400 » » » »
Huayna Potosí.....	500 » » » »
Antequera.....	800 » » » »
Totoral.....	1.000 » » » »
Compañía Minera de Oruro.	1.000 » » » »
Negro Pabellon.....	1.300 » » » »
Berenguela.....	700 » » » »
Morocala.....	700 » » » »
Beneficiadora.....	1.200 » » » »
Sarabella (Oruro).....	1.300 » » » »

Se estima, además, que actualmente i durante los 6 años siguientes al que corre, Bolivia aumentará su producción en un 10 % de la actual.

Sin embargo, la producción se verá embarazada, mientras subsista la actual carestía de los trasportes, carestía que tiene cierta gravedad en el propio territorio boliviano i no menor en su desahogo o desagüe por el ya atosigado ferrocarril de Antofagasta. Los bolivianos ansían llegar a ser los mas grandes productores de estaño del mundo i no es imposible que accidentalmente lleguen a obtener este puesto, pero no será tan pronto.

En esta situación es de admirarse que no se hagan convenios para exportar minerales bolivianos a los Estados Unidos, en donde serian fundidos. Hai instalaciones para fundir estaño, listas para operar, que no han podido trabajar por

escasez de minerales, habiendo impuesto el Gobierno de las Colonias un derecho de esportacion sobre los minerales, pues pareció que podrían ser esportados.

La falta de importacion de minerales bolivianos se debe talvez a la preponderancia de Alemania en el comercio de Bolivia.

El alto precio del estaño está despertando naturalmente mucho entusiasmo en todas partes del mundo, especialmente en Tasmania, Victoria i otros Estados australianos, donde hai grandes depósitos de minerales de baja lei que nunca mejor que ahora podrían trabajarse con provecho. Además, se corre la voz de que ciertas minas de Sajonia, que habian permanecido por muchos años en el olvido, van a trabajarse nuevamente i se susurra tambien que las minas de Harney Peak en los Blacks Hills van a desenredarse de los litijios que las tenian paralizadas i a tratar otra vez de trabajarlas, pero no podemos apreciar el grado de exactitud de esta informacion.

En el curso del presente año, hemos tenido ocasion de anotar dos hechos mui reveladores: nos referimos al precio que tuvo el estaño en el mes de abril último, de £ 214 la tonelada, precio que paulatinamente ha ido descendiendo para llegar a la cotizacion actual, que es de £ 168 la tonelada.

No hai duda que causas poderosas han influido en esa baja considerable del precio del estaño, i que estas mismas causas han de seguir produciendo los mismos efectos.

Parece que el factor principal que ha contribuido a la baja es el menor consumo de las carnes en conserva en Estados Unidos, lo cual ha provocado un empleo mucho menor de la hojalata, que constituye uno de los principales empleos del estaño.

Lo que es mas grave todavía, se espera disminuir mucho el empleo de los envases de hojalata, remitiendo las carnes i conservas, en parte conjeladas, i en parte con envases de vidrio o loza, para lo cual se están haciendo activamente las esperiencias del caso.

En vista de todos estos datos, no nos estrañaria absolutamente ver que el precio del estaño bajase hasta unas 130 libras la tonelada i se mantuviera en este precio.

LORENZO A. BOLL.



Progreso de la metalurgia del oro en 1905

Continuan siendo en este año, los asuntos de mayor importancia en la metalurgia del oro la pulverizacion de los minerales i el tratamiento de los slimes.

El entusiasmo por los molinos de bolas, usados por primera vez en Australia para la pulverizacion de las partículas gruesas de los minerales, ha cundido en otros continentes i entre las usinas que tienen instalaciones mas modernas

pueden citarse las de Sao Bento, en Brasil i algunas otras en Estados Unidos, Méjico i las repúblicas centro-americanas.

La esperiencia, sin embargo, se ha encargado de calmar ese entusiasmo; i hoi se estudia atentamente si es el pan o el molino el tipo de maquinaria mas adecuado para el quebrantamiento de las partículas gruesas de cuarzo. Denny propone efectuar este trabajo preliminar en una máquina del tipo del molino chileno, i aun suprimir en absoluto el uso de los bocartes.

