

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente Cárls Besa	Vice-Presidente Cesáreo Aguirre	
Director Honorario ALBERTO HERRMANN		
Andrada, Telésforo Avalos, Cárls G. Correas R., Ramon Chiapponi, Márco Echeverría Blanco, Manuel	Elguin, Lorenzo Gallardo González, Manuel Gandarillas, Javier González, José Bruno Lecaros, José Luis	Lira, Alejandro Pinto, Joaquin N. Santa Cruz Joaquin Sundt, Lorenzo Tiraepgui, Maulen
Secretario ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS		

Fusion de pampas i oficinas salitreras

La industria del Salitre no puede dejarse a la libre competencia. Los propietarios de Oficinas han tratado siempre de mantener la proporcion entre la produccion i el consumo, por medio de las Combinaciones que se pactan por periodos de mas o ménos largo tiempo.

El objeto de estas combinaciones es mantener el precio del salitre, evitando la declinacion que forzosamente habria de traer una excesiva oferta en el réjimen de la libre concurrencia.

De esta manera, todos los capitales invertidos son productivos.—No puede llegar el caso en que perezcan las empresas que tienen mayor costo de produccion.

Así como la produccion se regula por el consumo, dentro del círculo de los actuales productores, es menester que factores nuevos no vengán a perturbar este mecanismo.

Antes de reconocida la bondad de las pampas, situadas al sur del paralelo 23, i del movimiento iniciado por el capital chileno, mas o ménos el año 1902, la Combinacion Salitrera podia ser influenciada o por nuevas oficinas erijidas en terrenos de los mismos particulares reservados en la fijacion de las cuotas, o por nuevas oficinas levantadas en terrenos vendidos por el Estado.

Estos nuevos elementos de produccion venian de tarde en tarde i no alcanzaban a constituir una amenaza para el réjimen establecido.

Desde el año 1902, las cosas han cambiado. Una afluencia extraordinaria de nuevos productores en las pampas vírgenes del nuevo territorio chileno ha alarmado, i hasta cierto punto con razon, a los productores ántes establecidos.

Se ha creído que la instalacion sucesiva de nuevas máquinas obligaria a la Combinacion Salitrera a reducir de año en año la cuota efectiva, hasta el punto de romper la relacion que debe existir entre el capital invertido en maquinarias i el interes obtenido por la produccion efectiva de salitre de cada una.

Durante los cinco años traseurridos de 1902 a 1907, este peligro no se ha realizado. Las 20 nuevas máquinas terminadas en esa época solamente han producido el equivalente del aumento de consumo de salitre durante el mismo periodo.

Sin embargo, como los proyectos de nuevas instalaciones se sucedieran i como existian organizadas a principios de 1907, muchas Comunidades salitreras, poseedoras de estensos yacimientos, aumentó en extremo la alarma de los dueños de Oficinas i del público en jeneral con la perspectiva de una próxima crisis de desvalorizacion de las acciones de las Sociedades productoras de salitre, por la irrupcion de nuevas máquinas, que como nuevos comensales, iban a participar del plato para otros preparado.

La crisis mundial que estalló a mediados de 1907 i el retiro consiguiente de capitales europeos, no solo de nuevas empresas salitreras sino aun de aquellas que ya estaban auxiliándose por ellos, vino a calmar aquella excitacion i a producir un fenómeno inverso.

A la crisis inminente de las Oficinas con máquina sucedió la crisis de las pampas. Los yacimientos salitreros, sin medios de elaboracion, se desvalorizaron por completo i como muchas Comunidades poseedoras de estos yacimientos se habian organizado con capitales prestados por los Bancos, la crisis exterior produjo la crisis interna.

La observacion de estos fenómenos manifiesta que crisis análogas están llamadas a repetirse en el porvenir, si no se pone remedio a ello con elevado espíritu por todos los interesados en la industria salitrera.

Si el acuerdo se ha producido para regular la produccion con el consumo dentro de cierto número de productores, no será imposible que igual acuerdo se produzca para reglar la introduccion de nuevas máquinas en el poder productivo de las salitreras del pais.

La solucion que propongo para armonizar los intereses de los dueños de pampas i de los dueños de oficinas deberá ser aceptada, porque es lójica i tiende a evitar graves perjuicios para los unos i los otros.

Si nada se hace en este sentido, va a acontecer en lo futuro que cuando el descuento en Lóndres esté al 3%, habrá tendencias a exigir nuevas máquinas, que nacerán en los vastos yacimientos de Antofagasta i de Taltal, con perjuicio de los productores que verán reducida su cuota efectiva o tendrán que luchar en campo libre, por ruptura de la Combinacion.

En cambio, cuando el descuento en Lóndres esté a 7% sucederá que nadie ofrecerá capitales para nuevas maquinarias i que los simples yacimientos salitreros no tendrán valor alguno.

Estas alternativas pueden ser favorables a las especulaciones de unos pocos; pero, a la larga, no traen ventaja alguna a la industria salitrera, es decir, a los intereses de las personas que se dedican a esta industria sin espíritu especulativo para sacar de ella el provecho que puede esperarse.

La solución de todas estas dificultades está, a mi juicio, en la organización de todos los intereses colectivos a la sombra de una gran Sociedad con personería jurídica, formada por todos los dueños de terrenos salitrales, con excepción del Fisco.

Esta Sociedad no absorbería el dominio particular de los actuales salitros; cada uno quedaría dueño i libre administrador de su respectiva oficina. Pero al lado de este patrimonio individual de los socios existiría el patrimonio social, consistente en los terrenos salitrales que se comprarán por cuenta i en beneficio de la colectividad, las maquinarias que en ellos se establecieran, los productos de estas nuevas empresas i los fondos con que acordaran subvenir a los fines comunes de la Asociación los actuales dueños de oficinas, mientras fuera necesario.

La creación de una entidad de este género, formada por las oficinas que representan hoy un capital productivo de más de ochenta millones de pesos al año, permitiría dominar todos los problemas de la industria salitrera i reglamentarla bajo los diferentes puntos de vista que hemos bosquejado.

Sería objeto de esta institución:

- 1.º La propaganda del consumo;
- 2.º Simplificar el mecanismo de las transacciones de salitre, haciendo desaparecer, en cuanto fuera posible, el intermediario entre el productor i el consumidor;
- 3.º Armonizar los intereses de los obreros con los de los empresarios;
- 4.º Declarar la necesidad de la Combinación i fijar el plazo por el cual conviene establecerla, debiendo celebrarse estos acuerdos por una mayoría cercana a la unanimidad, a fin de que tan grave resolución no se tome sino cuando convenga a los intereses generales i a fin de impedir que el capricho de uno o dos salitreros sea un obstáculo para lo que interesa a todos los demás;
- 5.º Fijar las cuotas de producción de las diversas oficinas, en condiciones que se reglamentarían;
- 6.º Acordar las sumas con que deben contribuir los salitreros a los fines de la institución, también por una gran mayoría de votos;
- 7.º Comprar terrenos salitrales para dejarlos como reserva o para elaborar en ellos salitre por cuenta de la Asociación; i
- 8.º Finalmente, emitir bonos para procurarse fondos con el objeto de comprar terrenos i montar oficinas nuevas.

Una Sociedad de este género sería la llamada a resolver la competencia entre los dueños de Oficinas i los dueños de pampas; porque podría monopolizar en sus manos todos los yacimientos de salitre de propiedad privada existentes en el territorio de la República.

La oportunidad para llevar a cabo este monopolio es el día de hoy, en que las pampas han perdido su valor comercial i pueden obtenerse a bajo precio.

Suponiendo que las Comunidades Salitreras posean yacimientos en que existan mil millones de quintales de salitre, contenidos en caliches explotables, i que todo esto pudiera adquirirse a razon de un penique por quintal, el valor total que habria que pagar seria de £ 4.000.000.

La Sociedad cuya creacion proponemos podria hacer esta operacion emitiendo 4.000.000 de libras en bonos que ganarian 5% de interes i tuvieran un 1% de amortizacion anual, lo que importaria para los actuales productores de salitre, que formarian la Sociedad, un desembolso de £ 240.000 al año.

Si esta operacion no tuviera mas objeto que el de crear el monopolio e impedir el surjimiento de nuevas máquinas, la erogacion de £ 240.000 al año, seria una justa prima para asegurar estos beneficios. Pero hai mas aun: como es de presumir que el consumo de salitre aun aumente en lo sucesivo en 3.000.000 de quintales, anualmente la Sociedad podria lanzar tres máquinas de valor de 1.000.000 de quintales cada una en los terrenos de patrimonio comun.

Con las tres primeras máquinas obtendria lo necesario para el servicio de los bonos con que hubiera comprado los 1.000.000.000 de quintales de salitre en los terrenos. El producto de las tres máquinas que se irian construyendo en cada uno de los tres años siguientes constituirian utilidades que irian aumentando en progresion aritmética.

Estas utilidades servirian, en primer término, para reembolso de las sumas con que hubiesen contribuido los salitreros al servicio de los bonos durante los dos años que trascurrieran ántes de estar instaladas las primeras oficinas de la Asociacion. El resto podria distribuirse entre la Sociedad compradora de las pampas i los vendedores de ellas, en cierta proporcion, que dejará a los últimos una expectativa halagüeña para inducirlos a vender todos sus yacimientos a moderado precio i pagaderos en bonos.

Realizado un negocio de este jénero, los actuales dueños de pampas pasarían, en cierto modo, a ser socios de la gran Asociacion Salitrera i quedaria en manos de ésta, bajo todos sus aspectos, el control entre la produccion i el consumo.

La Industria Salitrera se regularizaria, evitándose las crisis sucesivas por temores de ruptura de Combinaciones, por abundancia de nuevas maquinarias, etc., etc., lo que induciria a emplearse en esta industria a muchos capitales que hoy dia por prudencia se alejan de ella.

La creacion que proponemos se daria la mano con la Caja de Crédito Salitrero, de la cual podria servirse para lanzar los bonos con que pudiera obtener en Europa o en Chile capitales para levantar nuevas Oficinas, dándoles a estos bonos, si fuera necesario, garantías especiales.

La actual Asociacion Salitrera de Propaganda quedaria refundida en la proyectada Asociacion i con medios mas seguros para desenvolverse, como quierá que se podria destinar al objeto una parte de los provechos de las Oficinas comunes.

En una palabra, a la organizacion casual e imperfecta que ha tenido hasta la fecha la industria salitrera, queremos sustituir una organizacion completa i lo

mas perfecta que sea posible, a fin de que el mecanismo marche con la regularidad de las piezas de un reloj e inspire confianza dentro i fuera del pais.

CARLOS ALDUNATE SOLAR



Las tarifas de compra-venta de minerales

Las tarifas que los establecimientos metalúrgicos fijan para la compra de minerales, son, en jeneral, mui incompletas en nuestro pais. Establecen simplemente el valor que debe pagarse por el metal aprovechable, segun su lei en el mineral i fijan, ademas, escalas ascendentes i descendentes, a partir de cierta lei que sirve de base. No consideran los beneficiadores la clase de sustancias estrañas estériles—las gangas—con que siempre van acompañados los minerales, i cuyo efecto es el de recargar notablemente el costo de estraccion. Como la influencia que estas gangas tienen sobre el valor del beneficio, segun su composicion, es mui diversa, disminuyéndolo a veces, aumentándolo otras, es natural que haya que fijar el precio de los minerales atendiendo tambien a la clase de estas sustancias. Esta práctica es naturalmente usada en todos los establecimientos metalúrgicos de las empresas que aspiran a obtener el mayor éxito comercial de sus industrias, con cuyo fin echan mano de todos los recursos que les permitan llegar a ese objeto, por pequeños que parezcan considerados en sí, pero que significan grandes sumas de dinero cuando, como en estos casos, se benefician enormes cantidades de minerales. Es estraño, sin embargo, que en Chile muchos de los establecimientos de beneficio prescindan de este factor del negocio, el cual, sea dicho sin exajerar, tiene una influencia preponderante sobre los resultados económicos, no solo directa sino indirectamente. Concretándonos al caso de los establecimientos de fundicion de minerales de cobre, se puede decir que ese factor juega un gran papel en la costosa operacion de la fundicion de los minerales, que es llevada así con los elementos que el minero vendedor obliga a disponer al fundidor; porque es indudable que si las tarifas impusieran condiciones relativas a las gangas acompañantes del cobre, los mineros tendrian interes en esplotar los minerales que fueran mejor pagados, del mismo modo que lo hacen respecto de la lei del cobre.

El fundidor que, por lo jeneral, prescinde tambien de los métodos racionales, científicos, de fundicion, queda así voluntariamente entregado, muchas veces por ignorancia, otras por indolencia para reaccionar e innovar sus sistemas, a consecuencias que son causa frecuente de fracasos de negocios. I así se puede ver que la mala direccion i falta de conocimientos de un fundidor sea la causa de la muerte de un negocio. ¡Que una empresa muera por dificultades cualesquiera, que no están en manos de sus dueños subsanar, por imprevisiones disculpables, etc., pase; pero que la culpa de un fracaso sea la ineptitud o igno-

rancia de sus directores, es cosa que apena!—Consolarse con la idea de que no solo a uno le pasa algo igual es ya mirar en direccion a una pendiente respecto de la cual se es superior; pero no se olvide que hai tambien una gradiente en la cumbre de la cual solo se debe estar satisfecho.

Continuando con nuestras observaciones sobre las tarifas de compra venta de minerales, diremos que su objeto es pagar por ellos un precio proporcional al de las ganancias que su fundicion reporta, o inversamente proporcional a los gastos que ella exige. Para fijar las tarifas en primer lugar es necesario conocer la cantidad relativa i calidad en los componentes de las gangas. Esto solo se consigue con el análisis químico. Aquí nos encontramos con una dificultad jeneral a muchos establecimientos de fundicion: la falta de esos datos, de que se prescinde aun para las necesidades de la fundicion. Los métodos rápidos i suficientemente exactos de análisis de minerales existentes ponen actualmente al alcance de todos la posibilidad de adquirirlos i no es aceptable una excusa en esta cuestion.

Obsérvese, ademas, que el pequeño exceso de gastos de instalacion i de un químico, que un laboratorio corriente, no siempre exigiria para conseguir dicho objeto, queda excesivamente sobrepasado por los beneficios que éstos le reportarian. (*)

Conocida la composicion cuantitativa de los minerales que el establecimiento ha de fundir, corresponde en seguida fijar las tarifas. La formacion de ellas será distinta en jeneral para las diversas rejiones mineras i peculiar a cada una de ellas; no variará directamente como la del cobre con el precio de este metal i será seguramente mui poco influenciada por las fluctuaciones de su precio.

Ilustrémonos con un ejemplo: la mayor proporcion de los minerales de que se dispone son cuarzosos, llevan blenda i no se funden por sí solos; es necesario con este objeto mezclarlos con minerales ferrujinosos i calizos en las proporciones mas convenientes; el fundidor teniendo, pues, necesidad de minerales básicos pagará por ellos un mayor precio que por los cuarzosos, i como sus minerales llevan blenda, para cuya fundicion le es indispensable cierta cantidad de fierro, hará tambien cierta diferencia entre el precio de los minerales ferrujinosos i calizos. Los minerales neutros, que se funden por sí solos, tendrán seguramente un precio intermedio entre los cuarzosos i los básicos, i los minerales con zinc serán fuertemente castigados.

Cada fundidor establecerá, pues, sus tarifas segun sus conveniencias i las necesidades que sienta. Fijará un precio por cierta lei—que servirá de base—de sílice, fierro, cal, azufre, alúmina, zinc, plomo, etc., a partir de la cual castigará o premiará a los minerales segun sus variaciones. No seria talvez necesario establecer escalas de subida i bajada como en el caso del cobre con variaciones por cada 1% de la lei; bastaria establecerla para variaciones, por ejemplo de 5% en 5%.

(*) Consúltese el folleto «Análisis, i cálculos metalúrgicos para el uso de los fundidores de minerales de cobre», por F. A. Sundt, Sociedad Nacional de Minería, 1908.

