

BOLETIN
DE LA
Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárlos Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárlos
Avalos, Cárlos G.
Elguin, Lorenzo
Gandarillas, Javier
Lanas, Cárlos



Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro
Maier, Ernesto
Malsch, Cárlos
Pinto, Joaquin N.



Soza Bruna, Francisco
Vattier, Cárlos
Videla, Augusto
Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Estudio de la rejion carbonífera de Chile

REFUTACION AL INFORME DEL JEÓLOGO SEÑOR BRUGGEN (I)

PRIMERA PARTE

Prescindiremos en absoluto del tono burlesco e hiriente de que ha hecho gala en la introduccion de su informe el jeólogo del Ministerio de Industria, señor Brüggén, tono i calificativos que no cuadran a una persona culta ni a un hombre de ciencia.

Contestamos porque debemos destruir la mala atmósfera que nos ha querido crear el señor Brüggén i lo hacemos como si se tratara realmente del trabajo de un jeólogo serio i experimentado, dejando que el público ilustrado aprecie debidamente la crítica i la obra del jeólogo Brüggén.

No buscaremos el móvil que ha tenido Brüggén para proceder de tan extraño modo, pero dejaremos constancia de que parece que hubiera sido contratado para discutir a las personas que han dedicado i siguen dedicando su tiempo i sus conocimientos al desarrollo de la industria carbonífera nacional, mas bien que para ayudar con sus luces al fomento de dicha industria.

La obra de Brüggén, es solo una recopilacion de lo que existe i se ha publicado hasta la fecha sobré carbon, en informes, planos i perfiles, tanto de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía, como de explotaciones particulares. Esta

(1) Boletín de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía.

recopilacion la ha arreglado Brügger a su antojo para presentar un trabajo al parecer importante, pero que en realidad carece de orijinalidad i sobre todo que no ha abierto horizonte alguno nuevo para el fomento de la industria carbonífera nacional.

I no podia verdaderamente esperarse otro resultado puesto que, desde hace mucho tiempo atras, no se ha abierto ninguna nueva explotacion de carbon de alguna importancia, ni se han hecho nuevos reconocimientos fuera de los emprendidos por la Inspeccion de Minas. Brügger no ha podido disponer por consiguiente sino de los datos que ya habian servido de base a las personas que se han ocupado anteriormente de la cuestion i especialmente al eminente profesor de jeolojía de la Universidad de Chile, don Alfonso Nogues, que la trató con toda maestría.

Para el futuro no se divisan otros elementos nuevos fuera de la apertura del pique que hace en Quilachanquin la Compañía Carbonífera de los Rios de Curanilahue, la explotacion en mayor escala de las minas de Pilpilco i los sondeos de la Inspeccion de Minas i Jeografía.

Como Brügger, fuera de los elementos citados, solo dispone en las rejiones que se propone estudiar en los años venideros, de los raros cortes en descubier-to en los montuosos valles de los rios grandes o de los sedimentos de los riscos de mar, es de presumir que su obra no será mas provechosa ni dará ninguna luz. Lo emplazamos para el porvenir.

Para reconocer i ubicar una estension carbonífera, es necesario tener elementos i personal experimentado.

En Béljica, el reconocimiento de 800 kilómetros cuadrados del nuevo yacimiento carbonífero de la Campina ha necesitado mas de diez años de tiempo, una inversion de mas o ménos doce millones de francos i el concurso de un numeroso grupo de jeólogos e ingenieros de minas, fuera del personal de sondeadores.

El reconocimiento i la ubicacion del carbon de los 1,600 kilómetros cuadrados de la provincia de Arauco, necesitará, pues, mucho personal i capital, si se quiere andar con rapidez.

Mientras Brügger continúe sus exploraciones, la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía seguirá en la provincia de Arauco, con los pocos elementos de que dispone, i prescindiendo de su opinion, el levantamiento del mapa carbonífero i los reconocimientos a barreno, con la esperanza de poder manifestar poco a poco la riqueza del estenso emporio de combustible mineral de buena clase que existe en la provincia de Arauco, para que los capitalistas vengan a dedicar sus dineros al desarrollo de esta importante industria, la cual será una nueva fuente de riqueza nacional.

I aunque le pese a Brügger, hemos sido nosotros los primeros en dar a conocer en publicaciones i planos, la importancia de la rejion carbonífera del centro de Arauco.

Tenemos derecho a exigir *se nos reconozca nuestra modesta obra.*

Empieza Brügger diciendo: Esta reseña literaria era necesaria para poder aprovechar los argumentos i conclusiones ya conocidos de trabajos anteriores,

a pesar de que casi todas las publicaciones hasta ahora aparecidas, *con escepcion de las exploraciones especialmente jeológicas de Steinmann* fueron de una utilidad mui reducida.

No conocemos la obra de Steinmann ni discutiremos su mérito. Mas adelante veremos que no faltan, sin embargo, razones para dudar de su infalibilidad, sobre la sola afirmacion de Brügger, tanto mas cuanto que esta opinion es la base, no propia, sobre la cual Brügger ha combatido las ideas admitidas hasta la fecha de la obra de Nogues, especialmente, i de las obras de Charles Darwin, M. L. Crosnier, Guillermo Ballaert, Paulino del Barrio, Enrique Concha i Toro, Mallard i Fuchs, R. A. Phillippi, H. Engelhardt, J. Domeyko, A. Russel, etc.

Huelga todo comentario!

Steinmann, basándose sobre la clasificacion de los fósiles recojidos en 1883, en la Isla Quiriquina, publicó, segun lo dice Brügger, en 1895, una obra en la cual clasifica la formacion carbonifera de Chile, en las series oligoceno, mioceno del terciario, para las provincias de Arauco i Concepcion.

Los carbones del valle longitudinal los coloca en la serie pliocena.

Esta opinion es la que admite el señor Brügger únicamente porque es la del señor Steinmann.

El señor Alfonso Nogues, doctor de la Sorbonne de Paris i profesor de jeología de la Universidad de Chile hasta 1905, en su obra sobre *La Formacion lignitifera de Chile* (publicada en los boletines del 3.º i 4.º trimestre de 1907 de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía, premiada en el certámen bienal de 1894-1895, i cuya importancia ha sido puesta de manifiesto por un bien meditado informe pasado por los señores Schneider i Lastarria; ver nota del Director de Obras Públicas, Boletin tercer trimestre de 1907 de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía al Decano de la Facultad de Ciencias Físicas i Matemáticas, en agosto de 1905), dice en el título, Grupo de Arauco, **Boletin III**, trimestre citado, páj. 177.

«Los paleontolojistas que han determinado la mayor parte de los fósiles de la Quiriquina, Lota, Coronel, Lebu, etc., no los han recojido ellos mismos, como A. d'Orbigny, Hupé, Remond d'Orbigny, Engelhardt, etc., pero los han recibido de manos que no han tenido cuidado de notar exactamente la posicion estratigráfica de la capa que los contenia ni de la asociacion con otros fósiles.

Yo mismo, al principio de mis investigaciones, creia que las amonitas, bacculitas, etc., de la Quiriquina, se hallaban en la base de la formacion i sin mezcla con las trigonias, las pymlas, los carduines, etc.; pero el hecho de encontrar amonitas, nautilus, trigonias, pymlas, carduines, etc., todas juntas, dentro de las capas de areniscas verdes del dique de Talcahuano, ha modificado mi primera opini n».

No se puede ser ni mas honrado ni mas categórico en hechos de ciencia, para establecer una base de los cuales se sacarán las conclusiones mas naturales.

El dique se principió a construir en 1889, es decir, seis años despues de las exploraciones de Steinmann en 1883.

Steinmann, ni ménos Brüggén han estado con el señor Nogues, en esta situacion mas favorable para la recoleccion de los fósiles, cuya clasificacion ha permitido con toda justicia al antiguo profesor de jeolojía, señor Nogues, clasificar la formacion carbonífera de la provincia de Arauco en la parte superior del cretáceo i en el eoceno, período que ha podido llamar con razon época de transicion.

Esta mezcla de fósiles, así como el gran número de especies nuevas terciarias determinadas por el doctor Philippi i no comunes a Chile ni a Europa, vendria a probar que las condiciones de la vida en los mares terciarios no eran las mismas en Europa i Sud-América.

Brüggén considera toda la formacion carbonífera de las provincias de Arauco i Concepcion, como un conjunto que se divide en

- 1.^a Seccion marina inferior no carbonífera
- 2.^a Seccion central carbonífera
- 3.^a Seccion marina superior no carbonífera. (Ver anexo, Inciso IV).

i clasifica todos los mantos, que hace entrar todos en su seccion central carbonífera en dos grupos, correspondiendo el inferior a los mantos Chico, Alto i Arbol de Colico i el superior a los mantos Mora Mezcla i Fortuna de Colico, con las equivalencias siguientes:

COLICO	LEBU	CURANILAHUE	PROVINCIA DE CONCEPCION	
Mora Mezcla Fortuna	} grupo superior	Huitrera Bronceada Raton Chiflon	} mantos superiores desconocidos	Equivalencia idéntica pero sin ser comprobada.
Chica Alta Arbol		} grupo inferior		

Brüggén considera los mantos de Lota i Coronel como los mas profundos de la formacion, pues existen de allí perfiles que han llegado hasta el límite inferior; pero sin tomar en cuenta que esto puede ser una condicion local i que debe existir una discordancia jeneral en la estratificacion terciaria sobre las formaciones mas antiguas, como él mismo lo indica para la Quiriquina. Veremos mas adelante como los mantos reconocidos a hondura en el barreno de Talcahuano, podrian ser perfectamente los primeros de una nueva serie de mantos que pasarian por debajo de la seccion marina inferior no carbonífera i mas profundos todavía que los de Lota i Coronel.

La tectónica unitaria i la division bipartita de Brüggén serian, pues, erróneas.

La equivocacion de la division bipartita de Brüggén, se confirma con la comparacion de los perfiles N.^o 12 presentados por él, por la diferencia que existe en ellos. Nogues justifica la division de la formacion carbonífera de las provincias de Arauco i Concepcion en tres grupos, por la diferencia de las fau-

nas de cada lugar, i como sus conclusiones son racionales, resulta que la tectónica unitaria de Brügger está mal establecida.

Brügger dice en su página 33. «Ademas habla a favor de la autoctonía del carbon la gran irregularidad de la configuracion de los mantos a traves de grandes estensiones; a pesar de toda la variabilidad de las rocas que los acompañan, los diversos mantos de carbon mantienen al traves de toda la formacion de Arauco, intervalos iguales entre sí».

Vamos a ver como Brügger mismo se va a encargar de probar lo contrario.

La comparacion de los perfiles del plano N.º 12 de Brügger, señala diferencias mui grandes en los espesores totales, en las distancias entre los mantos de carbon i soluciones de continuidad entre las estratas estériles, marinas u otras i los mantos de carbon.

En su informe Brügger confirma estos hechos. En la estratigrafía del mioceno de Lebu dice: «la segunda seccion baja entre el pique Amalia i el pique Rosario de una potencia de 160 ms. a 110 ms. en 1,500 ms. de distancia.

El manto Huitrero explotado en Lebu pasa en Millaneco con el espesor suficiente para la explotacion.

En la mina Camaron, al norte de la falla de 120 m. la Alta tiene un espesor de 1.60 de carbon puro, en lugar de 4 capas de un espesor total de 1.70 en el pique Amalia. Llama la atencion la ausencia de los mantos Raton i Sin Nombre al norte de la falla principal».

Hablando de los campos carboníferos de Arauco, Brügger dice: «En Colico los grupos son separados por 100 metros de areniscas i distribuidos en 160 metros: en Curanilahue solo hai un grupo de dos mantos principales i numerosos secundarios restringidos a 16 metros; 150 metros mas arriba existen solo algunos mantitos apenas conocidos. (Ver Anexo, Inciso III.)

Hablando de Colico, Brügger, dice: «despues de citar capas con fósiles iguales en Santa Cruz, Minas Errázuriz i sobre el manto superior en Colico, tambien las areniscas arcillosas de color verde que contienen los bancos firmes, pertenecen a las fácilmente reconocibles capas encima del manto Huitrero de Lebu. Segun esto, ya no cabe lugar a dudas que el manto Huitrero de Lebu es idéntico con el manto Mora de Colico, *pero en Colico faltan los 30 metros de areniscas limnicas que forman el techo del manto Huitrero en Lebu, etc., etc.*

Una equivalencia así establecida no tiene base seria; tampoco se ve la regularidad en la configuracion de los mantos a traves de grandes estensiones i estas irregularidades manifestadas por los perfiles i en el informe de Brügger, prueban la discontinuidad de los mantos individualmente al traves de la provincia de Arauco, siendo difícil establecer una equivalencia a grandes distancias en estas condiciones.

La formacion aprovechable seria, pues, compuesta de bloques mas o menos importantes, con un número mas o menos grande de trozos de los mantos orijinales, diseminados en toda la estension de la formacion, entre las numerosas fallas que la cortan.

La existencia de la formacion jeneral en toda la provincia de Arauco entre la Cordillera de Nahuelbuta i el mar es conocida de todos los que se ocupan del estudio del carbon en Chile.

No es ninguna novedad decirlo.

Con lo espuesto anteriormente queda de manifiesto que la obra i las conclusiones de Nogues i otras notabilidades que se han ocupado de la cuestion carbonífera en el pais, no han sido desvirtuadas en lo mas mínimo por las de Brügger i las personas que lean los dos trabajos podrán constatar la similitud del método seguido en ellos.

El jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas agrega: «i creo haber probado en este informe provisorio que todos los trabajos de esta oficina (la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía) se han hecho sin los conocimientos científicos mas elementales». Extrañará esta conclusion antojadiza, hasta para las personas ménos entendidas en la materia, pues sabido es que el personal técnico de la Inspeccion de Minas i Jeografía es compuesto de ingenieros de minas debidamente titulados en las universidades de Chile o de Europa i con mucha práctica en las minas de carbon i reconocimientos carboníferos en Béljica i Alemania.

Haremos notar que la conclusion de Brügger se estiende a *todos los trabajos de esta oficina*; ¿cuál ha sido su objeto al no decir todos los trabajos relativos al carbon? el no haberlo hecho en esta forma significa, o que solo esta oficina se preocupa del carbon, o que los otros trabajos de ella caen bajo la misma conclusion ¿conoce acaso Brügger todos los trabajos de la oficina? es siquiera capaz de juzgarlos?...

Hemos visto que las conclusiones de Brügger no han destruido las del trabajo de Nogues i de otras notabilidades en materia carbonífera nacional.

Estas obras constituyen mucho mas que los *conocimientos científicos elementales* que consulta en casos oportunos, la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía para sus reconocimientos carboníferos en la provincia de Arauco.

Resulta, pues, antojadiza la conclusion del jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas, relativa a la falta de base científica de los trabajos *carboníferos* de la Inspeccion.

Ahora, vamos a examinar los cargos hechos por Brügger a los trabajos de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía i a demostrar lo infundados que son:

1.º «Trabajos del señor Fuenzalida. El señor Brügger, hablando de los fósiles encontrados en Pacoco, dice que la *determinacion de los fósiles* (probablemente hecha por el doctor Philippi) es inexacta, porque no se puede encontrar fósiles cretáceos, miocenos i pliocenos en un mismo banco fosilífero».

En el trabajo del señor Nogues se ha visto que este jeólogo habia encontrado en el herido para el dique de Talcahuano especies fósiles cretáceas i terciarias.

2.º Hablando de los trabajos de Lemaître, dice Brügger que «este no comprueba la similitud entre el manto superior del barreno de Talcahuano i el de Cerro Verde; que esta similitud hubiera debido hacerse con los mantos de Santa Ana i de éstos con los del Rosal; que los barrenos de Talcahuano de 250 ms. de hondura i los de Penco i de Santa Ana respectivamente de 20 i 54 ms. de hondura, no han sido hechos con un plan sistemático establecido de antemano; que estos barrenos no han dado resultados; que el dinero gastado en esos barrenos no guarda relacion con los resultados».

Todas estas afirmaciones se las hemos reunido en conjunto, para que en conjunto se aprecien con la simple lectura de los boletines del primero i cuarto trimestre de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía de 1910, sobre trabajos en la formacion carbonífera de Chile, pájinas 67 i 515 i siguientes que hai que citar enteramente para demostrar que Brügger ha tomado las líneas que ha querido para mayor facilidad de su argumentacion. Todos los trabajos son perfectamente justificados, sin que haya habido necesidad de escribir pájinas inútiles ni sacar conclusiones que no estén perfectamente justificadas.

Trataremos mas in estenso del barreno de Talcahuano, por ser éste el mas importante, pues alcanza a la hondura de 222 m. i no a la hondura de 250 m., como lo dice Brügger.

El barreno del Porton en Talcahuano, fué empezado por cuenta de particulares, en virtud de una concesion del uso de las sondas del Estado i colocado en un trozo de la formacion, bastante distante de fallas, en el cual ya se habia hecho una explotacion en un manto de 1 m. mas o ménos de potencia; esta colocacion era perfectamente racional, pues se trataba de reconocer la formacion por debajo de ese manto.

Paralizado el trabajo de los interesados, se continuó por cuenta del Supremo Gobierno, para reconocer todas las estratas hasta llegar a las rocas cristalinas.

Esto demuestra lo científico de esa colocacion.

El barreno de Talcahuano, perforado hasta la hondura de 222 ms. encontró a 185.55 ms. i 187.90 m., respectivamente, dos mantos de carbon de 0.10 i 0.30 m. de potencia, en carbon de una clase absolutamente distinta de las superiores. Estos mantos podian ser la base de una nueva serie de mantos buenos explotables, pasando a 175 ms. por debajo del Manto Superior de Talcahuano, sinónimo del de Cerro Verde, que Brügger opina ser el mas antiguo de la formacion carbonífera en la provincia de Concepcion.

Esta nueva serie de mantos carboníferos pasaria, pues, por debajo de la seccion inferior no carbonífera de Brügger, vendria a destruir completamente su *esquema unitario* i su division bipartita.

Los análisis i ensayos calorimétricos del carbon de los mantos encontrados entre 180-190 ms. manifiestan que pueden ser clasificados entre los mejores del pais, servir en los jeneradores de gran poder, que dan un coke aglomerado, mientras los combustibles hasta la fecha conocidos en esta rejion de Cerro Verde, Lirquén, Rosal, etc., dan un coke pulverulento i solo son buenos para usos domésticos, coccion de materiales de construccion i para jeneradores de poco poder.

Lástima es, pues, que los pocos elementos de sondaje i recursos de que dispone la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía no le hayan permitido seguir este barreno a hondura, o de hacer otro a un lado para encontrar los mantos inferiores probables de la nueva serie profunda, o alcanzar hasta las rocas cristalinas.

Queda, sin embargo, demostrada la transcendental importancia de dicho barreno.

Brügger critica a Lemaître de no haber discutido la opinion del conocido ingeniero de minas, señor Raby, para la perforacion del barreno del Porton.

Mui a menudo ha hablado Lemaître con el ingeniero señor Raby, quien esperaba, como se lo ha manifestado en varias ocasiones, los resultados de dicho barreno con el mayor interes, pero no ha visto Lemaître la necesidad de publicar conversaciones o discusiones de ingenieros de minas sobre opiniones personales.

Suponiendo que los resultados de todos estos barrenos hubiesen sido negativos, siempre habrían tenido real valor práctico, pues se hubiera manifestado como estéril una parte de la rejion carbonífera en la cual no valia la pena de hacer trabajos inútilmente costosos de esplotacion.

Desde 1901 hasta 1902 se hicieron en Béljica, en la rejion norte, denominada la Campina, 80 barrenos de mil metros de hondura, en término medio, que determinaron la existencia de una hoya carbonífera de 800 kilómetros cuadrados, con una existencia que puede evaluarse en 4,000,000,000 de toneladas. Una cierta cantidad de esos barrenos, entre los cuales los números 68, 31, 40, 49 i 57 (ver *Boletín de la Inspeccion Jeneral de Jeografía i Minas* segundo semestre de 1911, páj. 153 i siguientes) de una hondura total de 4,695 ms., representando un gasto de mas o ménos 650,000 francos, dieron resultados negativos, es decir, que no llegaron hasta el hullero, o solo lo encontraron atravesando algunos mantos (mas o ménos el caso del barreno del Porton, en Talcabuano). A pesar de esto jamas persona ilustrada alguna en Béljica, tuvo ni siquiera la sombra de sospecha de que el cuerpo de jeólogos e ingenieros de minas, a cargo de esos trabajos, era compuesto de personas sin los conocimientos científicos mas elementales, ni que los gastos no guardabao relacion con los resultados. Estos resultados negativos tienen la ventaja de manifestar, como se ha dicho ántes, las estensiones de la formacion carbonífera que son estériles i que no merecen los crecidos gastos de establecimientos necesarios para una esplotacion racional i económica.

En los numerosos barrenos que se necesitarán para manifestar i cubicar la riqueza carbonífera en Centro Arauco, habrá que prever tambien un cierto porcentaje de ellos, que darán resultultados negativos, sin que nadie tenga derecho a criticarlos como trabajos mal ejecutados.

Queda probado, al mismo tiempo, que no con tres barrenos solamente se puede reconocer una estension tan grande como la formacion carbonífera de Centro Arauco; bástenos hacer una comparacion con lo que hemos visto en Béljica, para establecer que para una estension de 1,800 kilómetros cuadrados se necesitarian en Arauco a lo ménos 160.

Estos barrenos deberán siempre llegar hasta la mayor hondura posible o hasta encontrar las rocas anteriores a toda formacion carbonífera.

Brüggen dice: «Como parece que la Oficina de Jeografía i Minas no colecta ni guarda núcleos de taladros....etc.»

Si Brüggen hubiese visitado el Museo de esta Oficina, hubiera podido ver que las muestras de núcleos de taladros de los barrenos hechos hasta la fecha, existen perfectamente coleccionados i catalogados.

Agrega: «la poca base científica de estas descripciones de rocas queda evidenciada ya tan solo por el frecuente empleo que en los perfiles de taladros se hace de la palabra tosca, que los mineros de la rejion carbonífera usan indistintamente para designar rocas arenosas, arcillas i pizarras».

Basta consultar los perfiles publicados en el *Boletín de la Inspección General de Minas i Geografía*, segundo trimestre de 1910, para convencerse de lo antojadiza i falta de base de esta afirmacion de Brügger.

Dice Brügger: «el plano número 1 no tiene valor alguno; para demostrarlo, basta con mencionar los siguientes errores bastante graves que en él se notan»; i cita varios errores.

Brügger ha consultado los planos de la oficina de Mensura de Tierras, i por consiguiente ha debido saber en ella, que, hasta la fecha, no se había hecho ningun levantamiento topográfico de la provincia de Arauco i que estos planos, así como los de la Inspección de Jeografía i Minas, eran copias de los antiguos planos de Colonizacion, cuyos errores habian sido en parte subsanados a la vista por los recorridos hechos por los empleados de esa oficina i que varios otros, como la confluencia del estero Lajuela con el rio Pilpilco, que se hace al Oeste del camino, los cursos de los rios Trongol i Pilpilco que son inexactos, subsisten todavía. (Ver Anexo, Inciso 1).

El plano citado por Brügger, ha servido solo para indicar la colocacion aproximativa de las minas de la provincia de Arauco, i como primer guia para los trabajos topográficos empezados por la Inspección de Jeografía i Minas en aquella rejion, levantamientos topográficos que se hacen con toda prolijidad i donde se tendrá cuidado de subsanar todos los errores de los planos antiguos de colonizacion (este plano se hará a escala de $1/20000$ i en él se fijarán tambien todas las pertenencias mineras en esplotacion, i los otros datos relativos a los afloramientos i fallas.)

Poco importaba tomar uno u otro plano como primer guia, desde que ámbos contienen errores.

Atribuir pues, los errores topográficos del plano citado, a Lemaître, constituye un procedimiento que dejaremos a la apreciacion del público ilustrado e imparcial que conoce lo imperfecto de los antiguos planos de colonizacion.

Brügger dice: «Se declara como sinónimos justamente aquellos mantos que con la mayor probabilidad posible son distintos i los que verdaderamente son sinónimos, se califican como mantos distintos, i que el manto Alto de Curanilahue, el manto Esplotante de Pilpilco i el manto Mattinson de Cullinco, son un mismo manto, como queda demostrado por las mismas capas fosilíferas encima de los mantos, eso se ha escapado completamente al señor Lemaître». Ver Anexo Inciso II.)

La presencia de capas con fósiles idénticos en una formacion, sirve para la determinacion de su edad jeológica, pero no constituye ni siquiera un indicio de la equivalencia de las capas, sea de carbon o de otro sedimento que se encuentren por debajo en formaciones que han sufrido muchas dislocaciones.

Efectivamente, en el proceso de la formacion carbonífera de Chile, ha habido oscilaciones que han dado lugar a inmersiones de la formacion en el mar terciario i emersiones, como lo prueban los horizontes marinos i terrestres de los perfiles, fenómenos durante los cuales se han producido numerosas dislocaciones en todos sentidos (como lo prueban el número, la importancia i lo intrincado de las fallas). Estas dislocaciones que han despedazado la formacion, han desnivelado los trozos de ésta, unos con relacion a otro; estas fallas han

dislocado tambien los horizontes marinos como los otros sedimentos, como lo demuestra la falla de Santa Fe en Lebu de 400 metros de altura que han traído a la superficie hácia el Este, la capa marina que está encima de la Chica (en Lebu): durante las oscilaciones i dislocacion de la formacion, ha habido forzosamente influencias que han hecho desaparecer parte de las estratas antiguas o recién formadas, nivelando mas o ménos las irregularidades producidas por las dislocaciones, creándose una superficie mas o ménos pareja sobre la cual se han depositado durante la inmersion las capas marinas por encima de los elementos mas heterojéneos de los trozos roídos de las series anteriores.

Citemos un hecho concreto. En el corte al traves de la falla Santa Fe a Lebu, se encuentra al Oeste toda la serie de mantos desde Huitrera hasta Alta, i al Este la formacion ha sido levantada, de unos 400 metros, i aparecen entónces la Alta i la Chica; los otros mantos han desaparecido en todo o en parte.

Supongamos ahora que se produzca una nueva oscilacion en el sentido de inmersion. Cuando durante la inmersion se depositaran las capas marinas, el depósito de estas capas con conchas idénticas, se hará forzosamente a la vez por encima de la Huitrera i de la Chica. Seria pues inadmisibile decir que la Chica es la Huitrera por causa de esa capa de sedimentos con conchas marinas idénticas; que se verian en una de ellas despues de la emersion.

Por consiguiente, la presencia de capas marinas con fósiles idénticos encima de varios afloramientos o trozos de mantos en distintas partes, no constituye ni siquiera un indicio que permita justificar la conclusion de la equivalencia de los mantos manifestados por los afloramientos ni de los trozos de mantos en distintas partes.

Por consiguiente, la equivalencia entre los mantos altos de Curanilahue, Esplotante de Pilpilco i Mattinson de Cullinco, afirmada por Brügger, no está probada por la presencia de fósiles. Al contrario, como la composicion de estos mantos i las estratas vecinas son mui diferentes, debe esto hacer concluir a la poca probabilidad de sinonimia entre estos mantos, como lo hace Lemaitre (Ver los perfiles de estos mantos publicados en el «Boletin de la Inspeccion de Minas i Jeografía», tercer trimestre de 1910).

A cada oscilacion que se ha hecho hasta llegar la formacion carbonífera al estado actual, todas las capas, tanto las anteriores ya dislocadas como las nuevas, marinas u otras, han sufrido forzosamente los efectos de las nuevas dislocaciones i de los ajentes exteriores.