Pulverizacion.—Digámoslo de una vez, el molino de bolas está estacionario en lo relativo a una aplicacion que incremente su rendimiento; pero el desarrollo de operaciones en grande escala en Johannesburg, donde actualmente se instalan 30 o 40 máquinas de las mayores dimensiones de este tipo, puede hacer cambiar la faz de las cosas.

Entre los resultados obtenidos hasta la fecha, citaremos los de Glen Deep: tres molinos duplican el rendimiento de una batería de 100 bocartes, con un incremento aproximado de produccion, sin mayor costo, de £ 231,176 por año, para el grupo de compañías que forman ese distrito.

Un dato interesante: en las usinas de Glen Deep un molino de bolas de 5×22 piés aumenta la produccion de 20 bocartes a 200 toneladas diarias, usando en la batería un tamiz de 8 mallas, i dando un producto final que deja un 2% de residuo en el tamiz de 60. Análogamente, el mismo molino aumenta a 336 toneladas diarias el rendimiento de una batería de 40 pisones con tamiz de 10 mallas.

Robinson Deep es la primera mina del Rand que ha demostrado en trabajo activo las ventajas del funcionamiento simultáneo de varios molinos de bolas.

Segun se desprende del discurso del presidente de la Consolidated Goldfields, con solo dos molinos se logró aumentar el rendimiento en 6.1/2% i el provecho mensual en mas de 19% o sea mas de £ 5,000 (algo mas de 3 s. por tonelada beneficiada).

Esta demostracion es mui interesante, i si las demas minas africanas pudieran aumentar de ese modo sus utilidades en unas £ 60,000 anuales, esperaria a esta industria un brillante porvenir.

Naturalmente no se tiene en vista solo una disminucion del costo de la molienda, sino tambien el aumento de estraccion que resulta de la division mas fina de las partículas del mineral.

Dejando el Africa por un momento a un lado, consignemos los resultados que la pulverizacion ha dado en otras partes.

En Nueva Zelanda las instalaciones hechas por la Waihi C.^o han dado, sin duda alguna, buenos resultados; pero aun no podemos apreciar el verdadero efecto de esta innovacion, porque aun no se han determinado las condiciones mas económicas de funcionamiento.

En El Oro, en Méjico, se puede constatar un resultado igualmente favorable. El jereute de esa compañía habla de un incremento de produccion de 13% o sean £ 65,000 por año.

En cuanto a Australia, se nota una lucha curiosa entre el pan i el molino, tanto mas curiosa, cuanto que el molino da buenos resultados solo en una usina,

la de Hannan's Star, que beneficia minerales duros; i está en decadencia en otras que se encuentran en mejores condiciones en esa materia. Parece que hubiera un empeño mal disimulado en hacer triunfar el pan sobre el molino. Nadie niega que el pan puede tener porvenir en el tratamiento de los minerales de oro; pero las esperiencias son hasta hoi deficientes, i de ellas no puede deducirse, como se ha pretendido, su superioridad sobre el molino de bolas.

Amalgamacion.—Uno de los resultados del impulso dado a la molienda fina es el descubrimiento de que puede obtenerse de los slimes un rendimiento mucho mayor en las placas.

La práctica usual consiste en hacer escurrir la pulpa sobre planchas plateadas ordinarias, i en seguida, despues de la pulverizacion, sobre mesas vibrantes de sacudimiento. Pero, aun sin estas placas, el aprovechamiento de los finos ha sido evidenciado.

Holloway, en Corea, ha aumentado su estraccion por amalgamacion de un mineral que contiene mucha pirrotita en no ménos de 50%.

Denny manifiesta que mientras los productos del tamiz de 60 mallas apenas dan resultado con la amalgamacion, los del tamiz de 100 mallas dan 57% en las mesas; los del tamiz de 150 no ménos de 78%; i los del tamiz de 200 mallas al rededor de 83%.