No solo la composicion química de los minerales seria la base de estas tarifas, sino toda otra causa de variacion en el costo del beneficio. Así, por ejemplo, si el establecimiento funde en hornos de viento en que los llampos (polvos) son perjudiciales, i necesitan ser sometidos a operaciones previas ántes de su fundicion, deberán sufrir un castigo proporcional al costo de esta operacion adicional. Minerales, en colpas gruesas, que exigen un quebrantamiento previo también valdrán ménos que las colpas del tamaño mas apropiado para la fundicion. Aun, pues, con igual composicion química, los minerales en esa diversidad de condiciones tendrán distinto precio.

La implantacion de tarifas mas perfectas que las actualmente en uso para la compra-venta de minerales, marcará un paso hácia el progreso de los negocios metalúrgicos en que no marchamos mui cerca de los primeros.

En las observaciones que preceden no hemos tomado en consideracion aquellas que dicen relacion con el contenido de oro, plata, etc. en los minerales, que no pagan las tarifas de los establecimientos metalúrgicos del pais, porque nuestra intencion solo ha sido ocuparnos de las sustancias que tienen influencia en el costo de la estraccion, i porque el apartado electrolítico no existe en Chile, no obstante que muchos establecimientos de beneficio, al vender sus ejes i barras en Europa, obtienen un sobreprecio precisamente por el contenido de los metales preciosos en nuestros minerales.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de Minas



Estimacion de un fundente piritoso, con azufre i fierro en las fundiciones de minerales de cobre

Este artículo ha sido motivado para destruir una manera errónea de apreciar los fundentes en las fundiciones de cobre en una publicacion hecha en *El Progreso*, de Cabildo, en abril de 1908, bajo el epígrafe de «*Industria Minera en Aconcagua etc. etc.*», por el Jereñte de las Fundiciones Unidas de Cabildo.

Para apreciar en su justa medida el papel que desempeña la pirita en la fundicion de los minerales de cobre especialmente, presentaré el caso de una fundicion que ha sido estudiada por el eximio metalurjista americano, el señor Reybold J., i cuyos resultados están contenidos en un artículo en el *Mineral Industry* de 1902 vol. XI, páj. 685 i siguientes. Ha hecho un minucioso cálculo sobre las fuentes de produccion de calor en el horno de manga, i la manera cómo se distribuye, se consume o se gasta la cantidad de calor producido. Para la fundicion de 282,000 libras de mineral, 30,000 libras de piritas, 188,000 de piedra de cal con 56,000 libras de coque en 24 horas, determina la cantidad de 436,432 unidades térmicas, británicas, que son producidas en un minuto

al fundir las cantidades que en proporcion le corresponde i que son 117 libras demineral, 18 libras de pirita, 109 de cal i 29 de coke, deduciendo los hollines arrastrados por la corriente, la humedad i cenizas provenientes del coke. Se debe tener presente que la fundicion se hacia con aire calentado a 700° F. o sea 371° c. sobre la temperatura del aire ambiente 70° F, equivalente a 21° c. La composicion de las materias de que se compone la carga es como sigue: el *mineral* consta de 45% de pirita (F. S₂), de 35% de sílice i 20% de alúmina.—*La pirita* tiene 10% de sílice i lo demas de Fe. S₂.—*El coke* 18% de sílice i 7% de alúmina.

El señor Reybold, despues de un estudio concienzudo sobre la formacion del calor en la combustion del carbono contenido en el coke, i del azufre i del fierro de las piritas, ha llegado a formar en resúmen un cuadro de la produccion i del consumo del calor en el horno de manga en julio de 1902.

RESUMEN

Unidades tér-
micas bri-
tánicas. Por ciento
del total

PRODUCTORES DE CALOR

1.º Oxidacion de la pirita.....	145,872	33,4
2.º Oxidacion del coke.....	220,014	50,5
3.º Calor en la corriente.....	70,541	16,1
	<u>436,427</u>	<u>100</u>

CONSUMIDORES DE CALOR

1.º Espulsion del ácido carbónico.....	72,594	16,5
2.º Espulsion del agua.....	14,274	3,2
3.º Agua de las Chaquetas.....	104,200	23,9
4.º La escoria.....	130,665	30,0
5.º El eje.....	8,096	1,9
6.º Los hollines.....	1,191	0,3
7.º Gases de escape.....	44,520	10,0
8.º Agua en la corriente.....	31,482	7,2
9.º Irradiacion (para soldar).....	29,410	6,7
	<u>436,432</u>	<u>99,8</u>

Se ve que en la cantidad de 436,432 unidades térmicas británicas producidas en el horno en un minuto, hai 70,541 producidas por la corriente de aire calentado a 700° F. (371° c) sobre la temperatura de 70° F. (21° c.) del aire ambiente, equivalente a 16,1% del total del calor producido. Al fundir sin calentar el aire como es el caso ordinario en las fundiciones, la cantidad de 16,1°

de calor producido por el aire caliente, tendria que ser reemplazado totalmente sea por una cantidad de coque, o de pirita, o parcialmente por uno i otro.

La cantidad de mineral fundido por minuto es de 167 libras i como tiene 45% de pirita, corresponde a 75.15 libras de pirita. El fundente de pirita tiene 90% de pirita, el 10% restante es sílice, las 18 libras se reducen a 16,20 libras, i con las 75,15 del mineral suman 9135, i de aquí deduciendo 19,35 libras, la cantidad de pirita que por su azufre i fierro se necesitan para formar el eje, resulta que quedan 72 libras de pirita que se queman por minuto, que producen 145,872 unidades térmicas británicas, o sea el 33,4% del calor total producido en el horno.

Se comprende i se ve claramente la importancia que tiene la pirita en la fundicion por la gran cantidad de calor que desarrolla en su combustion en el horno.

Algunos fundidores, que no están al corriente de la técnica en materia de fundicion de minerales, estiman que solo es el azufre el que es conveniente para una buena fundicion, sin darse cuenta cabal, que a mayor lei de azufre corresponde un aumento correlativo en la lei de fierro, ya sea la fuente del azufre, la pirita de fierro, la pirrotita i la chalcopirita.

Tanto la combustion u oxidacion del azufre como la del fierro, se hace con desarrollo de calor. Un equivalente atómico de azufre al quemarse u oxidarse a ácido sulfuroso, desarrolla 3,897 unidades térmicas británicas, i uno de fierro para transformarse en protóxido de fierro (Fe O), lo hace con un desarrollo de 2,111 unidades térmicas británicas, i como en la pirita FeS_2 en el horno, con el calor se descompono poniendo en libertad un átomo de azufre que se escapa del horno a una temperatura relativamente baja, resulta entónces, que al quemarse u oxidarse el azufre i el fierro de la pirita en el horno de manga, ha determinado el señor Reybold, que una libra de pirita produce por la combustion del fierro 986 unidades térmicas británicas i el azufre 1,040.

Se ve de una manera palpable el papel que hace la pirita en el horno de manga. Su accion por el desarrollo del calor es casi tanto por la parte del azufre, como por la del fierro.

He aquí por que es tan conveniente que las piritas en la fundicion contengan siempre la mayor proporcion tanto en azufre como en fierro.

Tomemos en consideracion la composicion atómica de los compuestos que tienen azufre i fierro, en la pirita, la pirrotita i la chalcopirita, cuyos componentes son como sigue:

	Azufre	Fierro	Cobre
Pirita.	53.3	46.7
Pirrotita	39.5	60.5
Chalcopirita.....	34.9	30.5	34.6

En los minerales que se explotan de las minas, salen ordinariamente las especies que se acaban de anotar, pero no en el estado de pureza de su composicion atómica, sino mezclados con un criadero de sílice, cal, alúmina, magnesia, etc., pero siempre sucederá, que si uno de estos minerales, que son deno-

minados fundentes, tiene tanto por ciento de azufre, le acompaña cierta cantidad de fierro en la proporción que se ha dejado establecido, i ya se sabe, *que la combustión u oxidación del fierro en la pirita, desarrolla casi tanto calor como la del azufre que contiene.*

Se debe también hacer presente que cuando estos fundentes piritosos tengan una regular o buena lei en cobre, una parte del azufre i del fierro contenido, tiene que entrar a la formación del eje, resultando que esa parte de azufre i de fierro, que no entra por consiguiente en combustión, no desarrolla calor.

En el artículo citado publicado en *El Progreso* de Cabildo, hai un párrafo que copiado literalmente dice: «Otra materia que desempeña un papel importante en la fundición de cobre es el empleo imprescindible de las piritas de hierro, o sea lo que los mineros llaman *flujo, arsénico, etc.* Ni uno solo de estos industriales se ha preocupado de ayudar la industria en el sentido de procurar ese elemento en buena condición; siempre viene con 18% de azufre, siendo estériles en cobre i ya verá Ud. que hai que gastar coque i otros para fundir el 82% restante de materia bruta».

«Los dueños de minas de pirita debían preocuparse de la concentración de éstos a lo ménos a 40% de azufre. Así tendrían un mercado ilimitado i a las fundiciones pagando aun mayores precios, les resultaría una utilidad que lo sería a la vez para los mineros. Yo conozco varios depósitos importantes de pirita i que sin duda estarían a la mano del industrial que quisiera explotarlos. En el Melon, cerro Carreton, en la Hacienda de La Peña, conozco dos grandes depósitos i en varios otros puntos también los hai con lei de 10 a 14% de azufre, los que concentrados contribuirían en mucho a aliviar la situación difícil de los fundidores como de los mineros».

Dice el fundidor de Cabildo que los minerales fundentes tienen «18% de azufre siendo estériles en cobre i ya verá Ud. que hai que gastar coque i otros para fundir el 82% restante de materia bruta». Esto de materia bruta, lo toma el autor del artículo aludido, como inactivo para producir calor, i que para fundir el 82% restante es necesario gastar coque.

Error profundo, pues ya se ha dejado establecido mas atrás, que el fierro, que es parte componente de la pirita, pirrotita o chalcopirita, i que no entra a formar parte del eje, desarrolla en el horno de manga, casi tanto calor como el del azufre, que es parte componente de la pirita en igual condición.

Es de oportunidad tener presente que el fierro que está oxidado en los minerales de color, o bien el peróxido de fierro, ya sea en la forma de areuilla de fierro, fierro micáceo, fierro espejado, etc., que acompaña a las piritas i chalcopiritas, no desarrolla calor, porque ya está combustionado u oxidado.

El autor del artículo aludido dice que los fundentes tienen tan solo 18% de azufre; la lei de fierro ya sea en el caso de pirita de fierro o de chalcopirita que existe en combinación con el azufre, correspondería a un 15% mas o ménos, lo que sumaría 33% con la lei de azufre.—El 67% se compondría en la jeneralidad de los casos de sílice, alúmina i cal.

Un fundente de esta naturaleza a duras penas se podrá fundir solo, si no le

es escasa la cal. Sin cal i no estando la sílice i la alúmina en proporcion conveniente, el mineral que se da como fundente, en la práctica de una fundicion llevada con algun conocimiento, se desecharia como refractario, o *antifundente*, por consiguiente, no podrá ayudar al resto de la carga para comunicarle o prestarle el auxilio de la buena condicion de fusibilidad que se busca en los fundentes, *de manera que es mucha benevolencia llamar fundentes a tales minerales.*

Por los datos que me han sido comunicados por personas que han tenido oportunidad de conocer los minerales piritosos de la localidad, no son mucho mejores los que hai en el departamento de Ligua i en el resto de la provincia de Aconcagua, hasta ahora conocidos, con escepcion de los del Quemado, que deben tener un poco mas de azufre que la ya indicada de 18%, pero con una proporcion inconveniente de sílice i alúmina, ademas de un poco de cal, etc.

El artículo a que se ha hecho referencia dice: «Los dueños de minas de pirita debian preocuparse de *la concentracion de éstas a lo ménos a 40 por ciento de azufre*», i al efecto indica algunos lugares donde hai minas de pirita, como en el cerro del Carreton, i en la hacienda de La Peña, lugares en que no hai agua para el objeto; habria, pues, que bajar los minerales al valle i rio de Aconcagua para su concentracion, lo que exigiria una costosa instalacion para establecer una via de trasporte para la conduccion económica de los minerales a la orilla del rio Aconcagua, ademas de la instalacion misma de concentracion. Esto no lo hacen sino compañías que cuentan con un fuerte capital i siempre como instalaciones complementarias a un conjunto jeneral de un negocio de minas i fundicion i no para vender fundentes a las faenas de fundicion, i nunca tampoco para apurar una concentracion al límite de 40% de azufre, porque es anti-económico.

Para concentrar minerales que tengan lei de cobre, como lo desea el autor citado, a que tengan a lo ménos 40% de azufre, debe recurrirse a todos los minerales que tengan azufre en combinacion con el fierro, como la chalcopirita i la pirrotita cobriza, pero ya se ha anotado mas atras la lei de azufre que tienen respectivamente de 34.9 % i 39.5%, quedando solamente la pirita de fierro, que ya no tendria cobre como lo desea el autor aludido. La pirita en su composicion atómica tiene 53.3% de azufre, i se estima en la práctica que seria anti-económico llegar en la concentracion al término de 40% de azufre. En la concentracion ordinariamente se pierde de 20 a 30% del mineral que se trata de apartar en casos normales, de manera que se necesitaria de un mineral de naturaleza mui favorable i condiciones locales mui convenientes para llegar a concentrar un mineral piritoso a un 40% de azufre, i en este caso no tendria cobre en tanta o cuanta lei, como lo desea el fundidor de Cabildo. Se ve, pues, claramente, que no se puede contar con un buen fundente, que a la vez tenga una lei regular en cobre.

Antes de cerrar este artículo, estimo conveniente dar a conocer a los fundidores un fundente de pirrotita proveniente de la mina San Pablo del fundo

Rosario, hijuela de Naltagua, en el departamento de Melipilla. Este fundente, segun análisis hecho en el Laboratorio de la Sociedad Nacional de Minería, da por

Azufre.....	30 %	} Se han despreciado los decimales.
Fierro.....	45 »	
Sílice.....	15 »	
Alúmina.....	4 »	

El azufre i el fierro en combinacion suman el 75 %.

En la combustion u oxidacion en el horno de manga desarrollarán una enorme cantidad de calor. Se ve, pues, la enorme diferencia que hai entre este fundente i los del departamento de Ligua i otros en el resto de la provincia de Aconcagua. Para apreciar en todo su alcance las grandísimas bondades del fundente de la mina San Pablo, habria que compararlas con la de otro mineral semejante. Daré a conocer las de un mineral fundente conocido universalmente por las personas que se ocupan un poco de metalurjia, en el estado de Tennessee, es una pirrotita, cuya composicion es como sigue:

Cobre.....	2.70 %	} 61.84 %
Azufre.....	24.84 »	
Fierro.....	37.00 »	
Sílice.....	25.00 »	
Cal.....	7.00 »	

De este mineral, agregándole como fundente un poco de sílice i de cal, se funde con un gasto de 3 % de coke, sin tomar en cuenta los fundentes, desde hace varios años mas de mil toneladas diarias. Sumando el azufre i el fierro que contiene, hacen 61.84 %, miéntras que la pirrotita de la mina San Pablo contiene 75 %. Salta a la vista las condiciones ventajosas del fundente de la mina San Pablo, sobre la de cualquier otro fundente en la zona central del país. S con los minerales de pirrotita del Tennessee se funde con 3 % de coke, sin tomar en cuenta los fundentes de sílice i cal que es necesario agregarle, se podrá imajinar cualquiera persona dedicada a la fundicion de minerales de cobre, que empleando en cierta proporcion conveniente el mineral fuudente, pirrotita, de la mina San Pablo, ayudará de una manera sorprendente a la fundicion en el horno de manga, con un ahorro considerable de coke, a la vez que hará una escoria líquida que permitirá la separacion de los productos del baño.

JOSÉ BRUNO GONZÁLEZ JULIO,
Ingeniero de Minas

(Continuará)



El estado actual de la pirometalurgia del cobre

El tratamiento de los minerales de cobre por vía ígnea consiste en una concentración del cobre en forma de eje (a veces de cobre impuro), en el cual se separa de las gangas que se eliminan en forma de escoria, i en la conversión del eje en cobre metálico sea directa o indirectamente, mediante algunas operaciones intermedias.