Estos fenómenos esplican perfectamente la irregularidad de los trozos vecinos de la formacion; las soluciones de continuidad i diferencia de los sedimentos i de los mantos i lo complicado del conjunto actual de la formacion, con extensiones explotables económicamente i otras estériles, manifestadas entre los perfiles i demuestra asimismo la discontinuidad de cada manto; individualmente esta formacion carbonífera es continua en las provincias de Arauco i Concepcion

Brügger admite la equivalencia de grupo mantos «Doble Alto» de Curanilahue con el grupo «Chico Alto» Colico i de Lebu, siendo, segun él, el manto «Alto» de Lebu, el manto explotable mas profundo. La razon de esta equivalencia estaria basada en la capa de fósiles que aparecen encima de los tres.

Como acabamos de ver, la presencia de esta capa de fósiles no es siquiera un indicio que permita establecer la equivalencia de los trozos de mantos que

existen por debajo i si admitiésemos como concluyente ese argumento, veríamos, consultando los perfiles del plano núm. 12, de Brügger, que las capas con fósiles marinos que aparecen por debajo de «la Alta» en Lebu, no pasan por debajo manto «Alto» de Colico i en Curanilahue no aparecen en el socavon hecho en el núm. 6 de la Compañía de Arauco ántes de cortar la «Alta»; lo que es una nueva prueba manifiesta de la desaparicion de trozos de sedimentos i por consiguiente de discontinuidad de dichas capas o fósiles marinos, así como otras en la formacion continua carbonífera.

Ahora bien, cualquier ingeniero de minas que consultara los perfiles de Curanilahue i Amalia (Lebu) en el plano núm. 12, presentado por Brügger, siguiendo la operacion de éste, estableceria a la simple vista la idéntica composicion de los mantos marinos indicados. Arriba del grupo «Doble Alto» en Curanilahue i por debajo del grupo «Chico Alto» de Lebu, concluiría al probable paso del grupo «Doble Alto» de Curanilahue por debajo de la capa de fósiles que están por debajo de la «Alta» en Lebu, lo que trataría de constatar con un barreno i no admitiría la equivalencia del grupo «Chico Alto» de Lebu con «Alto Doble» de Curanilahue.

En la parte superior del pique «Amalia», por encima de la «Huitrera», hai tambien capas de areniscas i fósiles análogos a los inferiores en la parte superior de la seccion superior no carbonífera de Brügger. Por esta misma razon de los fósiles, bien hubiera podido Brügger clasificar los mantos de Curanilahue como los superiores de la formacion, habiéndose desaparecido en Curanilahue una parte de los sedimentos que existen en Lebu, entre las capas fósiles superiores i la «Huitrera».

En este caso, el grupo «Doble Alto» de Curanilahue, podría bien ser el grupo superior de la combinacion bipartita del Geólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas, en lugar de ser el inferior, i esta conclusion no seria tan desacertada, pues solo se conocen 75 metros de sedimentos por debajo de la «Alta» de Curanilahue. Todo esto demuestra lo equivocado de la division bipartita de Brügger. Brügger dice tambien que los ingenieros de Curanilahue ven en la «Alta», el grupo «Chico Alto» de Colico i en la «Doble» el grupo «Mora Fortuna». En este caso la formacion se reduciría de 160 a 15 ms. Estas reducciones de estratas i reuniones de tantos mantos en 2, son arriesgadas i debo decir que jamas en las conversaciones con los ingenieros de Curanilahue he oido tal opinion. Si se consultan los perfiles nombrados varias veces, se verá en la comparacion del de Curanilahue con las otras, que el grupo superior ha sido reducido a algunos mantitos que señala Brügger en su texto, de los cuales no se ha oido hablar nunca. Seria, pues, mas aceptable la opinion de que los mantos «Doble» i «Alto» de Curanilahue serian los superiores. Un barreno a gran honra está pues indicado aquí.

Estas consideraciones acentúan lo equivocado de la division bipartita del señor Brügger.

El señor Brügger dice. De este modo es como se llega a obtener 5 ms. de carbon puro para cada corte en centro de Arauco i es así como en un cálculo de existencia de carbon, se obtienen 187.220,000 de toneladas tan solo para Centro de Arauco. En realidad i segun el estado actual de nuestros conocimientos, lo mas probable es suponer un término medio de 1.50 de carbon por corte.

El cálculo de Lemaître, (páj. 254, «Boletín de la Inspección Jeneral de Jeografía i Minas», segundo trimestre de 1910) es el siguiente:

$150 \text{ km}^2 \times 5.20 \times 20\% \times 1.20 = 187.200,000$ toneladas, es decir, que Lemaître toma como término medio, el 20% del espesor total del carbon de los mantos considerado por él como diferentes.

Si, en vez de $5.20 \times 20\%$, introducimos en el mismo cálculo, el 1.50 metros de carbon estimado por Brügger, llegaremos a la cantidad de:

$150 \text{ km}^2 \times 1.50 \times 1.20 = 270.000,000$, cifra algo mas subida que la de Lemaître.

Si ahora tomamos la opinion del Injeniero de Minas, señor Raby, como lo ha hecho Brügger para sus combinaciones (*Boletín de la Inspección Jeneral de Jeografía i Minas*, páj. 297) que estima en 3.600,000 toneladas de carbon por kilómetro cuadrado, resulta que en los 150 km^2 de Centro Arauco, habría:

$150 \times 3.600,000 \times 540.000,000$ de toneladas, cifra mas superior todavía.

Ahora, diremos tambien que el término medio de 1.50 de carbon adoptado por Brügger, manifiesta la desconfianza que él tiene de la continuidad de los mantos en mucha estension, como lo afirma cuando trata de la autoctonía de los mantos, porque el espesor total de ellos solo en las minas Puchoco Rojas da 4.80 i en Lota 4.

Brügger dice que no existe sinclinal sobre el paralelo de las minas Amalia hasta la cordillera de Nahuelbuta, porque en las minas Camaron, hai manteos en todos sentidos.

Esta circunstancia demuestra la complicacion local de las dislocaciones en la Mina Victoria, pero en el manto jeneral Oeste desde la Cordillera hacia el Oeste, i el manto Este de los mantos hácia el Este desde Lebu, prueba la existencia probable de un sinclinal importante que no pueden desvirtuar las dislocaciones locales de las minas Victoria.

Brügger dice que Lemaître tampoco ha establecido las relaciones de los mantos de Curanilahue con los de Peumo i mejor con Colico. Ya se ha establecido anteriormente lo equivocado de la division bipartita. Si se consultan los perfiles núm. 12 de Curanilahue, Colico, Peumo, se verá que no puede haber mas equivalencia entre los grupos inferiores en estos perfiles que entre los perfiles de Curanilahue i Lebu, porque fuera de la diversidad de estratas, se presenta a la vista que los mantos no son mui regulares i sus distancias no uniformes, como debieran ser segun Brügger en su teoría de la formacion autoctonia.

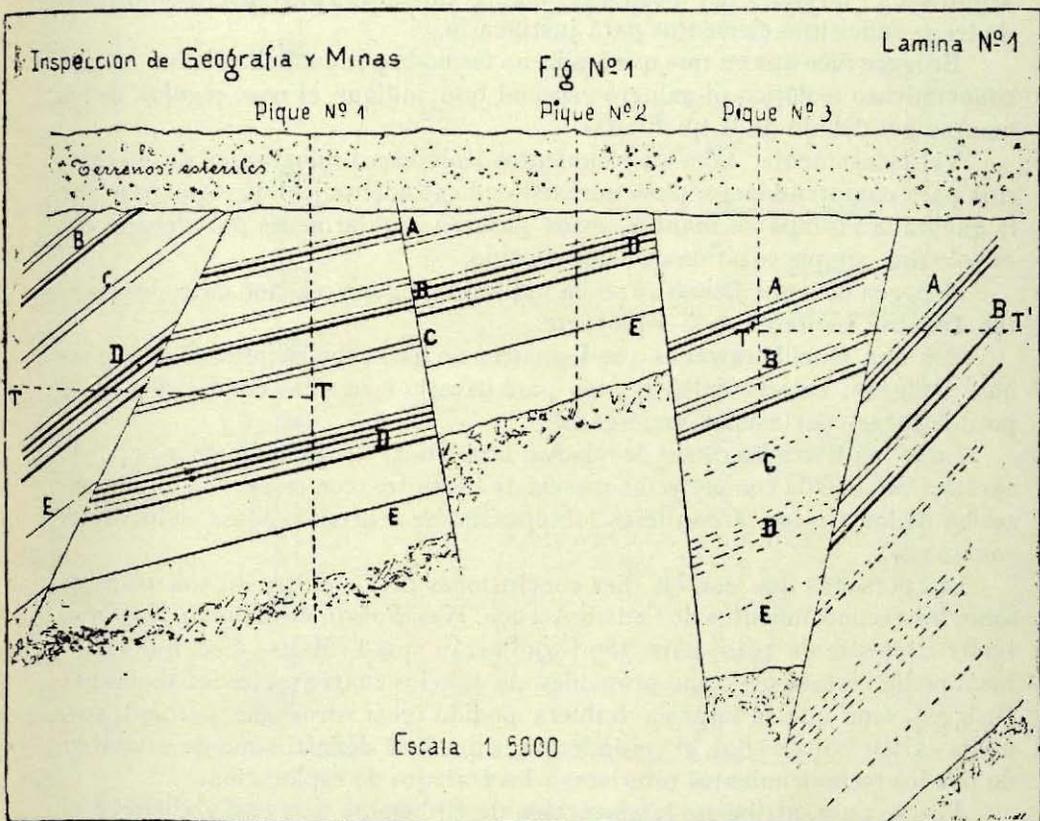
Comparando los perfiles del plano núm. 9, entre Peumo i Curanilahue, veremos la enorme diferencia que existe en ellos, diferencia que seria mucho mas apreciable si Brügger hubiera dibujado el perfil de Peumo, a una escala de $1/50$ como el de Curanilahue, en lugar de hacerlo a $1/100$.

Brügger dice que la composicion de los mantos para establecer la equivalencia local, no tiene ninguna importancia i cita la diferencia de los perfiles del manto Mora en el Campo de Colico.

Hai que observar a esto, que dichos perfiles son tomados entre fallas i por consiguiente pueden pertenecer a varios mantos, en vez de atribuirlos únicamente al solo manto Mora; aunque hubiera en las mismas secciones otros mantos en esplotacion, el modo empleado por los injenieros de minas para establecer la equivalencia de mantos a corta distancia, ha sido la comparacion de

los cortes con indicacion de caractéres de los sedimentos encontrados, ya sean esos cortes horizontales o verticales; se establece así la representacion de la estratigrafía local i se consideran en ella como equivalentes los mantos que tengan la misma posicion relativa, i composicion idéntica. La composicion de los mantos constituye, por consiguiente, uno de los mas importantes caractéres para la determinacion de su equivalencia, sobre todo a cortas distancias, equivalencia que sirve para la direccion del laboreo.

Un ingeniero de minas que haya hecho el pique núm. 1, i que encontrara en el pique núm. 2 la serie D E (lámina 1, fig. 1) supondrá que faltan las series



A B C. Si haciendo el pique núm. 3 se encuentra las series A B, el ingeniero dispondrá la continuacion de la perforacion en hondura para encontrar C D E. Tambien si se hacen los socavones de atravesio T T i T' T', el encuentro de cualquier serie, indicará al ingeniero si debe buscar las otras i dónde.

Hemos visto que atribuir una importancia especial solo a capas fósiles, era esponerse a una equivocacion en la determinacion de la equivalencia de los mantos que solo tienen la importancia de cualquiera otra capa que existiera entre varios perfiles similares de una formacion i para determinar la edad jeológica de la formacion en jeneral.

Brüggen dice que Lemaître habla de fallas sin presentar planos.

Por consiguiente, reconoce Brügger, que no puede atribuirse a Lemaître el plano que critica i que encuentra lleno de errores.

Por lo demas, a medida que se vaya haciendo el levantamiento topográfico de la rejion carbonífera de Centro Arauco, se irán colocando las fallas i todos los datos encontrados con las características que los acompañan i las varias perturbaciones como se ha dicho anteriormente.

Brügger dice que Lemaître asimila los mantos de la Chupalla a los de Curanilahue sin indicar los motivos.

Lemaître en sus estudios, dice que parece existir cierta relacion en los dos puntos, pero agrega, que bueno seria cerciorarse de aquello; no hace, pues, dicha asimilacion i no podrá dar a conocer ninguna conclusion al respecto, sino cuando tenga suficientes elementos para justificarlo.

Brügger dice que en una quebrada no formada por una falla, no hai ningun conocimiento jeolójico ni minero especial que indique el paso regular de los mantos por debajo de la quebrada».

Verdaderamente, tales conocimientos jeolójicos i mineros no son necesarios para comprender eso, pues no existiendo accidente jeolójico que pase por la quebrada i rompa los mantos, éstos pasarán regularmente por debajo, eso es solo una simple cuestion de buen sentido.

Brügger dice que Lemaître no ha indicado ninguna relacion entre los mantos Tronco i Laurela con la esplotante.

Por una sencilla razon es que Lemaître no ha hecho la indicacion que señala Brügger; carecia de elementos para hacerlo i en estas condiciones no es posible sacar conclusiones arriesgadas.

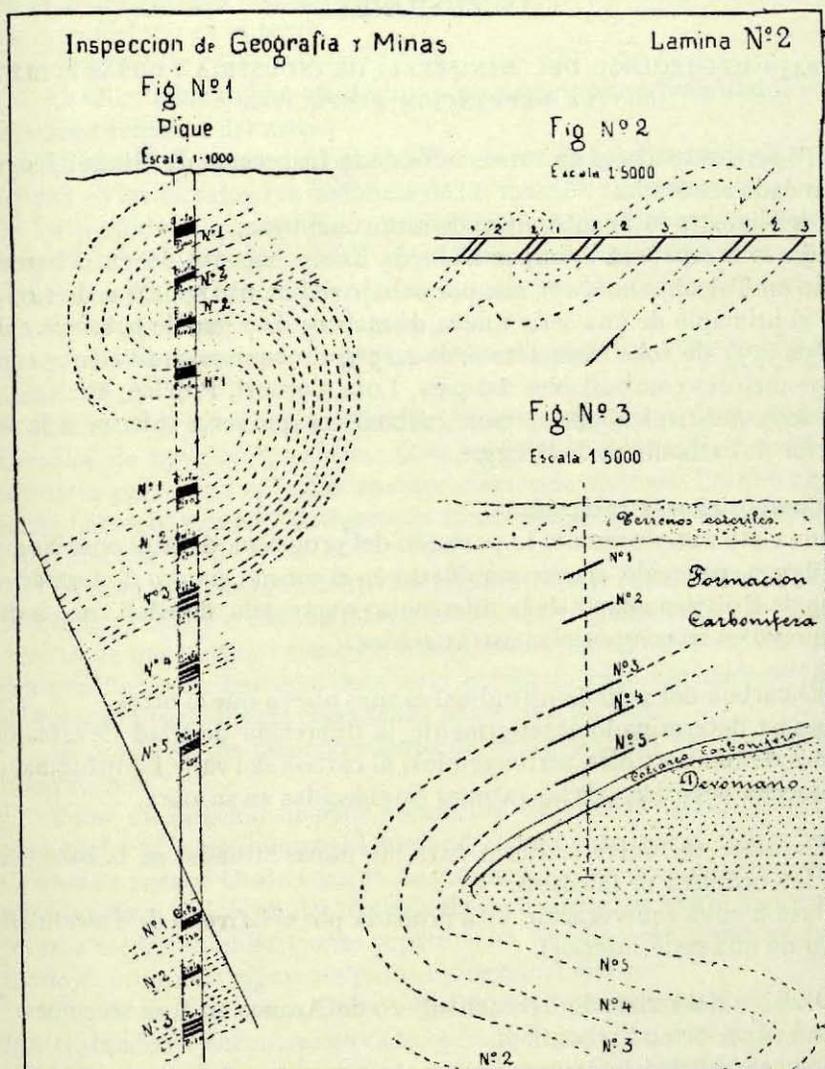
En lo relativo a los cortes de relacion hipotética, Brügger dice: «nada puede caracterizar mas la completa ignorancia de Lemaître, con respecto a la comparacion de los mantos carboníferos sobrepasándose i entrelazándose en los diversos cortes».

Las personas que lean las diez conclusiones de Lemaître en sus trabajos sobre los reconocimientos de Centro Arauco. (Ver *Boletín de Minas i Jeografía*, tercer trimestre de 1910, pájs. 389 i 390) verán que Lemaître dice, que se hubiera podido establecer como probables, no solo los cuatro cortes señalados por Brügger, sino que la fantasía hubiera podido crear otros mas; pero que solo podia existir uno de ellos, el verdadero que quedará definitivamente establecido por los reconocimientos ulteriores i los trabajos de esplotacion.

Puede, pues, atribuirse la afirmacion de Brügger a una equivocacion o al mal espíritu de querer echar sombras sobre cosas que están claramente esplicadas.

Agregaremos que los cortes de formaciones carboníferas en Europa podria parecer que se sobrepasan i se entrelazan los mantos i que esto no tiene absolutamente nada ni de raro ni ménos de inverosímil. Basta para eso consultar Lámina II, (Fig. 1 o 2) para establecer dicha afirmacion sin necesidad de dar mayor esplicacion a personas que por sus estudios deben tener algunos principios científicos elementales.

Cosa mas extraordinaria para Brügger seria todavía hacer barrenos para ir a cortar mantos carboníferos como se ve en la fig. 3, lámina 2, por debajo de los pliegues o las fallas del devoniano, como se hace en Béljica en la actualidad.



De todo lo espuesto anteriormente se depende que Brüggén, en su afan de hacer valer su trabajo, ha truncado las obras mencionadas i criticadas por él i ha tomado de ellas párrafos aislados para discutirlos a su modo.

El hecho efectivo que queda en pié, es que no ha enseñado nada de nuevo ni de práctico para el desarrollo de la industria carbonífera.

Ademas, ha agotado todos los datos que tenia a su mano, lo que hace presumir que su obra posterior no tendrá ningun valor.

Es de lamentar que se haya obligado a la Inspeccion, a refutar un trabajo como el de Brüggén, pues se ha hecho perder un tiempo precioso que se hubiera podido emplear con mayor provecho en los trabajos de la oficina.

CONCLUSIONES

DEL TRABAJO DEL JEÓLOGO DEL MINISTERIO DE INDUSTRIA I OBRAS PÚBLICAS
CON LA REFUTACION RESPECTIVA

1.º «Todos los sondeos de varios años de la Inspeccion de Minas i Jeografía no han dado resultado».

Hemos demostrado lo antojadizo de esta conclusion.

A nadie se le escapará la importancia de haber encontrado en el barreno del Porton en Talcahuano a 175 ms. por debajo del manto superior de 1.00 de potencia, el principio de una serie nueva de mantos de 7.749 de potencia calorífica de 58.39% de coke compacto i de 2.13% de ceniza, equivalente como clase, a los mejores combustibles del pais, Lota, Coronel, Pilpilco, etc.

Esta serie constituiria una seccion carbonífera que seria inferior a la seccion inferior no carbonífera de Brünnen.

2.º «Composicion estratigráfica».

Hemos visto anteriormente lo parecido del programa de Alphonse Nogues i el de Brünnen, parecido que se manifiesta en el mismo cuadro de formacion. El trabajo de Brünnen aparte de la diferencia equivocada de edad, no indica nada de nuevo en su composicion estratigráfica.

3.º «El carbon del valle Lonjitudinal es mas nuevo que el otro».

Nogues ha determinado anteriormente la diferencia de edad de estas dos formaciones de combustibles, atribuyéndolo al carbon del valle Lonjitudinal de la serie mioceno superior, por las razones establecidas en su obra.

4.º «Esquema tectónico unitario para las minas situadas en la base occidental de la Cordillera de la costa».

Conclusion cuya equivocacion está probada por el barreno de Talcahuano, (encuentro de una serie inferior).

5.º «Division del territorio del carbonífero de Arauco en tres secciones:

Seccion superior no carbonífera.

Seccion central carbonífera.

Seccion inferior no carbonífera».

Equivocacion probada por la serie de mantos encontrados a 185 ms. en el barreno de Talcahuano.

6.º «Mantos de la provincia de Arauco divididos en grupo superior i otro inferior. Comprobacion de la existencia de estos grupos al traves de toda la provincia de Arauco».

La equivocacion de esta division de los mantos en dos grupos, queda tambien probada por la existencia de la nueva serie de mantos encontrada a 185 ms. de hondura, i por la sola comparacion de los perfiles del plano núm. 12.

No es una novedad que la formacion carbonífera se estienda al traves de la provincia de Arauco, pero no así los mantos que son cortados, que han desaparecido en parte por causa de las dislocaciones; los mantos individualmente

no se extienden, por consiguiente, al través de la provincia de Arauco como se ha manifestado en el texto.

7.º «Los mantos son de formación autóctona sedimentados en estensos pantanos cercanos del mar».

El mismo Brügger dice que habla a favor de la autoctonía, la mucha regularidad en las estratas i la distancia de los mantos de carbon. Una comparación de los perfiles del plano núm. 12, evidencia esta gran contradicción entre su irregularidad i la regularidad que debería ser consecuencia de la formación autóctona. Hai aquí una contradicción desfavorable a la conclusión de Brügger.

8.º «Puntos para los sondeos.

1.º Un barreno a unos *cuantos cientos* de metros al Occidente de las casas Sáez».

De estas a las minas hai 4 kilómetros de distancia. Contando con una inclinación de 15º o 26%, se necesitaría un barreno de mas de 1,000 metros, mas la cuarta parte de los (unos *cuantos cientos* de metros). Porque una hondura tal de barreno, es según Brügger, la formación total solo de un espesor de 400 a 500 metros.

Seria en este caso suficiente hacerlo a 2 kilómetros al Oeste de la boca-mina de Pilpilco, Zenon o Manuel Sáez. Esto es claro que se entiende si no hai botamiento de por medio, i como los hai probablemente, no se explica cómo Brügger establece este barreno, pues seria necesario para eso conocer la potencia de botamiento de las diversas fallas entre esos puntos.

El programa de reconocimiento de la Inspección de Minas i Jeografía es mas racional.

Como esta oficina dispone solamente de sondas carboníferas i elementos para perforar a 300 metros, i tomando como base que el manto a partir del Oriente se hace al Oeste i que la mayor parte de los botamientos conocidos manifiestan de E. hácia O. del traslado de los mantos, de abajo hacia arriba, a no ser que mediasen indicaciones superficiales que hicieran cambiar su plano, ha fijado el programa siguiente para sus reconocimientos:

Seguir de Este hácia Oeste a distancias determinadas por los afloramientos, tratando de encontrar en cada barreno la parte inferior de la formación alcanzado por el barreno anterior; a cada escala se ganará un cierto espesor nuevo, de tal modo que si el punto de partida fuese el afloramiento de la mica-esquita, luego se podría esperar conocer el espesor de la formación hasta una paralela interior, partiendo del primer alcance de las rocas cristalinas por el barreno i de una inclinación igual a la de los mantos.

Ahora, si se encuentra un botamiento de importancia que traiga afuera los mantos, habrá que principar otra vez; pero en esta línea de barrenos, se establecerán como se pueda las relaciones que existan entre los sedimentos atravesados por los barrenos, i la altura de los botamientos: en esta línea se determinará así las trozos de riqueza i las extensiones estériles.

Si la Oficina dispusiera de equipos de mayor potencia, siempre seguiria el mismo sistema, perforando cada barreno hasta encontrarse en capa de equivalencia con capas encontradas en el anterior, i en ciertos puntos se proseguirían esos barrenos al través de toda la formación hasta las rocas-cristalinas, lo que

determinaria las concordancias o discordancias de la formacion carbonífera sobre la anterior.

Solo con una gran cantidad de barrenos se podrá determinar la equivalencia entre los mantos, sus corridas i la cantidad aproximativa de carbon esplotable.

2.º «Brügger aconseja un sondaje en Punta Fraile por creer que este punto pertenecerá a la parte superior carbonífera».

Brügger dice que las capas superiores del perfil del pique Amalia, son iguales a las de Punta Fraile i que estas capas superiores del pique Amalia se ven en el camino del pique Amalia a Lebu. En el pique Amalia arriba, hai areniscas gris-verdosas con restos vejetales i areniscas gris verdosas con concreciones calcáreas i fósiles. (Ver texto i perfiles núm. 12 de Brügger).

En Punta Fraile se encuentran, segun Brügger, fósiles de las especies Cáncer, fusus, turitella, nucula, como en las capas fósiles inferiores del pique Amalia.

Entre el pique Amalia i Lebu, pasa la falla de Santa Fe que bota la formacion de 400 ms. de abajo hácia arriba, al Este las capas de fósiles de la seccion inferiores no carboníferas del pique Amalia, han pues llegado al Este de la falla Santa Fe, mas o ménos hasta la altura de las capas de la seccion marina superior no carbonífera del pique Amalia hasta hacer aparecer como que unas fuesen continuacion de los otros piques.

Las capas superiores de la Punta Fraile, se parecen tambien a las capas inferiores i superiores de Lebu i por consiguiente resulta que en Punta Fraile hai tanta razon para creer en la rejion inferior no carbonífera de Brügger como en su rejion superior no carbonífera. No seria, pues, justificado un barreno en ese punto, con los conocimientos actuales.

Ademas, hai que tomar en cuenta el fracaso de las minas de Buena Piden en la línea Punta Fraile i Millaneco i la reciente clausura de estas últimas para concluir a la postergacion de un barreno poco justificado en este punto por el momento.

Podríamos agregar todavía otras razones contrarias a ese sondeo, pero ellas serán publicadas en tiempo oportuno en el «Boletín de la Inspeccion de Jeografía i Minas».

3.º «Sondaje en Playa Ranquil».

Las estratas superiores de Ranquil son las mismas que las superficiales de Punta Fraile segun Brügger; las mismas razones anteriores no justificarian la perforacion preferente de un barreno en esa parte. Nogues señala como buena colocacion de un barreno, Millongue, mui vecino a Ranquil.

Hemos visto anteriormente que para reconocer i determinar la cantidad de combustible existente en Arauco, hai que hacer una cantidad de 160 barrenos.

9.º «Plan de trabajo para los años siguientes. Estudio desde Constitucion hasta Chiloé i en el valle Lonjitudinal. Estudios de los afloramientos. Estudio provisorio de Arauco finiquitado».

Hemos visto tambien que el trabajo de Brügger no contiene ninguna novedad práctica en el estudio de la rejion carbonífera de Arauco.

Dado los pocos elementos de que dispondrá en la rejion poco conocida que

se propone estudiar, es de presumir que tampoco su trabajo ulterior contenga resultados de importancia.

Para hacer su informe definitivo sobre Arauco, tendrá que esperar el desarrollo o los trabajos de explotación i los reconocimientos i como los resultados serán consignados tambien por los ingenieros que los practiquen, Brügger no tendrá mas que consultarlos para sacar las conclusiones que él estime convenientes, segun su modo de apreciar las cosas.

Brügger quiere iniciar una exploracion especial de Curanilahue hácia el Sur, i seguir el grupo Doble Alto al Sur; i ademas estudiar los perfiles creados por los profundos valles de los rios, etc.

Los valles de los rios en el Sur son bastante montuosos, i son contados los lugares donde existen cortes descubiertos; pocas serán tambien las novedades que dé a conocer el jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas en esta nueva escursion.

Brügger «fija en su plan de trabajo, el levantamiento de la rejion carbonífera».

Brügger no debe ignorar que la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía ha principiado el levantamiento desde el año próximo pasado i que esta Inspeccion lo completará i lo detallará con todos los datos que pueda recojer, haciendo la colocacion de todas las pertenencias, a medida que se avance el trabajo, las corridas de las fallas de los mantos, etc.