Caldicott ha hecho esperiencias análogas i estima que las usinas de Robinson Deep i Simmerand Jack obtienen en las placas casi el 90% del oro contenido en la arena que pasa por el tamiz de 90 mallas, suponiendo que el oro contenido en las partículas gruesas quede inactivo.

Filtracion mecánica.—Otro resultado de la introduccion de la molienda fina es que la filtracion mecánica ha puesto mas en evidencia sus ventajas.

Denny ha hecho con gran éxito dos estensas instalaciones del tipo mas moderno de la prensa de Kehne con cierre hidráulico.

Los filtros-prensas de Africa han dado tambien buenos resultados; pero aun no se ha alcanzado en esta materia el desideratum, que consistiria en obtener prensas continuas, es decir que pudieran vaciarse automáticamente. Es cierto que el año pasado han aparecido una série de prensas de esta clase; pero en la práctica no han dado buenos resultados. Buen número de metalurjistas están empeñados en su perfeccionamiento i es de esperar que el éxito corone sus esfuerzos.

Debe observarse aquí que la práctica cada dia mas en boga de llenar los filtros con bombas va no pocas veces acompañada de una disminucion de estraccion; a ménos que el aprovisionamiento se haga por la introduccion de un chorro de aire bajo presion en las cubas agitadoras. Probablemente el aire introducido en el Montejus para mantener la pulpa en suspension produce una cierta disolucion de las partículas refractarias del oro; i esta estraccion adicional se sustrae al cómputo hasta que una corriente ocasional de aire es introducida en los agitadores.

TRATAMIENTO DE LOS SLIMES

El tratamiento de los slimes se hace aun principalmente por decantacion. Denny ha instalado en Van Ryn una planta de decantacion continua con un costo

muy inferior al tipo de planta Williams. El último es mas completo i capaz de una mayor extraccion; pero Denny ha elevado sus utilidades en 70%, colectando los residuos en una represa i volviendo el líquido allí colectado a la planta i cajas de zinc. Gluyas, en Jubilee, tiene una agitacion continúa por un procedimiento de escurrimiento natural i decantacion; pero aquí probablemente, la dificultad está en obtener los residuos suficientemente libres de disolucion aurífera, o en otras palabras, de extraer una mayor proporcion de oro despues de estar disuelto. Gilmore, en la Santa Francisca, está tratando su slime, por la adición de 9 libras de cal a cada tonelada de slime seco; por este medio ha logrado filtrar una capa de 4 piés de espesor, mientras que sin la ayuda de la cal, no era posible hacerlo con un pié.

Práctica en Australia Occidental.—Se encuentra tambien establecida, que hai poco que registrar, ya sea en nuevos métodos, ya sea en la disminucion de los gastos de extraccion. Los costos son mas o menos de 16 s. por ton. de 2,000 libras 15 s. para el Great Fingall, 8 s. por ton. para el Cosmopolitan, 18 s. 5 d. para la Ivanhoe i 20 s. 4 d. para la Lake View, lo que representa un perfeccionamiento relativamente a los años anteriores.

Algunos detalles de los costos de la instalacion de Ivanhoe: quebrantamiento de las rocas 6 d.; transporte del mineral 1 d.; molienda 2 s. por ton.; pulverizacion de la arena, 10 d. por ton. molida; cianuracion por filtracion (percolation) 1 s. 8 d. por ton. cianurada; cianuracion por agitacion 4 s. 10 d. por ton. cianurada; filtracion mecánica 1 s. 3 d. por ton. filtrada. Los costos totales de tratamiento para la Ivanhoe son de 8 s. 9 d. por ton. molida.

Un hecho curioso del tratamiento en Australia Occidental es la adición de sal en la parte superior de las vasijas de concentrados. Mr. Allen manifiesta que así se obtiene una extraccion de 97% con un consumo de cianuro de menos de 2 libras por tonelada. Sin la sal, la extraccion fluctúa de 80 a 90% con un consumo de cianuro de 3 1/2 lbs por ton. Bien entendido que la sal que se agrega es cloruro de sodio i no una de plomo p. ej.

La filtracion a traves de arenas no parece realizarse con gran éxito; estamos informados de que aun Mr. Moss ha descartado esta parte de su procedimiento i está adoptando la pulverizacion completa.