Para proyectar un tratamiento pirometalúrgico de los minerales de cobre deberán tenerse presente condiciones de carácter económico i de carácter técnico. Las primeras podrán determinar, por ejemplo, sea la preferencia del horno de reverbero, sea del horno de viento. Las influencias de carácter técnico son numerosas i para determinar la elección de los métodos agruparemos los minerales según los tres puntos de vista de su ley en cobre, de su estado o forma física i de su composición química. Tendremos así los tres grupos siguientes:

- I.—a) Minerales pobres, con ménos de 3% aproximamente.
- b) Minerales ricos, „ mas de „ „
- II.—a) Minerales en trozos (colpas i granzas).
- b) Minerales en polvos (llamos)
- III.—a) Minerales oxidados (de color).
- b) Minerales sulfurados (bronces)

Los minerales de cada grupo pertenecen a un mismo tiempo a alguna de las clases de los otros dos grupos. Se presentarán, pues, variadas combinaciones, como, por ejemplo, llamos sulfurados ricos, colpas de color pobres, llamos de color pobres, etc. No estudiaremos el tratamiento de todas estas combinaciones, sino en especial el de cada una de las clases, separadamente, siendo así fácil inferir el que corresponderá a cualesquiera de las combinaciones posibles.

I.—a) *Minerales pobres*.—No será jeneralmente posible concentrarlos en una sola operacion en ejes de 50% de cobre, sulfuros, necesarios para el tratamiento siguiente a fin de obtener cobre en el convertidor, o en cobre impuro si se trata de minerales oxidados; la perdida de cobre en la escoria seria demasiado elevada para ser aceptada comercialmente. Se concentrarán, por consiguiente, en ejes de baja ley, 15% a 30%. Estos ejes podrán ser tratados por dos sistemas según las conveniencias económicas: podrán ser fundidos con minerales oxidados (o previa tuesta, si aquéllos faltasen) para obtener ejes de 50%, i en seguida convertidos a cobre en el convertidor o reverbero; o podrán ser directamente tratados en el convertidor con calzas básicas incorroibles (procedimiento Bagaley), para obtener cobre, empleando como escorificantes minerales cuarzosos, preferiblemente llamos.

b) *Minerales ricos*.—Serán concentrados en cobre impuro (minerales oxidados), o en ejes de 50% que se tratarán en el convertidor o reverbero para obte-

ner cobre. Si se ha obtenido cobre impuro (minerales oxidados), éste será refinado en el reverbero. Minerales mui ricos (40 % o mas) se tratarán directamente en el convertidor o reverbero para obtener cobre metálico.

II.—a) *Minerales en trozos*.—Se tratarán por fundicion en el horno de viento o de reverbero.

b) *Minerales en polvos*.—Se fundirán en hornos de reverbero en forma de polvos, o en el horno de viento, previa trasformacion en bolillas (briquettes) por medio de máquinas, o en trozos por una tuesta i fusion; podrán tambien emplearse como escorificantes en el convertidor.

III.—a) *Minerales oxidados*.—Se fundirán directamente a cobre impuro, si las pérdidas en la escoria son aceptables i el gasto de combustible en la operacion no es mui elevado; o si es mas económico, se fundirán con minerales o flujos sulfurados para obtener ejes.

b) *Minerales sulfurados*.—Si no tienen el azufre necesario para obtener los ejes de la lei deseada, se agregarán flujos sulfurados. Si tienen un exceso de azufre, se fundirán para obtener ejes de la lei conveniente, quemando durante la fusion este exceso, sea en una fundicion semi-pirítica o pirítica, segun si el calor producido por la combustion del azufre no sea o sea suficiente para el procedimiento.

Supongamos un ejemplo: minerales mui sulfurados de baja lei en colpas. Se fundirán piríticamente en un horno de viento obteniendo ejes de 15% a 30% de cobre solamente, a fin de evitar una pérdida excesiva de cobre en la escoria. Los ejes obtenidos se tratarán segun el procedimiento Baggaley, o se concentrarán a ejes de 50% o mas, para ser tratados en el convertidor o en el reverbero.

Se puede observar que la tuesta de los minerales desaparece, espulsándose el azufre innecesario dentro del mismo horno de fundicion o en el convertidor con la ventaja del aprovechamiento del calor que produce, para la fundicion.

Si los minerales tienen mucho sulfuro de zinc, la tuesta es necesaria.

F. A. SUNDT,
Ingeniero de minas.



Electrometalurjia i hornos eléctricos

SUS VENTAJAS EN MÉJICO *

Hace un siglo apénas, se despreciaba la hulla. Hoi, la abundancia de los criaderos hulleros en esplotacion es uno de los mas grandes factores de la fuerza industrial i comercial de las naciones. Pero, las máquinas de vapor están

() Consideramos de gran interes la reproduccion de este artículo tomado de *The Mexican Mining Journal*, en vista de la gran abundancia de caidas de agua que hai en Chile que hacen, por lo tanto, aplicables a este pais las observaciones que el autor hace sobre Méjico.

consumiendo cantidades de carbon siempre crecientes i se empieza a prever el momento en que los criaderos hulleros actualmente conocidos no podrán ser suficientes al consumo. Por eso, se ha procurado desde hace mucho tiempo, el aprovechamiento de las fuerzas naturales. Hace solamente algunos años que estas pesquisas dieron un resultado práctico, merced a Gramme i a sus continuadores, quienes inventaron i perfeccionaron la máquina dinamo eléctrica, poniendo así a la disposicion del hombre esta incomparable forma de la enerjía: la electricidad.

Como consecuencia, estamos en completa evolucion industrial.

Las caidas de agua que se despreciaban, hace apénas diez años, ahora tienen tendencia a reemplazar la hulla, en todas partes en donde es posible. Como los Estados Unidos Mejicanos son, merced a su configuracion jeográfica, una de las rejiones del mundo mas favorecidas bajo el punto de vista de la enerjía hidráulica o hulla blanca, como se dice ahora, creemos útil llamar la atencion de las personas interesadas, sobre esta grande fuente de riquezas, todavía casi completamente despreciada, i demostrar que la electricidad puede en Méjico reemplazar mui ventajosamente el carbon, en casi todas las necesidades térmicas industriales i particularmente en el beneficio por el calor de todos los minerales metalíferos (plata, oro, cobre, zinc, fierro, etc.), tan abundantes en la República.

Todos conocen el considerable empleo que la industria hace hoi día de la enerjía eléctrica, bajo forma de enerjía luminosa i de enerjía mecánica i todos reconocen su gran superioridad. Pero bajo la forma de enerjía térmica, los progresos de la electricidad han sido mas lentos i sobre todo son ménos conocidos. Sin embargo, bajo esta forma i quizá mas todavía que de otro modo, la electricidad es incomparable. Es en efecto, una fuente de calor casi ideal en la mayor parte de las necesidades industriales, porque:

1.º Es regulable fácilmente i a voluntad; por consiguiente, permite a cada instante, la obtencion de la temperatura deseada.

2.º Permite obtener temperaturas mui altas (hasta 3.500° cent.) i por consiguiente, reacciones o disociaciones imposibles de obtener en los aparatos térmicos ordinarios.

3.º No cede ninguna impureza a la materia calentada, de manera que se obtienen siempre productos mui puros i de primera calidad.

Estas mui notables cualidades del calor producido por la electricidad son las que se han utilizado en los aparatos industriales conocidos bajo el nombre de hornos eléctricos.

HISTORIA

Los hornos eléctricos son de creacion reciente aunque las investigaciones hechas por Davy sobre el arco eléctrico, hace cien años, i las emprendidas por Joule, varios años mas tarde, han sido los puntos de partida de esta importante invencion.

Se aprovecha desde luego el calor producido por el arco eléctrico, calor que suministra una temperatura de 3.500° cent., en aparatos de laboratorios aun industriales.

El primer aparato de este jénero fué inventado por Pichon en 1853. Evidentemente, no pudo ser aplicado en esta época, porque no se tenia ningun medio para producir la enerjía eléctrica en cantidad suficiente.

Sucesivamente, vinieron despues los aparatos de Lane Fox, d'Edwards, de Lontin i Bertin en 1878, los de Siemens (1879), de Clerc (1880), de Cowles (1885), d'Heroult (1886), de Grabau (1886), de Minet (1887), de Acheson (1888), de Crompton (1888), de Readman (1888), de Kiliani (1889), de Parker (1889), de Wilson (1890), de Shaw i Allis (1891), de De Laval (1892), de Zerener (1892), de Moissan (1892), de Borchers (1892), de Niewerth (1892), de Girard i Street (1893), etc., i al fin los hornos electro-metalúrgicos actuales, los cuales examinaremos mas adelante.

Ahora bien, no hablaremos sobre los hornos que acabamos de enumerar, tanto mas cuanto que muchos de ellos jamas recibieron aplicaciones industriales i que los otros no han sido empleados mas que para la fabricacion de algunos carburos i siliciuros metálicos i particularmente del carburo de calcio i del carborundum, de varias otras sustancias entre las cuales se cuentan el grafito, el corindo, etc.; i tambien de los productos que necesitan la intervencion de la corriente eléctrica como ajente de descomposicion, el aluminio por ejemplo, fabricaciones que son del dominio de la electroquímica i no de la electrometalurgia.

Las aplicaciones químicas del horno eléctrico se hicieron, pues, algunos años ántes de emplearle en metalurgia. Mas, fué la crisis sufrida por el carburo de calcio, crisis debida a la demasiada grande sobreproduccion de esta sustancia que apresuró este empleo.

En efecto, esta crisis motivó la parada de la fabricacion del carburo en varias plantas electro-químicas i para no dejarlas desocupadas, fué necesario buscar el medio de utilizarlas en otro jénero de fabricacion, difícil de efectuar con los procedimientos ordinarios.

Esta fabricacion buscada fué la de ferro-aleaciones i sobre todo de los ferro-cromos, ferro-silicios i ferro-manganesos de los cuales hablaremos mas adelante. De allí a la fabricacion de los aceros de gran calidad, no habia mas que un paso, el cual fué salvado rápidamente. Fabricando el acero, estaba mui indicado el investigar los medios de beneficiar por la electricidad los minerales de fierro i despues estender el mismo procedimiento al beneficio de los otros minerales metalíferos. Es lo que se hizo i vamos precisamente a mostrar los resultados prácticos obtenidos en este sentido.

Sin embargo, ántes de hacerlo, vamos a definir i clasificar los diferentes hornos eléctricos.

CLASIFICACION DE LOS HORNOS ELÉCTRICOS

Se pueden dividir todos los hornos eléctricos existentes en cuatro categorías principales:

- 1.^a Los hornos de arco;
- 2.^a Los hornos de resistencia;
- 3.^a Los hornos de resistencia superficial, llamados también de incandescencia;
- 4.^a Los hornos de inducción.

I.—En los aparatos de la primera categoría, se utiliza el calor producido por el arco eléctrico. Este arco se produce, sea entre dos electrodos o series de electrodos, sea entre uno o varios electrodos i un suelo conductor. En estos hornos, los electrodos no son hundidos en la masa de materias por beneficiar, quedan libres encima de ellas. La calefacción se hace por el calor directo del arco i por la reverberación obtenida por bóvedas que cubren el foco. Como consecuencia de este modo de funcionamiento, el horno de arco no puede llenarse con las materias: no es, pues, prácticamente aplicable al beneficio de los minerales; pero puede bien convenir a la afinación de un compuesto metálico. Los hornos de arco tienen los tipos siguientes:

a) Hornos de un solo arco, con un electrodo móvil, los cuales son muy sencillos, i que, por eso mismo, han sido muy empleados al principio, para la fabricación del carburo de calcio, del corindón, del carborundum, etc. Pertenecen a este tipo los hornos de la Compañía Francesa de los carburos metálicos, de la Compañía Schueckert, de la Compañía Siemens i Halske, etc.

b) Hornos de un solo arco, con dos electrodos móviles (hornos Moissan, Street, etc.)

c) Hornos con electrodos múltiples (hornos Gin-Leleux, Bertolus, Nicolai, Memmo, etc.)

II.—Los hornos de resistencia están basados en la ley de Joule. Los electrodos son introducidos en las materias por reducir, los cuales constituyen un conductor resistente, reuniendo los electrodos al suelo o los electrodos uno con otro. La cantidad de calor obtenida es proporcional a la intensidad de la corriente, a la resistencia eléctrica de las materias i al tiempo durante el cual obra la corriente. La temperatura puede, por consiguiente, ser perfectamente regulada. Este género de horno conviene especialmente al beneficio de los minerales. Por eso pertenecen a esta categoría la mayor parte de los hornos electrometalúrgicos actuales: hornos Heroult, Keller, Harmet, Gin, Douvrier Louis.

III.—Los hornos de resistencia superficial son aquellos en que los electrodos están reunidos por una sustancia conductora permitiendo el paso de la corriente, desde el principio de la operación. Estas sustancias son entonces llevadas a una viva incandescencia i forman un lecho de fusión sobre el cual están puestas las materias por beneficiar. Este género de hornos puede ser utilizado para la reducción de los minerales si funciona lleno de materias, i entonces, su funcio-

namiento es semejante al del horno de resistencia. A esta categoría pertenece el horno Cowles.

IV.—Los hornos de induccion son constituidos por un crisol anular en que el contenido forma el circuito secundario de un transformador i en donde el circuito primario es constituido a la manera ordinaria por un enrollamiento hecho sobre un núcleo de fierro dulce. Así, pues, el circuito secundario formado no tiene mas que una sola vuelta, i por consiguiente, está atravesado por una corriente mui intensa bajo una tension débil. Estos hornos, creados hace mucho tiempo, han quedado sin aplicaciones prácticas hasta 1900, año en cual el señor Kjellin los empleó para la afinacion del fierro colado, introducido al estado líquido, en el crisol anular.

Los hornos de la primera categoría, los hornos de arco, han sido los primeros que se han utilizado. Aunque usados todavía en electroquímica, hubo que abandonarlos por completo en electrometalurgia, con motivo de la dificultad de regulacion del arco i de las grandes variaciones de temperatura que resultaban de eso.

En los hornos de resistencia, al contrario, la constancia de la temperatura i la reparticion del calor se obtienen fácilmente i hasta automaticamente por la forma del horno i por la regulacion de la intensidad de la corriente eléctrica. Su manipulacion es mui sencilla i se puede, sin inconvenientes, dar a estos hornos grandes dimensiones.

Los hornos de resistencia superficial son quizás un poco mas económicos que los de resistencia, bajo el punto de vista del gasto de la energía eléctrica. Por el contrario, su consumo de electrodos es excesivo; su regulacion es tambien mas difícil que la de los hornos de resistencia; por fin, tienen el defecto de no prestarse a mui grandes dimensiones.

En los hornos de induccion, el gasto de electrodos es nulo; pero el de energía eléctrica es considerable. Ademas tienen el defecto capital de exigir capacidades mui reducidas, con motivo de la dispersion magnética mui grande que resultaria de un crisol demasiado grande.

Estos hornos no pueden servir para el beneficio de los minerales, ni tampoco para la fabricacion de las ferro-aleaciones.

De manera que, en resumen, los hornos de resistencia son los que ofrecen las mayores ventajas. Por eso, son los mas utilizados ahora i los únicos destinados a un gran desarrollo en metalurgia.

Ahora que hemos dado estos datos jenerales sobre los hornos eléctricos, consideraremos sus varias aplicaciones en metalurgia, empezando por la fabricacion de las ferro-aleaciones.

FABRICACION DE LAS FERRO-ALEACIONES

I. *Ferro-Cromos.*—Se puede decir que la primera utilizacion verdaderamente industrial del horno eléctrico a la metalurgia, ha sido la fabricacion de los ferro-cromos.