I para que Brügger no diga otra vez que estos trabajos se hacen sin los conocimientos científicos mas elementales, agregaremos que se ha tomado como base el Plano Carbonífero de Béljica, que ha sido mandado por el Ministerio correspondiente de ese pais, a peticion de la Inspeccion de Minas i Jeografía.

Este trabajo ha sido hecho por el personal de la administracion de Minas de aquel pais, lo que nos ahorrará decir que tiene conocimientos científicos suficientes en jeología i explotación carbonífera.

Como conclusion definitiva, fluye que los procedimientos del jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas, no traen ninguna nueva luz sobre la cuestion importante de la industria carbonífera en el pais, i se desprende claramente que no ha tenido el menor propósito de prestar sus conocimientos a su adelanto, sino de desprestijiar a los ingenieros que se han ocupado i siguen ocupándose de esta materia.

Mejor seria contratar profesionales que, de acuerdo con los que conocen ya la materia, discutiesen con ellos la manera de hacer algo nuevo, o a lo ménos un plan definitivo de trabajo. Así talvez adelantaria mas la cuestion carbonífera que no con críticas aisladas de publicaciones recopiladas i pretensiones personales que poco fundamento tienen.

Terminamos confiados en que el Supremo Gobierno, en lugar de buscar opiniones aisladas de pretendidos sabios, debería reunir en un solo cuerpo todas las entidades que se ocupan de minería en el pais con atribuciones discutidas i bien determinadas, bajo una direccion autorizada i única.

SEGUNDA PARTE (I)

INEXACTITUD DE LOS PLANOS PRESENTADOS POR BRÜGGEN

Brüggen critica, atribuyendo a la Inspeccion de Minas i Jeografía, errores que contienen los antiguos planos de la Colonizacion i no repara este profesional que esos planos solo han servido como guia para el levantamiento topográfico de la rejion carbonífera de Arauco que ha empezado esta Inspeccion.

Antes de distraer su tiempo en esta crítica sin fundamento, debió Brüggen haber empezado por corregir los errores en los planos de los cuales tomó copia, pues habiendo recorrido el terreno estaba en condiciones de poder evitar las enormes equivocaciones que contienen sus copias, como podrá verse examinando el plano núm. 8 cuya reduccion a escala 1:30,000 se publica anexa, i que Brüggen titula «Minas de Curanilahue, segun los planos de la Compañía Carbonífera de los Rios de Curanilahue».

Segun este plano, el ferrocarril de la Estacion de Curanilahue al núm. 6 de la Compañía de Arauco, atraviesa o entra al cauce del Rio Plegaria, cuatro veces ántes de llegar al estero de las Toscas sobre el cual pasa i que desde este punto hasta la punta de los rieles de dicho plano, ántes de llegar al núm. 6, el mismo ferrocarril atraviesa o pasa en el cauce del rio Plegarias *once veces*.

En realidad, dicho ferrocarril alcanza hasta el núm. 6 i solo atraviesa *una vez*, en el punto B, el rio Plegarias (ver copia anexa de una reduccion del plano de la Inspeccion de Minas i Jeografía a escala de 1:30,000) entre la estacion de Curanilahue i el estero de las Toscas, frente a la confluencia de este estero con el rio Plegarias, *sin pasar sobre el estero de las Toscas*, i desde el punto B, hasta el punto término del plano Brüggen, este ferrocarril pasa *una sola vez* sobre el rio Plegarias, mui cerca del punto término C, (véase copia anexa del plano de la Inspeccion de Minas i Jeografía).

Este mismo plano de la Inspeccion de Minas i Jeografía pone de manifiesto que el camino de la Estacion de Curanilahue al núm. 6 de la Compañía de Arauco, pasa sobre un puente del rio Plegarias en el punto D, cerca del estero de las Toscas, i despues sigue entre el ferrocarril al núm. 6 i el rio Plegarias, sin atravesar este mas que una vez, tambien en la vecindad del punto C.

Esta parte del plano de esta Inspeccion fué levantada durante el verano 1911-1912, es decir, cuando Brüggen recojia datos para su informe.

Cualquiera persona que hubiera seguido el camino desde el puente sobre el rio Plegarias en D hasta el núm. 6 de la Compañía de Arauco, hubiera forzosamente reparado, que este rio quedaba siempre al Este del camino sin ser atravesado por él i ménos, por consiguiente, por el ferrocarril.

Es verdaderamente estraño, que hayan pasado desapercibidas estas condiciones topográficas para Brüggen, quien para el buen desempeño de su mi-

(1) Anexo a la refutacion de la Inspeccion, publicado en el Boletin correspondiente al segundo trimestre del año en curso.

sion ha debido recorrer prolijamente el valle del rio Plegarias, que es un valle obligado para el estudio de la rejion carbonífera, pues en este valle están situadas las boca-minas principales de la Compañía de los Rios de Curanilahue, Chiflon i Nivel, i de la Compañía de Arauco, núm. 6, así como unas cuantas boca-minas de esta última, núms. 1, 2, 3, 4 i 5.

Este hecho viene a comprobar una vez mas lo que se ha dicho de que Brügger se ha limitado simplemente a copiar los planos, sin haber recorrido con la debida atencion el terreno sobre el cual tenia que informar, recorrido indispensable para poder hacer en debida forma el trabajo que le habia encomendado el Ministerio de Industria i Obras Públicas.

FÓSILES

Brügger en su informe, que segun dice es provisorio, deja establecido que se propone buscar en adelante las corridas del grupo Doble Alta, de Norte a Sur.

Ya que tan interesante excursion se propone, vamos a recomendarle que aproveche su viaje para visitar unos desmontes sacados de un pique de setenta metros de hondura (version de los vecinos) i que contienen una gran variedad de *fósiles marinos* que deben haber sido sacados de los planes del pique, pues ocupan la parte superior de los desmontes i que los ingenieros de esta Inspeccion han anotado en el plano que levantan con la letra A.

Es sensible que el señor Brügger no haya visto en su primera excursion este depósito de fósiles sumamente conocido en Curanilahue i de desear seria que no los olvidara en sus nuevos estudios.

AUTOCTONÍA DE LA FORMACION CARBÓNIFERA DE CHILE

Tratando de lo que llama Seccion Central carbonífera de las provincias de Arauco i Concepcion, Brügger dice: «*Los mantos carboníferos mismos son sin duda de orijen autóctono, es decir que el carbon se ha formado en estensos pantanos de la costa que ocupaban los lugares en los cuales encontramos hoi dia los mantos de carbon*».

Segun esta opinion, todos los mantos carboníferos serian de orijen autóctono, pues todos han sido formados en los lugares donde se encuentran actualmente. La definicion de Brügger es ambigua i para ser precisa debió completarla con lo siguiente: «i con vegetales creciendo en estos mismos lugares», pues una formacion autóctona es una formacion *in situ*. Agrega Brügger: *en pro de esta opinion h'rb'a la presencia frecuente del carbon con arcillas refractarias, como tambien la excelente conservacion de delicados restos vegetales en estas arcillas i, por último, la existencia de numerosos Wulgelboeden, esto es que las arcillas del suelo están cruzadas por gran cantidad de restos fósiles i de raices*».

Los entendidos en la materia verán por las esplicaciones que daremos mas adelante, que todos estos hechos comprueban mas bien la formacion de los mantos de carbon por transporte i no por orijen autóctono, es decir, *in situ*.

Brüggen sigue diciendo: «Ademas habla a favor de la autoctonía del carbon la gran regularidad de los mantos a traves de grandes distancias». Esta aseveracion la contradice el mismo Brüggen en su informe al hablar del manto Mora, donde dice: «Los 4 perfiles aquí reproducidos del manto Mora, comprueban la gran variacion en la estructura del suelo i del techo como tambien del mismo manto». Debemos hacer notar que estos perfiles han sido tomados a corta distancia uno de otro i a este respecto hemos hecho observaciones en este mismo informe, publicado en el BOLETIN correspondiente al 4.º trimestre de 1912 i que se reproduce en este número.

El señor Brüggen, a renglon seguido, agrega: «a pesar de toda la variabilidad de las rocas que los acompañan, los diversos mantos mantienen a traves de toda la formacion de Arauco intervalos casi iguales entre sí».

Aunque en la parte de nuestro informe ya publicado refutamos lo erróneo de estas afirmaciones, vamos, sin embargo, a hacer notar que Brüggen, como ocurre en varias partes de sus afirmaciones, se contradice al tratar sobre REJION MINERA DE LEBU, 3) *Mantos de carbon*, al decir: «La ya mencionada oscilacion en el espesor de la seccion carbonífera tiene naturalmente por consecuencia una correspondiente irregularidad en la distancia entre los diversos mantos».

Despues Brüggen agrega: «Las rocas de esta seccion (la central carbonífera) del terciario se componen de areniscas arcillosas de color verde que encierran frecuentemente rodados del tamaño de una arveja (las hai tambien de mayores dimensiones). Las areniscas muestran casi siempre una estratificacion diagonal».

Todos estos hechos constituyen caractéres incontrastables de arrastre o de transporte para estos sedimentos i en ningun caso son de oríjen autóctono.

La Inspeccion de Minas, fuera de las obras citadas, consulta tambien para los estudios de la rejion carbonífera de Chile, lo publicado sobre la formacion carbonífera de Béljica i Francia por *transporte o flotacion*, estudios que dan una esplicacion racional de todos los fenómenos i hechos (como estratificacion diagonal i presencia de rodados en los sedimentos de areniscas, puras o arcillosas; separacion característica entre las estratas de areniscas, arcillas, mantos de carbon, espesor i pureza de los mantos o de las varias camas que los componen; presencia de restos vegetales bien conservados en ciertas estratas estériles de la formacion, especialmente en el lecho de los mantos; posicion horizontal, es decir, paralela a los lechos de estratificacion de la mayor parte de los elementos vegetales encontrados en las estratas estériles, i de todos ellos en los mantos; existencia de raros troncos o ramas atravesando perpendicularmente las estratas estériles, sin penetrar nunca en los mantos vecinos de carbon; existencia de raices en el suelo de los mantos separados de todo tronco i sin entrar en los mantos de carbon, etc., etc.) observados en formacion carbonífera, lo que no puede hacer la teoría del oríjen autóctono; reproduccion de la añeja teoría de la formacion carbonífera, *in situ*, completamente abandonada hoi por la teoría tan racional de la formacion carbonífera por transporte o por flotacion.

La formacion carbonífera chilena (terciaria), mas nueva que la formacion

carbonífera de Béljica i Francia (primaria), tiene absoluta semejanza con ésta en su proceso de depósitos de los sedimentos, arcillas, (esquetas) areniscas, mantos de carbon resultado de la transformacion de vejetales, en gran parte aéreos, i de los cuales un cierto número pertenecen a las mismas familias en ámbas formaciones, como palmas, helechos, cycadeas, etc., de estratificacion diagonal en las areniscas; de presencia de restos de hojas, ramas i troncos bien conservados i de raíces en las arcillas del suelo, etc.

Todo esto viene a probar que la aplicacion que hace la Inspeccion de Minas a la formacion carbonífera de las provincias de Concepcion i Arauco, de la teoría de la formacion de Béljica i Francia por transporte está perfectamente justificada.

Esta teoría de la formacion de la hulla por elementos vejetales transportados por flotacion conjuntamente con los otros elementos detríticos, por aguas corrientes mas o ménos rápidas hasta las aguas mas tranquilas (marinas: bahías, deltas, etc.; o terrestres: lagos, etc.) donde se han separado en primer lugar i depositado en seguida por órden de densidad i en virtud de la inercia, transformándose respectivamente en mantos de carbon i estratas estériles, tiene su base en las observaciones prolijas hechas desde 1882 sobre los mantos de carbon, sus caractéres i su composicion i los otros sedimentos de la formacion carbonífera, la fauna i la flora fósil que les pertenece, por los notables i experimentados ingenieros de minas franceses i belgas, señores Graund Eury, Tanyol, Briart, Stainier, etc.

Esta teoría ha sido publicada en el conocido «*Traité de Geologie*» de Mr. A. de Lapparent, miembro del Instituto Frances y profesor de la Escuela Libre de Altos Estudios, bajo el título *Formations de la houille*, 5.^a edicion, 1906, pájinas 916-970.

Allí, los interesados encontrarán las innumerables razones i hechos que justifican el abandono de la antigua teoría de la formacion carbonífera de oríjen autóctono, o *in situ* i la adopcion de la teoría de formacion por transporte, como continjente casi esclusivo de dicha formacion.

De lo espuesto anteriormente se llega a la conclusion de que los mantos de carbon en la formacion carbonífera de Chile son tambien de oríjen de transporte por flotacion i no de oríjen autóctono.

IV. DIVISION DE LA FORMACION CARBONÍFERA DE LA PROVINCIA DE ARAUCO

El señor Brügger divide la formacion carbonífera de la provincia de Arauco en tres secciones.

1.º *La seccion marina inferior no carbonífera.*

2.º *La seccion central carbonífera* (que llama tambien el señor Brügger), *Ver mioceno de Lebu de su informe, areniscas límnicas* (traduccion española de la palabra francesa *limnique*, o de pantanos) con arcillas i mantos de carbon incluidos.

3.º *La seccion marina superior no carbonífera.*

De esto se desprende que la Seccion Central Carbonífera no Marina a que Brügger se refiere, se encuentra en dos secciones no carboníferas, la superior i la inferior, ámbas marinas.

Vamos a probar con los mismos argumentos de Brügger, que su Seccion Central Carbonífera no marina, es marina i no de pantano o límnic, como pretende demostrarlo. Si se consulta los perfiles del plano N.º 12, presentado por Brügger, se verá que las secciones no carboníferas inferior i superior marinas, como tambien su Seccion Central Carbonífera no marina, contienen estratas con restos fósiles vegetales i otros con fósiles marinos i otros con fósiles vegetales i marinos mezclados.

Esto lo confirma Brügger al decir en su texto de esta su Seccion Central Carbonífera no marina «*En esta serie de capas formadas principalmente en tierra firme se han incluido algunas capas marinas*».

Las tres secciones de la formacion terciaria carbonífera a que Brügger se refiere, contienen, pues, sedimentos con restos vegetales i conchas marinas fósiles. Por consiguiente, Brügger, dictaminando con justicia, hubiera, racional i naturalmente, llegado a la conclusion del *oríjen marino*, de su Seccion Central Carbonífera como lo ha hecho para sus secciones superior e inferior marina, pues existen los mismos argumentos para hacerlo.

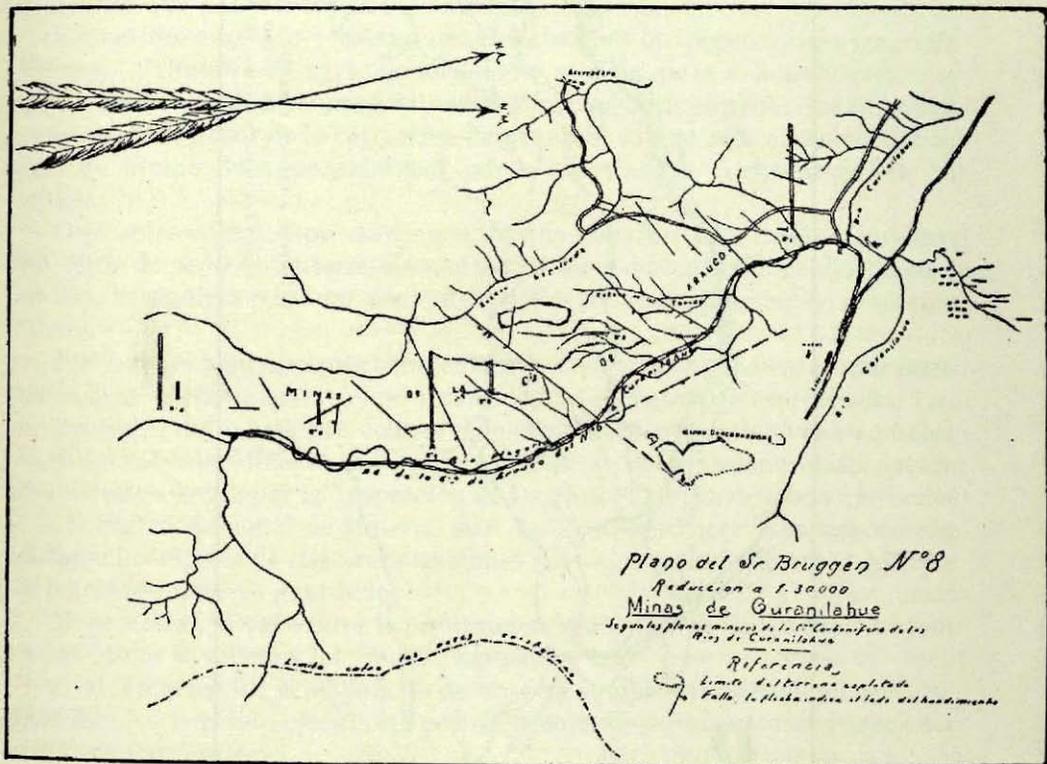
Con las razones espuestas i las comparaciones que se han hecho, la Inspeccion de Minas ha justificado que la formacion carbonífera chilena, mantos de carbon, de areniscas, de arcillas, etc., es de transporte i por consiguiente, las capas de areniscas i de arcillas que componen «*la serie de capas formadas principalmente en tierra firme*», a que Brügger se refiere, no han sido formadas en tierra firme, como lo afirma, sino por depósito en aguas mas o ménos tranquilas, de elementos detríticos, arrancados en tierra firme i transportados conjuntamente con los elementos vegetales por aguas corrientes, de mas o ménos rapidez hasta esas aguas tranquilas, a donde disminuida i desaparecida la fuerza de la corriente, se han separado primero i depositado en seguida por órden de densidad i en virtud de la inercia.

Este proceso se habria repetido varias veces, siempre en las mismas aguas tranquilas para formar espesores mas o ménos grandes, en los cuales se han incluido algunos depósitos producidos por estas mismas aguas. Como estos depósitos *son marinos*, resulta que *las aguas tranquilas mismas son marinas*.

Despues de estas consideraciones se llega a la conclusion jeneral de que: «*La Seccion Central Carbonífera no marina, de oríjen autóctono de Brügger es por consiguiente de formacion marina i de transporte i no de oríjen autóctono*».

LA REDACCION DEL BOLETIN
DE LA INSPECCION JENERAL DE MINAS I JEORAFÍA





Contestacion a la Inspeccion de Jeografía i Minas i al señor Miguel R. Machado ⁽¹⁾

Con fecha 16 de noviembre de 1912 presenté al Ministerio de Industria i Obras Públicas el «Informe sobre las Exploraciones Jeológicas de la Rejion Carbonífera del Sur de Chile», que corresponde a los estudios practicados por mí durante el período desde noviembre de 1911 hasta junio de 1912 i siguiendo las órdenes que habia recibido del Supremo Gobierno.

Este informe ha sido publicado en el Boletín de la Inspeccion de Jeografía i Minas 4.º Trimestre de 1912, en forma mui estraña, pues si la publicacion se hubiese hecho con autorizacion del señor Ministro, es de suponer que se hubiera encargado el autor de la correccion de pruebas, ya que solo a esta condicion podia yo asumir la responsabilidad por la exactitud de la publicacion de mi trabajo.

Dejo solamente constancia de que los que tomaron a su cargo la publicacion, léjos de pedir mi autorizacion, ni siquiera me dieron aviso del hecho consumado, ni siquiera pusieron a mi disposicion un solo ejemplar de mi propio trabajo.

Las razones para este procedimiento tan inusitado se pueden suponer fácilmente, si se toma en cuenta el resultado, contra el cual tengo que levantar formal protesta, tanto mas por cuanto el manuscrito de mi trabajo que yo habia presentado al señor Ministro, ha desaparecido de un modo incomprensible desde la publicacion hecha por la Inspeccion de Jeografía i Minas, de modo que cuando la Sociedad Nacional de Minería, mas tarde, quiso hacer una publicacion fidedigna i completa de mis investigaciones tuvo que valerse de una copia que por felicidad habia yo guardado.

Mi protesta jeneral contra la publicacion hecha por la Inspeccion de Jeografía i Minas se refiere a los puntos siguientes:

1) Mi Informe iba acompañado de unas 12 figuras intercaladas en el texto. Estos dibujos han sido ejecutados por un dibujante segun mis investigaciones en la Zona Carbonífera.

En la publicacion de la Inspeccion de Jeografía i Minas se pone a cada uno de estos dibujos el título de «Inspeccion de Jeografía i Minas», provocándose así la falsa impresion de que la Inspeccion hubiese sido el autor de los dibujos, impresion que se robustece por la nota añadida por la Inspeccion en la página 476, que dice: «Las figuras que aparecen han sido dibujadas por la Inspeccion de Minas i Jeografía, basadas en los cróquis de Brüggén», como si la Inspeccion hubiera necesitado reemplazar mis cróquis insuficientes por otros dibujos nuevos i mejores. En realidad, las figuras de la publicacion en el «Boletín» no son otra cosa que una reproduccion de los dibujos de mi «Informe» presentado al Ministerio, de modo que la inscripcion «Inspeccion de Jeografía i Minas» no tiene ninguna razon de ser, tanto ménos por cuanto ni siquiera en la publicacion

(1) En el Boletín correspondiente al 4.º Trimestre de 1912 de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía aparece la refutacion del señor Miguel R. Machado.

de los planos i dibujos hechos por los mismos ingenieros de la Inspeccion se agrega siempre el rótulo «Inspeccion de Jeografía i Minas».

2) Fuera de las figuras intercaladas en el texto, mi Informe iba acompañado de trece planos en gran escala, que son de fundamental importancia para mi trabajo, de modo que su ausencia reduce notablemente el valor de mi Informe. Aun mas, éste queda incomprendible en los pasajes que se fundan en la esplicacion de los planos.

La Inspeccion no ha suprimido estas citas en el texto, pero no ha publicado los planos a que se refieren, de modo que un lector superficial deberá creer que los números de los planos se refieren a los mismos dibujos intercalados con el rótulo «Inspeccion de Jeografía i Minas». Tal impresion se provoca netamente por el hecho sumamente estraño de que la Inspeccion haya añadido la nota de la página 476, arriba citada, precisamente a una frase de mi Informe que habla de los 13 planos i no de los dibujos intercalados.

Repito que sin los planos mi Informe queda incompleto i en muchas partes casi incomprendible.

3) La Inspeccion pública, bajo un mismo título principal, no solo mi Informe, sino que le agrega como II. Parte, inmediatamente, una supuesta «Refutacion» al informe del jeólogo del Ministerio de Industria i Obras Públicas, señor Brüggén» (26 páginas) i como III parte un «Estudio del jeólogo señor Miguel R. Machado sobre el informe de Brüggén» (14 páginas).

De tal modo, en el sumario de la página 341 del Boletin figuran estos dos trabajos que están llenos de errores científicos gravísimos, como si yo fuera el autor de todos esos «Estudios Carboníferos».

En las páginas que siguen me permito presentar a los jeólogos que disponen de los conocimientos necesarios para juzgar de cuestiones científicas, una serie de observaciones destinadas a desvirtuar los principales cargos levantados contra mi Informe.

Citaré mi Informe en la única edicion completa hecha por la Sociedad Nacional de Minería, impresas en un folleto aparte con el título «Informe sobre las Exploraciones Jeológicas de la Rejion Carbonífera del Sur de Chile» i agregaré en paréntesis la página correspondiente del Boletin de la Inspeccion de Jeografía i Minas (1).

I

CONTESTACION A LA «REFUTACION» DE LA INSPECCION DE GEOGRAFÍA I MINAS

1). páj. 563.

La Inspeccion se queja del tono hiriente de mi Informe. Como en la «Refutacion» casi siempre me cita a mi simplemente como «Brüggén» miéntas a

(1) Mi informe sobre las «Exploraciones Jeológicas de la Rejion Carbonífera del Sur de Chile», ha sido publicado por la Sociedad Nacional de Minería en un folleto especial, en los Boletines de la Sociedad correspondiente a los meses de enero i febrero, i en el V volumen de la Estadística Minera, todas visados por el autor.

las demas personas en jeneral les da títulos, es evidente que algunos de los autores criticados se han sentido ofendidos por mi modo de citar. Como en Alemania en los trabajos científicos es costumbre citar a cualquier autor vivo o muerto, simplemente con su nombre, i precisamente añadiduras como «el señor» o «el señor profesor» se estilan mas bien en tono sarcástico cuando la crítica es acerba, yo habia empleado este mismo temperamento en mi Informe escrito primitivamente en aleman. El traductor que hizo la version española, deberia haber llamado mi atencion sobre esta diferencia de estilo o haberlo cambiado simplemente. Confieso que no me daba cuenta de que nadie se pudiera creer ofendido por mi modo de citar. Sin embargo, dejo constancia de que lo mismo que yo hice sin intencion con todos los autores, la Inspeccion lo hace en su «Refutacion» intencionalmente conmigo. En jeneral el estilo científico usado en Alemania lo rije la verdad científica i la claridad de la esposicion; lo que en castellano se llama elegancia de lenguaje, allá poco se toma en consideracion.

2). páj. 563. Penúltimo párrafo.

La Inspeccion dice que no quiere buscar «el móvil» que me ha guiado al escribir mi Informe. Esto no deja de ser una insinuacion insidiosa. Pues, claro está, que el único móvil que podia i debia tener en mi primer Informe presentado al Gobierno que me ha contratado era el de hacer una reseña crítica de los trabajos referentes a la esfera de estudios que se me habia encargado, tomando por norma únicamente la verdad científica de los hechos, sin miramientos personales de ninguna especie. La mayor parte de los autores criticados por mí, ni siquiera me son personalmente conocidos. Si mis juicios científicos coinciden a menudo con los de autoridades modernas en la jeolojía como Lapparent i Steinmann i están en oposicion a ideas anticuadas manifestadas por los autores criticados, la culpa no es mia, sino que debe buscarse en el progreso de la ciencia. Por lo demas la parte esencial de mi Informe está fundada en mis estudios propios hechos en la rejion carbonífera del pais por encargo del Gobierno.

3). páj. 563.

En el último párrafo la Inspeccion dice: «La obra de Brüggén, es solo una recopilacion de lo que existe i se ha publicado hasta la fecha sobre carbon, en informes, planos i perfiles, tanto de la Inspeccion Jeneral de Minas i Jeografía, como de explotaciones particulares.....en realidad carece de orijinalidad.....».

Si esta fuera la verdad, cómo se explicaria que la Inspeccion i el señor Machado necesitan cuarenta pájinas (es decir casi la mitad de la estension de mi Informe) para descubrir todos los supuestos errores en que yo habria incurrido en mis apreciaciones i en mis propios estudios. Es poco clara esta lójica.

4). páj. 565.

La Inspeccion dice que en lo que se refiere a la edad del carbon, yo admito solo la opinion de Steinmann i sin opinion propia refuto las ideas admitidas por los jeólogos que han visitado la Zona Carbonífera de Concepcion i Arauco desde Darwin hasta hoi.

Segun esto, parece que la Inspeccion no ha estudiado debidamente mi In-

forme, de lo contrario se habria convencido de que mis opiniones se fundan en mi propia observacion i mis colecciones de fósiles. Los nombres de estos fósiles los he dado a conocer en las tablas que se encuentran en las páginas 19-24 (500-507) de mi Informe, i sus diferentes clases ascienden a un número de 60 a 70. Por esto yo podia confirmar la opinion de Steinmann. Siguiendo las costumbres de la ciencia lo nombré por ser él el primero que encontró la discordancia entre el cretáceo i el terciario.