Los hornos de Merton i Edwards mantienen aun su puesto en Kalgoorlie. Una modificacion local (que ha producido en no pequeño grado una mayor extraccion de los productos de la tuesta) consiste en la adición de acetato de plomo (2 lbs. por carga de 60 toneladas): de manera que cualquier sulfuro soluble proveniente de una tuesta incompleta queda reducido a la inaccion.

En South Kalgoorlie esta modificacion parece ser la única causa de la diferencia entre los residuos de 2 1/2 dwt. i los de 20 granos.

Indudablemente uno de los hechos mas importantes del año pasado en Kalgoorlie ha sido el excelente éxito con que Bewiw Moreign C.^o han iniciado su administracion en la South Kalgoorlie Plan. Esta planta está tratando ahora minerales de 10 3/4 dwt. con una extraccion de 95.6% i un costo de tratamiento de 11 s. 6 d. por ton. Una extraccion tan económica constituye un record muy difícil de sobrepasar.

El procedimiento empleado consiste en la molienda seca en molinos de bolas, tuesta en ocho hornos Merton, seguida de nueve pans destinados a la mezcla, amalgamacion i molienda; i por último agitacion i filtracion mecánica.

Para evidenciar cuán vigorosamente persiste i sigue desarrollándose en Kalgoorlie la molienda seca i la tuesta, basta observar que todas las instalaciones recientes han seguido este método, i que la firma tan íntimamente relacionada en ese distrito con la introduccion de la molienda húmeda i la bromo-cianuracion, no solamente ha instalado la planta de molienda seca en South Kalgoorlie, sino que se propone actualmente exigir una similar en Lancefield, que ha sido ya equipada con instalaciones de molienda húmeda para el tratamiento de los minerales superficiales.

Refiriéndonos una vez mas a la práctica del molino de bolas en Ivanhoe, nos sentimos tentados a preguntar: ¿Cómo es posible que un molino africano (tomando un material por lo ménos tan duro i mucho mas grueso) muele, con el mismo grado de fineza, cuatro veces mas arena por T que el de Ivanhoe? Son superiores las disposiciones, las proporciones i el manejo del de Glen Deep? O tiene alguna influencia en esto el revestimiento de sílice?

Práctica africana.—Ha sido ya en parte discutida en el párrafo Pulverizacion.

Denny está ahora pulverizando completamente (total-sliming) todo su material, i dentro de poco podrá dar a la publicidad algunos interesantes datos. Por el momento, ha alcanzado una extraccion de 94% i la filtracion mecánica ha bajado la lei de los residuos a 0,16 dwt. contra 0.7 dwt. que contenian los residuos de arenas. Está usando en su planta soluciones de 0,025% i asegura una extraccion de 98% apenas esté en pleno funcionamiento su molino de bolas recién instalado. Por lo demas, hai 59 máquinas de este tipo (en trabajo, en instalacion o en vias de instalarse) solo en el Witwatersrand.

Hilman i Crosse han hecho experiencias de concentracion en las mesas Wilfley. Pero Caldecott ha demostrado ya que una gran parte del oro se encuentra en la porcion no pirítica de los tailings i slimes, i esto va directamente contra todo tratamiento basado en concentracion; o, en otras palabras, no parece racional separar en el spitz los sulfuros de las arenas, cuando ámbos productos (i no solamente el primero) deben ser sometidos a la molienda fina.

Stark ha tenido un éxito considerable con su tratamiento de residuos de la cianuracion. Muchas minas se proponen adoptar este método; Mr. Stark se está dedicando personalmente a la aplicacion de su procedimiento.

El escavador Blaisdoll fué instalado en la mina Robinson, i estuvo en funcionamiento durante algun tiempo; pero no se conocen sus resultados.

Práctica mejicana.—Argall, Butters, Hunt, Gordon, Wilson i Oxmann han demostrado que la era de la tuesta clorurante ha pasado ya i que ha venido a reemplazarla la molienda fina. Ha sido tan grande el éxito que ha tenido este método, que ha orijinado la formacion de buen número de sindicatos para explotar antiguos depósitos de slimes.