Hace unos doce años, los ferro-cromos con una lei de 60% de cromo, 31 a

32% de fierro i 8 a 9% de carbon se fabricaban al horno de cok. Esta fabricacion era mui difícil porque necesitaba una temperatura mui alta. Sucedia pues, que la masa metálica se solidificaba en el horno, el cual entónces debia ser demolido. Para remediar este inconveniente, hubo que crear hornos de coke movibles i fácilmente desmontables, permitiendo, despues de una solidificacion, sacar la masa de ferro-cromo solidificaba que debia ser hecha pedazos en seguida. Pero estos hornos no eran prácticos.

Por consiguiente el empleo del horno eléctrico, el cual, merced a las altas temperaturas obtenidas, permite evitar por completo las solidificaciones, estaba mui indicado, tanto mas porque ademas de dar una gran seguridad en la fabricacion, el horno eléctrico realiza una notable economía. Actualmente el procedimiento eléctrico ha reemplazado completamente al horno de coke para la produccion de los ferro-cromos. Los hornos eléctricos usados en esta fabricacion son los de resistencia.

Ferro-aleaciones diversas.—El éxito del horno eléctrico en la produccion de los ferro-cromos motivó su empleo en la fabricacion de las otras ferro-aleaciones, necesitando tambien una temperatura mui alta. Entre estas aleaciones, citaremos: los ferro-tungstenos, empleados esclusivamente ahora para la construccion de los imanes permanentes, los ferro-níqueles empleados en la fabricacion de las corazas i de los cañones, los ferro-tungsteno níqueles usados para la fabricacion de los útiles destinados a cortar a gran velocidad, los ferro-titanos, ferro-molibdenos, ferro-vanadios, ferro-fósforo, etc. Evidentemente, el consumo de estas ferro-aleaciones es todavía algo reducido, aunque sean cada dia mas apreciadas en la industria, por sus notables propiedades. Sin embargo, era interesante de citar estas fabricaciones con el fin de mostrar lo que se debe a los hornos eléctricos.

Ferro-magnesos i ferro-silicios.—El horno eléctrico se muestra definitivamente un verdadero aparato de metalurgia en la fabricacion mui importante hoi dia, de los ferro-magnesos, ferro-silicios i ferro-silicio-manganesos.

Estas aleaciones son factores mui necesarios de la siderurgia moderna para la fabricacion de los fierros, fierros colorados i aceros, en razon de sus cualidades como ajentes térmicos, químicos i mecánicos.

El horno eléctrico tenia como competidor en la fabricacion de estas aleaciones, al alto horno, en el cual, por ejemplo, los ferro-silicios con lei de 15% se obtenian difícilmente aunque funcionando a temperatura mui alta. Por consiguiente, el alto horno, no puede fabricar ferro-silicios, teniendo mas de 15 a 18% de silicio, miéntras que el horno electrico permite la obtencion de aleaciones conteniendo hasta 90% de silicio.

Es evidente que en la práctica, los ferro-silicios de alta lei son mucho mas ventajosos que las aleaciones pobres, porque:

1. Ceden al acero mucho ménos impurezas.
2. El enfriamiento producido en el metal líquido por la adicion del ferro-silicio es menor cuando se pone una aleacion rica.
3. Los gastos del transporte, por unidad de silicio, son considerablemente reducidos.

Ademas, el procedimiento eléctrico tiene, sobre el de los altos hornos la ventaja de ser mucho mas económico, sobre todo, en las rejiones en donde, como en Méjico, el coke tiene un precio elevado. En efecto, la produccion de una tonelada de ferro-silicio de 50 % necesita cuando mas, en los hornos Louvrier Louis una cantidad de enerjía eléctrica igual a 5.000 kilowat horas, es decir, a 0,8 caballo-año i 400 kilógramos de coke como reductor, aproximadamente. La fabricacion en el alto horno de una tonelada de ferro-silicio a 15 % necesita 2,5 toneladas de coke con motivo de la mui alta temperatura requerida i de las escorias refractarias que es preciso emplear. Si admitimos que el precio del cab.-año es \$ 15 (precio fácil de obtener en Méjico, ya que en Francia donde los trabajos hidráulicos son casi siempre mas difíciles, el costo de la produccion no pasa de \$ 10 por cab.-año), el gasto de enerjía eléctrica será de: $15 \times 0,8 = \$ 12$ por tonelada de ferro-silicio a 50 %, es decir, \$ 24 por tonelada de silicio puro obtenido. Siendo cuando mas \$ 6 el gasto de electrodos por tonelada de aleacion a 50 % o \$ 12 el gasto por tonelada de silicio puro, el gasto total será:

$$24 + 12 + \frac{25 \times 0,4}{0,5} = \$ 56$$

por tonelada de silicio puro, sin tener en cuenta la mano de obra i los gastos jenerales i avaluando a \$ 25 el precio de la tonelada de coke puesta en la fábrica.

Con el alto horno, el gasto de combustible será:

$$25 \times 2,5 = \$ 62,5$$

por tonelada de aleacion de 15%, es decir:

$$\frac{62,5}{0,15} = \$ 416$$

por tonelada de silicio puro, tambien sin tener en cuenta la mano de obra i los gastos jenerales. Por consiguiente, el empleo del horno eléctrico para la fabricacion de los ferro-silicios en Méjico, tendria sobre el procedimiento ordinario, la ventaja de realizar una economia de:

$$\$ 416 - 56 = \$ 360$$

por tonelada de silicio obtenida.

Considerando los gastos jenerales i de mano de obra, es evidente, que esta considerable economia seria todavia aumentada. Ademas, el procedimiento eléctrico da una seguridad completa en la fabricacion, mientras que con el alto horno hai siempre que temer la solidificacion de las escorias demasiado refractarias.

Todas estas ventajas permiten afirmar que el único modo práctico i racional de fabricacion de los ferro-silicios en Méjico, es el del horno eléctrico.

¿Por qué Méjico no produciria estas ferro-aleaciones?

La República tiene en abundancia todo lo que es necesario: energía hidráulica barata, minerales de fierro, cuarzo i carbon de leña (este carbon puede ventajosamente reemplazar al cok, como reductor); además, es vecina de los Estados Unidos del Norte, el mayor consumidor de las ferro-aleaciones. Méjico está, por consiguiente, en condiciones particularmente ventajosas. Sin embargo, la mayor parte de los ferro-silicios se están fabricando hoy en Francia, en donde se utilizan 12.000 caballos, cuando ménos, para dicha produccion:

5.000 caballos en Livet, con empleo de hornos Keller;

4.000 caballos en Froges, Heroult;

3.000 caballos en Pierrefitte, Louvrier Louis.

Esta última fábrica, creada hace muy poco tiempo, está ocupándose ahora de doblar su potencia i, por consiguiente, su produccion.

En efecto, la fabricacion actual de los ferro-silicios no abastece las necesidades de la siderurgia, necesidades que tienen que crecer cada día mas, con motivo del aumento en la produccion de los fierros i aceros i tambien del empleo de minerales de fierro, siempre mas pobres.

Las materias por utilizar para la fabricacion de los ferro-silicios deben ser de preferencia: el cuarzo, los fierros viejos, el coke o el carbon de leña. El cuarzo debe ser preferido a la arena, la cual exige mas calor i determina muchas veces, en los altos hornos, las solidificaciones de las escorias.

Cupro-silicio.—Otra aleacion, cupro-silicio, llamado tambien silicio-cobre, se fabrica ahora en el horno eléctrico, de una manera análoga al ferro-silicio, sustrayendo el cobre al fierro. Este compuesto tiene, relativamente al cobre i a sus aleaciones, el mismo papel que el ferro-silicio relativamente al fierro i al acero. En efecto, el cupro-silicio obra, con su poder reductor, sobre el oxido i los compuestos de arsénico i de antimonio contenidos en el metal, de manera de quitarle todas las impurezas.

ELECTRO-METALURJIA DEL FIERRO I DEL ACERO

Hablaremos ahora de la mas importante de las aplicaciones industriales del horno eléctrico: su empleo en la fabricacion de los aceros de alta calidad i en la reduccion de los minerales de fierro para la obtencion del fierro colado, del fierro i de los aceros de todas clases.

La fabricacion eléctrica de los aceros superiores tiene pocos años de existencia (empezó en 1897); sin embargo, ha tomado un notable desarrollo, el que tendrá forzosamente que acrecentarse todavía mas rápidamente con los continuos perfeccionamientos de que son objeto los hornos eléctricos.

El beneficio en gran escala de los minerales de fierro para la obtencion del fierro i de sus derivados, es hoy día un suceso industrial absolutamente probado, pero que, como lo veremos mas adelante, requiere para su empleo algunas condiciones económicas particulares.

Antes de ocuparnos de la parte económica de la cuestion, vamos a pasar sucesivamente en revista los varios hornos que han sido preconizados o usados para la fabricacion eléctrica de los aceros i del fierro.

Solo para memoria citaremos los hornos Pichon (1853), Lane Fox, Lontin i Bertin (1878), Siemens (1879), Menges (1886), Cross (1888), Reuleaux (1888), Shaw i Allis (1891), De Laval (1892), Urbanitzky i Feller (1893), Gin-Lelex (1897), los cuales jamas han sido aplicados industrialmente o son completamente abandonados en la actualidad.

Por el contrario, describiremos los últimos hornos electro-metalúrgicos, los actualmente preconizados o empleados, siguiendo su órden cronológico: hornos Stassano (1898), Kjellin (1900), Heroult (1901-1904), Keller (1901-1904), Harmet (1901), Schneider (1901), Ruthenburg (1901), Conley (1902), Gin (1903), Louvrier Louis (1905).

HORNO STASSANO

El horno del señor Stassano, capitán de artillería en el ejército italiano, es un horno de arco. Se compone de dos troncos de cono reunidos por sus grandes bases, constituyendo así una capacidad en donde se hacen la reducción i la fusión de los minerales. Una vez fundido, el metal se reúne en un crisol cuya pared se halla perforada para la descarga. En la parte alta del crisol está situado un orificio destinado a la evacuación de las escorias; los gases producidos por las reacciones tienen salida por conductos tapados en su estremidad con una válvula hidráulica, la cual tiene por objeto impedir la entrada del aire cuando se abre el orificio superior del horno. Este orificio tiene un dispositivo especial para cargar el horno.

En la parte baja del horno se encuentran dos electrodos de carbon, entre los cuales se produce el arco eléctrico. La separación de estos electrodos se hace a mano, basándose sobre las indicaciones de un amperómetro i de un voltámetro.

Antes de introducirlos en el horno, los minerales de fierro reciben un tratamiento preliminar: una tostadura en caso de ser carbonados i despues se mezclan en proporciones determinadas con el fundente (cal o sílice) i el reductor (carbon) de manera de obtener una carga, teniendo la composición deseada. El conjunto es pulverizado i agregado con 5 a 10 % de alquitran, para hacer una pasta que se transforma en seguida en ladrillos con la prensa hidráulica. Estos ladrillos son los que se introducen en el horno para ser reducidos.

En 1902, el señor Stassano ha modificado un poco su aparato; el horno entero recibe un movimiento de rotación alrededor de un eje un poco inclinado en cuanto a la vertical (mas o ménos) de manera de mezclar continuamente el mineral, el fundente i el carbon, los cuales son introducidos en el horno, bajo forma de polvo. Además, los dos electrodos son reemplazados por un sistema de tres electrodos puestos a 120 grados uno de otro i alimentados por una corriente alternativa trifase.

El gasto de energía eléctrica ha sido de 4220 cab.-horas por tonelada de fierro colado, es decir, 0,5 cab.-año, lo que es considerable. El consumo correspondiente de electrodos puede ser avaluado en \$ 2,25, por término medio.

Los primeros hornos Stassano, construidos en Darfo (Italia) han sido des-

truidos. Ahora, únicamente queda un horno Stassano usado en Torino para la fabricacion de acero, empleando los fierros viejos.

HORNO KJELLIN

El horno Kjellin es un horno de induccion. Se compone de una mampos-tería de materias refractarias en la cual existe una cavidad circular sirviendo como crisol de fusion. Durante el funcionamiento, este crisol queda completamente tapado por una tapa movable. En el centro, hai un núcleo de fierro cuadrangular compuesto de hojas delgadas de fierro dulce. Este núcleo constituye uno de los lados de un marco metálico, el cual forma un circuito magnético completo. El núcleo central lleva un enrollamiento constituyendo el circuito primario de un trasformador. El circuito secundario del trasformador es formado por el metal en fusion que se halla en la cavidad circular. La regulacion de la temperatura en el crisol se hace, pues, modificando la intensidad de la corriente que pasa en el circuito primario. En el horno de 225 caballos usado en Gysinge (Suecia) la corriente alternativa primaria tiene una intensidad de 89 amperes bajo tension de 3000 volts; la corriente secundaria, la que pasa por el metal, tiene 3000 amperes bajo tension de 60 volts. El calentamiento del enrollamiento primario, siendo forzosamente mui intenso, se reduce por circulacion continua de agua fria.

El horno Kjellin no se emplea mas que para la fabricacion de los aceros de buena calidad.

Para poner el aparato en funcionamiento, se llena el crisol circular con pedazos de fierro colado, con carbon de leña i de fierros viejos; se hace pasar la corriente, i despues ya fundida toda la masa, se añaden las materias de afinacion (ferro-silicio-manganeso, casi siempre). La afinacion dura media hora, mas a ménos.

El procedimiento Kjellin corresponde por completo al modo de fabricacion del acero, en el crisol ordinario.

El rendimiento total del horno Kjellin es de 45%, mas o ménos. El consumo de enerjía eléctrica es de 0,145 cab.-año por tonelada de acero obtenida. Por consiguiente, el rendimiento es poco elevado i el consumo de enerjía eléctrica es grande. Ademas, la capacidad reducida del horno Kjellin no permite mas que una produccion de acero mui limitada. Pero el acero fabricado es de mui buena calidad.

HORNOS HEROULT

El Sr. Heroult ha inventado dos hornos eléctricos destinados a producir: uno, la reduccion de los minerales de fierro; el otro, la afinacion del fierro colado para su transformacion en acero.

El horno de reduccion es del tipo de resistencia. Se compone de un crisol de grafito sobre el cual va una parte cilíndrica movable o nó, en medio de la cual se encuentra un electrodo vertical, pudiendo ser bajado o elevado a volun-

tad. En el fondo del crisol hai una placa de fierro colado fijada al crisol con pernos fijos de fierro destinados a asegurar un buen contacto con el grafito. Esta placa es reunida tambien con la envoltura del crisol i ademas sirve de conductor a la corriente. El crisol es constituido por polvo de grafito amasado con alquitran, en toda la parte que está en contacto con el metal fundido o las escorias. La parte cilíndrica tiene un revestimiento interior de ladrillos mui refractarios.

Con el fin de proteger el crisol contra la accion de las escorias, una circulacion de agua fria ha sido instalada al rededor del horno. El horno de reduccion Heroult puede ser construido con dimensiones suficientes para producir 10 a 12 toneladas de fierro colado diariamente. Su consumo de enerjía eléctrica es igual a 0,350 cab.-año por tonelada de fierro colado producida.

El horno de afinacion Heroult, es tambien del tipo de resistencia. Es de b́ascula, como un Bessemer ordinario, i se compone de una envoltura metálica que sirve de crisol, sobre la cual va una tapa atravesada por una chimenea para la evacuacion de los gases i por dos electrodos soportados por un sistema de regulacion que permite elevarlos o bajarlos a voluntad, sea con la mano, sea automáticamente, por medio de un regulador especial. Las envolturas de fierro del crisol i de la tapa son completamente revestidas por ladrillos mui refractarios de magnesita o de dolomía.

Este horno se usa en la fábrica de la Sociedad Electro-metalúrgica francesa, en La Praz, para la fabricacion del acero. Se emplea tambien con el mismo objeto en Kortfors (Suecia).

El acero se prepara con los fierros viejos de todas clases, fundiéndolos, depurándolos por la eliminacion de varias escorias i carburándolos en el horno por medio de carburita.

El consumo de enerjía eléctrica es de 0,153 cab.-año por tonelada de acero de alta calidad i 0,1 cab.-año por tonelada de acero de construccion fabricada. El consumo de electrodos es de 16 a 17 kgs. por tonelada, avaluados en \$ 1,00 mas o ménos.