Lo que la Inspeccion me reprocha a mí, a saber que no dé opiniones propias, sino sólo citas de otros autores se puede con razon aplicar a la misma Inspeccion. Pues en efecto cita constantemente a otras personas, especialmente al señor Nogues. ¿Por qué no habla el señor Lamaître nunca de fósiles que él ha encontrado o determinado?

5). páj. 566.

La Inspeccion cita al señor Nogues el cual afirma haber encontrado en los trabajos del dique de Talcahuano las «trigonias, pymlas, carduines», etc., juntas con los amonitas.

Antes de seguir adelante llamo la atencion del lector entendido en jeología a la enormidad de estos nombres que no pueden ser debido a erratas pues se repiten varias veces. Si los autores de la refutacion hubieran conocido las especies citadas por Nogues, habrian debido corregir «pymla» en pyrula i «carduin» en cardium.

La Inspeccion puede encontrar en la tabla de fósiles cretáceos en la página 19 (500) de mi Informe que cardium, pyrula (pyropsis) i trigonia se encuentran juntas con los amonitas, porque los Holcodiscus, Pachydiscus i Baculites pertenecen a la clase de los amonitas lo que ignora quizas el «refutante». Lo que yo afirmo es que Trigonia Hanetiana, Cardium acuticostatum, Pyrula (Pyropsis) Hombroniana, etc., son fósiles netamente cretáceos i que nunca se encuentran juntos con las formas terciarias de Lota, Coronel i Arauco.

6). páj. 566.

La Inspeccion dice que ni Steinmann ni yo habíamos visto el dique de Talcahuano en construccion i que las observaciones hechas por Nogues solo se podian ejecutar durante el trabajo en el dique.

Pero Steinmann i yo, cada cual por su parte, hemos observado las mismas capas en la isla Quiriquina (véase la lista de fósiles en la páj. 19 (500) de mi Informe que contiene los mismos fósiles encontrados por Nogues en el dique).

7). páj. 568.

La Inspeccion dice que los mantitos del barreno de Talcahuano «podrian ser perfectamente los primeros de una nueva serie de mantos. La tectónica unitaria i la division bipartita de Brügger serian, pues, erróneas».

Sobre este «podrian ser perfectamente» que no está acompañado de ningunas pruebas, se funda la contradiccion de la Inspeccion contra mi «tectónica unitaria». El uso de la palabra «tectónica» en esta frase demuestra que la Inspeccion ha tomado la palabra «tectónica» por la palabra «estratigrafía». Este error tan grave que se repite mas abajo i tambien en la páj. 583 no habla en favor de los conocimientos jeológicos del autor de la «Refutacion». «Estratigrafía» i «tectónica» son palabras que aprende el estudiante de jeología en las primeras semanas del estudio. «Estratigrafía», hasta se encuentra en el Dicciona-

rio de la Academia Española, con la definición de que «estudia la disposición i caracteres de las rocas estratificadas». Miétras «tectónica» estudia las perturbaciones i dislocaciones que han sufrido las capas descritas por la estratigrafía.

8). páj. 568.

La Inspeccion afirma que la equivalencia de los mantos de carbon establecida por mí no tiene base seria. En el plano N.º 12 de mi Informe, las personas entendidas en jeolojía pueden ver claramente que con escepcion del perfil de Curanilahue, de que hablaremos mas tarde, la equivalencia establecida por mí es la única posible.

9). páj. 570.

Dice la Inspeccion que la determinacion de los fósiles de Pacoco probablemente fué hecha por el Dr. Phillippi.

Si la determinacion de los fósiles fué correcta, la coleccion de los fósiles se ha hecho con poco cuidado. Esto último ¡lo demostraria el informe del señor Quillot, injeniero o ex-injeniero de la Inspeccion, (informe entregado a principios del invierno de 1913) en que afirma que los fósiles proceden de dos lugares distintos, miétras el señor Fuenzalida en el Boletin de la Inspeccion, páj. 319 (1908), habla de un solo banco.

10). páj. 569, último párrafo i páj. 570, primer párrafo.

La Inspeccion cita la frase en la cual yo habia dicho que todos los trabajos de la Inspeccion se han hecho sin los conocimientos mas elementales.

Es claro que la palabra «todos» solo se puede referir a todos los trabajos que yo he criticado en el Informe. Para destruir mi aseveracion la Inspeccion afirma que su personal es compuesto de «injenieros debidamente titulados en las universidades de Chile i de Europa», etc. Nunca me he referido a los títulos de los injenieros de la Inspeccion, sino he hablado de los conocimientos insuficientes de la jeolojía manifestados en los trabajos que critico. Para decidir si la crítica que doi en la reseña de la literatura sobre el carbon de Chile insertada en mi Informe es justificada o nó, habria que entregarla junto con el «Informe», la «Refutacion» i esta «Contestacion a la Refutacion», a jueces imparciales i *competentes* en jeolojía científica moderna. Yo aguardo con tranquilidad tal fallo de las autoridades científicas.

11). páj. 570 último i páj. 571, primer párrafo.

La Inspeccion cita algunas frases de mi informe que se refieren a los trabajos de sondaje en Talcahuano i dice: «Todos los trabajos son perfectamente justificados, sin que haya habido necesidad de escribir pájinas inútiles ni sacar conclusiones que no estén perfectamente justificadas».

Lo que parece a la Inspeccion inútil e innecesario es la contestacion de las observaciones críticas que yo habia hecho en el Informe. Ni el Informe del señor Lemaitre, ni la «Refutacion» contestan estas preguntas elementales que deben hacerse siempre ántes de fijar un punto para un barreno: ¿Por qué se hizo el barreno en Penco? ¿De dónde sale ese barreno, de arriba o de abajo del manto de las Minas del Cerro Verde? (se debe saber que estas minas distan solo 1 km) ¿Por qué se hizo el barreno en Sta. Ana? ¿Cuál es el manto de carbon que se encuentra arriba del barreno?

12). páj. 572.

En el primer párrafo los famosos mantitos de carbon que «podrian ser perfectamente» (véase N.º 7 de esta contestacion) vienen de nuevo a destruir (pero ahora completamente) la division bipartita de los mantos de carbon, aceptada en mi Informe.

Mas abajo leemos que los pocos recursos no permitieron a la Inspeccion seguir el barreno a suficiente hondura para encontrar los mantos «de la nueva serie profunda» (basada en los famosos mantitos que podrian ser perfectamente, etc.) o «alcanzar hasta las rocas cristalinas».

La Inspeccion sigue sin embargo: «Queda, sin embargo demostrada la trascendental importancia de dicho barreno».

¿Cuál es ahora la «trascendental importancia» del barreno? El barreno de 222 ms. de hondura no nos dice nada sobre la pregunta, si hai carbon o nó en Talcahuano. Ni siquiera sabemos, si vale la pena seguir practicando investigaciones en esta rejion.

Las dos capas de carbon, la una de 10 centímetros i la otra de 30 centímetros de espesor (que segun la Inspeccion «podrian ser perfectamente...») en ningun caso son dignos de explotacion.

El hecho de no haberse encontrado a los 35 ms. perforados, situados mas abajo, ningun nuevo manto de carbon, hace poco probable que se trate del comienzo de una nueva serie de mantos.

13). páj. 572, último párrafo i páj. 573.

La comparacion de las exploraciones carboníferas en Béljica con las en Arauco no tiene ningun objeto, pues la tectónica i estratigrafia de los dos países son enteramente distintas.

Nunca he dicho que todos los barrenos deben encontrar carbon; pero a ió ménos los barrenos deben manifestar claramente, si hai carbon o nó en el punto donde se hizo el barreno, lo que no hace ninguno de los barrenos de la Inspeccion (con escepcion de los barrenos en Catamutun).

14). páj. 573.

La Inspeccion escribe: Brüggén dice: «Como parece que la Oficina de Jeografia i Minas no colecta ni guarda núcleos de taladros... etc.» «Si Brüggén hubiese visitado el Museo de esta Oficina, hubiera podido ver que las muestras de núcleos de taladros de los barrenos hechos hasta la fecha, existen perfectamente coleccionados i catalogados».

Esta parte es bastante estraña por una doble «equivocacion».

1) La Inspeccion no cita la frase de mi Informe hasta el fin, pues se halla en la nota al pié de la pájina: «A pesar de haber sido comisionado por Decreto Ministerial para estudiar todas las colecciones de la Inspeccion de Jeografia i Minas no se me pudo mostrar ninguna coleccion ordenada ni de núcleos de taladros ni de rocas fósiles».

No sé si acaso la Inspeccion, despues de la fecha de nuestra visita ha comenzado a hacer colecciones de fósiles i muestras.

2). No obstante la frase arriba citada que habla de mi visita en la Inspeccion i aunque el señor Dr. Felsch i yo fuimos presentados por el señor Altamirano al señor Coevas (jefe interino de la Inspeccion en 1911) i aunque el señor Schmidt nos mostró todas las localidades de la Inspeccion, la Inspeccion hoi dia no recuerda o no quiere recordar nuestra visita.

15). páj. 574.

En los párrafos N.º 3, 4 i 5 la Inspeccion se defiende contra mi crítica del plano N.º 1 de la publicacion del boletin de 1910 (páj. 245), diciendo que le sirvieron como base los antiguos planos de Colonizacion.

Segun he dicho en mi informe en la páj. 12 (490), todos los errores ya se encuentran rectificadlos en el mapa de la Oficina de Mensura de Tierras que ha sido publicado un año ántes del plano de la Inspeccion. Ademas los errores topográficos son tan graves que hacen el plano inservible para el propósito nombrado en la «Refutacion».

16). páj. 575.

En el párrafo N.º 2 la Inspeccion afirma que la presencia de capas con fósiles idénticos no constituye «ni siquiera un indicio de la equivalencia de las capas», etc., i aduce en los párrafos 3 i siguientes de la páj. 575 como ejemplo la rejion de las minas Errázuriz en Lebu, donde hai mantos de carbon inclinados i atravesados por la falla de Sta. Fe. Podríamos suponer ahora una oscilacion en el sentido de inmersion. Despues de la inmersion tendríamos las mismas capas con fósiles en un punto encima del manto «Chico» i en otro punto encima del manto «Huitrero» i no podriamos decir por estos fósiles que los mantos nombrados son los mismos.

Esta suposicion de la Inspeccion no tiene nada de estraño, pero tendríamos una discordancia mui notable entre las capas carboníferas i las capas nuevas. Ademas, la fauna deberia ser mui diferente de la que se encuentra en las capas de la edad del carbon.

Por esto cualquier jeólogo comprenderá que el ejemplo supuesto por la Inspeccion no prueba nada, a no ser la incompetencia de los que lo quieren presentar como válido. Pues claro está que me refiero solo a las capas fosilíferas de la edad del carbon.

17). páj. 576.

En el párrafo N.º 2 la Inspeccion niega la equivalencia de los mantos «Doble» i «Alto» de Curanilahue con los mantos de Pilpilco.

Que mi aseveracion de la equivalencia corresponde a los hechos, me lo ha probado la prosecucion de mis estudios. Pues en el verano pasado (abril i mayo de 1913) he seguido los mantos «Doble» i «Alto» de Curanilahue hasta Cullinco i pude probar que todos estos mantos son el mismo manto «Alto» de Curanilahue.

La Inspeccion con sus ingenieros habria podido comprobar lo mismo, ya que ha estudiado tan bien la rejion de «Centro-Arauco».

18). páj. 577.

En lo que se refiere a la comparacion de los mantos de Curanilahue con Colico i Peumo, la Inspeccion tiene posiblemente razon.

Segun mis esploraciones del verano pasado, hai mas probabilidad de que los mantos de Curanilahue correspondan al grupo superior de Colico. Pero siempre quedan algunas dudas, i ademas en mi Informe páj. 49 (546) yo habia hecho la comparacion con mucho cuidado: habia dicho que una exacta comprobacion de esta opinion solo será posible una vez que se encuentren las areniscas fosilíferas características de los mantos «Doble» i «Alto», tambien en Colico i Peumo.

19). páj. 578.

La Inspeccion habla de la cubicacion del carbon en «Centro-Arauco». El cálculo del señor Lemaître es el siguiente: toma 5.20 ms. como espesor de carbon, pero considera solo 20% como explotable; de esta manera obtiene 187.200.000 toneladas para los 150 km², cifra que en mi Informe me parecia subida

Despues la Inspeccion hace el mismo cálculo con los 1.50 m. de espesor tomado por mí. Pero ahora no hace la multiplicacion con los 20% i llega naturalmente a obtener de este modo una cantidad aun mucho mayor.

Renuncio a toda crítica sobre este procedimiento.

20). páj. 578.

En el último párrafo la Inspeccion habla de mi desconfianza con respecto a la continuidad de los mantos.

No tengo ninguna desconfianza en la continuidad de los mantos; pero para una cubicacion de la riqueza del carbon en una rejion se deben sacar los datos en la rejion misma i no en otra provincia.

21). páj. 579.

La Inspeccion afirma que la complicacion de la tectónica de las Minas del Camaron en Lebu es solamente local i por esto no puede desvirtuar la tectónica de un sinclinal grande entre Lebu i la Cordillera de Nahuelbuta.

Si este sinclinal fuera el elemento mas importante en la tectónica de la provincia de Arauco, deberíamos encontrar tambien mas al norte de Lebu el sinclinal comprobado por un manteo al Este, pero ya en Millaneco, a una distancia de unos 3 kms. de Lebu, encontramos un manteo al Norte; este manteo sigue hasta Millongue (v. plano N.º 1 de mi Informe). Mas al norte, en Rancuil, tenemos un manteo al Oeste en vez de al Este.

Por esto me parece mejor atribuir la inclinacion al Este en la mina Amalia a una complicacion local, i no tomarlo como elemento tectónico mas importante, como lo hace la Inspeccion.

22). páj. 580.

No entiendo el objeto del párrafo N.º 1 de esta página en que se habla de un ingeniero que hiciera tales o cuales piques. Todo esto es lo mismo que: dos veces dos igual a cuatro, pero no hace nada al caso.

23). páj. 580.

En los párrafos 3 i 4 la Inspeccion dice: «Brüggen dice que Lemaître habla de fallas sin presentar planos».

«Por consiguiente reconoce Brüggen, que no puede atribuirse a Lemaître el plano que critica i que encuentra lleno de errores».

La primera frase se refiere a mi crítica del trabajo del señor Lemaître publicado en el Boletin 1910, páj. 372 i siguientes; la segunda a otro trabajo anterior del mismo autor, publicado en el mismo Boletin 1910, páj. 245 i siguientes.

¿Cómo puede entónces la no existencia de un plano producir la falta de responsabilidad del señor Lemaître por otro plano lleno de errores, que dicho sea aparte, lleva el Visto Bueno con las firmas «E. Lemaître, ingeniero de minas» i «J. del C. Fuenzalida» i la fecha: Santiago, 9 de mayo de 1910?

Es difícil creer que se trate de una mera «equivocacion» del autor de la Refutacion.

24). páj. 581.

La Inspeccion dice que el señor Lemaître, no habia hecho la comparacion de los mantos de carbon de las minas «Laurela» i «Tronco», porque no quiso «sacar conclusiones arriesgadas».

Esto significa que el señor Lemaître no ha podido reconocer a una distancia de 1 km. el mismo manto, que en las minas de Pilpilco tiene un espesor de 1.30 metros de carbon i en Laurela i Tronco 1.20-1.30 metros.

25). páj. 581.

En los párrafos 4, 5 i 6 la Inspeccion habla de los cortes de «relacion hipotética». Un dibujo de estos cortes se encuentra en la páj. 14 (493) de mi Informe. La Inspeccion habla de una equivocacion de mi parte; pero me parece que el error se encuentra por el lado de la Inspeccion. Yo he comprendido perfectamente que el señor Lemaître con estos cortes quiso decir que solo uno de ellos podia existir.

Pero un ingeniero que ha estudiado una rejion, despues del estudio debe saber algo mas que construir unos cuantos cortes de *fantasia*.

El valor de los cortes nombrados se puede apreciar por el hecho que yo pude comprobar por mis estudios posteriores del verano pasado, de que cada uno de los cortes contiene tres veces el mismo manto «Alto» bajo diferentes nombres («Alta», «Melita», «Esplotante» i «Mattinson» son el mismo manto «Alto»).

26. páj. 582.

La Inspeccion escribe: «Ademas (Brüggen) ha agotado todos los datos que tenia a su mano, lo que hace presumir que su obra posterior no tendrá ningun valor».

Yo considero, como mi deber, siempre agotar los datos que tengo a mi mano i no retenerlos para años siguientes. En cambio espero acumular cada año por mis exploraciones, nuevos datos que me darán materiales para completar nuestros conocimientos de la zona carbonífera.

27). páj. 582 i 583.

En esas páginas la Inspeccion «refuta» las «Conclusiones» a las cuales yo habia llegado en el primer año de mis exploraciones de las rejiones carboníferas. Como la Inspeccion se funda en los mismos errores de los cuales ya he nombrado los 26 mas graves en las páginas anteriores de esta contestacion, no me parece necesario enumerarlos de nuevo.

Solo quiero decir que en esas dos páginas los famosos mantitos del barreno en Talcahuano que «podrian ser perfectamente» vienen a destruir cuatro veces diferentes conclusiones de mi Informe.

28). páj. 584.

La Inspeccion habla en el Punto N.º 7 de las conclusiones de una contradiccion que segun ella se encontraria en mi Informe, diciendo que yo he hablado una vez de la «mucha regularidad» en la distribucion de los mantos de carbon i que el plano N.º 12 muestra una gran irregularidad.

Solo mala fe o conocimientos insuficientes pueden llamar irregular la distribucion de los mantos en la provincia de Arauco representada en el plano

N.º 12. Es necesario que el crítico sepa comprender i apreciar bien los planos. 29). páj. 584.

Hablando del punto de sondaje que he propuesto en Pilpilco, la Inspeccion hace un cálculo segun el cual en ese punto se debe encontrar el manto de las minas de Sáez a una hondura de mas de 1,000 metros, esto seria mas de cuatro veces la hondura indicada por mí. Me estraña esta observacion de la Inspeccion, pues yo habia creído que los ingenieros de la Inspeccion han estudiado la rejion de Pilpilco. Cómo es posible que no hayan encontrado las fallas que existen entre las minas i las casas del fundo Pilpilco, fallas que hacen subir las capas carboníferas varios centenares de metros.

En los últimos párrafos de la página la Inspeccion desarrolla su programa de barrenos. Lástima que la Inspeccion hasta ahora nunca haya seguido el programa, ni con el barreno de Penco, ni en Talcahuano, ni tampoco en el barreno de Cullinco, principiado hace poco.

30). páj. 585.

El segundo barreno propuesto por mí, tampoco cuenta con la aprobacion de la Inspeccion. La Inspeccion dice que no hai diferencia entre las capas marinas de la seccion superior i de la seccion inferior. ¿Pero cómo puede la Inspeccion decir que el barreno en la Punta Fraile seria poco justificado con los «conocimientos actuales»? Por lo ménos debe decir «con los conocimientos de los ingenieros de la Inspeccion»

Ademas la Inspeccion dice que hai que tomar en cuenta el fracaso de las minas de Huenapidén i la clausura de las minas de Millaneco. Parece que la Inspeccion no sabe que las minas de Huenapidén tenian un manto de 1 metro de carbon mui bueno i que el fracaso es debido a fallas que hicieron desaparecer el carbon. Ademas las minas de Millaneco se encuentran mucho mas cerca de Lebu de lo que las de Huenapidén distan de la Punta Fraile. I como las minas de Millaneco no tienen influencia, cuando se trata del valor de las Minas Amalia en Lebu, esa citacion de las dos minas nombradas no es nada mas que otra de las innumerables observaciones sin valor que ha hecho la Inspeccion en su «Refutacion».

31). páj. 586.

Respecto a lo que la Inspeccion predice de mi trabajo futuro, mas conveniria esperar la publicacion de mi Informe posterior i criticar solo hechos concretos.

II

CONTESTACION AL «ESTUDIO DEL GEÓLOGO SEÑOR MIGUEL R. MACHADO, SOBRE EL INFORME DE BRÜGGEN».

.....son los pseudos sabios que llegan despues, los que interpretan erróneamente, puesto que no tienen conocimientos autorizados.....

M. Machado.

Para apreciar el tono que usa el señor Machado, citamos aquí primeramente la interesante conclusion a que llegó ese sabio en su estudio sobre mí

Informe: «Brüggen no ha producido nada nuevo... no hai ninguna novedad en su informe, ni una sola idea; nada, pero absolutamente nada, que no esté ya dicho».

La crítica de esta frase cuyo estilo se recomienda por sí solo, puedo dejarla a los lectores de mi Informe.

En las páginas 591-594, el señor Machado habla de los estudios de Darwin sobre la jeología de Chile. No me parece oportuno entrar aquí con el señor Machado en una discusion sobre las cosas en las cuales Darwin se ha equivocado; como yo no pertenezco a los hombres, que «se dejan conducir por otros que tambien se pueden equivocar», la autoridad de Darwin no me basta para creer cosas que segun los adelantos de la jeología moderna desde muchos años se han comprobado como falsas. Ademas, en mi Informe, he hablado de Darwin con el respeto que merece ese gran sabio.

En las páginas 594-601, el señor Machado habla del señor Nogues. El escaso valor de este tratado se puede ver ya del primer párrafo, donde cita lo siguiente de Nogues: «Para estos reconocimientos hemos empleado los procedimientos jeológicos que usan los jeólogos que saben observar la naturaleza, etc.» Nogues describe despues largamente estos procedimientos, conocidos de todos los jeólogos, de modo que es enteramente supérfluo para cualquiera que haya hecho estudios científicos de jeología. Sin embargo, el señor Machado le infundió tanto respeto que la reproduce como modelo para los jeólogos.

En la página 596 del Boletín de la Inspeccion de Jeografía i Minas repite el señor Machado los mismos errores que he anotado en los puntos N.º 3 i 4 de esta «Contestacion» como debidos a un mal estudio de mi Informe por la Inspeccion de Jeografía i Minas. Parece que el señor Machado tampoco lo ha estudiado con mas atencion.

En la página 597 escribe el señor Machado que Nogues dice: «Las plantas dicotiledóneas con hojas caducas i con verdaderas flores han aparecido en la América ántes que en Europa».

Este seria el mismo grave error que yo he criticado en la publicacion del señor Machado. Como el señor Machado cita en una página a Lapparent como autoridad, puedo citar al mismo gran jeólogo frances. Encontramos en Lapparent, *Traité de Géologie*, 5.ª Edicion, 1906, página 1224 la frase: «... on a découvert à la base de la série (Néocrétacée), en Amérique, dans les couches du Potomac, et en Portugal, dans celles de Cercal, une flore très riche, où les *dicotylédones* angiospermes, c'est-à-dire les *plantes a feuillage caduc*, *apparaissent pour la première fois*».

Esto debe saberlo el jeólogo señor Machado i debia saberlo tambien el señor Nogues, porque es sabido desde mas de veinte años.

En la página 598, párrafo N.º 3, el señor Machado dice que en contra de mi aseveracion en el Informe, en la América del Norte el grupo de Chico-Tejon «se caracteriza por la union de fósiles marinos de afinidades terciarias con amonites, baculites etc.»

En el mismo libro, pág. 1466 escribe Lapparent: «Mais MM. Diller et Stanton ont établi que les *couches de Tejon* étaient *nettement tertiaires*, et même assez haut placées dans l'*éocène*. Quant aux grès à gros bancs de Chico, avec Baculites...»

En la página siguiente escribe Lapparent: «Les environs de l'île Quiriquina, au Chili. . . . Par un scaphite très voisin de Scaphites constrictus, ces couches se relient à l'aturien (una parte del cretáceo superior) d'Europe, en même temps que Lytoceras Kayei et L. varuna les rattachent à la craie supérieure de l' Inde».

En las páginas 1569 i 1598, Lapparent enumera las capas carboníferas de Lota i Coronel entre los depósitos del Oligoceno, de modo que se intercala un largo espacio (la época del eoceno) entre el cretáceo de la Quiriquina i las capas carboníferas de Lota i Coronel.

No obstante esos hechos concretos el señor Machado escribe: «M. de Lapparent en su «Traité de Géologie» opina que en Quiriquina pasa lo que en las capas californianas de Chico. Así es que este autor no toma en cuenta lo dicho por Steinmann, según lo asegura Brüggén».

La aseveración del señor Machado solo puede explicarse por la suposición de que ese sabio usa una edición muy anticuada del libro de Lapparent, ya que como hemos visto, Lapparent acepta la opinión de Steinmann, citándolo expresamente en las notas al pie.

Después de estas observaciones que nos han mostrado que los conocimientos del señor Machado son bastante anticuados renunció a entrar en nuevas discusiones sobre cuestiones geológicas con este sabio.

Pero quiero recomendar al señor Machado que estudie i aprenda un poco más los elementos de la Geología en libros modernos antes de atribuir títulos como «pseudosabios» a otros que entienden más de la Geología que él, para que ese título de «Pseudosabio» no recaiga sobre la propia cabeza del señor Machado.

Para que se disipen las últimas dudas, del señor Machado puedo agregar que la obra más moderna i completa sobre Geología, E. Haug, «Traité de Géologie», 1908-1911, trae las siguientes noticias acerca del cretáceo i terciario de Chile:

páj. 1347.

L'île de Quiriquina, dans la baie de Concepcion, Le groupe Néocrétacé y est constitué par des grès calcaires et des marnes sableuses glauconifères. . . . étudiés par principe par Steinmann et par Wilckens. Toutes ces espèces (fósiles cretáceos de la Quiriquina). . . . Contrairement à ce qui avait été dit, aucune (de las especies) ne se retrouve dans les couches de tertiaires de la région.

páj. 1694.

Chili. . . . On peut y distinguer. . . . les «couches de Navidad», riches en lignites, . . . et. . . les «couches de Coquimbo». . . . Les restes organiques du Néogène du Chili ont fait l'objet de travaux importants de Ch. Darwin, A. d'Orbigny, R. A. Philippi, mais c'est à G. Steinmann et W. Möricke que revient le mérite d'avoir séparé nettement les deux niveaux.

páj. 1695.

On peut assimiler les couches de Navidad soit au Néogène inférieur d'Europe soit, peut-être, au Tongrien (mioceno o oligoceno).

ANEXO

Después de haber entregado mi «Contestacion» a la Sociedad Nacional de Minería, he tenido oportunidad de ver un «agregado» con que la Inspeccion acompaña una segunda impresion de su «Refutacion» en el Boletin de la Inspeccion de Jeografia i Minas, reproduccion motivada, segun dice la nota «por haber aparecido algunos errores».

El agregado lleva el título «II Parte» i contiene cuatro párrafos.

1). Inexactitud de los planos presentados por Brüggén.

Se trata, en efecto de una inexactitud en uno de los planos que he copiado; pero, como yo he dicho espresamente en los mismos planos, de cuáles originales se han tomado las copias, puedo declinar la responsabilidad, mientras tanto la Inspeccion reproduce, segun lo confiesa ahora, el plano de colonizacion sin decirlo espresamente. Al contrario, poniendo las firmas manuscritas de los dos ingenieros señores Fuenzalida i Lemaître, i la fecha de 9 de mayo de 1910, da al lector el derecho de hacer a los autores que firman responsables de los errores. Además, los errores que yo he criticado se refieren a la situacion de los centros mineros como Peumo i Colico i de rios como el Carampangue, que son de importancia para el estudio de las minas. Mientras tanto la Inspeccion no ha encontrado en los planos que yo reproduzco ninguna otra falta que la de un trazado de ferrocarril erróneo que evidentemente no tiene relacion con los estudios jeológicos.