En el tratamiento de slimes, el método de decantacion es preferido al de la filtracion mecánica, el cual ha tenido éxito desde un punto de vista económico, solo en raras ocasiones.

Cajas de zinc o Cleaning up. (descarga).—Se ha oído hablar muy poco este año del método de Taverner (fundición con plomo); pero Miller, de Sao Bento, que ha estado usando durante algunos años un método análogo, imaginado por el mismo, da interesantes noticias sobre el éxito obtenido por la fusión en crisoles en vez del horno de reverbero.

Mr. Rose describe un método sencillo e ingenioso para la refina del «base bullion» (productos auroarjentíferos obtenidos en operaciones de fundición, como plomo de obra, «bottoms,» etc.) por la introducción de oxígeno atmosférico.

El método no requiere aparatos especiales y las pérdidas de metales preciosos son insignificantes.

Edmands describe la refina del «bullion» (de 782.7 a 952.9 fino) por fusión a baja temperatura y adición de 15% de azufre. La mata fluida se extrae apenas el oro se ha separado, y contiene 15% de oro y 73% de plata. Para recobrar el oro y plata arrastrados por el eje, basta fundir éste con hierro a una temperatura algo elevada.

Pawle, de Borneo, evita pérdidas de oro durante el cleaning-up., llenando con coque el último departamento de su caja. Este último departamento se descarga cada 3 a 6 meses, restregando el coque entre las manos o revolviéndolo en cilindros, y fundiendo en seguida las partículas producidas. Pawle ensaya sus soluciones arrojando en ellas un puñado de zinc y añadiendo ácido clorhídrico y acetato de plomo.

El plomo precipitado es reducido a una píldora en la palma de la mano y en seguida copelado.

Ha habido muy poco interés en los nuevos procedimientos. El profesor Ramsay logró despertar cierto interés con su relación sobre el beneficio del oro del agua del mar: otro ejemplo de deducción de conclusiones sin premisas suficientes.

Se sabe que Elmore tiene otro método de concentración (basado en la elevación de partículas metálicas de burbujas gaseosas generadas por una solución ácida) y busca el perfeccionamiento de los métodos de Broken Hill por una modificación muy ingeniosa; la operación tiene lugar en el vacío, lo que aumenta el efecto del gas ascendente. También se oye hablar de un procedimiento para beneficiar minerales auríferos antimoniales, que está rindiendo 90% de extracción, por cianuración seguida de tuesta y lavado convenientes.—*The Engineering and Mining Journal.*



Datos Estadísticos sobre la producción de carbon en Chile

CUADRO 1.º

CARBON TRASPORTADO A CONCEPCION POR EL FERROCARRIL DE LA COMPAÑIA DE ARAUCO LIMITADA DURANTE EL AÑO 1903

1903	Minas de Curanilahue de Ramon Rabal Toneladas	Minas de Quilanchanquin de Castellon i Martínez Toneladas	Varias minas de Coronel: Schwager, Buen Retiro, Puchoco Rojas, Cantarrana i Cementerio Toneladas	Compañía Esplotadora de Lota i Coronel Lota Toneladas	Compañía de Arauco Limitada Peumo, Colico i Curanilahue Toneladas
Enero.....	3.650	1.020	4.370	290	Todo el año
Febrero.....	1.990	620	3.850	290	
Marzo.....	2.660	810	4.300	300	
Abril.....	2.580	270	3.880	480	
Mayo.....	3.890	390	4.280	400	
Junio.....	3.640	2.410	250	
Julio.....	4.550	2.860	440	
Agosto.....	4.930	2.690	160	
Setiembre....	3.850	10	1.780	180	
Octubre.....	6.860	770	3.310	...	
Noviembre...	4.740	1.270	3.380	30	
Diciembre...	1.780	1.130	2.480	40	
TOTALES..	45.120	6.290	39.590	2.860	58.182