El costo de las composturas es bastante elevado: se le puede estimar en \$ 3,00 por tonelada de acero, con motivo del alto precio de la dolomía i de la magnesita.

HORNOS KELLER

El señor Keller tiene tambien las patentes de dos hornos: el de reduccion i el de afinacion.

El horno de reduccion es del tipo de resistencia. Se compone de una capacidad en forma de tronco de cono, con paredes refractarias, terminada en su parte baja por una porcion mas ensanchada sirviendo de crisol. El suelo del crisol es constituido de la misma manera que los suelos de los hornos Martin; por consiguiente, no es conductor. La distribucion de la corriente exige pues el empleo de dos electrodos, cuando ménos; pero, para asegurar el funcionamiento continuo del horno, el señor Keller emplea dos electrodos en paralela

de manera de poder reemplazar uno de ellos, en marcha, sin parar el horno i sin variaciones en el régimen eléctrico. Así es que el horno tiene dos grupos de dos electrodos cada uno, los dos electrodos del mismo grupo siendo puestos en paralela i los dos grupos siendo en serie. Cada electrodo tiene su mecanismo de regulacion que permite elevarlo o bajarlo a voluntad.

Este horno funciona con tension de 25 a 30 volts por foco. El consumo de enerjía eléctrica es de 0,350 cab.-año por tonelada de fierro colado; el gasto correspondiente de electrodos es de \$ 1,50 mas o ménos.

Este horno no es de manipulacion fácil. Por eso ha sido abandonado por su inventor quien tomó en 1904 las patentes de un nuevo horno de reduccion constituido en principio, por el acoplamiento de dos hornos casi semejantes al horno Heroult que ya hemos descrito. Estos dos hornos son reunidos por sus bases, por medio de un canal lateral i los bloques de carbon que constituyen los suelos son reunidos esterioresmente con barras de cobre.

Bajo el punto de vista teórico, el horno de afinacion Keller es semejante al primer horno de reduccion que acabamos de describir, pero es mas bajo i accesible por su parte superior, de manera de poder tomar las muestras del metal.

Este horno de afinacion no recibe otra cosa que el fierro colado que proviene del horno de reduccion i las materias de epuracion.

La parte superior del horno de afinacion es cubierta por una bóveda de reverberacion, teniendo las aberturas necesarias para el paso de los electrodos i para la introduccion de las materias de epuracion o la toma de las muestras.

La regulacion de la temperatura se hace por los electrodos, bajándolos o elevándolos segun se quiere aumentar o reducir esta temperatura.

Este horno funciona con una tension de 60 a 75 volts, porque los electrodos no se ponen en contacto con las escorias, a fin de impedir su deterioracion rápida.

El consumo de enerjía eléctrica es mas o ménos igual al consumo del Bessemer eléctrico Heroult.

Los hornos de reduccion i de afinacion Keller son empleados en la planta de Livet (Francia) la que utiliza una potencia de 12.000 caballos.

HORNO HARMET

El horno Harmet se compone de tres partes, completamente distintas en cuanto a sus funciones respectivas i correspondiendo cada una a una fase del tratamiento: un aparato destinado a la fusion de los minerales, un aparato para la reduccion, i un horno donde se afina el metal reducido.

El aparato destinado a la fusion se compone de una cuba de seccion circular i eje vertical, cuyas paredes van ensanchándose de arriba hasta abajo, para facilitar el descenso del mineral. La parte inferior de esta cuba es mui ensanchada de manera que las materias dejen en ella un espacio vacío suficiente para la circulacion de los gases. Es en esta parte ensanchada donde se hace la fusion de los minerales, por medio de la electricidad conducida por dos o varios electrodos de carbon, puestos encima del suelo. Este suelo es formado de mate-

rias muy refractarias i queda inclinado hácia el reductor de manera de facilitar el derramamiento del metal fundido. La fusion se efectúa no solamente por el calor suministrado por la energía eléctrica llevada por los electrodos, sino tambien por la combustion de los gases (principalmente el óxido de carbon) que salen del reductor. Para facilitar esta combustion, los gases reciben una corriente de aire bajo presion, conducido por una tobera.

El horno de reduccion es constituido por una torre vertical de seccion circular, en la cual se pone coke, carbon de leña o antracita. La parte superior de esta torre está provista de un aparato destinado a impedir la salida de los gases, mientras que se carga el horno i en su base se encuentra el reductor tambien con seccion circular. El suelo del reductor es inclinado en la direccion del derramamiento de las materias. Dos electrodos de carbon atraviesan la bóveda del reductor cuya pared lateral tiene dos agujeros de descarga: uno para la evacuacion de las escorias, el otro para la salida del fierro colado bruto, la cual se hace directamente en el horno de afinacion.

Este horno de afinacion es constituido por una tina cilíndrica de fierro con revestimiento interior muy refractario, cubierta por una tapa hecha de la misma manera que la tina. Esta tapa es atravesada por dos electrodos de carbon, de tal manera que se puede decir que el horno de afinacion Harmet es muy parecido al horno Keller ya descrito.

La patente Harmet tomada en 1901, jamas ha sido aplicada.

HORNO SCHNEIDER

El horno eléctrico Schneider es un horno de induccion hecho para servir exclusivamente a la fabricacion de acero. Teóricamente su disposicion es semejante a la del horno Kjellin del cual ya hemos hablado. Prácticamente, su disposicion es un poco diferente. Con el objeto de evitar las pérdidas en la transmision de la corriente, se ha seccionado el marco de fierro dulce en su lado vertical situado fuera del horno i se ha dado a las dos estremidades así obtenidas, una forma parecida a la de las masas polares de los dinamos. En medio de estas masas polares está puesto un inductor animado de un movimiento de rotacion. El enrollamiento central se vuelve así el circuito primario de un transformador al mismo tiempo que el inducido de un alternador sencillo.

El horno Schneider no tiene, hasta ahora, ninguna aplicacion industrial.

HORNO RUTHENBURG

Este horno es especialmente destinado al tratamiento de los minerales magnéticos. Se compone de un electroiman de fierro colado en forma de herradura. Los dos lados del imán se hallan aislados uno de otro, en el medio de la curva. Esta parte en forma de juntura permite hacer variar la distancia entre los polos, por medio de un tornillo. Los lados del imán son envueltos, sobre casi toda su longitud, por unos cilindros cerrados de acero, cuyas estremidades mas distantes de los polos son provistas de un aparato destinado a voltearlos en

la direccion del interior del iman. El enfriamiento de los cilindros se hace por una circulacion interior de agua. Las partes de los cilindros a las cuales se transmite el movimiento, forman los electrodos i son guarnecidos con placas de carbon. La corriente eléctrica utilizada es forzosamente continua.

Los minerales son, desde luego quebrados en pedazos, despues pasan entre dos cilindros para pulverizarlos i al fin, son reconcentrados con el separador magnético, el cual elimina las materias no magnéticas. En seguida, los minerales así escojidos son mezclados con carbon en cantidad un poco mas que suficiente para la reduccion del mineral. Se hace una reduccion parcial de éste, merced a la corriente que pasa entre los cilindros revestidos de carbon. El mineral parcialmente reducido pierde sus propiedades magnéticas, cae en una tina de enfriamiento i es reemplazado por otra mezcla de mineral i de carbon.

Un horno Ruthenburg de ensaye, el único que ha sido construido, fué instalado en Lockport, Estado de New York, en las fábricas de la «Cowles Electric Smelting and Aluminium Co.» Sus resultados fueron malos i hubo que abandonarlo.

A continuacion damos la opinion relativa a este horno, dada por el Dr. Haanel, Superintendente de Minas del Canadá, jefe de la Comision nombrada por el Gobierno Canadense para examinar los procedimientos electrotérmicos usados para la fabricacion del acero i la reduccion de los minerales de fierro.

«Se puede concluir que la reduccion de la magnetita, por el procedimiento Ruthenburg, sea en el horno, sea en la tina puesta abajo, es casi nula.

«Cualesquiera que sean las pretensiones del inventor, los resultados del estudio que la Comision hizo de su procedimiento, demuestran que no tiene ninguna utilidad como procedimiento para aglomerar o cohesionar el mineral pulverizado ni para la reduccion del mineral de fierro.

«El hecho de que la magnetita pierde su magnetismo ántes de que comience la fusion, impide la aglomeracion de la carga en la tina i la estrechez del espacio entre los polos limitará siempre el rendimiento del horno. Estos dos defectos hacen creer que este procedimiento no puede ser modificado, de manera a poderse utilizar para la aglomeracion del mineral pulverizado.»

HORNO CONLEY

Este horno se compone de un tronco de cono invertido, destinado a contener las materias i de un crisol colocado en la parte baja del horno, en el cual cae el metal fundido i reducido. Este horno es del tipo de resistencia. La corriente llega al aparato por medio de dos coronas conductoras constituidas por plombajina i arcilla i sobrepuestas a cierta distancia, una encima de otra. La carga se calienta por la corriente que la atraviesa i por su contacto con los electrodos. Se puede tratar en este horno sea el mineral de fierro para la fabricacion del fierro colado, sea éste fierro colado o fierros viejos para la produccion del acero.

Este horno es empleado en los Estados Unidos por la «Electric Furnace Co.» para la fabricacion del acero.

HORNOS JIN

El Sr. Jin ha inventado dos hornos eléctricos para la fabricación del acero; los dos son del tipo de resistencia. Llamaremos al primero de estos hornos: horno de canal resistente; i al otro (patente 1904), horno de canales i cubetas.

En principio, el horno Jin de canal resistente se compone de un canal de gran longitud i pequeña sección que se llena de fierro colado i cuyas estremidades comunican respectivamente con dos piezas de acero, enfriadas por una circulación interior de agua fría.

El aparato es constituido por un vagonete móvil sobre rieles, llevando un suelo de materias refractarias en el que es puesto el criso-canal con sección rectangular i con forma sinuosa cuyas estremidades están arregladas para servir de conexión para la corriente. Estas conexiones son de acero i huecas para la circulación de agua fría.

Cuando el horno está funcionando, se le pone en un aparato en forma de bóveda, de manera de reducir al mínimo, las pérdidas de calor por radiación.

Las materias refractarias empleadas para la construcción del horno Jin de canal resistente, son: la bauxita de alta ley i sobre todo, el cromito de fierro, aglomerado artificialmente.

Este horno tiene algunos defectos: la pequeña sección del canal no permite el tratamiento de grandes cantidades de metal; las paredes del canal descomponiéndose poco a poco por las escorias, hacen la sección del canal crecer continuamente, lo que modifica el régimen eléctrico del horno e impide toda regulación, además, las intensas corrientes empleadas, producen efectos de inducción considerables, los cuales limitan la potencia del horno.

Para evitar un poco estos inconvenientes, el Sr. Jin hizo su horno de canales i cubetas, en el cual el metal está puesto dentro de cubetas, comunicándose entre sí i con las conexiones de acero por canales de calefacción.

Cada conexión se compone de una pieza de acero constituyendo el fondo i sosteniendo las paredes de las cubetas; cada una de estas piezas tiene una cavidad periférica en la cual circula el agua fría; esta disposición es absolutamente necesaria para la conservación de la toma de corriente. Para reducir los efectos de auto-inducción, las piezas de contacto comunican directamente con conductores dispuestos concéntricamente i reuniendo el horno a los polos de la fuente de energía eléctrica; además, para obtener un contacto perfecto, las conexiones de acero son provistas de virolas de bronce puestas en caliente. Estas virolas son huecas i enfriadas por una circulación de agua en el espacio anular, de manera de suprimir toda dilatación i juego de las piezas en contacto. Para reducir las pérdidas de calor, el conjunto de las cubetas i de los canales se pone en un espacio muy limitado: los canales son colocados en el espesor del fondo de las cubetas; pero, se puede también ponerlos en las mismas paredes de dichas cubetas. Cada una de éstas es provista de una puerta para la introducción de la carga i de agujeros de descarga destinados a la evacuación de las escorias i del metal.

La disposicion de las cubetas que componen el horno puede ser diferente; pero debe siempre quedar arreglada para la obtencion del derramamiento de metal, de manera de realizar un funcionamiento continuo.

En la opinion del inventor, este horno podria tambien ser utilizado para el beneficio de los minerales de fierro.

HORNOS LOUVRIER LOUIS

Estos hornos son tambien de resistencia. Son los últimos inventados: la patente ha sido tomada en Méjico, el 8 de junio de 1905.

El horno de reduccion Louvriier Louis se compone esencialmente de dos capacidades comunicándose directamente entre sí por su parte inferior. Esta parte inferior constituye un depósito en el cual, entre dos coladas, viene a acumularse el metal a medida que se produce.

Las paredes del horno son constituidas de materiales refractarios no susceptibles de entrar en reaccion con el metal o las escorias, las cuales son de esta manera sustraídas a toda accion química estraña. El carbon no entra en la composicion del suelo del horno con el fin de evitar la carburacion del metal.

La parte superior de cada una de las capacidades es lijaramente reducida de manera de oponerse a la salida de los gases de reaccion formados durante el funcionamiento, cuando las dos capacidades están llenas de la mezcla que se quiere reducir. Estos gases son aspirados por unos conductos refractarios, los cuales se dirijen a una chimenea. Esta chimenea ocupa la parte central de la columna de cargamento de la mezcla.

Una parte del calor de los gases es, pues, utilizada para la calefaccion i la disecacion de la mezcla. En seguida, los gases son evacuados al exterior o conducidos a unos gasójenos para ser utilizados ulteriormente.

En cada una de las capacidades está colocado un electrodo o un grupo de electrodos puestos en paralela. Cada electrodo tiene su mecanismo de regulacion, el cual permite elevarlo o bajarlo, a voluntad.

La corriente eléctrica, continua o alternativa, entra por un electrodo o un grupo de electrodos i sale por el otro, de manera de reducir a su mínimo la auto-induccion.

El réjimen eléctrico del horno es a cada momento indicado por un amperómetro i un voltmetro con conmutador o dos voltmetros. La altura de cada capacidad depende de la tension de la corriente empleada i es proporcional a ella.

La corriente eléctrica que pasa por un electrodo atraviesa la mezcla en via de reduccion i en seguida recorre la capa de metal líquido en toda su longitud; despues llega a la segunda capacidad, atraviesa la mezcla que contiene i vuelve a salir por el otro electrodo.

La enerjía eléctrica gastada es trasformada toda en calor i ésta es, en cada punto, proporcional a la resistencia eléctrica, esto es en razon contraria de la seccion i de la conductibilidad de la materia atravesada por la corriente.

La parte mas caliente del horno es, pues, aquella cuya seccion es mas reducida i, por consiguiente, la parte inferior de cada una de las capacidades.

De esta manera la mezcla se calienta gradualmente hasta su reduccion completa, lo que es racional.

Para encender el horno la primera vez, se dispone sobre el fondo una capa de pedazos de fierro colado o fierros viejos i se ponen los electrodos en contacto de esta capa conductora. El circuito eléctrico estará así cerrado, se cargan poco a poco las dos capacidades hasta llenarlas completamente, al mismo tiempo que se regula el régimen eléctrico, elevando los electrodos.

Despues del tiempo necesario para obtener metal, se destapan los agujeros de salida para evacuar las escorias i en seguida se deja colar el metal por el tubo de salida, situado a algunos centímetros arriba del fondo del horno con el fin de dejar sobre dicho fondo una capa de metal suficiente para asegurar despues el paso de la corriente eléctrica de una capacidad a la otra.

El metal obtenido es colado directamente en lingotes o afinado, si hai lugar para eso, en otro horno.

La disposicion de este horno es, por lo tanto, mui sencilla; calidad importantísima en un horno eléctrico. El consumo de energía eléctrica es de 0,250 cab.-año nada mas, por tonelada de metal fabricado. El gasto correspondiente de electrodos no pasa de \$ 1,00.

El horno Louvrier Louis permite de una manera mui notable el beneficio de todos los minerales metalíferos buenos conductores de la electricidad, el de fierro principalmente. Puede ser construido con dimensiones grandes, de manera de producir, sin ninguna dificultad, unas 30 ó 35 toneladas de metal diariamente. Por fin, este horno puede ser empleado para la produccion directa de un metal aceroso de calidad igual a la del acero usado hoi para la fabricacion de los rieles ordinarios.