Me puedo dar por contento de que críticos tan buscones no hayan encontrado faltas mas graves que reprocharme.

Si este error autoriza a la Inspeccion para decir que yo no he recorrido la rejion con la debida atencion, podria yo crearme autorizado que los dos ingenieros que firman el plano equivocado, nunca han estado en Colico o Peumo; porque no saben en cuál de las orillas del rio Carampangue se encuentran estos centros mineros.

2) Fósiles.

La Inspeccion me recomienda el estudio de unos «desmontes sacados de un pique de setenta metros de hondura (version de los vecinos) i que contienen una gran variedad de fósiles marinos».

Si la Inspeccion tiene noticias de que allí se encuentran fósiles importantes, es su obligacion determinarlos. Yo no atribuyo gran importancia a fósiles cuya situacion primitiva se funda solamente en «la version de los vecinos» cuando se trata de estudios de detalle.

3) La autoctonia de la formacion carbonífera de Chile.

La Inspeccion encuentra una contradiccion en mi esposicion, pues en una parte he hablado de la gran regularidad, i en otra de la gran variabilidad de los mantos de carbon.

Con esto no hace mas que repetir lo que ha dicho en su «Refutacion».

Para encontrar en estas palabras una contradicción es necesario o que el referente no sea capaz de comprender los perfiles geológicos, o que no quiera comprenderlos.

Pues he hablado de «gran regularidad de los mantos de carbon *a través de grandes distancias*». En la continuación del mismo párrafo digo espresamente que la gran variabilidad se refiere a las rocas que acompañan los mantos de carbon.

El que conozca terrenos pantanosos en que hoy día se forma turba, no puede estar sorprendido de tal variabilidad a cortas distancias; ya que los pantanos están atravesados por arroyos que en su lecho arrastran esas turbas, que deberían más tarde transformarse en carbon i depositan en su lugar arenas (este fenómeno se llama entre los mineros i jeólogos ingleses «outwash»). A veces inundaciones dejan encima de la turba capas de arcillas, que más tarde aparecen como capas intermedias en los mantos de carbon. Son estas las irregularidades que he observado en las minas de Colico.

Estraños son los dos párrafos que cita la Inspección de mi descripción de las areniscas con los rodados que encierran i su estratificación diagonal. En el segundo párrafo la Inspección dice: «Todos estos hechos constituyen caracteres incontrastables de arrastre o de transporte para estos sedimentos i en ningún caso son de origen autóctonos».

¿No comprende la Inspección que la autoctonia solo se puede referir a los mantos de carbon i no a las rocas que encierra el carbon?

Más abajo la Inspección habla de la «añeja teoría de la formación carbonífera *in situ*, completamente abandonada hoy...» i más adelante cita en apoyo de su opinión a Lapparent.

En el mismo libro citado, Lapparent dice en la página 980: «Pour tous ces motifs, il est impossible de ne pas voir dans la houille (*au moins celle des bassins du Plateau Central*) un produit de flottage».

De consiguiente no niega en absoluto que en otras partes los carbones puedan ser debidos a otras causas, diferentes del «flottage», es decir, a la formación autóctona. Respecto a los carbones de Inglaterra i Alemania (que son incomparablemente más importantes que los carbones franceses) hai casi unanimidad de los mejores autores de que son de formación autóctona i no de arrastre.

Lapparent no afirma siquiera el arrastre respecto a los campos carboníferos del Norte de la Francia i de la Bélgica, pues dice «au moins celle des bassins du Plateau Central», dejando de consiguiente en duda las demás.

Como se puede decir que la formación autóctona sea una «añeja teoría completamente abandonada» cuando un jeólogo tan eminente como Lapparent no se atreve siquiera a aplicar en forma decidida sus teorías sobre la formación del carbon del Plateau Central a los demás campos carboníferos de su patria.

Después de la muerte de Lapparent el «Traité de Géologie» de E. Haug es el mejor tratado de geología. Este autor dice con toda claridad: páj. 130.

Des combustibles analogues aux lignites se forment de nos jours dans les marécages des régions tempérées et tropicales.

páj. 131.

Il existe dans l'Est des Etates-Unis,—un immense marécage, le Dismal

Swamp,—dont les caractères justifient pleinement la comparaison faite maintes fois déjà entre ses conditions d'établissement et celles des marécages où se sont formés les lignites des temps géologiques (no se olvide que los carbonos de Arauco son lignitas!)

páj. 138.

...il est incontestable que souvent des couches de houille ont pris naissance dans des marécages boisés, à la manière des lignites. Potonié et son école admettent que presque toutes les houilles ont pris naissance dans ces conditions.

¿Se atreverá la Inspeccion a negar la importancia de estas citas tomadas de una de las grandes autoridades mundiales i seguirá diciendo que la autotonia es una «añeja teoría completamente abandonada?»

4) La division de la formacion carbonífera de la provincia de Arauco.

La clasificacion citada por la Inspeccion no corresponde a la de mi Informe, pues no he usado el término «seccion *marina* inferior no carbonífera» refiriéndome a toda la provincia de Arauco, sino solamente hablando de la rejion minera de Lebu (véase páj. 20 i 28 de mi Informe).

Ademas, no he dicho en ninguna parte que la seccion central carbonífera no es marina, pues digo (como la misma Inspeccion lo cita), «en esta serie de capas formadas principalmente en tierra firme, se han incluido algunas capas marinas».

En cuanto a la «conclusion» (páj.), debo decir que no he afirmado que la «seccion central carbonífera», no marina, es de oríjen autóctono, lo que sería un absurdo completo. He afirmado solo que segun mi opinion los mantos de carbon son de oríjen autóctono.

En cuanto a la palabra *limnico*, puede tranquilizarse la conciencia lingüística de la Inspeccion. No la he tomado del francés, sino que opino que este término técnico de jeología derivado del griego se puede usar con el mismo derecho en castellano, como se ha introducido al aleman, francés e inglés.

J. BRÜGGEN.



La fuerza motriz en la industria salitrera

A medida que la lei media de nitrato en los caliches ha disminuido, la cantidad de enerjía motriz empleada en la industria se ha hecho mas importante; en efecto, cuando se trataban o elaboraban caliches de alta lei, su trituracion era casi innecesaria, las maquinarias mas reducidas para la misma produccion exijian tambien ménos fuerza para el movimiento del caliche, de los ripios i de los líquidos detenidos en la elaboracion, i por último con faenas mas reducidas el gasto de enerjía consumida en alumbrado, era tambien menor.

Hoi dia, que el término medio de los caliches utilizados no pasa de 18% en nitrato, se consume no poca enerjía para chancarlo i triturarlo, para mover

los carros con caliche i ripio i para dar movimiento a los líquidos no solo fuera del sistema de elaboracion, sino aun dentro de él, pues la circulacion de los caldos que ántes se efectuaba por el sistema gravitacional de Schank, se efectua hoi con bombas centrífugas.

Con el término medio del caliche indicado—18%—el consumo de enerjía se puede calcular en: 100 Kw.—año para 100,000 toneladas anuales de salitre; para produccion mayor, el consumo de enerjía es menor que el indicado (1 Kw. por 1,000 toneladas) i vice versa; las oficinas de pequeña produccion, necesitan una mayor cantidad.

La distribución del consumo de enerjía, puede hacerse del modo siguiente:

1) Molienda del caliche i movimiento del caliche i ripios en la máquina.....	70%
2) Movimiento de líquidos: caldos, aguas viejas, relaves, agua del tiempo.....	15 »
3) Talleres i maestranzas.....	5 »
4) Luz.....	10 »

El factor de carga del injenio de una oficina es, como puede verse por la distribución mencionada, relativamente elevado, llega a 65%, pues el movimiento de caliche i ripio se efectúa dia i noche; en la molienda se trabaja 16 horas como término medio; en los talleres i maestranzas, 10 horas.

Hasta hace algunos años (1904) el motor de vapor fué solo empleado en la industria salitrera, obteniéndose un elevado precio de costo por el Kw. hora jenerado.

Los injenieros europeos i norte-americanos, admiten que el consumo de carbon de un injenio moderno de calderos, es de 1,200 kilogramos por Kw. hora efectivo; para obtener este minimum de consumo es necesario utilizar calderos multi-tubulares de gran circulacion, aguas convenientemente depuradas i en jeneral blandas; sobre calentadores i economizadores que aprovechen el calor perdido en las chimeneas, hogares mecánicos, tiro inducido o forzado en las chimeneas, i un control permanente de la combustion.

Ninguna o casi ninguna de estas condiciones pueden cumplirse en la industria salitrera. La mala calidad del agua no permite usar sino calderos de hogar interior, de poca circulacion; las aguas, aunque blandas, contienen gran cantidad de sales de sodio disueltas—mas de 20 gramos por litro en algunas oficinas—la depuracion es imperfecta i existe en pocas instalaciones. El personal de fogoneros ignora completamente su oficio i en muchos casos el destinado a vijilarlos o indicar la forma en que debe efectuarse la combustion, carece de los conocimientos necesarios para cumplir su mision.

Hai que agregar, ademas, la dificultad para procurarse un tipo uniforme de carbon, i la disminucion de éste por pérdidas ocasionadas por el transporte.

Los injenios de las oficinas salitreras se encuentran, pues, en las peores condiciones i es por eso que el consumo de combustible es elevado. Segun estadísticas que poseemos, el precio de kilowat-hora efectivo, fué en años anteriores, en una oficina de las mejor instaladas i dirigidas, el siguiente:

Ctv. oro 18d.

2,200 kg. de carbon a \$ 29 oro de 18d. la tonelada, puesto en la oficina.....	6.38
Composturas, jornales, limpia de calderos.....	0.45 6.83

A este costo, para ser completo, falta agregarle el interes i amortizacion del capital, lubricantes i materiales de la central i sueldos del personal, pues solo se ha tomado en cuenta los jornales de los fogoneros. Se puede afirmar, entonces, que el precio de costo del Kw. hora jenerado con carbon, no era inferior a 8 centavos oro de 18d. Hoi dia, en que el precio medio del carbon puesto en oficinas, es de \$ 35 oro, en vez de 29, i en que los jornales han subido notablemente, el precio de costo del Kw. hora efectivo jenerado con carbon, etc., no es inferior a 10 centavos oro.

En 1904 se introdujo en la industria salitrera el motor Diesel i desde esa fecha el número de instalaciones ha aumentado lenta pero seguramente. La introduccion del motor Diesel marca una era de perfeccionamiento en esta industria, pues la adquisicion del nuevo motor trajo como consecuencia la electrificacion de todas las máquinas accesorias de las oficinas, de manera que desde esa época se ha desarrollado el uso de pequeñas estaciones centrales eléctricas, que distribuyen la enerjía a las diferentes partes i maquinarias de la oficina. Se ha suprimido así la multiplicidad de los motores de vapor i las largas i costosas conducciones de vapor, desde los calderos hasta los diversos motores situados en diferentes partes de la oficina.

El precio de costo del Kw. hora efectivo, con el factor de carga indicado, durante el período 1904-1908, en la Compañía de Salitres de Agua Santa, fué el siguiente:

Ctv. oro 18d.

Combustible: 327 gramos de petróleo a \$ 33.33 oro la tonelada	1.09
Lubricantes para dinamos i motores.....	0.21
Sueldos i jornales.....	0.30
Composturas i repuestos.....	1.43
Materiales: hilachas, esmeril, lija, etc.....	0.08 3.11

En otra compañía el precio de costo del Kw. hora jenerado con Diesel, es mas elevado a causa de que el petróleo ha subido desde 1908 de precio:

Ctv. oro 18d

Combustible: 492 gramos de petróleo a \$ 46 oro la tonelada.	2.26
Sueldos i jornales.....	4.23 ?
Lubricantes, materiales i composturas.....	1.63 8.12

A estos costos hai que agregar el interes i amortizacion del capital invertido i los gastos jenerales correspondientes. Mas adelante estudiaremos la magnitud de cada uno de ellos.

Podemos hacer, respecto a los datos, algunas observaciones; en jeneral, el consumo del combustible sobrepasa el máximum garantido por los construc-

tores; en los motores Diesel actuales, el consumo es de 300 gramos de petróleo de 10,000 calorías]por Kw. hora efectivo; el consumo de lubricante tambien es anormal i en los ensayos últimamente hechos, es ¡mucho mas pequeño.

¿Cuál será la futura solución, la mas económica, respecto a la fuerza motriz en la industria salitrera? A mi juicio la sola solución posible es el establecimiento de grandes centrales eléctricas en los puertos salitreros, que transmitan la energía al interior.

Esta solución tiene la ventaja que economiza el factor transporte del combustible, que en algunos casos es considerable. Hai oficinas que pagan \$ 12 oro por transporte de la tonelada de carbon i \$ 16 oro por la de petróleo; el precio actual en la costa, es de \$ 24 oro la tonelada de carbon i \$ 28 la de petróleo.

Segun estudios hechos por los ingenieros especialistas de la conocida firma Sulzer-Winterthur (Suiza), una central de esta especie constaria de tres motores tipo 4 Z 200, que dan al nivel del mar 1,000 Kw. en las tomas, cada uno.

Los gastos de instalación serian:

3 motores Diesel.....	\$ 300,000
Alternadores i excitatrices.....	90,000
Accesorios.....	18,000
Piezas de repuesto.....	9,000
Transporte, instalación i edificios.....	175,000
	<hr/>
	\$ 592,000

O sea \$ 600,000 oro en números redondos.

Con un factor de carga de 66%, el precio del Kw. hora eléctrico jenerado, seria el siguiente:

Ctv. oro 18d.

Combustible: 275 gramos de petróleo a \$ 30 oro la tonelada	0.83
Lubricante: 7 gramos de aceite a \$ 40 oro los 100 kilogramos	0.28
Sueldos; el personal necesario pagado a \$ 45 oro, diario....	0.09
Interes capitalizado del 6% durante diez años.....	0.53
Materiales, hilachas, esmeril, etc.....	0.01
Composturas.....	0.07
Gastos jenerales.....	0.09 1.90

O sea prácticamente 2 centavos oro.

La misma central en la pampa salitrera tendria que producir mucho mas caro el Kw. jenerado a causa del transporte del combustible.

Ctv. oro 18d

Combustible: 275 gramos de petróleo a \$ 46 oro la tonelada	1.26
Lubricante: 8 gramos de aceite a \$ 60 oro los 100 kilogramos.....	0.48

(A causa de la mayor temperatura en la pampa, el consumo es mayor)

Sueldos: los mismos.....	0.09
Interes: el mismo.....	0.53
Materiales: hilachas, esmeril.....	0.01
Composturas.....	0.07
Gastos jenerales.....	0.09 2.53

Hai que agregar a estos números 0.25 o sea 10% mas a causa de la pérdida de potencia debido a la altura en que se encuentran las oficinas sobre el nivel del mar, lo que daría 2.78, prácticamente tres centavos oro.

Se puede decir que existe una diferencia de un centavo oro entre el Kw. jenerado en la pampa i el jenerado en los puertos. Con este centavo se pueden pagar los gastos de instalacion i conservacion de la red de distribucion.

La enerjía eléctrica distribuida desde la costa, permitiría a la industria salitrera reducir el costo del salitre por disminucion del factor fuerza motriz; permitiría, ademas, mecanicar mas aun los diversos servicios; quizas en ciertas rejiones del desierto se podría bombear el agua subterránea para dedicarla al regadío, como se hace en Agua Santa, i por último permitiría que los ferrocarriles salitreros disminuyeran sus tarifas, pues la carga de subida, que es la que cuesta, disminuiría sensiblemente. La solucion seria mas completa si junto con el establecimiento de centrales en la costa para enviar al interior la enerjía producida, se procediese a electrificar los ferrocarriles salitreros, que presentan características sumamente orijinales.

BELISARIO DIAZ OSSA.



La cuestion del petróleo desde el punto de vista europeo

El empleo del petróleo remóntase apénas a medio siglo—fué descubierto, segun se dice, en 1858 por un norteamericano—i ya el mundo se preocupa de la posible desaparicion del precioso combustible. El consumo ha tomado tal desarrollo, que todas las aprensiones se justifican. Por rico que sea el subsuelo, no se le estraerá indefinidamente los productos que el hombre disipa sin contar día por día.

I ya surge la pregunta de cómo será posible reemplazar el líquido que ha permitido la creacion i asegurado el éxito de los automóviles, de los dirigibles, de los aeroplanos, en una palabra, de las mas estraordinarias conquistas de la ciencia moderna. No se ha encontrado aun el sucedáneo del petróleo, i sin embargo no se ve cómo seria posible prescindir de él. La lámpara del hogar puede ser alimentada por otros productos que alumbren, i el acetileno gana terreno. El motor a gas pobre se difunde en las campañas i tendrá un lugar en los talleres de la pequeña industria i de la mediana. Pero la máquina de gran poder i de poco peso, que es una invencion maravillosa, ¿cómo funcionaría sin petróleo? La cuestion se plantea, pues, i ella es de gran interes para quienes se preocupan del porvenir.

Fué la Pensilvania la que dió el primer galon de petróleo i he aquí cuál ha sido la progresion del consumo del petróleo en el mundo:

1857.....	275 toneladas
1870.....	700.000 »
1880.....	3.900.000 »
1890.....	9.800.000 »
1900..	19.500.000 »
1910	43.000.000 »
1911.....	50.000.000 »

El desarrollo en los últimos veinte años es, pues, prodijioso. Pero el precio de venta aumenta i cabe preguntar si no seguirá aumentando. Al respecto, los pronósticos son mas bien pesimistas i es preciso no desatenderlos si queremos evitar enojosas sorpresas. He aquí por qué razones.

Se dice que el petróleo está esparcido por el mundo entero, i que, por consiguiente, el temor de un agotamiento es quimérico, por lo ménos durante varios años. Contestaremos que el petróleo es ciertamente mui comun, pero que su estraccion no es en todas partes lucrativa i que se encarece en los países de gran produccion. Esta produccion, en efecto está reconcentrada en algunas rejiones. Así, los Estados Unidos proveen el 63.80% del consumo mundial. Despues de ellos viene Rusia con el 19.16%. Las otras naciones, Méjico, las Indias, Rumania, Galicia, etc., producen el resto. Despues de las esploraciones hechas i del progreso de los medios de estraccion, no puede contarse con una progresion constante, ni siquiera igual a la de los últimos años. Como el consumo se desarrolla todavía mas, el alza de los precios se esplica i no hará mas que acentuarse, empujada, ademas, por la especulacion que jamas cesa de obrar. Los países productores de alcohol deberán, pues, estudiar los medios de ocupar un sitio que estará libre dentro de cierto número de años. Francia, Béljica, Alemania, Austria no deben descuidar esta cuestion del alcohol, que ha sido demasiado rápidamente puesta de lado por los interesados.

Examinemos ahora cuál es la situacion de las cuencas petrolíferas i las perspectivas que se abren para cada una de ellas.

En los Estados Unidos el petróleo es indudablemente abundante, puesto que se ha estraído mas de 29 millones de toneladas en 1912; pero la progresion de la produccion, que era vertijinosa, parece amenguar, en tanto que el consumo local no deja de crecer i la absorberá pronto toda. Europa está, pues, amenazada.

Las estadísticas recientes no son al respecto tranquilizadoras por las indicaciones que dan. La produccion de los Estados Unidos fué de 28.878,870 toneladas en 1911 i de 29.663,927 en 1912; de suerte que en un año el aumento solo ha sido de 985,000 toneladas, miéntras que en 1911 habia sido doble que en 1910. Por lo demas, es la poderosa compañía Standard Oil la que ha monopolizado la produccion i estamos todos a su merced. Ningun pronóstico es, pues, seguro desde que la especulacion está en juego. Pero compete a las personas bien informadas i prudentes precaverse contra eventualidades siempre posibles, i lo cierto es que ya no debe contarse mucho en Europa con el petróleo de los Estados Unidos.

La segunda nacion en la escala de la produccion es Rusia, que se inició mui brillantemente como productora de petróleo a fines del siglo XIX i que hasta llegó a hacer competencia a los Estados Unidos a principios del siglo actual. He aquí el cuadro que a ella se refiere:

1900.....	9.900,000	toneladas
1901.....	11.100,000	»
1905.....	7.300,000	»
1910.....	9.300,000	»
1911.....	9.100,000	»

Tras una fuerte depresion en 1905, la produccion ha vuelto a subir, pero gana poco terreno. Le faltan capitales i la direccion parece estraña a las ideas modernas del comercio internacional. Rusia tiene dos cuencas petrolíferas importantes, cerca del Cáucaso; i cita con orgullo el célebre Bakou, capital de las rejiones petrolíferas, donde el precioso líquido nace del surje. Se pretende que la rejion explotada contiene reservas considerables i que podria alimentar a toda la nacion. No tenemos datos seguros al respecto i no podemos formular apreciaciones. La industria del petróleo en Rusia no ha encontrado todavía el camino del progreso económico. Sin embargo, es preciso pensar en el dia, acaso próximo, en que Rusia sea la única proveedora de Europa. Pero el aumento de su produccion es apenas apreciable. Sin duda, puede contarse con Rumania pais de esportacion casi esclusiva, que ha tomado una colocacion mui interesante en la primera fila de los productores secundarios. Pero no se puede contar con Méjico i las Indias neerlandesas para alimentar los motores del viejo mundo.

Rumania entra por el 3.21% en el total mundial de la extraccion de petróleo. En 1911 daba 1.544,000 toneladas i 1.873,000 en 1912. El progreso resulta considerable para un solo año. Atribúyesele a los nuevos sondeos efectuados en Moreni. Se pueden esperar nuevos descubrimientos en un porvenir próximo.

En suma, si se examina todos los paises productores de petróleo, compruébase que el aumento de produccion no ha seguido la marcha ascendente rápida de otros tiempos, i eso a pesar de los considerables esfuerzos hechos para acrecentarla. Esta situacion, que ha orijinado un mui serio aumento de los precios, justifica las observaciones que hemos hecho mas arriba i da razon a nuestras actuales aprensiones.

Es, pues, necesario colocarse faza faz de la realidad i prever el dia en que el petróleo se convertirá en un producto de lujo. Empleamos voluntariamente esta espresion. El dia que nos falte el petróleo ¿qué alimento daremos a esos motores ya innumerables i que se multiplican con una rapidez cada vez mayor?

Nuestros votos están en favor del alcohol, que es una produccion normal para Europa. Pero el benzol es un competidor que no hai que despreciar. La naftalina ha entrado en liza tambien. Las esencias que la hulla abandona en las retortas de gas, son numerosas i pueden ser fácilmente captadas. Trátase de saber cuál será la ventaja económica i científica ofrecida por cada una de ellas o por su asociacion, pues las adiciones de carburantes dan al alcohol la enerjía que le falta.

Opinamos, pues, que las naciones agrícolas deben preocuparse desde ahora de la disminucion posible, o mejor dicho segura, en el porvenir, de los productos líquidos i combustibles estraidos del suelo. La tierra cultivada proporciona el reemplazante, en abundancia, con las remolachas, las papas, el maíz, las cotufas i los tejidos de la madera. Debe instituirse inmediatamente un concurso para traer a los inventores i a los químicos al terreno del estudio, a fin de preparar la etapa que empezará cuando el petróleo se haya vuelto demasiado caro. Entonces se abrirá para Europa una éra de prosperidad agrícola inimaginable, siempre que la mano de obra, ya tan escasa, no nos falte entónces completamente.

Pensamos a menudo en quienes toman la sombra i dejan escapar la presa, i estos tales son numerosos, pues la prevision es una virtud mui rara, sobre todo entre los hombres políticos. I es, sin embargo, la mas necesaria de todas.

AMBROISE RENDU.



Notas sobre el estado actual de la metalurjia termo-eléctrica en Europa

PREFACIO

La electro-metalurjia i en especial la termo-electro-metalurjia, o sea el tratamiento de los minerales al horno eléctrico en vista de obtener los metales correspondientes o bien un producto intermedio de lei elevada, es una industria que está llamada a prestar grandes servicios a la minería nacional.

En efecto, en el centro i sur del pais, donde abunda la fuerza motriz hidráulica a proximidad de los yacimientos minerales, está indicado el beneficio electro-metalúrgico de los minerales. A esas rejiones jeneralmente alejadas de la costa, con vias de comunicaciones escasas i difíciles, el carbon de por sí caro en el pais, llega de tal manera sobrecargado con los fletes, que su empleo como agente metalúrgico i aun como fuente de enerjía mecánica es a todas luces anti-económico. Por otra parte, el transporte de los minerales hasta los establecimientos metalúrgicos cercanos a la costa o hasta los puertos de embarque resulta igualmente mui costoso, al extremo que la explotacion debe reducirse, casi siempre, a los minerales de alta lei, que son naturalmente los mas escasos i deben abandonarse en los desmontes o dentro de la mina, grandes cantidades de minerales de leyes medianas o bajas, que en otras condiciones serian beneficiables con provecho.

La concentracion mecánica de los minerales con enerjía derivada de las caidas de agua podria en algunos casos solucionar el problema de la explotacion económica de esos yacimientos, pero la combinacion racional de la concentra-

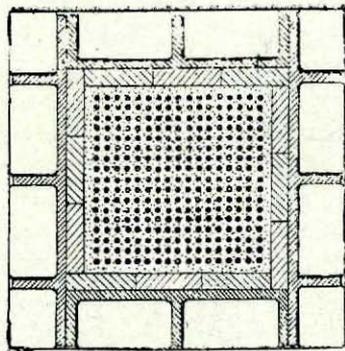
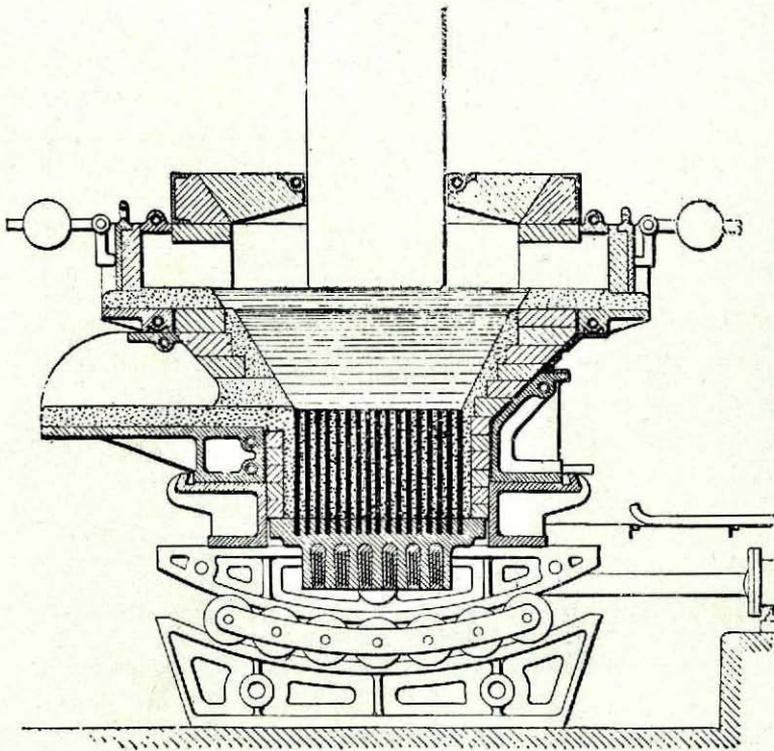


FIG. 1.—Horno Keller de crisol conductor

cion con un sistema adecuado de beneficio electrotérmico de los concentrados resolveria completamente, en la mayoría de los casos, el problema en cuestion.