RESÚMEN

Carbon Rabal.....	45.120	Toneladas
» Castellon i Martínez.....	6.290	»
» varios de Coronel.....	39.590	»
» de la Compañía Esplotadora de Lota.	2.860	»
» de la Compañía de Arauco Limitada.	58.182	»
TOTAL JENERAL.....	152.042	Toneladas

CUADRO N.º 2

CARBON TRASPORTADO A CONCEPCION POR EL FERROCARRIL DE LA COMPAÑIA DE ARAUCO LIMITADA, DURANTE EL AÑO DE 1904

1904	Minas de Curanilahue de Ramon Rabal Toneladas	Minas de Quilachanquin de Castellon i Martínez Toneladas	Varias minas de Coronel, Schwager, Buen Retiro, Puchoco Rojas i Cementerio Toneladas	Compañía Esplotadora de Lota i Coronel. Lota Toneladas	Compañía de Arauco Limitada Peumo, Colico i Curanilahue Toneladas
Enero.....	3.790	780	1,780	Todo el año
Febrero.....	5.350	930	2,740	
Marzo.....	5.790	1.290	3,710	260	
Abril.....	4.490	470	2,480	40	
Mayo.....	4.420	380	1,560	60	
Junio.....	4.590	230	700	
Julio.....	60	730	300	
Agosto.....	2.680	200	950	180	
Setiembre:..	2.390	390	480	380	
Octubre.....	3.860	750	930	290	
Noviembre..	3.410	760	1,350	330	
Diciembre...	4.070	510	960	370	
TOTALES...	46.900	6.690	18.370	2.210	87.782

RESÚMEN

Carbon Rabal.....	46.900 toneladas
» Castellon i Martínez.....	6.690 »
» varios de Coronel.....	18.370 »
» de la Compañía Esplotadora de Lota.	2.210 »
» de la Compañía de Arauco Limitada	87.782 »
TOTAL JENERAL.....	161.952 toneladas

CUADRO N.º 3

CARBON DESPACHADO POR MAR

	1903	1904	Diferencia a favor 1903	Diferencia a favor 1904
	Toneladas	Toneladas	Toneladas	Toneladas
Por Lebu.....	46.535	44.691	1844
Por Lota.....	143.812	176.861	33.049
Por Coronel.. ..	308.708	348.120	39.412
	499.055	569.672	72.461

Diferencia a favor de 1904:

70.617 toneladas

CUADRO N.º 4

CARBON DESPACHADO POR FERROCARRIL

	1903	1904	Diferencia a favor de 1903	Diferencia a favor de 1904
	Toneladas	Toneladas	Toneladas	Toneladas
Por Curanilahue, Colico, Peumo, Lota, i Coronel.....	152.042	161.952	9.910

Diferencia a favor de 1904:

9.910 toneladas

CUADRO N.º 5

TOTAL DE CARBON DESPACHADO

	1903	1904	Diferencia a favor de 1903	Diferencia a favor de 1904
	Toneladas	Toneladas		Toneladas
Por mar.....	499.055	569.672	70.617
Por ferrocarril	152.042	161.952	9.910
	651.097	731.624	80.527

GRAN TOTAL

	1903	1904
	Toneladas	Toneladas
Por mar i ferrocarril.....	651.097	731.624

Diferencia a favor de 1904:

80.527 toneladas

CUADRO N.º 6

TOTAL DEL CARBON ESTRANJERO LLEGADO A CHILE, SEGUN EL CUADRO QUE SIGUE, I QUE CORRESPONDE AL AÑO DE 1903

	Toneladas
Valparaiso.....	203.987
Pisagua.....	89.405
Iquique.....	230.669
Tocopilla.....	65.540
Antofagasta.....	87.595
Taltal.....	42.213
Caldera.....	20.351
Carrizal.....	10.940
Coquimbo.....	37.791
Talcahuano.....	292
Coronel.....	8.811
Valdivia.....	36
	797.630

Comparada esta cantidad con el resumen del cuadro núm. 5, i que corresponde al mismo año del carbon chileno despachado, sobrepasa el carbon extranjero internado en 146,533 toneladas al total de la produccion de los establecimientos carboníferos de la República; pero si hubiera consumo, a mi juicio, la produccion podria triplicarse en cada una de las minas.