Para la produccion de los aceros de mejor calidad, es necesario recurrir a un horno de afinacion patentado igualmente en Méjico, el 8 de abril de 1905. Este horno de afinacion es, teóricamente igual a los que hemos ya descrito: Heroult, Keller, Harmet; se diferencia de ellos por los detalles de construccion. Este horno Louvrier Louis es movable al rededor de un eje horizontal a fin de permitir la descarga del metal i es trasportable, siendo colocado sobre un vagonete que camina delante de una serie de hornos de reduccion. Se pueden efectuar así en el horno de afinacion las varias coladas del fierro obtenido en los hornos de reduccion para poder afinar a la vez una gran cantidad de metal i obtener así grandes masas de acero absolutamente homogéneo.

Se fabrica el acero de dos maneras:

1.º Por dilucion, añadiendo al fierro colado una cantidad calculada de fierros viejos de todas clases. El carbon del fierro colado se reparte así en toda la masa líquida i la elaboracion del acero se hace rápidamente, tan solo en el tiempo necesario a la fusion de los fierros viejos.

2.º Por oxidacion, añadiendo al fierro colado, una cantidad de minerales de fierro. El oxígeno del mineral de fierro quema el silicio, el manganeso i el carbon contenidos en el fierro colado i la decarburacion se hace poco a poco hasta el punto deseado.

Es evidente que en los dos métodos, se pueden emplear, si son necesarios, los reactivos básicos destinados a la eliminacion del azufre i del fósforo.

Se puede tambien fabricar el acero por un procedimiento misto, empleando a la vez, los fierros viejos i el mineral de fierro.

El horno de afinacion Louvriier Louis puede tambien ser empleado ventajosamente para trasformar en acero el fierro colado producido en un «cubillo» ordinario. Se puede así i con pocos gastos, asociar una fundicion de piezas de acero colado a una fundicion de piezas de fierro colado. Esta empresa seria mui interesante i útil en Méjico, donde no existe ninguna fundicion de acero colado i permitiria a una fundicion ordinaria acrecentar considerablemente su campo de accion industrial i comercial sin trasformar mucho su instalacion.

COMPARACION ENTRE LOS VARIOS HORNOS ELÉCTRICOS DE AFINACION

Se ha podido observar que los varios hornos de afinacion que hemos descrito, pertenecen a dos categorías: los hornos de induccion i los hornos de resistencia, escepcion hecha del horuo Stassano, del cual no hablaremos en nuestra comparacion.

Todos los hornos de afinacion de induccion (Kjellin, Schneider) son mas o ménos iguales. Lo mismo pasa con los hornos de afinacion de resistencia (Heroult, Keller, Louvriier Louis).

Solamente compararemos pues, los dos tipos de hornos.

El empleo de horno de induccion se aproxima seguramente mas al procedimiento del crisol ordinario. Empleando fierro colado i fierros viejos de calidad superior, el horno de induccion ofrece grandes ventajas. Sila fusion se efectúa en un crisol cerrado, ninguna impureza puede introducirse. Pero, su empleo es limitado, porque no permite hacer todas las epuraciones que se quieren; por consiguiente, la calidad del acero obtenido depende sobre todo de la pureza de las materias brutas.

Al contrario, los hornos de resistencia pueden tratar los fierros viejos i el fierro colado fosfóricos, cuando ménos tan bien como el horno de gas Siemens, empleado ordinariamente. La neutralidad de la atmósfera i la gran intensidad del calor permiten el empleo de escorias mui básicas. Los dispositivos mecánicos aseguran el fácil levantamiento de las escorias i permiten hacer, al fin de la operacion, una escoria pura i no oxidante para quitar los últimos vestijios de fósforo. Un campo mas grande se ofrece, pues, para los hornos de afinacion de resistencia, tanto mas que no es siempre fácil encontrar las materias puras necesarias en los hornos de induccion. En cuanto a la calidad del acero producido, es de primer órden, lo mismo por uno que por otro tipo de horno.

(Continuará)

F. LOUVRIER



Perfeccionamiento en la fabricacion del ácido sulfúrico

(Conclusion)

II.—*Procedimiento de contacto.*—El procedimiento de contacto ha tomado un rápido desarrollo, tanto en su parte química-física como en la parte mecánica. En primer lugar puede preparar un ácido sulfúrico concentrado sin necesidad de operaciones ulteriores i permite ademas aprovechar los gases que contienen hasta 2% de anhídrido sulfuroso.

Sin embargo, hasta hoi dia no ha sido imposible conseguir una marcha regular en las instalaciones, tal como las que efectúa en las cámaras de plomo.

Se sabe que este procedimiento une directamente el SO_2 con el oxígeno: valiéndose de una materia que es capaz de efectuar esta union llamada catalítica; el anhídrido sulfúrico formado se hidrata despues por el vapor de agua, formando así ácido sulfúrico.

Los mejores resultados se han obtenido; 1) secando i purificando los gases, 2) usando cuerpos catalizadores tales que la temperatura de union corresponda a la velocidad máxima de reaccion, i 3) absorbiendo el total de anhídrido sulfúrico formado.

Se han introducido asimismo los hornos mecánicos ya nombrados en las cámaras de plomo i se han adoptado ventiladores entre los hornos i los aparatos de depuracion.

La depuracion se comienza quitando a los gases las partículas que arrastran despues de la tuesta, i se hace en cámaras especiales cilíndricas en que los gases entran tanjencialmente; las partículas pesadas se quedan aquí, miéntras que las mas pequeñas que son fácilmente arrastradas, se detienen en un largo tubo de fundicion inclinado que termina en un refrigerante; se puede asimismo introducir una lluvia fina de agua que aglomera las partículas. La depuracion se concluye en lavadores de agua i de ácido sulfúrico concentrado i en una serie de torres en las que cae una lluvia fina de ácido sulfúrico concentrado.

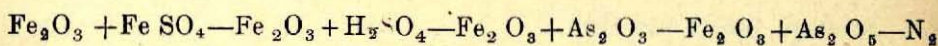
Los gases puros i secos se calientan en un recalentador i por medio de un ventilador especial se envían a un depósito donde se les analiza i se determina su composicion exacta.

La depuracion descrita es un tanto difícil i los aparatos son costosos i ocupan un espacio considerable. Las instalaciones mas modernas despues de 1902 utilizan la purificacion por centrifugas, sobre todo el magnífico aparato de E. Theisen que puede tratar hasta 1,200 metros cúbicos de gas por minuto.

La purificacion centrifuga se hace al salir de la cámara tanjencial, pasando despues de la centrifuga de Theisen, a un lavador de ácido sulfúrico, un purificador en seco, un regulador de presion i por el último el recalentador. En vez de las torres de purificacion en seco utilizadas ántes, se usan otras en que las escorias que llenan su interior tienen un movimiento continuo, lo que impide las obstrucciones.

La parte mas interesante del proceso es sin duda la masa catalítica que efectúa la operacion de contacto i la disposicion del aparato en sí mismo.

Entre los muchos productos patentados o no, se puede decir que los únicos que han dado resultados son los siguientes: 1) el amianto platinado; 2) la arcilla platinada cocida en trozos o formando pequeñas bolitas; 3) los óxidos metálicos del grupo de fierro platinados, en particular el óxido férrico platinado ($\text{Fe}_2 \text{O}_3$); 4) los residuos provenientes de la tuesta de las piritas completamente desprovistas de arsénico, el que en estos casos actúa como los venenos violentos en el organismo humano; 5) las mezclas siguientes:



O_5 i por último; 6) las sales fijas alcalinas terrosas platinadas.

En el primer período de la union catalítica, es decir, para provocar la primera reaccion, se puede usar cualquiera de las masas enumeradas; pero para terminar la operacion se usan solamente el amianto platinado, la arcilla platinada o las sales fijas alcalinas-terrosas hechas de antemano porosas i platinadas.

La mejor masa es de amianto platinado, que actúa como un pseudo-catalizador formando un compuesto poroso de platino i oxígeno que reacciona sobre el anhídrido sulfuroso para dar anhídrido sulfúrico, a una temperatura de 450°.

La composicion de los gases que deben pasar por la masa se regulan de antemano de manera que contengan 10% de oxígeno i 0,3% de SO_2 .

El empleo de las masas enumeradas en el párrafo 5.º tiene la ventaja de funcionar a una temperatura mas elevada, 600°-700° i por lo que aumenta considerablemente la velocidad de la reaccion; pero tienen el inconveniente de dar un ácido mui impuro i arsenical.

Para platinar el amianto, se neutraliza una solucion de cloruro de platino (Pt Cl_4) con carbonato de sodio i se agrega el doble del peso del platino usado de formiato de sodio en solucion de 7,5%. Se moja el amianto previamente desmenuzado en el líquido preparado, de tal modo que haya 40 partes de amianto por 3 de platino, despues se prensa i se deja secar durante 12 horas a 25°-30°, se lava despues con ácido clorhídrico diluido, se seca i se desmenuza de nuevo la masa.

El amianto platinado usado se trata con agua rejia, evaporando despues a sequedad, se vuelve a obtener el cloruro de platino.

Se llenan los tubos de los catalizadores, disminuyendo de arriba abajo la distancia que separa los copos de amianto.

La marcha de los gases en los catalizadores se sigue por medio de pirómetros que se escalonan a lo largo de todos los catalizadores.

Segun las últimas patentes de la Badische Anilin, la operacion de la catalisis se ha modificado sensiblemente, lo mismo que los aparatos destinados a efectuarla, sobre todo la manera de mezclar los gases, los que se ejecutan con un aparato mui simple, propiedad de esa sociedad.

Despues de la primera catalisis tiene lugar la segunda, que pone término a

la operacion; los gases previamente recalentados pasan a aparatos catalizadores verticales; despues se enfrían, por accion esterna del agua fria, para ser absorbidos despues.

La absorcion es efectúa en dos fases, se utiliza el ácido sulfúrico de 97 a 99 %.

El sistema que ha dado mejor resultado es el efectuado con el uso de los absorbedores de campana de la Sociedad de Productos Químicos del Este (Nancy Francia). Estos absorbedores se colocan los unos sobre los otros, enfriados anteriormente, se concluye la absorcion en torres de discos de Lunge-Rohwmann.

Santiago, julio 1.º de 1908.

BELISARIO DIAZ OSSA,
Prof. en la Universidad de Chile.



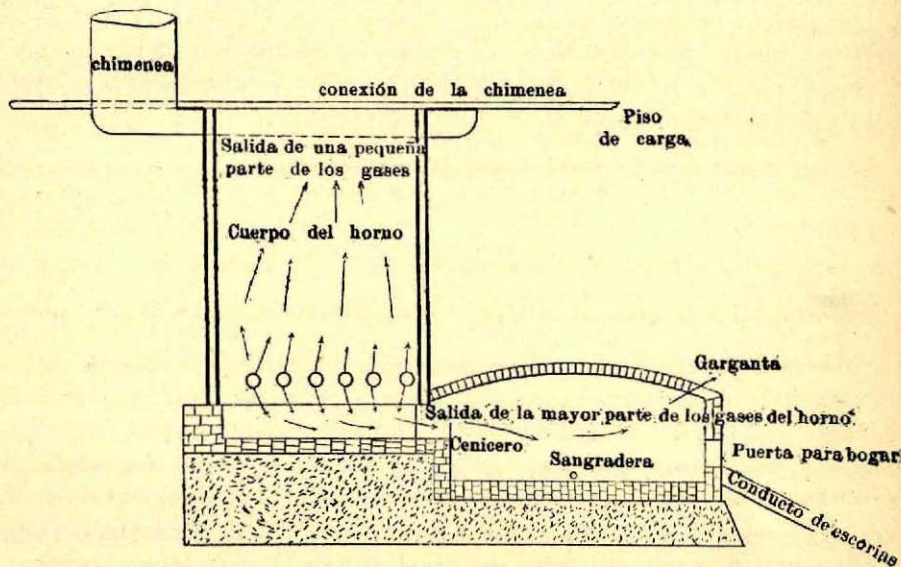
Un horno de viento de tiro inferior

Hace cerca de un año, en conversacion con el editor del *Journal* sujerí la posibilidad de operar un horno de viento con tiro invertido. He pensado varios años sobre esta idea i he estado siempre buscando la oportunidad de experimentarla para ver lo que sucederia si el viento introducido por las toberas fuera espulsado por la parte inferior. Me parecia que por este sistema de proceder, desaparecerian algunas cuestiones sobre conductos de humo, i que se tendria una oportunidad excelente para calentar el aire con los gases escapados del horno.

Teniendo en la memoria esta idea por tanto tiempo i pensando en ella puramente como en una materia de interes, me sorprendí de encontrar en Chile un horno trabajando de esta manera. El método de soplar el viento a este horno no es exactamente el mismo que el sujerido al principio de este artículo, pero el resultado es casi idéntico con el que produciria ese sistema.

Este horno notable está en la fundicion de El Volcan, en Chile, al este de Santiago, cerca de la union de los rios Volcan i Maipo, i es un pequeño negocio de don Gregorio Donoso, que es el autor del procedimiento que describiré. El problema que don Gregorio Donoso tenia que resolver era el de fundir minerales con calcopiritas, cuya ganga era una hematita comparativamente baja en sílice. En la rejion del Volcan no hai flujos siliciosos con metales de valor, de modo que naturalmente el señor Donoso trató de fundir sin flujos. El resultado fué una escoria tan básica que se solidificaba en el conducto de salida o en el aute-crisol. Seria largo indicar los varios experimentos efectuados por el se-

ñor Donoso i las dificultades producidas por la situación de la fundición (40 millas de camino carretero desde la vía férrea mas próxima), pero el problema se resolvió afortunadamente modificando la dirección de los gases i haciéndolos salir por la parte inferior. Se construyó un ante-crisol en frente del horno con la forma de un pequeño reverbero, se enladrilló interiormente i unió sólidamente al labio del horno. Este ante-crisol se cubrió con una bóveda, dejándose una garganta o salida para los gases en el extremo lejano del horno de viento. Por supuesto esta salida podia graduarse en tamaño. El horno de viento comunica directamente con el ante-crisol por debajo de la bóveda, siendo el conducto



de union un cuadrado de 14 a 16 pulgadas de lado (35 a 40 cm.). En la operacion, el aire de las toberas baja a traves de la carga i pasando por el ante-crisol sale por la garganta donde los gases arden con una llama brillante. El interior del ante-crisol está así constantemente mantenido a la temperatura de un horno de reverbero; la escoria, excesivamente básica, se mantiene líquida i es bogada de tiempo en tiempo. El eje contiene alrededor de 55% de cobre i la escoria lleva ménos de 1% de cobre.

Arriba, el horno no manifiesta signos de lo que está pasando abajo; en efecto, es difícil creer que está en completa marcha. La única muestra de que algo sucede abajo es una escasa humareda pesada que se ve de vez en cuando desde el piso de carga. No hai cámara de polvos; en efecto, el horno no produce polvo. Hai una chimenea a un lado del horno, pero yo no ví nunca salir humo por ella. No hai construccion superior de ninguna clase, lo cual deja el piso de carga completamente despejado. El horno marcha con una atmósfera neutra o reductora i emplea 14% de coke. Parece que puede reducirse en gran proporcion usando los gases que escapan del ante-crisol para calentar el aire

antes de entrar al horno, lo que el señor Donoso se propone hacer en la primera oportunidad.

Ningun esfuerzo especial ha hecho el señor Donoso para aumentar la profundidad del horno bajo las toberas, de modo que la carga no recibe prácticamente preparacion antes de llegar a la zona de fusion. Creo que la operacion seria notablemente mejorada aumentando considerablemente la distancia entre las toberas i el plan del horno.