El hecho de que los cursos de agua en las montañas de Chile son de caudal mui variable, no presenta para el caso de la utilizacion de esta enerjía en la metalurjia las desventajas que cuando se trata de utilizarla para fuerza motriz o alumbrado. Un establecimiento electro-metalúrgico puede emplear sin inconvenientes cantidades de enerjía mui variables, mientras que la exigencia primordial en las instalaciones de fuerza i luz es la constancia, o mejor dicho la continuidad del consumo. De allí que las plantas hidro-eléctricas para fuerza i alumbrado deban, en jeneral, disponer de una estacion ausiliar termo-eléctrica para hacer frente a las necesidades del consumo durante el estiaje i en muchos casos requieren ademas del auxilio de una costosa batería de acumuladores para satisfacer cada dia la demanda de enerjía durante las horas de consumo máximo. Una instalacion hidro-eléctrica que alimenta un establecimiento electro-metalúrgico no debe necesariamente satisfacer esas exigencias, de manera que en jeneral dispondrá solamente de unidades hidro-eléctricas; por consiguiente los gastos de primera instalacion i explotacion serán menores i la enerjía jenerada resultará siempre barata.

Como es sabido, el costo por HP. instalado es menor para una central hidro-eléctrica que utiliza una caida de poco caudal i mucha altura que para una que utiliza una caida de mucho caudal i poca altura; en las montañas chilenas se trata siempre de caidas del primer tipo; esta circunstancia es favorable para realizar instalaciones económicas.

Un establecimiento electro-metalúrgico, si bien no exige una cantidad constante de enerjía, requiere en cambio que esa enerjía sea barata: en jeneral, puede desarrollarse ventajosamente la industria electro-metalúrgica en aquellas rejiones mineras donde el costo del HP año no pase de cincuenta francos. Estamos convencidos que muchos de los centros mineros del centro i sur del pais están en este caso.

Nos proponemos reunir en lo que sigue las observaciones recojidas en las visitas que hemos practicado a diversos establecimientos electro-metalúrgicos en Europa i completarlas con informaciones obtenidas de otras fuentes, de manera de dar una idea del estado actual de la metalurjia termo-eléctrica en Europa.

Los metales que son actualmente objeto de tratamiento industrial al horno eléctrico son: el fierro, el aluminio i el zinc; otros metales como el cobre, el níquel i el estaño han sido tratados al horno eléctrico por via de experimentacion sin que haya todavía aplicaciones verdaderamente industriales para el beneficio electro-térmico de estos metales, o mejor dicho de sus minerales

EL FIERRO

El fierro es principalmente el metal que se trata mas por via electro-metalúrgica, ya sea teniendo en vista la reduccion de los minerales para obtener la «fundicion» en el alto horno eléctrico, ya sea para la obtencion del acero o de las ferro-aleaciones en hornos eléctricos de diversos tipos.

Nos hemos ocupado en otra parte (1) detenidamente de los altos hornos eléctricos, i a este respecto podemos agregar que fuera de los altos hornos Grönwall mencionados en dicho informe hai otros tres tipos de hornos eléctricos para la reduccion de minerales de fierro, todos ellos actualmente en construccion; son los siguientes:

Un horno Helsfenstein en construccion de Domnarvjet (Suecia), para la Compañía siderúrgica Stora Kopabergsberlag, tendrá una potencia de 12,000 HP. i una capacidad anual de produccion de 36,000 toneladas de fierro fundido.

Varios hornos Lorentzen en construccion en Notodden (Noruega); podemos dar los siguientes datos sobre estos hornos que me han sido suministrados por el propio inventor Ing. H. Bie Lorentzen: La sociedad Tyntos Yarnwark de Notodden ha adquirido sus patentes i construye actualmente un establecimiento electro-térmico para la reduccion de minerales de fierro que constará de cuatro hornos eléctricos monofase Lorentzen de 1,600 a 2,000 HP. de potencia cada uno; esta instalacion estará en marcha segun se espera a fines del presente año (1912); posteriormente se estenderá la instalacion a diez hornos eléctricos de la misma potencia, nueve de los cuales estarán en funcionamiento continuo i uno de reserva, consumiendo un total de 15,000 HP. de potencia. La energía eléctrica será suministrada por una planta hidro-eléctrica situada a unos 1,200 metros del establecimiento electro-metalúrgico; en forma de corriente trifase a 5,000 volts i 50 períodos, esta corriente será transformada en monofase a bajo potencial para el servicio de los hornos eléctricos. El horno Lorentzen se compone de un crisol rectangular, construido con ladrillos refractarios, i cuyo fondo es conductor; superiormente lleva un gran electrodo de carbon de seccion rectangular alargada rodeado de una chaqueta de agua; dos mangas inclinadas que contienen el mineral por tratar desembocan en el crisol a ámbos lados del electrodo central, estas mangas están mantenidas en posicion por una construccion metálica, i sus estremidades que penetran en el crisol se apoyan sobre las paredes longitudinales del mismo i sobre la chaqueta de agua que rodea el electrodo; esta disposicion suprime casi totalmente la bóveda del crisol. Los gases que se desarrollan en el crisol durante la operacion se escapan al traves del mineral contenido en las mangas, i se recojen en la parte superior de ellas por medio de un colector de gases. La disposicion inclinada de las mangas tiene por objeto hacer que la carga a su entrada en el crisol se acumule en torno del electrodo; esta circunstancia favorece la marcha regular de la operacion, como se ha podido observar en los hornos de carburo de calcio i ferro-aleaciones, en los cuales se cargan los materiales a mano, tratando de acumularlos i comprimirlos alrededor del electrodo.

Un horno eléctrico Keller en construccion en Darfos (Alta Italia) para la sociedad anónima electro-metalúrgica de Darfes tendrá 5,000 HP. de potencia i una capacidad aproximada de 15,000 toneladas de fundicion al año.

Existen ademas en Estados Unidos dos pequeños establecimientos elec-

(1) La fundicion eléctrica de minerales de fierro en Suecia, «Boletin de la Sociedad Nacional de Minería», 1912.

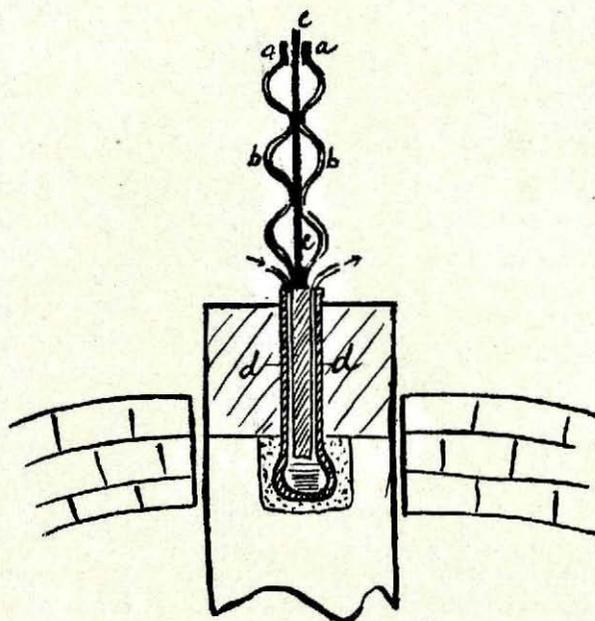


FIG. 2.—Contacto eléctrico entre electrodo i conductores en el Horno Keller.

tro-metalúrgicos, para la reduccion de minerales de fierro, que emplean hornos Heroult.

La fabricacion del ACERO i de las FERRO-ALEACIONES al horno eléctrico es, puede decirse, la forma mas desarrollada de la electro-siderurjia; son numerosos los procedimientos i tipos de hornos que se emplean en esta industria, a saber:

El procedimiento Stassano emplea un horno que se compone esencialmente de: una envoltura metálica de forma cilíndrica terminada en su parte superior por un tronco de cono i revestida interiormente de un material refractario que constituye por sí la cámara de fusion de forma cilíndrica o poligonal terminada superiormente por una bóveda semi-esférica del mismo material.

Los electrodos de carbon de seccion circular i en número de tres penetran en la cámara de fusion por otras tantas aberturas practicadas en las paredes i concurren al centro de la misma. La corriente eléctrica pasando de un electrodo al otro forma el arco voltaico que se mantiene a cierta distancia del piso del horno. Sobre cada una de las aberturas que dejan pasar los electrodos se encuentran fijados exteriormente a la envoltura metálica otros cilindros de fierro a doble pared destinados a contener i guiar los electrodos, los cuales por medio de abrazaderas de fierro están ligados a las barras metálicas que reciben la corriente eléctrica por intermedio de cables flexibles de cobre. En el espacio comprendido entre la doble pared de los cilindros guias se hace circular una corriente de agua fria, que tiene por objeto refrigerar la conexion del electrodo con la barra metálica que trae la corriente i asegurar entre ámbos un buen contacto eléctrico. Sobre cada uno de los cilindros mencionados se encuentra un cilindro hidráulico a piston; éste se mueve arrastrando en su carrera el electrodo correspondiente.

Tres aberturas: una a nivel del plan, otra a media altura i otra en la bóveda del horno sirven respectivamente de agujero de colada; puerta de carga i salida de los gases que se producen durante las reacciones que tienen lugar en la cámara de fusion; dichos gases, ántes de salir a la atmósfera, pasan mediante un conducto metálico por una cerradura hidráulica que asegura la hermeticidad de la cámara de fusion.

Para el caso que las materias tratadas necesiten agitarse para facilitar o activar las reacciones químicas, el horno está provisto de un dispositivo mecánico simple e ingenioso, que permite una viva agitacion de las masas en tratamiento sin hacer jirar el cuerpo del horno. El hecho de que el horno no jire tiene su importancia porque simplifica notablemente las distribuciones del agua para la refrigeracion i comando de los electrodos, como asimismo las conexiones eléctricas. El mecanismo citado, que constituye la última mejora introducida en el horno por su inventor, se compone en principio de una suspension Cardan sobre la que descansa el cuerpo del horno; el movimiento oscilatorio, segun los dos ejes perpendiculares de la suspension, viene comunicado al cuerpo del horno por intermedio de una rótula situada en su base i un sistema de dos ruedas dentadas movidas por un pequeño motor eléctrico.

Para inclinar el horno en el momento de las cargas i de las coladas se dispone de un piston hidráulico que obrando exteriormente sobre el fondo del horno lo hace jirar en torno de un eje horizontal.

Al final de este informe se encontrará un plano detallado del horno descrito i sus accesorios.

En una palabra, este horno se compone de un espacio herméticamente cerrado, en el interior del cual un arco voltaico irradia el calor a una altísima temperatura.

Las ventajas que presenta el horno Stassano pueden resumirse como sigue: Completa hermeticidad de la cámara de fusion que permite trabajar sin ningun temor de la influencia oxidante del aire atmosférico; del mismo modo no existe el temor que el material de los electrodos introduzca impurezas o haga sentir su accion reductora sobre la carga, puesto que el arco voltaico se produce fuera del contacto del baño; se obtiene buena agitacion de las masas en tratamiento con pequeño consumo de energía mecánica; mucha regularidad en el consumo de energía eléctrica puesto que el arco voltaico no está influenciado por las variaciones de la composicion o del estado físico de la carga; esta circunstancia hace que el horno Stassano pueda tomar su energía de una red de distribucion cualquiera sin someterla a variaciones bruscas de consumo; ademas, como el horno utiliza corriente trifase, es siempre posible obtener por transformacion estática la corriente a bajo voltaje requerida para la alimentacion del horno cuando se dispone de una trasmision cualquiera trifase a alto potencial; el $\cos \varphi$ del horno es elevado gracias a que no hai masas inductivas dentro del campo del circuito de alimentacion.

Los inconvenientes que presenta el horno que nos ocupa son los siguientes: revestimiento refractario costoso (ladrillos de magnesita), espuesto directamente en su casi totalidad al calor irradiado por el arco voltaico, de donde se sigue un costo relativamente grande de mantenimiento del revestimiento; consumo bastante elevado de energía eléctrica para realizar las operaciones metalúrgicas deseadas, pues la carga recibe calor por radiacion solamente; consumo de electrodos en jeneral superior a los otros tipos de hornos eléctricos, pues debido a la disposicion inclinada de los electrodos en el horno Stassano están mas espuestos a quebrarse que los electrodos verticales.

Damos a continuacion una reseña de las instalaciones de hornos eléctricos Stassano, deteniéndonos especialmente en aquellas que hemos visitado i estudiado.

En Turin, guiado por el propio señor Stassano, visitamos la instalacion de hornos eléctricos de la Oficina de Construcciones de Artillería, dependiente del Ministerio de la Guerra; tal instalacion consta de dos hornos eléctricos de 150 Kw. de potencia cada uno; uno de ellos está de reserva i el otro en funcionamiento continuo, marchan con corriente trifase derivada de la distribucion urbana de Turin, perteneciente a la Sociedad de Electricidad Alta Italia.

La corriente a alta tension llega a la Oficina por medio de un cable trifilar subterráneo a 3,000 volts i 50 períodos, la que por intermedio de un transformador estático viene entregada al horno a un potencial de 80 volts i la misma periodicidad.

La instalacion puesta en marcha en 1903, funciona regularmente hasta ahora i está destinada a producir acero de composicion físico-química determinada que se emplea en la fabricacion de proyectiles de artillería de calibre medio i pequeño.

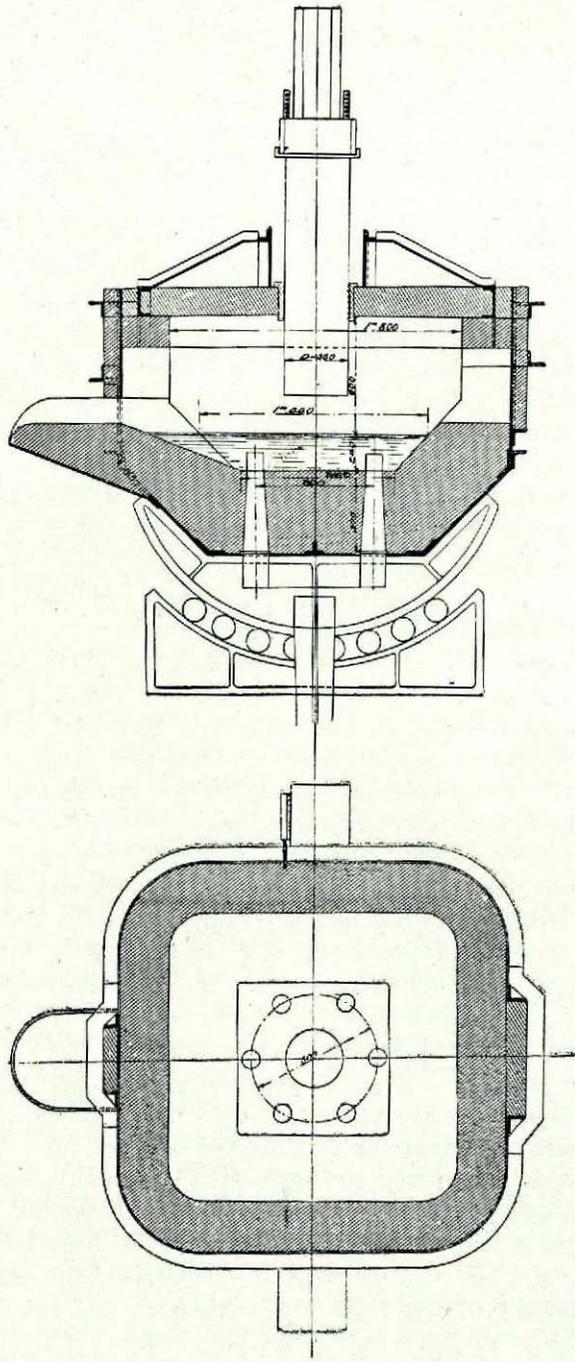
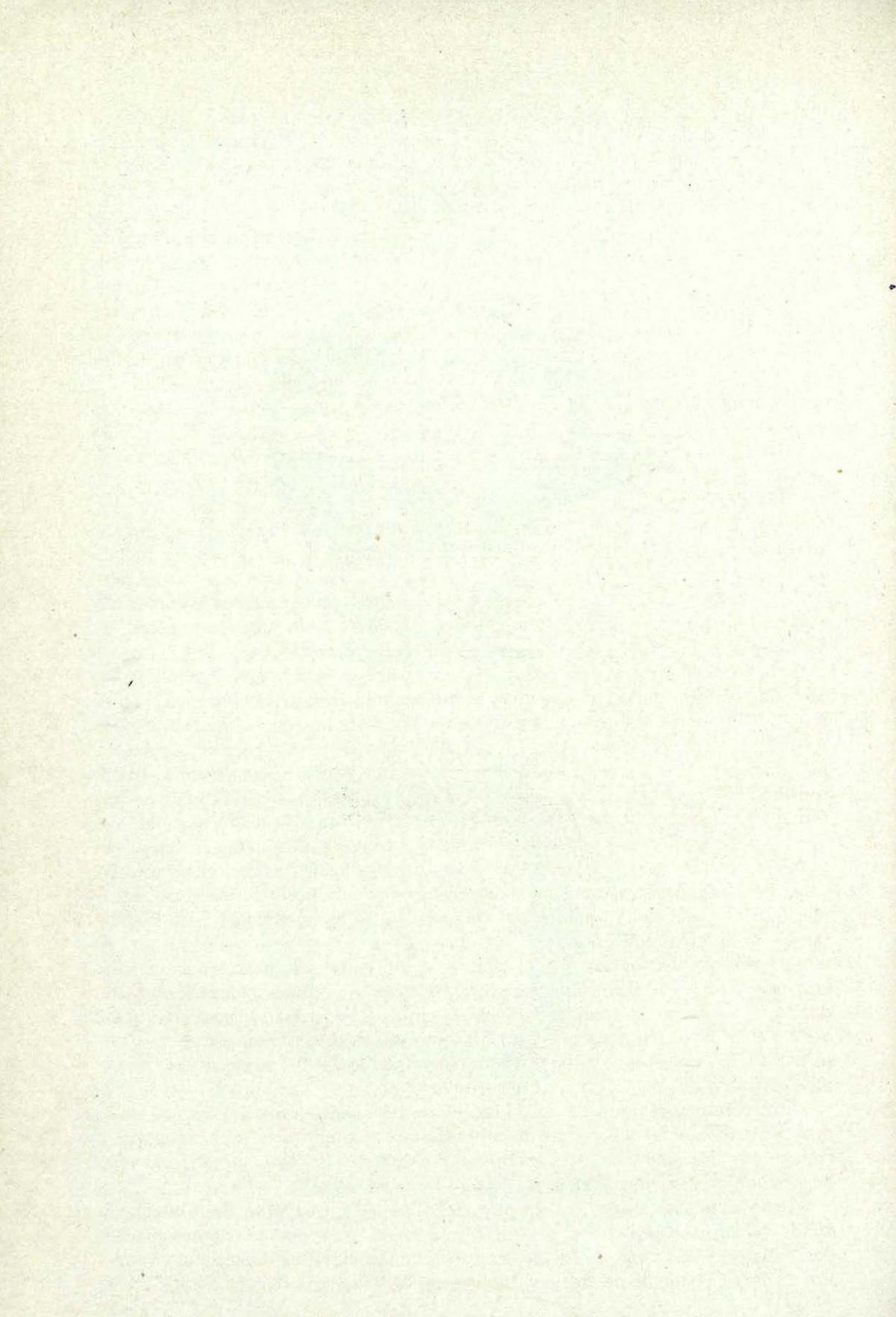


FIG. 3.—Horno Giró a un electrodo.



He aquí algunos datos referentes a la marcha del horno. La producción normal de un horno es de dos i medias toneladas de acero al día; el rendimiento térmico pasa de 65% según determinaciones experimentales; la pérdida de calor mas importante es debida a la refrigeración de los electrodos; durante la fusión la temperatura de la envoltura exterior del horno no pasa de 100 grados.

Las materias primas utilizadas son: los *ribbons* (desechos) de fierro i acero de todas procedencias, ferro-manganeso, ferro-silicio i mineral de fierro. Los productos finales son aceros con cantidades variables de manganeso, silicio, níquel i cromo, destinados, como se ha dicho, a la fabricación de proyectiles i en los cuales las leyes en azufre i fósforo varían respectivamente de 0.03 a 0.05 i 0.04 a 0.07%.

El consumo de energía es de 1,000 a 1,100 Kw. horas por tonelada de acero producido.

Otra característica del horno digna de notarse es que el consumo de energía eléctrica durante la operación es sensiblemente constante i no ocurren golpes de corriente, lo que permite servirse sin inconveniente de la red de distribución de la ciudad.

La *Fondería Milanese di Acciao* posee una instalación de dos hornos eléctricos Stassano que hemos podido estudiar con detención durante nuestra estadía en Milan.

Esta instalación se encuentra conectada con la red de distribución de la Sociedad Edison de Milan que suministra luz i fuerza motriz eléctrica a la ciudad. La Fondería Milanese recibe de la red de distribución corriente trifase a 3,600 volts i 42 períodos; la transforma por medio de tres transformadores estáticos de 250 Kw. de capacidad cada uno, a 120 volts. Entre la línea a alta tensión i los transformadores existe, fuera de los accesorios ordinarios, un interruptor que se puede manejar desde el tablero de comando de los hornos.

De los secundarios de los transformadores (dos de los cuales trabajan en paralelo i uno de reserva), parten tres conductores formados de tres barras de cobre de 600 milímetros cuadrados de sección que conducen la corriente al tablero de los hornos. La densidad de corriente en tales conductores es 2 amperes por milímetro cuadrado.

El tablero de los hornos (Fotog. 1) comprende tres interruptores i tres amperímetros, uno para cada fase, un voltmetro que puede conectarse entre dos fases cualesquiera i un wattmetro registrador. Los tres interruptores citados no se utilizan para desconectar el horno, a causa del gran amperaje que pasa por ellos; para este fin se hace uso del interruptor montado sobre la línea alta tensión que hemos citado anteriormente.

Los conductores que llevan la corriente del cuadro a los hornos (10 a 15 metros de distancia) son barras de cobre desnudas alojadas en un canal subterráneo; por el mismo van hasta los hornos conductores del agua de refrigeración de que hablaremos mas adelante.

Debajo de cada horno hai un pozo de albañilería, que sirve de fundación, donde llegan los conductores, los que terminan en tres toma-corrientes situados debajo de cada uno de los electrodos; la unión eléctrica entre éstos i aquéllos se hace por medio de tres conductores flexibles de una sección total de 500

milímetros cuadrados i formados de finos alambres de cobre de 6 milímetros de diámetro.

Las instalaciones accesorias de los hornos comprenden:

1) La refrigeración de los electrodos que se obtiene por medio del agua que circula entre la doble pared del cilindro de cada electrodo. El agua viene de dos depósitos situados a seis metros de altura sobre el nivel de los hornos, por intermedio de una cañería de 38 milímetros de diámetro de la cual arrancan tres ramas de 18 milímetros que conducen el agua a los respectivos electrodos. La circulación del agua de refrigeración debe ser continua, pues cualesquiera interrupción produce la quemadura de los cilindros porta-electrodos, en vista de lo cual se ha hecho una doble instalación para proveer el agua; una de ellas está siempre de reserva, i pronta a funcionar. El agua a la salida de los cilindros porta-electrodos, se recibe en tres embudos que la conducen a un canal subterráneo i de allí a un estanque al nivel del suelo. El consumo total del agua de refrigeración es de 80 litros por minuto i experimenta un aumento de temperatura de 12 grados. En estas condiciones, que son las mas convenientes para la buena marcha del horno, la refrigeración consume el 30% de la energía absorbida por el horno, según las determinaciones hechas por el ingeniero Miani a cargo de la instalación.

2) El movimiento de los electrodos se obtiene por intermedio del agua bajo presión, producida por una bomba que se alimenta en el estanque citado i la comprime dentro de un depósito hidro-pneumático hasta 8 atmósferas. El agua bajo presión va a un distribuidor, situado delante del cuadro eléctrico, que se compone de tres llaves de cinco vías i de los respectivos tubos que conducen el agua hasta los cilindros hidráulicos situados sobre los electrodos. El operario a cargo del tablero, acciona las llaves del distribuidor i envía el agua bajo presión a los cilindros hidráulicos delante o detrás del émbolo, con lo que se obtiene el movimiento requerido de los electrodos; el operario se guía por las indicaciones de los amperímetros para efectuar la maniobra de los electrodos variando su distancia relativa de manera de mantener el amperaje constante e igual para las tres fases del circuito.

3) La oscilación del horno se logra de la siguiente manera: el cuerpo del horno descansa sobre tres puntos, dos de ellos son fijos, el tercero es el vástago del émbolo de un cilindro hidráulico que recibe agua a 50 atmósferas de presión, por intermedio de una válvula movida a mano situada en la proximidad del horno.

El agua a 50 atmósferas se obtiene por medio de una bomba de doble efecto i un acumulador hidráulico. Esta bomba i la citada en acápite 2) son accionadas por un mismo motor eléctrico de 8 PH. de potencia, i están provistas de dispositivos que interrumpen automáticamente su funcionamiento cuando se han alcanzado las presiones requeridas en los depósitos respectivos.

Se hace oscilar el horno, accionando el cilindro hidráulico citado, en el momento de la escorificación i de la colada; en el primer caso se inclina hacia la boca de carga, por la que se extrae la escoria; en el segundo caso hacia el agujero de colada.

Tres hombres hacen el servicio completo de un horno, dos de ellos se ocu-

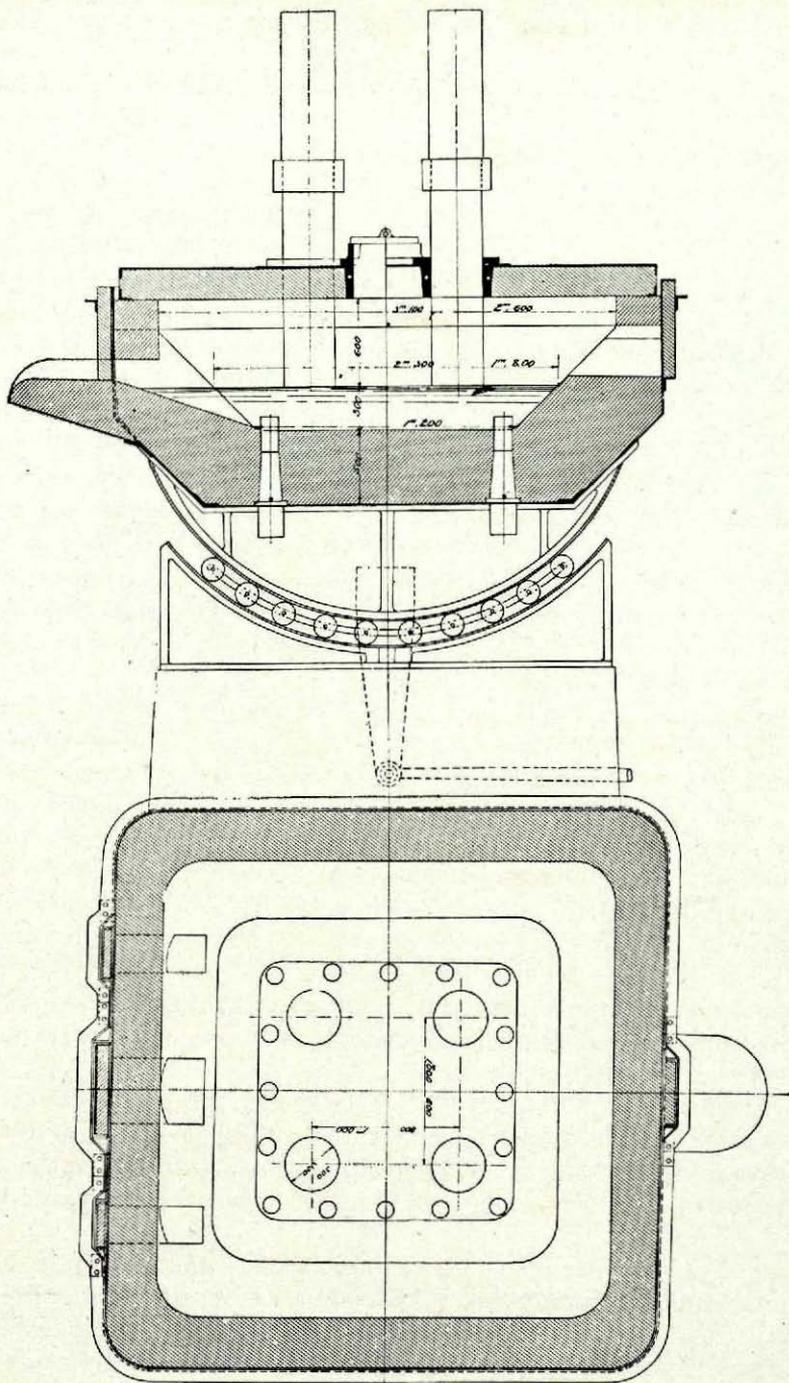


FIG. 4.—Horno Girod a cuatro electrodos.

pan de las operaciones metalúrgicas propiamente dichas: carga, escorificación colada, etc; el tercero es el electricista que comanda los electrodos desde el tablero. Los dos primeros ganan 4 francos al día, el último 6 francos.