CUADRO N.º 7

TOTAL DEL CARBON ESTRANJERO LLEGADO A CHILE EN 1904

Valparaiso.....	199.750	Toneladas	Caldera.....	43.477	Toneladas
Pisagua.....	105.805	»	Carrizal.....	20.246	»
Iquique.....	189.437	»	Coquimbo.....	48.293	»
Tocopilla.....	69.275	»	Talcahuano.....	7.308	»
Antofagasta.....	85.974	»	Coronel.....	3.429	»
Taltal.....	49.437	»	Valdivia.....	40	»
				822.471	Toneladas

Segun este cuadro hai un aumento de 24.841 toneladas a favor de 1904, comparado con el núm. 6 de 1903.

CUADRO QUE DEMUESTRA LAS ENTRADAS DEL FERROCARRIL DE LA COMPAÑIA DE ARAUCCO LIMITADA, DURANTE EL 1.º I 2.º SEMESTRE DE 1903 I 1904

FECHA	PASAJES		EQUIPAJES		CARGA				VARIOS		TOTAL
	1.º	2.º	Qts. Ms.	Valor	Qts. Mts.	Valor	Qts. Mts.	Valor	U.º de Arauco	Público	
1903											
1.º semestre.....	28,483	88,561.00	80,398½	62,414.70	488,206.57	97,610.17	788,972.27	186,998.60	3,420.49	50,099.55	449,323.01
2.º ".....	22,150½	83,491.30	77,655	54,325.95	368,182.94	82,545.10	752,721.64	180,380.12	3,568.53	25,602.45	389,009.10
1904											
1.º semestre.....	45,633½	72,062.30	157,948½	116,740.65	806,388.51	180,156.27	1,541,693.91	367,378.72	6,989.02	79,702.40	888,332.11
2.º ".....	22,148½	85,522.50	87,383	63,607.10	516,654.97	118,844.59	780,245.82	197,605.63	5,328.12	28,376.80	459,047.99
TOTALES.....	19,592½	30,602.86	76,774½	61,641.65	692,888.88	166,320.88	604,927.88	187,980.66	3,316.47	15,632.67	408,781.23
	41,741	66,125.35	168,157½	115,148.75	1,209,543.85	275,156.47	1,236,173.70	335,588.29	8,644.59	44,009.47	862,829.22

RESUMEN

1903		1904			
Pasajes.....	203,582.00	\$ 188,792.95	Pasajes.....	2,048,98½	\$ 181,274.10
Equipajes.....	6,549.22	19,313.75	Equipajes.....	6,199.89	18,149.30
Carga.....	2,348,082.42	547,533.99	Carga.....	2,494,717.55	610,751.76
VARIOS.....	82,691.42	VARIOS.....	52,654.06
	\$ 838,332.11		\$ 862,829.22

Coronel, 7 de febrero de 1905.

CARBON ESTRANJERO LLEGADO A CHILE

	1903	1904	1905
Valparaiso	203.987 tons.	199.750 tons.	204.380 tons.
Pisagua	89.405 »	105.805 »	114.034 »
Iquique.....	230.669 »	189.437 »	437.277 »
Tocopilla..	65.540 »	69.275 »	95 178 »
Antofagasta.	87.595 »	85.974 »	136.444 »
Taltal	42.213 »	49 437 »	66.111 »
Caldera	20.351 »	43.477 »	26.372 »
Carrizal	10.940 »	20.246 »	23.114 »
Coquimbo	37.791 »	48.293 »	57.470 »
Talcahuano.....	292 »	7.308 »	14 859 »
Coronel.....	8.811 »	3 429 »	3 819 »
Valdivia.	36 »	40 » »
	<hr/> 797.630 tons.	<hr/> 822.471 tons.	<hr/> 1,179 058 tons.

CARBON DESPACHADO POR MAR

	1903	1904	1905
Por Lebu.....	46.535 tons.	44.691 tons.	42.220 tons.
» Lota.....	143,812 »	176.861 »	196.301 »
» Coronel.....	308 708 »	348.120 »	317.045 »
» Penco	2.950 »
	<hr/> 499.055 tons.	<hr/> 569.672 tons.	<hr/> 558.516 tons.