Hai varias otras cosas interesantes en la fundicion de El Volcan, i entre ellas los convertidores maniobrados. En verdad, es realmente educativa una visita a este lugar donde se ven los pasmosos resultados que pueden obtenerse por medios que parecen absolutamente inadecuados. El señor Donoso modestamente niega tener conocimientos especiales de metalurjia e insiste en que es un abogado, pero a mi juicio el horno de El Volcan es una de las mas hábiles soluciones que yo haya visto de un problema tan difícil.

R. L. LLOYD



Estudio de la Zona Carbonífera de Chile

(Continuacion)

PRIMERA PARTE

Compañía de Arauco Limitada

Esta Compañía es dueña de las minas carboníferas de Maquehua, Peumo San José de Colico i Curanilahue; i del Ferrocarril de Concepcion a «Los Rios de Curanilahue».

Por el momento nos ocuparemos únicamente de las minas carboníferas, dejando el estudio del ferrocarril para cuando tratemos de los medios de transporte de que dispone la industria carbonífera de Chile.

Esta Sociedad fué formada en Lóndres en el año 1885, con un capital primitivo de 477.800 libras, suscritas en la forma siguientes:

Acciones de 10 libras.....	352.800
» preferentes de 10 libras.....	125.000

Obligada, a causa de ciertos percances financieros a aumentar su capital, levantó en Lóndres, en el año 1888, un empréstito de 400.000 libras, hipotecando su ferrocarril i traspasando la garantía de 5% que sobre el capital de construccion le reconocia el Gobierno de Chile durante 20 años. Esta operacion, en lo que se refiere al contrato de garantía, fué autorizada por decreto supremo de fecha 17 de enero de 1889.

En el año 1892, con hipoteca de las propiedades carboníferas i segunda hipoteca de su ferrocarril, la Compañía Arauco efectuó un nuevo empréstito de 150.000 libras.

Diez años despues, en 1902, se procedió en Lóndres a la liquidacion de la primitiva Sociedad despues de arreglos con sus acreedores, reformándose sobre nuevas bases, quedando fijado el nuevo capital de la Compañía en la suma de 1.075.000 libras, en la forma siguiente:

Acciones.....	500.000
Bonos	575.000

La residencia legal de la Compañía está fijada en Lóndres.

Por decreto supremo de fecha 21 de enero de 1887, el Gobierno de Chile autorizó a los señores Gunston, Edmondson i Compañía, para que ejercieran en Chile el cargo de agentes de la primera Sociedad.

El Jereute actual de la Compañía Arauco Limitada, con residencia en Coronel, es el señor David Angus, el cual tiene a su cargo la administracion jeneral, tanto de las minas como del ferrocarril.

La formacion carbonífera que bordea la costa del Pacífico i en la cual están situados los establecimientos mineros que hemos descrito anteriormente, se apoya en estratificacion discordante sobre los terrenos antiguos que forman la Cordillera de la Costa.

Hasta Lota, no se encuentra ninguna interrupcion en esta formacion, pero mas allá existe un promontorio de esquistos antiguos que la interrumpen completamente para reaparecer nuevamente a la altura de Laraquete.

Desde este punto, empieza la formacion de la provincia de Arauco, paralela tambien a la costa del Pacífico, pero en condiciones algo diversas respecto a sus yacimientos.

Miéntas que los primeros se inclinan e internan inmediatamente bajo el mar, la zona que encierra los segundos se ensancha estensamente, llegando a un ancho de varios kilómetros hácia el oeste, i se operan en ella cambios importantes en sus condiciones estratigráficas, desapareciendo del todo las explotaciones submarinas.

En esta zona están situadas todas las minas de la Compañía Arauco Limitada.

Respecto a las minas de Maquehua, he dado al principio de este capítulo una rápida reseña de ellas. Fueron trabajadas primitivamente por los señores Van der Heyde i el jeneral peruano don Mariano Ignacio Prado, i habían alcanzado un importante desarrollo, hasta la fecha en que se formó la Compañía que nos ocupa.

En este yacimiento, se encontraron únicamente dos capas de carbon, denominadas la «Chica» i la «Alta», las cuales se encuentran separadas por una distancia vertical de diez metros. La inclinacion de estos mántos es de 16° al oeste; su grueso es el siguiente:

Chica.....	= 0,90 m.
Alta.....	= 1,65 »

El único manto explotable con provecho es el de la «Chica»; el manto de la «Alta», se presenta muy piritoso i mezclado con capas intermediarias de una tosca negra, no presentando un grueso de mas de 0,60 m. con carbon puro de buena clase.

Durante el año 1883, el diario alemán *Peterman's Mittheilungen*, publicó algunos datos sobre estas minas i las rejiones vecinas que comprenden Quilachanquin i Peumo, entre los cuales leemos:

«Al dejar la costa, se estiende un llano ondulado de 120 millas inglesas, cuyos límites orientales forman las faldas de la cordillera de Nahuelbuta. La elevacion de este territorio alcanza hasta 315 metros sobre el nivel del mar, i está formado principalmente por unos conglomerados arenosos gredosos i por areniscas jenuinas.

«Embutidos contiene varios depósitos de carbon, cuya direccion es de norte a sur, con una inclinacion de 15° al oeste».

En la parte jeológica de nuestro estudio, daremos la correlacion que existe entre todos los mantos que forman los yacimientos de esta rejion.

Las minas de Maquehua, no fueron comprendidas en las que constituyeron la base para la formacion de la Compañía Arauco Limitada, únicamente se contaba con las de Peumo, Colico i Curanilahue, sobre las cuales se creia tener completo dominio, ignorando que por transacciones anteriores, sus vecinos, los dueños de Maquehua, habian obtenido ciertos derechos sobre los carbones de Peumo i Colico.

Para evitar verse envuelta en cuestiones judiciales, largas i engorrosas, la Compañía Arauco se resolvió a comprar la propiedad carbonifera i territorial que formaba las minas de Maquehua, con sus maquinarias, su ferrocarril a Lاراquete i todos sus anexos, en la crecida suma de 175.000 libras esterlinas.

Esta transaccion se efectuó el año 1888 i fué una de las causas que motivaron el primer empréstito de 400.000 libras, que se hizo en Lóndres en el mismo año, sin el cual, la Compañía no hubiera podido seguir sus operaciones.

Compradas estas últimas minas, la Compañía abandonó su explotacion a los pocos meses, para dedicarse esclusivamente a las minas de Colico, Curanilahue i Peumo.

El campo carbonifero de Peumo i Colico contiene de siete a diez mantos de carbon, de los cuales dos o tres, únicamente, son explotables. En Curanilahue, los mantos descubiertos i explotables son dos: la «Doble» i la «Alta». Existe tambien un mantito intermediario, sin valor, con 10 cm. de grueso que los mineros llaman «Rauch».

Los yacimientos carboníferos de la Compañía Arauco Limitada, son cortados e interrumpidos por numerosas fallas i botamientos. Una indiferencia inconcebible por parte de una compañía extranjera, que en muchas ocasiones ha enseñado ideas progresistas, le hizo descuidar el estudio jeológico i el reconocimiento del campo explotable en relacion con estas fallas i fracturas, descuido que llegó hasta comprometer su porvenir.

Casi todas sus costosas instalaciones primitivas, bien estudiadas en lo referente a los motores de estraccion i su planta de maquinarias, están hoy aban-

donadas a causa del total agotamiento del campo carbonífero al cual eran destinadas, sin haber prestado todos los servicios que se podía esperar de ellas.

Se han abierto sucesivamente muchas otras labores, sin que se note, sin embargo, un mejoramiento en los métodos que han servido para la eleccion de estos centros de estraccion.

En los años 1903 i 1904, la produccion de las minas carboníferas de esta Compañía llegó a su cifra minimum con un precio de costo del carbon mui elevado. Sus minas, principalmente las de Curanilahue, llegaron a un tal estremo de mala explotacion que se pudo temer por su porvenir.

Para remediar esta situacion, la Compañía contrató en Lóndres dos injenieros de minas, Mr. Campbell i Mr. Russel, que llegaron a Chile en el curso del año 1905, i tomaron a su cargo la direccion técnica de las minas de Curanilahue i Colico, respectivamente.

Desde esta fecha, data su resurreccion, todo fué mejorado, la ventilacion, el desagüe, la estraccion, etc., con el aprovechamiento completo de los yacimientos por la adopcion de nuevos métodos de explotacion, ademas de la iniciacion de nuevas labores abiertas en condiciones mas perfectas para la estraccion del combustible.

Las mejoras introducidas pueden hacer esperar para un porvenir próximo, una cifra de estraccion que pasará de 200.000 toneladas anuales.

Solo las minas de Peumo han quedado en el mismo estado. En los primeros meses del presente año, la explotacion se hacia todavía en condiciones imperfectas, con una ventilacion deficiente i motores de estraccion viejos i mal instalados; la produccion era reducida i el campo carbonífero reconocido casi nulo.

MINAS DE PEUMO

Estas minas, con las de Maquehua, forman las pertenencias norte de las propiedades carboníferas de la Compañía Arauco Limitada, deslindando con las de Quilachanquin, por el norte i el este, de las cuales están separadas por el rio de Carampangue; por el sur, con las minas de Colico de la misma Compañía.

El dominio de la Compañía Arauco en Peumo, se estiende únicamente sobre los yacimientos carboníferos por los cuales paga una regalía mensual de quinientos pesos a los dueños del suelo.

La estacion de Peumo del ferrocarril a Concepcion dista 60 kilómetros de esta última ciudad i 41 kilómetros del puerto de Coronel.

Este yacimiento se explota de un modo formal desde el año 1889 i desde aquella época han sido abiertos varios piques verticales i galerías inclinadas para la estraccion del carbon.

PIQUE NÚM. 1

Está situado a pocos metros al este de la línea férrea, en la proximidad de la estacion, fué profundizado hasta los 198 metros; a los 150 metros cortó un

manto de carbon de regular calidad, de 75 centímetros de grueso, que se denominó el Peumo; a los 177 metros otro manto de 80 centímetros de grueso, dividido con una faja de una esquita piritosa de 10 a 15 centímetros de grueso, i a los 190 metros, otro manto de un metro de espesor, pero en el cual el carbon puro solo alcanzó un grueso de 40 a 50 centímetros.

Fuera de éstos, se cortó mantos delgados inesplotables. Todos los mantos tienen una inclinacion al oeste que varía entre 14 i 18°.

En el pique que nos ocupa, el piso de estraccion se estableció a los 160 metros, dirijiendo los labores sobre el manto Peumo.

La maquinaria de estraccion se componia de una máquina horizontal Compound, de alta i baja presion, calculada para 100 C. V. de fuerza e instalada en un bonito edificio situado a algunos metros al norte del pique. El carbon salia del interior en carritos colocados sobre jaulas de fierro guiadas por cables. Las jaulas eran dos, una ascendente i la otra descendente.

Por motivo de las fracturas que cortan las estratas i botan los mantos a otro nivel, el campo carbonífero disponible se agotó rápidamente i este pique tuvo que abandonarse.

La maquinaria exterior dejada en su mismo lugar, se ocupa actualmente en la estraccion del carbon de un chiflon abierto a 300 metros mas al sur, como lo describiremos mas adelante.

PIQUE NÚM. 2

Este fué abierto al sureste del anterior i quedó en actividad durante un año. Alcanzó una hondura de 40 metros verticales i sirvió para estraer el carbon del manto Peumo que se presentó a los 30 metros de profundidad, con un grueso de 78 centímetros.

PIQUE NÚM. 3

Alcanzó a 16 metros de profundidad i prestó mui pocos servicios; se esplotó en él igualmente el manto Peumo.

CHIFLON NÚM. 1

A 300 metros al sur del pique número 1, a la orilla este de la línea férrea, existe esta labor en actual esplotacion. Consiste en una galería inclinada con 1,80 metro de ancho por 1,50 metro de altura, alcanzando un largo de 525 metros. Tiene una inclinacion con direccion oeste de 18° bajo la horizontal. Se explota por éste, el manto Peumo, que se presenta allí con un grueso de 75 a 80 centímetros.

La estraccion del carbon se hace, de una parte, ocupando la maquinaria del antiguo pique número 1; i de otra, por medio de una pequeña instalacion situada en la proximidad de esta labor, la cual consiste en una máquina de estraccion horizontal, con dos cilindros de alta presion, que fué construida en la maestranza que la Compañía de Arauco posee en Coronel. Los cilindros provienen de antiguas locomotoras dejadas fuera de servicio, i tienen un diámetro

de 0,280 m. Esta máquina desarrolla una fuerza de 15 C. V.; mueve un tambor de madera de 2 m. de diámetro i 1,50 de ancho, sobre el cual se enrolla el cable de estraccion. Este es de alambre de acero i mide 0,025 de grueso. Arrastra desde el interior ocho carritos carboneros con capacidad cada uno de 400 kilogramos aproximadamente. Los carros son de madera i van enganchados los unos a los otros por medio de cadenas i ganchos de fierro. Sus dimensiones son: 1,15 m. \times 0,90 \times 0,60 m.

Esta máquina recibe el vapor producido por medio de un caldero del tipo Cornich, construido por la casa Balfour Lyon, de Valparaíso; tiene 6,10 metros de largo con 1,52 metro de diámetro i presenta una superficie de calentamiento de 35 m.²

La máquina del pique número uno, provista de un largo cable arrastra desde el interior del chiflon, i en la misma forma que la precedente, catorce de los mismos carros.

Debido a la ubicacion de esta labor en el mismo recinto de la estacion, estos carros al salir de la mina son vaciados directamente en los carros del ferrocarril que llevan el carbon a los lugares de consumo.

Para que la estraccion se efectúe sin tropiezo, la galería inclinada está provista en todo su largo de una doble línea de rieles con trocha de 0,50 m. de ancho; una línea por cada máquina. La bajada de los carritos se hace por simple gravitacion; al efecto, los tambores están provistos con frenos de friccion circular que retiene la corrida en bajada. Los cables en la galería, descansan sobre rodillos de fierro colocados de distancia en distancia en el centro de cada línea.

Al interior, los carritos son empujados a mano desde los frentes del laboreo hasta la plataforma de enganche servida por la máquina de estraccion.

La instalacion para las señales de marcha es mui primitiva, i consiste en un martillo que golpea sobre una plancha de fierro, colocada al alcance del mecánico i movida por medio de un grueso alambre.

Desagüe.—Las estratas que forman este yacimiento son poco permeables i el agua que corre en las labores es mui poca. El desagüe se hace durante algunas horas de la noche, empleando para esta operacion cajones hechos de palastro i montados sobre ruedas. Sus dimensiones son las siguientes: 2 m. \times 0,90 m. \times 0,70 m. i estraen aproximadamente una tonelada de agua en cada viaje. Están provistos en su parte inferior de una compuerta que funciona automáticamente para llenarlos.

Estos cajones se colocan en la estremidad de los cables de estraccion en lugar de los carritos carboneros, i son movidos por las mismas máquinas.

CHIFLON NÚM. 2

Esta labor está situada al oeste de la línea férrea, a una distancia de mas o ménos 500 metros. Consiste en una galería inclinada de 1,50 metros de ancho por una altura igual; se dirige al oeste magnético, con una inclinacion bajo la horizontal de 18 grados. A los 30 metros corta el manto Peumo, siguiéndolo en seguida. Su largo actual es de 340 metros.

La explotación interior se hace por el sistema de «longwall».

La planta de maquinaria para la extracción la constituye una máquina vertical de la marca John Fowler, de Leeds, con cilindros de 0,190 m. de diámetro, que mueve un tambor de madera de tres metros de circunferencia, sobre el cual se enrolla el cable de extracción.

Esta máquina desarrolla una fuerza de 48 CV.

El vapor proviene de un caldero vertical del sistema Hermann-Lachapelle, que la entrega al motor con una presión de cinco atmósferas.

La alimentación del caldero se hace por medio de un inyector «Jiffard». El gasto en combustible es aproximadamente de dos toneladas diarias de carboncillo.

Como en el chiflon número uno, los carritos carboneros llegan a la superficie en corridas de seis a ocho, i bajan por simple gravitación, retenidos en su descenso por un freno colocado sobre el tambor de la máquina.

Al interior, la tracción se hace a mano desde los frentes de arranque hasta la plataforma de enganche de la maquinaria.