Los electrodos son de carbon, fabricados por la Sociedad Electro-carbono de Roma; tienen 1,300 milímetros de largo i 90 milímetros de diámetro; reciben normalmente una densidad de corriente de 1 ampere por cada 6 milímetros cuadrados de seccion i duran por término medio 20 horas cada uno.

El revestimiento refractario del horno está formado como sigue: las paredes en su parte inferior hasta el nivel del baño metálico i la bóveda son de ladrillos de magnesita i el plan i la parte superior de las paredes libres del contacto del baño están formadas de una calza de dolomita calcinada; el revestimiento dura jeneralmente tres semanas, durante las cuales se hacen unas 70 coladas de una tonelada cada una. Los ladrillos de magnesita valen fr. 0.95 cada uno, i se vuelve a utilizar un tercio de los ladrillos cuando se renueva el revestimiento de un horno.

Para la puesta en marcha de un horno nuevo se le somete previamente a un calentamiento gradual con leña i carbon que dura 20 horas; en seguida se hace el calentamiento eléctrico gradual durante 15 horas para hacer por fin la carga.

Se hacen dos clases de cargas, a saber:

Carga fria compuesta de 1,000 Kg. de riblons de fierro i acero; la operacion completa dura, hasta obtener el producto final, cinco horas próximamente. Se interrumpe la corriente una media hora para reparar el plan del horno i hacer la carga siguiente:

Carga líquida compuesta de 800 a 1,000 kg. de acero fundido proveniente del convertidor Robert; la operacion dura en este caso $1\frac{3}{4}$ hora solamente.

El producto final que se prepara jeneralmente es un acero de la siguiente composicion:

C.....	0.25 a 0.3	%
Mn.....	0.8	%
Si.....	0.3	%
Ph _{max}	0.04	%
S _{max}	0.02	%

que se destina a la colada de piezas de máquinas, automóviles, etc.

La temperatura del metal cuando sale del horno se estima en 2,000 grados i es sumamente fluido, como pude verificarlo en una de las coladas que presencié, en que se amoldaron de una sola vez 85 piezas diferentes, algunas de ellas mui finas i complicadas.

El consumo de energía eléctrica varia de 900 a 1,000 Kw. horas por tonelada de acero obtenido, partiendo de una carga fria i segun sea la calidad de los riblons usados; se alcanza un consumo mínimo de 800 Kw. horas cuando los riblons son de buena calidad, es decir, que son de fierro dulce i no están oxidados.

Con carga líquida el consumo es solo de 250 Kw. horas por tonelada de acero producido.

Se podría tratar también en el horno la fundición en vista de obtener el acero de la composición indicada más arriba; pero no se hace por cuanto el consumo de energía es mucho mayor siendo más largo el tiempo requerido para afinar la fundición.

El amperaje varía durante la marcha entre 1,000 i 1,200 amperes por fase; la tensión se mantiene entre 110 i 120 volts.

El consumo de energía en el horno es muy regular, no se producen golpes de corriente, se notan algunas oscilaciones más o menos amplias del amperaje solo durante las cargas i las adiciones, a causa del desprendimiento de gases que se origina por efecto de las reacciones químicas que son entonces más vivas.

El precio de la energía eléctrica es de fr. 0.05 el Kw. hora o sean Frs. 430 el Kw. año.

La instalación de hornos eléctricos de la Fondería Milanese funciona regularmente desde hace un año con magníficos resultados técnicos i económicos.

De la marcha industrial de los hornos eléctricos Stassano descritos i otros establecidos en Italia i en el extranjero para la fabricación del acero, se deducen los siguientes datos relativos al consumo de electrodos, revestimiento refractario i mano de obra. El consumo de electrodos de carbon no pasa de 10 Kg. por tonelada de acero producido; el gasto de revestimiento refractario alcanza en término medio a 10 francos por tonelada de producto i solo en casos especiales, cuando se persigue una afinación muy perfecta del acero, puede alcanzar a 15 francos por tonelada; tres operarios bastan para el completo manejo de un horno hasta de 300 HP. de potencia; un horno de 1,000 HP. requiere el servicio de cinco operarios.

Acompañamos algunas fotografías tomadas durante nuestra estadía en la Fondería Milanese di Acciaio:

Fotog. 1. Cuadro eléctrico i comando hidráulico de los electrodos.

Fotog. 2. Los dos hornos eléctricos, el de adelante en marcha, el del fondo en reparación.

Fotog. 3. Hornos eléctricos i taller de fundición eléctrica en el fondo.

Fotog. 4. Horno eléctrico en marcha visto de la puerta de carga.

Fotog. 5. Horno eléctrico en marcha durante la escoriación.

Fotog. 6. Horno eléctrico en marcha visto del agujero de colada.

Fotog. 7. Horno eléctrico en marcha durante una carga líquida.

Otros hornos eléctricos Stassano para la fabricación del acero se encuentran instalados en:

Elba, la Sociedad de Miniere de Alti Forni de Portoferraio, trabaja desde el mes de mayo de 1911 con un horno eléctrico de 250 Kw. i está instalando otro de 1,000 Kw. de potencia para 10 toneladas de carga.

Austria, la Leopold Gasser de St. Pölten, cerca de Viena, tiene en funcionamiento dos hornos eléctricos de 250 Kw. cada uno desde agosto de 1909.

Alemania, la Rheinische Elektrostahl Werke de Bonn trabaja desde ene-

ro de 1908 con dos hornos de 250 Kw. de potencia i 1,000 Kg. de carga cada uno.

En Rusia e Inglaterra, la Oetien Gesellschaft de Odesa i la Electr-flex Steel C.^a de New Castle, instalan respectivamente uno i dos hornos eléctricos Stassano de 250 Kw. de potencia cada uno.

Procedimiento Keller.—El horno Keller en su forma mas sencilla i reciente se compone esencialmente de un crisol refractario de fondo conductor, cubierto por una bóveda igualmente refractaria que deja pasar un electrodo de carbon. Está alimentado por un jenerador de corriente monofase cuyos polos están conectados: uno con el electrodo superior de carbon i el otro con el fondo conductor del crisol. Este tiene forma rectangular de esquinas ochavadas, está blindado exteriormente con planchas i armadura de fierro, lleva dos puertas de trabajo i una de colada cuyos marcos de fierro están refrigerados por una corriente de agua; interiormente el crisol está formado de albañilería refractaria, la que está revestida en las partes en contacto con el baño de un pisoneado de magnesita; el horno puede oscilar para efectuar las coladas en torno de un eje horizontal con ayuda de un piston hidráulico. La bóveda es independiente del crisol, está construida con ladrillos refractarios que se apoyan en un marco periférico de fierro i está provista en su centro de una abertura rectangular que deja pasar el electrodo; éste está rodeado a su paso por la bóveda de una chaqueta de agua de forma anular. (Véase Figura 1).

Las partes típicas del horno Keller son: la construccion del fondo conductor del crisol i el contacto eléctrico del electrodo superior. El fondo conductor es un relleno armado formado de barras de fierro entre las cuales se encuentra un pisoneado de magnesita; esta última se vuelve conductora de la electricidad con el calor, de manera que cuando el horno está en marcha todo el fondo del crisol es conductor de la electricidad. Para la construccion del fondo del crisol, se dispone verticalmente un cierto número de barras de fierro de 25 a 30 milímetros de diámetro, distantes entre sí de 25 a 30 milímetros, las que están reunidas inferiormente a una placa de fierro. Entre las barras se coloca en caliente magnesita pulverizada que se apisona fuertemente hasta rechazo, de manera a obtener un todo mui compacto i de gran resistencia mecánica; el fondo así construido es un cuerpo paralelipipédico de seccion rectangular alargada que es conductor en frio gracias a las barras de fierro i en caliente es conductor en toda su seccion gracias a que la magnesita adquiere esa propiedad a alta temperatura. La placa metálica inferior que reúne las barras, está enfriada con una corriente de agua fria i viene conectada a uno de los polos del jenerador. La resistencia que opone el fondo conductor al paso de la corriente es mínima debido a su buena conductibilidad i gran seccion; la resistencia mecánica i durabilidad del mismo son por demas satisfactorias, la práctica ha comprobado que puede servir varios años sin sufrir alteraciones importantes; cuando sufre algunos deterioros en su superficie, que está en contacto con el metal fundido, se le repara con una masa pastosa formada de magnesita pulverizada i trocitos de fierro aglomerados con algo de alquitran; esta mezcla tiene las mismas propiedades conductoras del fondo primitivo.

El contacto eléctrico del electrodo superior que constituye la otra caracte-

terística del horno Keller, tiene en vista: asegurar un contacto eléctrico perfecto, utilizar el electrodo tan completamente como sea posible i suprimir los cables conductores de la corriente, que son incómodos para el trabajo, al mismo tiempo que asegura un movimiento amplio de traslacion del electrodo en el sentido de su eje longitudinal. Monsieur Keller ha realizado estas exigencias de la siguiente manera:

La corriente viene por un cierto número de anchas láminas de cobre que terminan en «aa» Figura 2, de allí sigue por dos haces de láminas delgadas i flexibles de cobre «bb» que se apoyan sobre un vástago de fierro «cc»; los dos haces «bb» están unidos en su parte inferior con una pieza de cobre «dd», refrijera da interiormente por una corriente de agua que circula por dos tubos de acero, como se ve en la Figura 2; la parte inferior ensanchada de la pieza «dd» se aloja en una cavidad que se practica en el electrodo i se asegura la solidaridad i el contacto eléctrico entre ámbos rellenando el intersticio con fierro fundido.

El conjunto está soportado por el vástago de fierro «cc» al que se imprime a voluntad un movimiento de traslacion vertical; él arrastra en su movimiento al electrodo al mismo tiempo que los haces «bb» se plegan sobre sí mismos.

Este dispositivo permite hacer pasar el electrodo todo al traves de la bóveda del horno i dejarlo que se consuma hasta que quede reducido a un trozo de 30 cms. de largo solamente; de esta manera se logra utilizar hasta el 80 % de la longitud total del electrodo; una vez consumido éste se le reemplaza por otro en pocos minutos. La pieza «dd» del electrodo consumido se separa para utilizarla nuevamente.

Analicemos las ventajas e inconvenientes que presenta el horno Keller. Entre las primeras figuran: La gran durabilidad i buena conductibilidad a todas las temperaturas del fondo del crisol; esto permite encender con facilidad el horno; el buen aprovechamiento de los electrodos gracias a la conexion eléctrica descrita mas arriba; calentamiento uniforme de la carga a causa de encontrarse totalmente atravesada por la corriente, esta misma circunstancia en virtud del campo magnético, orijinado por la corriente, daría lugar a una agitacion del baño que favorece las reacciones químicas; la bóveda del horno se conserva bien porque no está demasiado espuesta a la accion destructora del calor.

Los inconvenientes pueden resumirse como sigue: La conduccion inferior de la corriente hasta el fondo del crisol significa alguna complicacion en la construccion; el voltaje aplicable al horno es relativamente bajo, lo que significa mayor costo de los conductores que llevan la corriente hasta el horno; la armadura exterior está sometida a la influencia del campo magnético producido por la corriente que atraviesa el horno, i si no se toman precauciones en la construccion de dicha armadura (estableciendo cortaduras en el metal para hacer el conjunto anti-inductivo), se corre el riesgo de hacer bajar considerablemente el factor de potencia $\cos \varphi$; sin embargo, adoptando una corriente de baja frecuencia (20 períodos por ejemplo) i tomando las precauciones antedichas se llega a obtener un factor de potencia mui elevado que se acerca a 1.

Monsieur Keller ha patentado igualmente un horno con dos o mas electrodos verticales, que sirven a la entrada i a la salida de la corriente, sin que el cri-

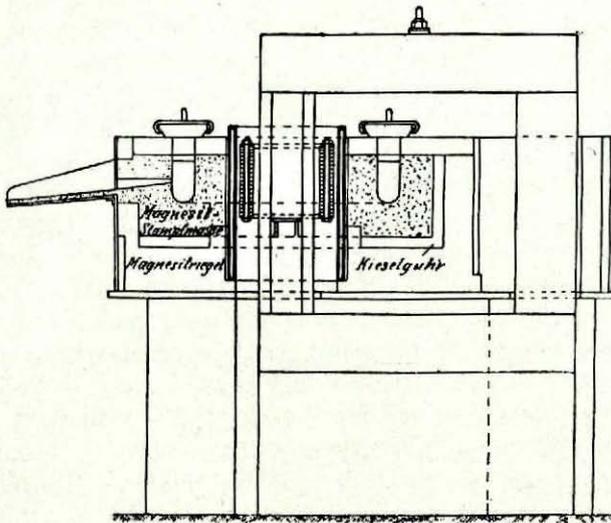


Fig. 6.

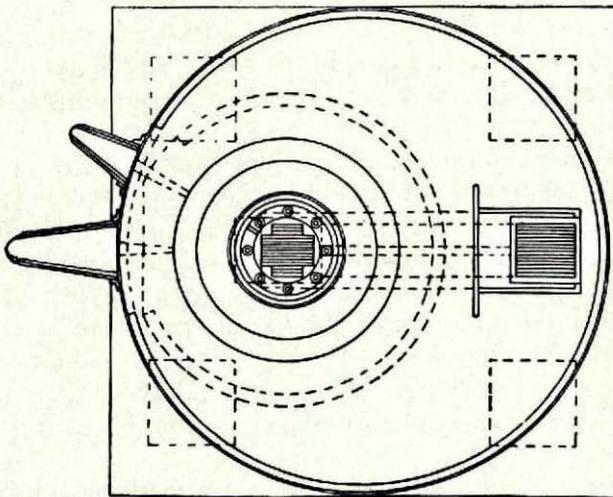


Fig. 7.

FIGS. 6 i 7.—Cortes del Horno a induccion Kjellin,

sol esté provisto de un fondo conductor. Un horno de este tipo se encuentra en funcionamiento desde 1905 en las usinas de Unieux (Francia); está provisto de 4 electrodos de dos en dos en paralelo sobre cada una de las bornas de un generador monofase; su potencia es de 1,000 Kw. i tiene una capacidad de 8 a 10 toneladas de carga.

Por fin, una tercera patente de M. Keller recae sobre un horno llamado de capacidades separadas; este horno es mas bien un perfeccionamiento del que acabamos de describir, que consiste en colocar cada electrodo o serie de electrodos de polaridad diferente en un compartimiento separado; éstos comunican entre sí por un canal inferior lleno con el metal en tratamiento; este metal puede encontrarse al estado líquido, pastoso o sólido. El dispositivo descrito presenta la ventaja que la corriente eléctrica atraviesa toda la carga en tratamiento. Este tipo de horno ha recibido una aplicacion industrial en grande escala en el establecimiento electro-metalúrgico Keller Leleux i C.^a de Livet (Francia), donde se le destina a la fabricacion de ferro-aleaciones diversas.

Damos a continuacion un reseña de los hornos eléctricos Keller, que funcionan en diversos establecimientos electro-metalúrgicos de Europa:]

Un horno de 3 i media toneladas de capacidad, destinado al tratamiento del acero líquido Thomas i a la refusion de ferro-manganeso en Saabrock (Alemania).

Un horno para el tratamiento del acero líquido Martin en el establecimiento siderúrgico Bohler en Kapfenberg (Austria); podemos dar los siguientes datos relacionados con este horno, que hemos recojido durante nuestra visita al establecimiento Bohler. Es del tipo a dos electrodos i sin fondo conductor; el revestimiento interior del crisol es de ladrillos de magnesita i la bóveda de ladrillos refractarios *Dynas*; los dos electrodos que atraviesan la bóveda son de carbon, seccion cuadrada de 300 cm. cuadrados de superficie, i con comando eléctrico para su regularizacion. Dos voltmetros, uno para cada electrodo, juntos al horno, i un pequeño tablero provisto de un voltmetro i un ampémetro en el plano de carga del horno, sirven para el control de la marcha. Los dos electrodos están concentrados en serie sobre un circuito de corriente monofase a 110 volts; el régimen normal de marcha es 4,000 amperes. Esta corriente viene jenerada por un grupo transformador rotativo, situado a proximidad del horno, alimentado por una línea trifase a 5,000 volts. En el horno que tiene una capacidad de 3 a 4 toneladas de carga, se afina acero líquido Martin, la operacion dura de 5 a 6 horas i se cuenta con un intervalo de media hora entre dos cargas sucesivas. El acero eléctrico obtenido se recibe en lingoteras i se destina principalmente a la fabricacion de piezas de máquinas.

Un horno de 3,5 toneladas de capacidad, en las Acieres du Saut du Tarne, Francia, para el tratamiento de acero líquido Martin, que se utiliza en la amoldadura de piezas de acero.

En Alemania, la Neunkirker Eisen Werk de Tumm, fabrica acero eléctrico i refunde su ferro-manganeso en un horno Keller.

En Italia la usina de Darfos, bajo el control de la Sociedad Keller Leleux, tiene instalados varios hornos eléctricos, que consumen: 17,000 HP. de potencia, para la fabricacion de ferro-aleaciones; en este momento la misma usina

construye un horno Keller de 5,000 Kw. de potencia para la reduccion de minerales de fierro.

Por fin la usina electro metalúrgica de Keller Leleux de Livet (Francia), que hemos visitado detenidamente guiados por el propio señor Keller, dispone de 18,000 HP. derivados del rio Romanche en una central hidro-eléctrica cuyas características son las siguientes:

Altura de caída.....	60 metros
Gasto	30 metros cúbicos p. seg.
Canal de aduccion en túnel de	1,700 metros de longitud.

La cañería de presión esta alojada en un pozo vertical abierto en la roca, de su parte inferior arranca un colector horizontal que distribuye el agua a las turbinas.

Hai dos salas de máquinas que comprenden, la primera:

3 alternadores trifases de 3,000 HP de potencia a 4,000 volts que alimentan los hornos eléctricos por intermedio de transformadores de bajada de potencial.

La segunda:

Cinco unidades monofases de 1,350 HP. que alimentan directamente los hornos eléctricos; 4 unidades a corriente continua de 200 HP. i otras pequeñas unidades destinadas a diversos servicios.

La usina fabrica:

1) Ferro-aleaciones diversas (ferro-silicio, silicio-spiegel, ferro-cromo, ferro-tungsteno i fundiciones especiales varias).

2) Carburo de calcio.

3) Acero eléctrico.

Dispone para esta fabricacion de las siguientes instalaciones:

Una sala con tres hornos eléctricos de 2,700 HP. de potencia, para el carburo de calcio, con una produccion diaria de 25 toneladas.

Una sala con tres hornos eléctricos de 2,700 HP. de potencia cada uno, para la fabricacion de ferro-aleaciones, con una produccion diaria de 20 toneladas.

Una sala con algunos hornos eléctricos pequeños para fabricar productos accesorios i de espermentacion.

Una fábrica de acero eléctrico con un torno de 2½ toneladas de capacidad, con dos electrodos superiores, verticales, alimentados con corriente bifase.

Toda la usina ocupa un total de 250 operarios; tiene ademas como anexo un taller para la construccion de hornos eléctricos segun las patentes Keller.

Véanse fotografías 8 i 9 al final.

Procedimiento Girod.—El horno eléctrico de Paul Girod se compone de un recipiente de planchas de fierro, revestido interiormente de albañilería refractaria i cubierto con una bóveda del mismo material (véanse figuras 3 i 4). La corriente eléctrica viene introducida en el horno por medio de electrodos de carbon que penetran verticalmente en su interior.

El fondo refractario del horno se encuentra atravesado por un cierto nú-

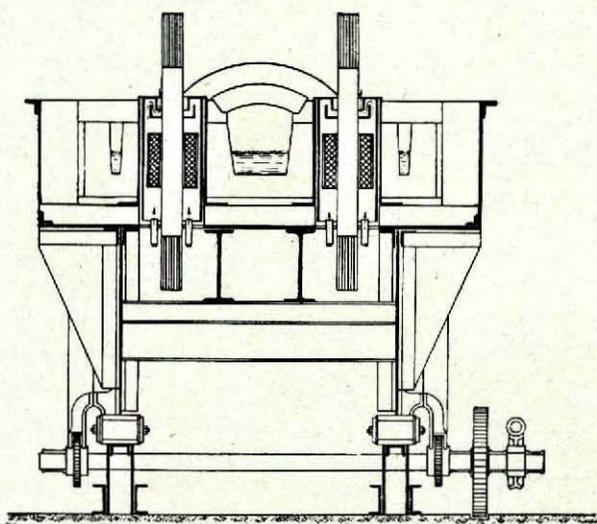


Fig. 8.

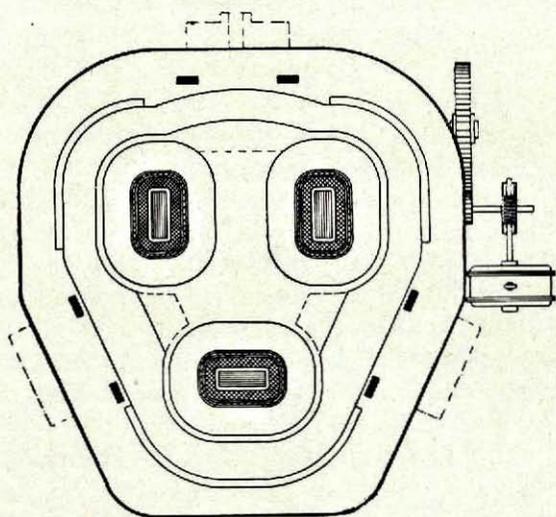


Fig. 9

FIGS. 8 i 9.—Horno Rochling-Rodenhauser, a induccion combinada.

mero de gruesas barras de fierro que están reunidas inferiormente entre sí por una placa metálica o bien están en contacto eléctrico con la placa de fondo del recipiente metálico del horno, la que a su vez está conectada con uno de los polos del generador. Jeneralmente la placa de fondo i la estremidad inferior de las barras de fierro mencionadas están refrijeradas por una corriente de agua.

La cuba del horno está provista de una puerta de carga i otra de colada; puede oscilar en torno de un eje horizontal por medio de un mecanismo sencillo a comando eléctrico hidráulico, segun las conveniencias.

Los electrodos en número de uno o mas (Figuras 3 i 4) penetran al interior del horno por aberturas practicadas en la bóveda i provistas de chaquetas de agua anulares.

Los electrodos son de carbon i de seccion circular cuyo diámetro varia con la intensidad de la corriente que los atraviesa, de manera que la densidad de corriente sea de 5 a 6 amperes por cm. cuadrado de seccion, Están sostenidos por brazos de fierro contrapesados que pueden desplazarse verticalmente sobre dos pilas metálicas situadas a ámbos lados del horno.

El contacto eléctrico entre los conductores de la corriente, formados de haces de láminas de cobre, que terminan en conductores flexibles del mismo metal i los electrodos, tiene lugar por intermedio de abrazaderas de cobre que comprimen a estos últimos.

El revestimiento refractario se compone de dos partes bien distintas: la bóveda formada de ladrillos refractarios de sílice i la cuba cuyas paredes i fondo se componen de dolomita pisoneada.

La bóveda está reforzada esteriormente con nervaduras de fierro i descansa sobre la parte superior de las paredes de la cuba i está aislada de ella por intermedio de una delgada capa de amianto. Una bóveda resiste durante 60 a 88 coladas i se reemplaza fácilmente en 20 minutos por una nueva.

El revestimiento de la cuba resiste de 100 a 150 coladas segun el tamaño del horno, siendo mayor la duracion para los mas grandes. Se efectúan despues de cada colada reparaciones parciales del fondo i de las paredes, segun las necesidades, arrojando algunas paladas de dolomita en los puntos deteriorados. Despues de 100 a 150 coladas, segun sea el caso, es necesario poner el horno fuera de servicio i rehacer las paredes i parte del fondo de la cuba. Un revestimiento completo de la cuba cuesta unos 450 francos para un horno mediano.

El tipo de horno descrito está alimentado por corriente monofase, sea que lleve un electrodo (Figura 3) sea que tenga dos o cuatro (Figura 4); en este último caso los electrodos están conectados en paralelo sobre una de las bornas del transformador o generador monofase. La tension entre las bornas del horno es de 65 a 70 volts; la periodicidad de la corriente puede ser hasta de 50, pero es preferible emplear una periodicidad menor (25 períodos por ejemplo), para reducir los efectos de la auto-induccion del circuito i mejorar el factor de potencia.

Las ventajas e inconvenientes del horno Girod son las mismas que hemos enumerado para el horno Keller, siendo que están basados en el mismo principio de construccion.

De la comparacion de estos dos hornos resulta que el fondo del crisol Girod es mas económico como primera instalacion, pero en cambio su duracion

es tambien menor. El dispositivo de contacto eléctrico de los electrodos en el horno Keller es seguramente mas costoso que el de Girod, pero permite una mejor utilizacion de los electrodos.

En vista de la frecuente dificultad que hai de procurarse directamente i sin transformacion corriente monofase, siendo que en jeneral se dispone de circuitos trifase para la alimentacion de los hornos, Monsieur Girod ha estudiado i patentado un tipo de horno trifase. Este horno es idéntico al descrito anteriormente, con la sola diferencia que está provisto de tres electrodos en comunicacion con las tres fases de un transformador, conectadas en estrella de manera especial; miéntras que el fondo del crisol está conectado con el conductor comun del sistema. Con esta disposicion se logra que la mayor parte de la corriente atraviese el baño al mismo tiempo que las tres fases del circuito se encuentran igualmente cargadas.

Damos a continuacion una descripcion sucinta de la Fábrica de acero eléctrico Paul Girod de Ugine, Francia, i una serie de datos sobre la marcha de sus hornos eléctricos que hemos recojido durante nuestra visita a ese establecimiento.

La usina comprende cinco hornos eléctricos para la fabricacion del acero; están alimentados con corriente monofase a 65-70 volts, jeneradas por transformacion de corriente monofase a alta tension, la que a su vez es obtenida con fuerza hidráulica derivada de un curso de agua vecino.

El establecimiento electro-metalúrgico paga la enerjía consumida a razon de franco 0.02 Kw. hora. Emplea como materia prima desechos de fierro (ribbons) de todas clases que compra a razon de 75 francos la tonelada, para tratarlos en los hornos eléctricos en vista de obtener aceros de diversas calidades, que elabora ella misma en su mayor parte; así fabrica: aceros laminados, proyectiles de artillería, aceros para herramientas, forja i funde piezas de máquinas diversas, etc.