En este cuadro está incluido el rancho. Falta solamente el carbon remitido por ferrocarril hasta Concepcion de todas estas minas, sin contar con Quilachanquin i Rios de Curanilahue i carbon Cementerio i Submarino.

AÑO DE 1905

Introducido del extranjero.....	1,179.058 toneladas
Produccion chilena.....	789.229 »
10% de consumo en ferrocarriles i maestranzas	78.922 »
	<hr/> 2,047.209 toneladas
Valor de las 1,179.058 toneladas del carbon extranjero calculadas a razon de \$ 20 billetes cada uno, mas o menos ...	23.581,160
Valor de las 789.229 toneladas de carbon chileno a razon de \$ 12 tonelada	9.470,748.00
Valor total del carbon consumido en 1905.....	<hr/> \$ 33.051,908.00

CARBON TRASPORTADO A CONCEPCION
POR EL FERROCARRIL DE LA COMPAÑIA DE ARAUCO LIMITADA

Año de 1903	1904	1905
<hr/> 152.042	<hr/> 161.952	<hr/> 215.411

Datos de producción de cobre en los cinco últimos años

POR

HENRY R. MERTON y C.^a, DE LONDRES

(En toneladas inglesas de cobre fino)

	1905	1904	1903	1902	1901
Argentina	155	155	135	240	85
Australia	36.560	34.160	29.000	28.640	30.875
Austria.....	1.175	1.275	1.055	1.015	1.015
Bolivia.— Coro-coro.....	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
Canadá.....	20.535	19.185	19.320	17.485	18.800
Chile.....	29.165	30.110	30.930	28.930	30.780
Cabo de Buena Esperanza.—Cape Co.....	5.025	5.475	4.630	2.750	4.000
Namaqua.....	2.300	2.300	600	1.700	2.400
Inglaterra.....	500	495	535	480	532
Alemania.— Mansfeld....	19.565	18.735	18.975	18.750	18.780
Otras minas alemanas.	2.595	2.310	2.230	2.855	2.940
Hungría (incluso Bosnia i Servia).....	150	175	330	485	320
Italia	2.950	3.335	3.100	3.370	3.000
Japon.....	39.910	34.850	31.360	29.775	27.475
Méjico.— Boleo.....	10.185	10.945	10.315	10.785	10.795
Otras minas mejicanas.	55.000	40.000	35.000	25.000	19.635
Terranova	2.280	2.200	2.060	2.000	2.000
Noruega.— Sulitelma	3.195	3.320	3.200	2.800	2.160
Otras minas noruegas..	3.110	2.095	2.715	1.765	1.215
Perú	8.625	6.755	7.800	7.580	9.520
Rusia	8.700	10.700	10.320	8.675	8.000
Suecia.....	550	390	455	455	450
España i Portugal { Rio Tinto	32.280	33.480	35.810	34.480	35.348
{ Tharais	4.345	5.620	6.320	6.710	7.427
{ Mason i Barry.....	2.720	2.950	2.430	3.330	3.729
{ Sevilla	1.280	1.330	1.105	1.545	1.292
{ Otras minas.....	4.185	3.655	4.075	3.725	5.825
	44.810	47.035	49.740	49.790	265.250
Estados Unidos de América { Calumet i H.....	37.950	35.865	34.150	36.270	36.840
{ Other Lake	63.615	57.140	51.655	37.895	27.295
{ Montana.....	150.845	133.180	109.375	118.930	105.357
{ Arizona.....	102.680	85.535	68.570	52.455	56.250
{ Otros estados.....	57.930	53.330	43.820	47.320	39.508
	413.070	365.050	307.570	292.870	53.621
Turquía.....	700	950	1.400	1.100	980
	708.810	644.000	574.775	541.295	516.628
Término medio de los precios de G. M. B. (barras de Chile) en 1.º de cada mes	£ 69 2/6	£ 58 14/8	£ 57 18/8	£ 52 13/5	£ 67 19/8