Estas minas no son propensas a la formación del gas grisú, i el alumbrado interior se hace por medio de lámparas comunes alimentadas con aceite de ballena.

Desagüe.—El desagüe se hace de noche, de igual modo que en las otras labores, empleando recipientes de palastro de la misma forma i capacidad que los ya descritos.

Como lo hicimos notar anteriormente, la producción de estas minas es muy reducida, alcanza apenas a ochenta toneladas diarias i el campo de explotación reconocido es casi nulo. Los frentes del laboreo tienen poco desarrollo, la ventilación es deficiente, i como se puede juzgar por la descripción de sus maquinarias de extracción, las instalaciones no pueden ser más rudimentarias.

La Compañía hizo efectuar algunos sondeos para reconocer la existencia de los mantos de carbon en los terrenos de que dispone por su contrato i que forman todo el fondo Peumo; pero hasta la fecha ignoramos con qué resultado

Estas minas ocupan un número de operarios que fluctúa al rededor de doscientos, de los cuales 60 pertenecen a las faenas exteriores.

Los precios pagados son los siguientes:

Barreteros, \$ 0,50 por cajón, o sea, el contenido de un carrito carbonero.

Carretilleros, ganan de \$ 1,80 a 2,50 diario.

Los taqueros, enmaderadores, camineros i otros peones, \$ 1,50 diario.

Los mecánicos, carpinteros, albañiles, de \$ 1,75 a 2,25 diarios.

Los niños menores de doce años, \$ 0,50 diario.

No existe en esta mina ningún servicio médico especial; pero en caso de accidente o enfermedad grave, los heridos o enfermos son llevados inmediata-

mente en un tren especial a Colico, en donde la Compañía tiene establecido un servicio completo de socorro, con hospital, dispensaría i botica, servidos por un médico i un practicante.

Al Sur de Peumo existe el mineral de San José de Colico, unido igualmente al ferrocarril de la misma Compañía.

La estacion de Colico dista 79 kilómetros de Concepcion i 51 kilómetros del puerto de Coronel.

La propiedad que encierra estas minas deslinda por el sur, con los fundos «El Descabezado», de la sucesion del señor don Cardemio Avello, i el de «Los Rios de Curanilahue», de propiedad de la Compañía Carbonífera del mismo nombre, de los cuales está separado por el rio de Curanilahue.

El fundo Colico pertenece al señor don Zenon Herrera, i los depósitos de carbon encerrados en el subsuelo han sido cedidos a la Compañía Arauco Ld., que paga por ellos una contribucion de veinticinco centavos por cada tonelada de carbon estraido.

Las condiciones jeológicas de este mineral son mas conocidas que las del anterior, aunque todavía de un modo incompleto, i es en éste en donde los trabajos de estraccion del carbon han tenido su mayor desarrollo. De él ha salido la mayor parte de la produccion entregada al comercio por la empresa industrial que nos ocupa.

Diez mantos de carbon han sido descubiertos en este yacimiento i de ellos cuatro son explotables: la Mora, la Fortuna, la Alta Primera i la Alta Segunda.

En estas minas, muchas labores han sido abiertas i habilitadas para la explotacion del carbon; pero la mayor parte han sido abandonadas despues, por el agotamiento de los mantos carboníferos en su proximidad. Citaremos:

Pique número 1, con 260 metros de profundidad vertical, en actual explotacion,

Pique número 2, con 149,50 metros de profundidad vertical, abandonado,

Pique número 3, con 183 metros de hondura, abandonado,

» » 4, con 87 » » »

» Pascua, con 30 » » »

» número 6, con 90 metros de profundidad vertical; en actual explotacion,

Pique número 7, con 112,20 metros de profundidad, abandonado,

» viejo de la Mora, con 112 metros de hondura, abandonado,

Una galería inclinada al lado del pique número 6, para facilitar la explotacion del carbon.

Por el momento nos limitaremos a la descripcion de las labores en trabajo.

PIQUE NÚM. 1

Este pique fué iniciado alrededor del año 1887. Está retirado a 2 kilómetros al oeste de la estacion de Colico. Es de seccion circular con 3,20 metros de diámetro interior; está enmaderado únicamente en sus primeros metros, siguiendo despues en las estratas, sin ninguna clase de revestimiento.

Fué abierto hasta la profundidad de 260 metros; cortó en este espacio dos mantos de carbon: el primero, la Mora, a los 150 metros con 55 cm. de grueso, de excelente calidad; el segundo manto, La Fortuna, se encontró a los 181 metros, es igualmente de buena calidad pero desgraciadamente dividido en dos partes por una lista de tosca de 0,06 metro de espesor; el grueso del carbon puro es de 45 c/m.

Las labores de explotacion interior se han estendido en toda direccion, pero principalmente al oeste.

Como lo hemos dicho anteriormente, estos yacimientos carboníferos están cortados por numerosas fallas i botamientos. En direccion oeste, se nota que los movimientos de las estratas, se han producido en forma dominante de abajo arriba. Este fenómeno ha producido en la explotacion por el pique número 1, la aparicion de dos mantos explotables que pertenecen a la parte interior de la formacion, que se han presentado repentinamente; la Alta primera i la Alta segunda, que aumentaron notablemente el campo de explotacion disponible en esta labor.

Al exterior, para servir la explotacion, existe un motor de estraccion ya antiguo, formado de una máquina horizontal de dos cilindros de alta presion, sin condensacion, de la fábrica Fawgett, Preston C.º, de Liverpool, de las dimensiones siguientes:

Cilindros, Diámetro.....	= 0,762 m.
Carrera del émbolo.....	= 1,830 »
Revolucion por minuto.....	= 60
Fuerza en C. V.....	= 150

Esta máquina es reversible i al efecto está provista de una colisa de sistema «Allan».

Mueve un tambor de 4,50 metros de diámetro sobre el cual se enrolla el cable de estraccion. Este es de alambre de acero con un grueso de 0,038 m.

Soporta en cada una de sus estremidades una jaula de fierro, en las cuales se colocan los carritos carboneros; una sube mientras la otra baja. Los carritos que sirven para la estraccion del carbon tienen como dimensiones: 1,15 m. x 0,90 m. x 0,60 m. i su capacidad es aproximadamente de 400 kilogramos.

Las jaulas están unidas al cable por medio de un gancho de seguridad (King's Hook) que mantiene suspendida la jaula en caso de que, por una falsa maniobra del mecánico, viniera a hacerla pasar mas allá del piso de recepcion.

Cada jaula está guiada en todo el largo del pique, en sus movimientos de subida o de bajada, por medio de tres cables de alambres, que impiden que tengan oscilaciones laterales.

La cabria de la estraccion se eleva encima del pique, está hecha de madera, con una altura aproximada de 12 metros. Las dos poleas superiores que soportan los cables, tienen un diámetro de 4,50 metros.

El vapor se produce a 5 atmósferas de presion, en un caldero del tipo Lancashire de 9,10 metros de largo, con 2,13 metros de diámetro i una superficie de calentamiento de 80 m.²

El piso interior para la estraccion, está colocado a 190 metros de la superficie.

Los sistemas de explotación adoptados son el «Longwall» en el manto Mora i pilares con galerías en los mantos Alta 1 i 2.

El Longwall se aplica con frentes escalonados de 40 metros de estension cada uno.

En esta última labor, se produce un fenómeno del todo especial: las estratas superiores e inferiores de los mantos carboníferos se presentan con una gran solidez i permiten extraer el carbon sin emplear madera para fortalecer las labores. Se ha notado que no hai caída de las estratas, aun despues de muchos años de abandono, i he podido ver personalmente, en la parte sur del pique, un vasto hueco que abarca una superficie de 450 metros de largo por 350 metros de ancho, producido por el disfrute del manto de carbon, i abandonado mucho tiempo atras sin que se note la mas mínima señal de debilitamiento, ni en el techo, ni en el piso.

El poco tiempo que me fué dado para estudiar estas minas, no me ha permitido detenerme en ellas con la atencion que el caso requiere, pues existe allí un problema interesante, ademas del peligro que podrá presentarse tal vez un dia para los habitantes de la superficie, por una caída repentina de las estratas superiores, que abarcando tan vasta estension, pueden tener consecuencias difíciles de prever.

La traccion interior se hace por medio de un torno movido por caballos, que arrastra un cable tendido a lo largo de la labor maestra i al cual se enganchan los carros en corrida de 8 a 10, para llevarlos al pié del pique. De los frentes de laboreo, los carritos llegan a la plataforma de enganche del torno, arrastrado por caballos.

Hai en el interior 28 caballos ocupados en esta tarea.

Las estratas que forman este yacimiento, ademas de ser firmes, son casi impermeables, de modo que, a pesar de su gran profundidad, las labores quedan en seco. Se nota únicamente algunas filtraciones que provienen de las fracturas i fallas que atraviesan la explotación.

Para el desagüe, se ocupa únicamente un cajon de palastro de una tonelada de capacidad aproximadamente, suspendido debajo de las jaulas, el cual funciona automáticamente, llevando agua en cada viaje de estraccion. Este sistema tiene el gran inconveniente de producir una lluvia constante en el pique, perjudicial i molesta para los mineros.

Se calcula en 300 toneladas diarias el agua extraida de esta mina.

Ventilacion.—La ventilacion se hace por medio de un ventilador aspirante, colocado encima de un antiguo pique de estraccion, situado a unos cientos de metros del pique número 1; para lo cual, las labores interiores fueron unidas con

este antiguo pique. La corriente de aire entra por el número 1, recorre las galerías i los frentes de las labores i sale por el pique del ventilador.

Este es del sistema *Scheele*, tiene 6 m. de diámetro i su poder de aspiracion es de 2.240 metros cúbicos por minuto. Produce en el manómetro de agua, una depresion 6 a 7 centímetros.

PIQUE NÚM. 6

Tiene 90 metros de profundidad vertical con diámetro igual al del pique número 1. Cortó el manto Mora a los 51 metros i el Fortuna a los 75 metros.

El primero se presenta con un grueso de 1,10 metros i una inclinacion al oeste de 14°; el segundo tiene un espesor en carbon de 1,22 m. dividido por un mantito de tosca en la forma siguiente:

Carbon.....	0,685 m.
Tosca.....	0,076 »
Carbon.....	0,533 »

Inclinacion al oeste, igual al precedente.

La extraccion del carbon se hace por medio de una máquina horizontal de dos cilindros, de alta presion, con las dimensiones siguientes:

Cilindros, diámetro.....	0,254 m.
Carrera del émbolo.....	0,355 »
Revoluciones por minuto.....	120 »
Fuerza en c. v.....	40 »

Esta máquina mueve un tambor de 2,43 metros de diámetro, sobre el cual se enrolla el cable de extraccion de alambre de acero, con 0,025 m. de diámetro.

Recibe el vapor a 5 atmósferas de presion por dos calderos del tipo Cornish, fabricado por Fawgett, Preston Co. de Liverpool; tienen un largo de 6,10 metros con un diámetro de 1,52 metros, i presentan una superficie total de calentamiento de 64 metros cuadrados.

Encima del pique hai una cabria de madera con 10 metros de altura, que tiene en su parte superior dos poleas de 1,13 metros, que soportan los cables de extraccion, a los cuales están suspendidas las jaulas que reciben los carritos carboneros. Una jaula sube mientras la otra baja, ámbas guiadas por medio de tres cables de alambre que impiden las oscilaciones laterales.

Los cables de extraccion tienen un diámetro de 0,025 metros; los cables-guías un diámetro de 0,020 metros.

Para facilitar la explotacion se ha abierto al lado del pique una galería inclinada en 18 grados, que va a cortar los mismos mantos. Esta labor está servida por un motor locomóvil Robey, de 20 C. V. de fuerza nominal, que mueve un tambor de 1,20 metro de diámetro, sobre el cual se colocó el cable

de extraccion, al cual se enganchan los carros carboneros. Esta galería está enriellada en todo su largo, con una pequeña línea de 0,50 metro de trocha.

Desagüe.—Esta galería sirve tambien para el desagüe de la mina, que se hace por medio de un cubo de palastro calculado para contener una tonelada de agua aproximadamente. Sus dimensiones son las siguientes: 2,00 m. + 0,90 + 0,70 m. Tiene en su parte inferior una compuerta que funciona automáticamente cuando se llena. Este cubo está montado sobre ruedas i se engancha al cable del motor Robey, en lugar de los carros cuando hai necesidad.

Ventilacion.—La ventilacion en este pique es mui deficiente; un chorro de vapor proyectado al interior produce una corriente ascendente del aire.

Las emanaciones del gas gristú en estas minas son completamente desconocidas.

El alumbrado interior se hace por medio de lámparas comunes alimentadas con aceite de ballena.

A fines del año 1905, los trabajos de explotacion han sido puestos bajo la direccion técnica de Mr. A. Russel, uno de los ingenieros de minas contratados en Londres por la Compañía.

La llegada de este profesional provocó un cambio radical en las condiciones de explotacion, con la adopcion de un nuevo plan de trabajo i el mejoramiento de un nuevo material de extraccion, calculado para llegar a una produccion de 1.000 toneladas diarias.

Una nueva máquina de extraccion, mas moderna, ha sido pedida en Londres a la Casa Thornewill and Warham, para reemplazar la de Fawgett Preston del pique número 1, desde hace muchos años en servicio.

Para la traccion interior, los tornos movidos con caballos se reemplazarán por otros movidos por el aire comprimido, que será producido en la superficie por medio de compresoras de aire de la marca Walker Brothers.

Al interior, para el arranque del carbon, i poder reemplazar el trabajo a mano de los barreteros, se pone en ensaye perforadoras de un sistema perfeccionado, i movidas por el aire comprimido. Para el objeto, se reciben tres de estos aparatos; trabajan cortando el carbon en la parte inferior del manto, i abriendo una ranura vertical en uno de los lados. Un solo tiro con explosivos basta en seguida para hacer caer una gran cantidad de carbon. Estas perforadoras son de la marca «Little Diamond» (compressed air Undercutting and shearing Machine).

La extraccion del agua por medio de los primitivos cajones de palastro que hemos descrito, será reemplazada por la de bombas movidas tambien por el aire comprimido.

El carbon, que sale de los piques, va a los harneros que separan el carbon granado, del carboncillo para caer en seguida en los carros carboneros que arrastra el ferrocarril.

Para el fácil transporte del producto de sus minas, la compañía Arauco Lda. ha construido un desvío que, saliendo de la estacion de Colico de su ferrocarril a Concepcion, termina en la proximidad de sus piques.

La produccion de estas minas, en los años 1905-1906, i los primeros meses de 1907, se puede calcular en una cifra que fluctúa entre 3.300 i 3.800 toneladas mensuales.

El administrador de las minas de la Compañía Arauco Lda., con residencia en Colico, es el señor don Arturo Hughes.

Las oficinas son atendidas por cuatro empleados.

El número de trabajadores varía entre 500 i 600, cifra que se puede repartir, en término medio, en la forma siguiente:

490 al interior, de los cuales 150 son carreteros, i 60 al exterior.

Los sueldos pagados son los siguientes:

Barreteros: 60 centavos por cajon, o sea la medida contenida en un carrito carbonero;

Carretileros: tres i cinco centavos por carritos llevados desde los frentes a las plataformas de enganche. Su sueldo varía entre \$ 1,50 a \$ 3 diarios;

Los bosqueros i enmaderadores: \$ 1,50 diario;

Los camineros, tumbadores i otros peones al dia ganan de \$ 1,30 a 1,50 diarios;

Los mecánicos carpinteros, albañiles i otros profesionales ganan \$ 1,75 a 2,25 diarios;

Los niños menores de 12 años ganan cincuenta centavos diarios.

Todo el personal administrativo, técnico i obrero recibe alojamiento gratuitamente en casas de propiedad de la Compañía, edificadas alrededor de los piques.

Existe una pulpería dividida en varias secciones i abundantemente provista de todas clases de mercaderías, instalada por cuenta de la administracion, i en la que se expende a precios equitativos los artículos de consumo, reduciendo la ganancia sobre los de primera necesidad.

(Continuará)