De los cinco hornos eléctricos hai: dos de 8 toneladas de capacidad, con cuatro electrodos i 1,200 Kw. de potencia (Figura 2 i Fotografía 10); que están jeneralmente ámbos en funcionamiento continuo; dos de tres toneladas de capacidad, con dos electrodos i 400 Kw. de potencia en funcionamiento periódico i destinados a la fabricacion de aceros especiales para herramientas; uno de 1,800 Kg. de capacidad i 200 Kw. para esperiencias.

La fabricacion del acero eléctrico partiendo de los ribbons, comprende tres fases:

- 1) Fusion de la carga.
- 2) Oxidacion.
- 3) Reduccion.

1) Fusion de la carga.—Estando el horno caliente, se carga a pala la materia prima (ribbons) i se hace pasar la corriente hasta que toda la carga esté fundida; esta operacion requiere de dos i media a tres horas.

2) Oxidacion.—Se agrega al baño ciertas cantidades de cal i mineral oxidado de fierro de manera a formar una escoria oxidante. La cantidad de estos materiales se determina de manera que por oxidacion reduzcan la cantidad de

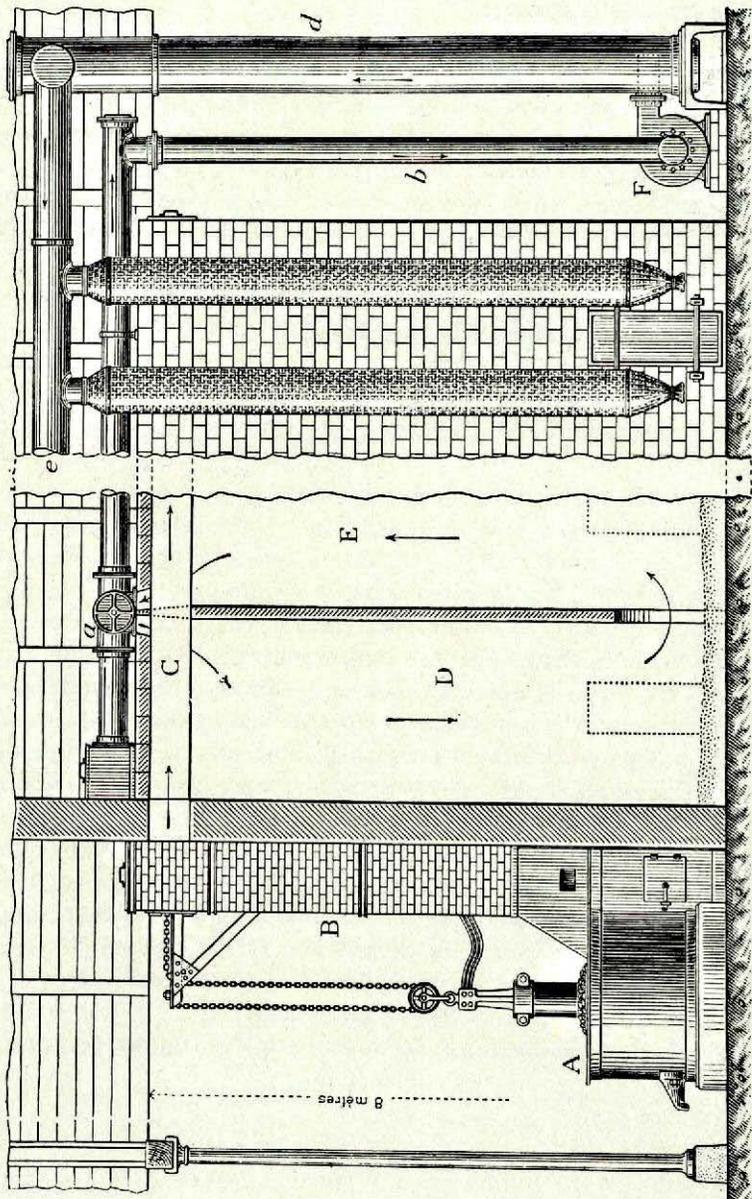


FIG. 10.—Esquema de una instalación completa para el tratamiento electro-térmico de los minerales de zinc.

C, Mn. i Si contenida en la carga a 0.10%. Durante esta fase de la operacion, la oxidacion de los elementos mencionados tiene lugar a una temperatura relativamente baja, mui enérgicamente i con eliminacion pronunciada del Ph contenido en la carga. Una muestra retirada del horno i forjada indicará precisamente cuando el metal está al estado estra dulce, se procede entónces elevando la temperatura, a estraer la escoria cargada de Ph i de óxido de fierro; con este fin se inclina lijeramente el horno hácia atras i la escoria se escurre por la puerta de carga, con una rastra de fierro se estraee la escoria que no se ha escurrido por sí sola. Se carga inmediatamente una segunda escoria de cal que tiene por objeto lavar el baño arrastrando las pequeñas cantidades de escoria oxidante i fosforosa que hubieran quedado en la primera colada.

3) Reduccion.—Retirada la escoria de lavado se procede a una primera reduccion (desoxidacion) del baño agregando materiales reductores, como ser: ferro-silicio, ferro-manganeso, etc., en cantidad calculada de manera que desaparezcan completamente por oxidacion i no quede nada de ellos incorporado en el baño. Es en este momento que se hace la recarburacion del baño cuando se trata de obtener aceros duros.

Se cubre en seguida el baño con una escoria compuesta de 57 de cal, 17 de sílice i 17 de espato fluor i se agrega un poco de carbon en forma de coke de petróleo.

Durante esta tercera fase de la operacion, o sea la reduccion, se tiene cuidado que el horno permanezca bien cerrado i se eleva la temperatura lo bastante para que el óxido de fierro incorporado en el metal pase poco a poco a la escoria. Este óxido que se acumula en la escoria se va reduciendo, a medida que se va acumulando en ella, con ayuda de reducentes como el ferro-sílico coke de petróleo o bien carbon de electrodos; se llega así por fin a obtener una escoria completamente exenta de óxido de fierro que se desgrega en forma de polvo blanco cuando se enfria el aire.

Para activar la reduccion completa se agregan a veces con ventaja pequeñas cantidades de silico-manganeso, ferro-sílico, manganeso, aluminio o bien sílico-aluminio: estas aleaciones reaccionan mui enérgicamente sobre los óxidos del baño i forman escorias mui fluidas que se separan fácilmente del metal, arrastrando consigo las impurezas contenidas en éste.

Es en presencia de esta escoria completamente desoxidada i mui caliza que se obtiene la sulfuracion completa del baño. Terminada la desulfuracion del baño se eleva todavía la temperatura para que el baño esté bien fluido en el momento de la colada. En caso necesario se agregan todavía materias carburantes, para obtener la composicion del metal deseado.

La composicion química media de la escoria blanca final es la siguiente:

CaO	65%
SiO ₂	26%
Fe ₂ O ₃	indicios
Al ₂ O ₃	1 a 3%
Mgo	indicios
So ₃	0.5%
Ph ₂	0.03%
Mno	2.3%

En el horno eléctrico se fabrica igualmente el acero partiendo de cargas líquidas provenientes de hornos Martin, Bessmer o Thomas. En principio la operación es la misma que la que se efectúa partiendo de cargas sólidas (ribbons). En jeneral, se carga en el horno eléctrico el metal líquido proveniente de los hornos mencionados cuando todavía no está completamente oxidado, e. d. cuando contiene aun cierta cantidad de carbono, manganeso i silicio. La oxidación se continúa entónces en el horno eléctrico i se procede a la reducción i otras operaciones de la manera descrita mas arriba.

He aquí algunos datos numéricos referentes a la fabricación de acero al horno eléctrico Girod partiendo de cargas sólidas i líquidas.

Carga sólida.—La operación dura 7 a 8 horas; el consumo de energía eléctrica, para realizar la operación completa e. d. fusión, afinaje i colada, medido en las bornas del horno, es un término medio 850 Kw. horas por tonelada de acero obtenido en un horno de tres toneladas de capacidad, i de 750 Kw. horas en un horno de 10 toneladas de capacidad.

La cantidad de energía varia considerablemente con la composición de la carga, la calidad del acero que se quiere obtener, de manera que puede ser en algunos casos mayor i en otros menor que los términos medios apuntados.

El consumo de electrodos por tonelada de acero producido es de 8 a 9 Kg. en un horno de 3 toneladas, de 8 a 10 Kg. en un horno de 10 toneladas, incluyendo las puntas no utilizadas de los electrodos.

El personal necesario es: para un horno de tres toneladas, aun fundidor, un ayudante i un muchacho; para un horno de 10 toneladas, un fundidor dos ayudantes i un muchacho. En el momento de las coladas los operarios de la usina que trabajan en la vecindad del horno prestan ayuda.

Mas arriba hemos indicado la duración del revestimiento i de la bóveda del horno.

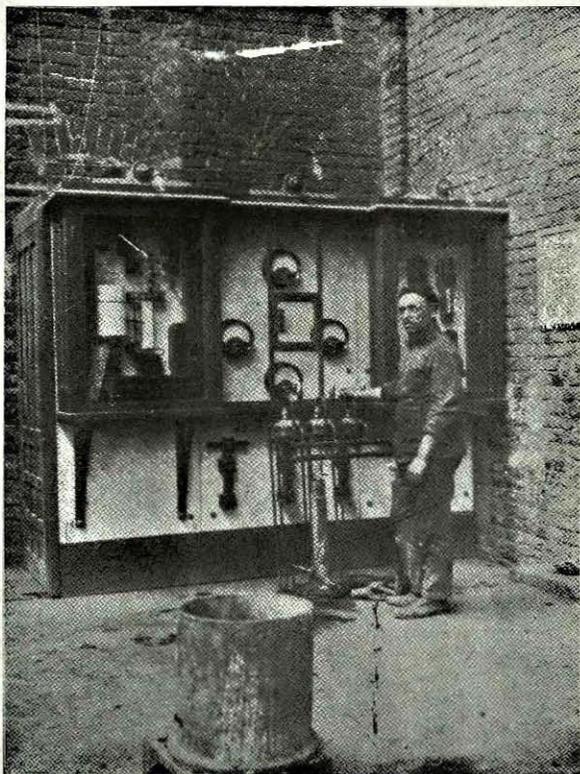
La pérdida al fuego es de 6 a 10% de la cantidad de materias primas empleadas; depende esencialmente del estado de oxidación en que se encuentran los ribbons.

Carga líquida.—La operación dura de 2 a 2½ horas. El consumo de energía es en término medio de 275 Kw. horas para un horno de 3 toneladas i de 190 para uno de 10 toneladas. El gasto de electrodos se reduce a 2/5 del consumo para el tratamiento de cargas frías. El personal empleado es el mismo.

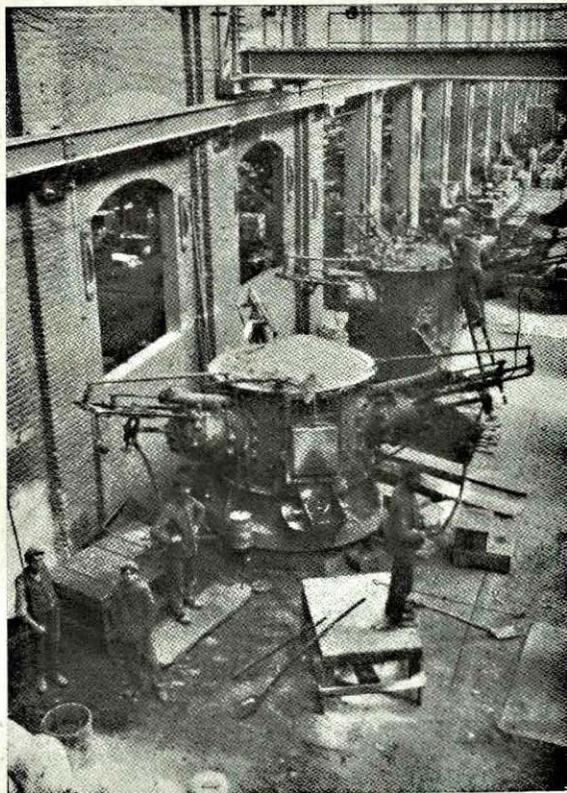
De acuerdo con los datos anteriores deducidos de la práctica, se llega a la siguiente estimación del precio de costo de fabricación por tonelada de acero en el horno Girod.

1) Carga fría.

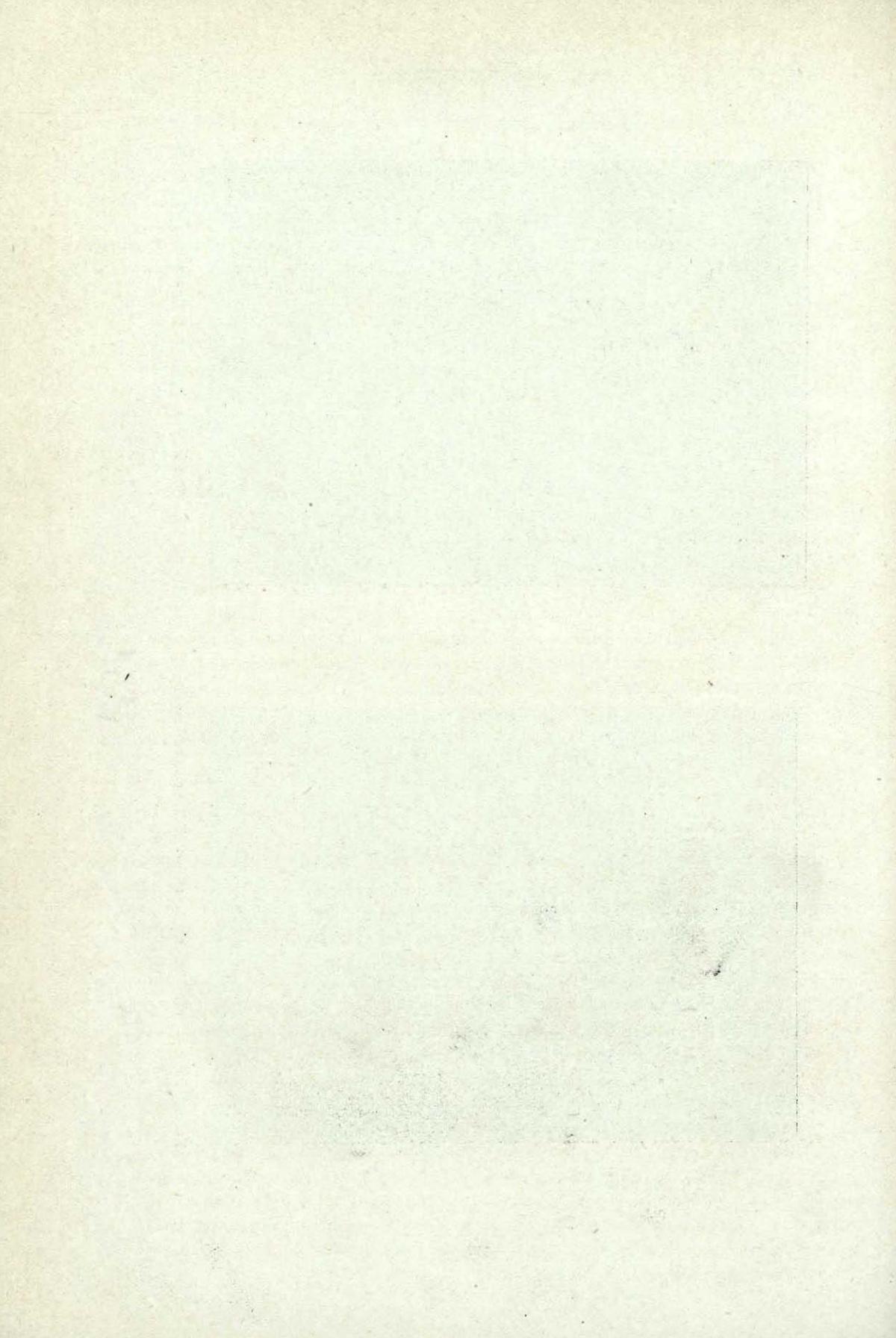
Materias primas	Horno de 3 tons.	10 tons.
Ribbons 1,100 Kg. a frs. 75 la ton.....	frs. 82.50	82.50
Escorias	2.30	2.30
Reductores i ferro-aleaciones.....	3.50	3.50
	frs. 88.30	88.30



Fotografía 1.—Horno Stassano-Cuadro eléctrico i comando hidráulico de los electrodos.



Fotografía 2.—Dos hornos Stassano; el de adelante en marcha, el del fondo en reparacion.



Gastos de fabricacion:

Energía eléctrica: 850 i 750 Kw. horas respectivamente, a fr. 0.02.....	frs. 17.00	15.00
Electrodos a frs. 320 la tonelada.....	3.00	3.50
Mano de obra.....	3.00	1.50
Reparaciones	12.00	8.00
	<hr/>	<hr/>
	frs. 35.00	28.00
TOTALES.....	frs. 124.30	116.30

2) Carga líquida:

Materias primas:

Acero líquido, 4 % de pérdida al fuego, 1,040 Kg. a frs. 80 la tonelada.....	frs. 82.20	83.20
Escorias.....	2.00	2.00
Reductores i ferro-aleaciones.....	3.50	3.50
	<hr/>	<hr/>
	frs. 88.70	88.70

Gastos de fabricacion:

Energía eléctrica, 275 i 200 Kw. horas respectivamente, a fr. 0.02	frs. 5.50	4.00
Electrodos, 3-4 Kg. a frs. 320 la tonelada...	1.25	1.25
Mano de obra, 8 coladas en 24 horas.....	1.00	1.00
Reparaciones.....	4.00	2.50
	<hr/>	<hr/>
	frs. 11.75	8.25
TOTALES.....	frs. 100.45	96.95

En esta estimacion del precio de costo no están incluidos los siguientes ítem: gastos de moldes, vijilancia, laboratorio, amortizacion i gastos jenerales que varian entre límites bastantes estensos segun las localidades.

Entre los establecimientos electro-metalúrgjicos que emplean los hornos eléctricos Girod, podemos citar los siguientes:

La Sociéte Anonyme Eletrometallurgique en Ugine, situada a la proximidad de la fábrica de Acero Eléctrico de que acabamos de ocuparnos, fabrica toda clase de ferro-aleaciones i es seguramente la mas importante en su jénero existente en Europa. Posee 30 hornos eléctricos destinados esclusivamente a la fabricacion de ferro-aleaciones con una produccion efectiva de 8,000 toneladas al año. Dispone de cinco centrales hidro-eléctricas en los alrededores con una potencia total de 36,000 HP., sin contar con otras caidas de agua, de que es propietaria, las que una vez instaladas darán otros 30,000 HP. de potencia.

La casa Krupp tiene instalado en Essen un horno Girod cuyo funcionamiento hemos podido observar, durante nuestra visita a ese establecimiento: se trata de un horno de 1,000 Kw. de potencia alimentado con corriente trifase a 60 volts, cuyos tres electrodos i fondo conductor están conectados al cir-

cuito eléctrico de manera que la mayor parte de la corriente atraviesa el baño; los electrodos se regulan automáticamente con comando eléctrico. En el horno se afina el acero líquido Martin en vista de obtener aceros de calidad i de composición variables según para los usos a que se les destina. La energía eléctrica viene generada con fuerza motriz a vapor en una sala vecina del horno. El costo de producción de la energía es aceptable, si se tiene en vista el uso a que se le destina, gracias a que el carbon es allí muy barato i la central de fuerza importante, unos 2,000 Kws.

Hai además unos 10 hornos eléctricos Girod, para la fabricación del acero, en funcionamiento o construcción en diversas usinas europeas.

Procedimiento Chaplet.—El horno Chaplet se compone de una cuba metálica revestida interiormente de un material refractario que forma la cámara de fusión, lleva en su parte superior una bóveda igualmente refractaria i reforzada con una armadura de fierro; dicha bóveda lleva una abertura central que deja pasar un electrodo de carbon. La cuba o crisol está provista de dos puertas de trabajo i de un agujero de colada inferior.

Un canal horizontal practicado en el revestimiento refractario del fondo del crisol pone en comunicación a este último con un electrodo fijo de acero contenido en una pequeña cámara refractaria situada a un costado del horno. Véase Figura 5.

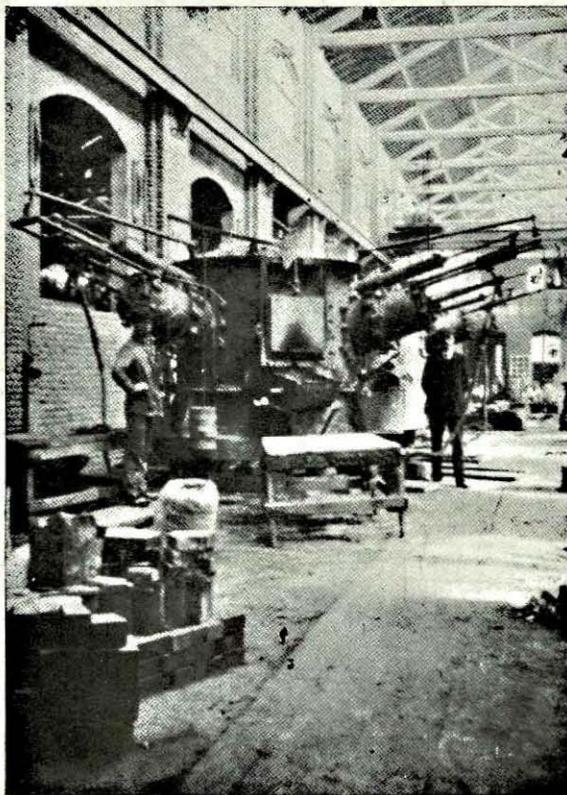
El horno recibe corriente monofase de un alternador, uno de cuyos polos se pone en contacto con el electrodo central de carbon i el otro con el electrodo de acero, la corriente pasa por este último al través del canal, que para el caso se llena con trozos de fierro, i el circuito se cierra dentro del crisol debajo del electrodo central del carbon.

Después de algunas coladas i cuando la albañilería del horno está suficientemente caliente, el metal líquido llena el canal horizontal i se eleva dentro de la pequeña cámara lateral i se solidifica el rededor del electrodo de acero contenido en ella, con lo queda asegurado un buen contacto eléctrico definitivo entre el electrodo de acero i el canal horizontal que conduce la corriente al interior de la cámara de fusión.

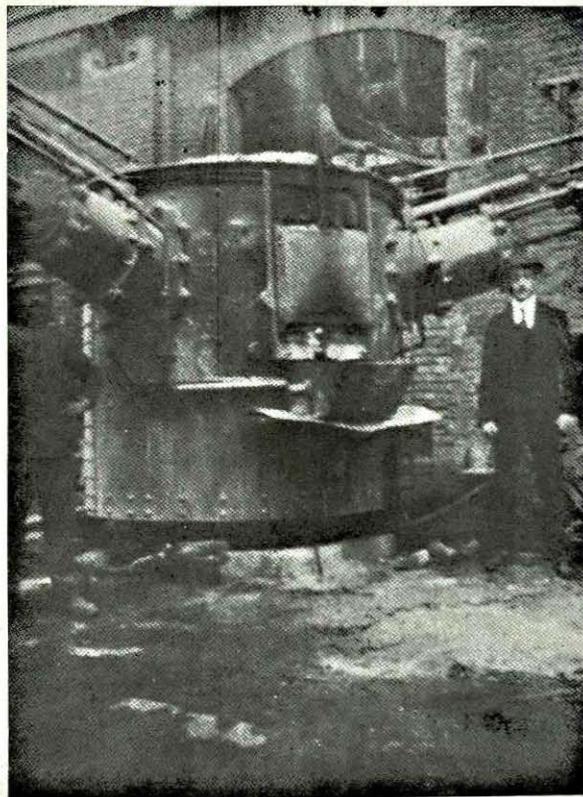
Los dispositivos accesorios del horno: mecanismo para hacerlo oscilar, porta-electrodos, suspensión, etc., no presentan ninguna particularidad especial, se asemejan bastante a los dispositivos empleados ordinariamente en otros hornos eléctricos que hemos descrito anteriormente.

Las ventajas que presentan este horno son del mismo orden que las que hemos enumerado para los hornos a un electrodo superior i crisol de fondo conductor (Keller i Girod); Monsieur Chaplet sostiene que el fondo de su horno es más durable que el de los tipos precipitados, por cuanto es homogéneo i completamente formado de material refractario i no lleva polo de fierro ahogados en la albañilería del piso, como es el caso de aquéllos. En todo caso, la construcción del horno piso del Chaplet es más sencilla i económica que el de los hornos Keller i Girod. Se puede agregar todavía que el cos del horno Chaplet es bastante alto, gracias a que el fierro de la armadura exterior se encuentra a bastante distancia del campo inductivo de la corriente que pasa por el horno.

La Fábrica de Acero de Alleverd, cerca de Grenoble, en los Alpes france-



Fotografía 3.—Hornos eléctricos Stassano i taller de fundición eléctrica en el fondo.



Fotografía 4.—Horno Stassano en marcha visto de la puerta de carga.

ses, posee varios hornos eléctricos Chaplet, cuyas fotografías pueden verse al final. Fotografías 11, 12 i 13.

He aquí algunos datos referentes a la marcha de los hornos Chaplet que funcionan en Alleverd.

Como materias primas se emplean materiales sólidos: riblons, minerales de fierro, escorificantes ordinarios i ferroaleaciones. Se practican dos sistemas de operaciones; sin escorificacion i con escorificacion; en el primer caso el horno funciona como un crisol ordinario, es decir, se hace una sola escoria que queda sobre el baño metálico durante todo el tiempo que dura la operacion; se emplea este sistema: cuando se parte de materias primas mui puras (fierros pudedados o productos de Suecia), cuando el acero que se quiere obtener no debe tener una pureza mui superior a las materias primas empleadas, i por fin, cuando la carga contiene elementos susceptibles de oxidarse i de pasar a la escoria i que se perderian al hacer la escorificacion, tales como el manganeso i cromo; en este caso se trata de hacer volver esos elementos al baño metálico agregando ciertos reactivos adecuados.

Se emplea el sistema con escorificacion cuando se trata de obtener aceros de buena calidad partiendo de materiales ordinarios jeneralmente impuros. La operacion comprende dos fases:

a) Oxidacion i defosforacion del baño; en presencia de una escoria calcárea i ferrujinosa, durante esta fase el carbon se quema, el fósforo pasa casi íntegramente a la escoria, el azufre disminuye sensiblemente; se retira la escoria i se sigue con la segunda fase.

b) Desoxidacion i desulfuracion del baño en presencia de una escoria fuertemente calcárea i casi exenta de fierro i manganeso.

Antes de la colada del metal, se toman algunas muestras que se ensayan i se hacen las adiciones de carburantes i ferroaleaciones para llevar el acero a la composicion deseada.

Este método permite obtener aceros prácticamente sin azufre ni fósforo (ménos de 0.01%), con mui poco manganeso, de gran homojeneidad i extrema maleabilidad en caliente, que son las características de los buenos aceros eléctricos.

Los gastos de conservacion del horno i de la bóveda ascienden a frs. 6 por tonelada de acero producido partiendo de materiales sólidos.

El consumo de electrodos varia con el sistema de trabajo empleado; es naturalmente mayor cuando se emplea el sistema con escorificacion, para el caso de simple fusion sin escorificacion es de 11 a 12 Kg. de electrodos i de 15 a 16 Kg. cuando se opera la escorificacion.

El consumo de enerjía eléctrica en un horno de 3 toneladas de capacidad i 260 Kw. de potencia es de 700 a 725 Kw. horas en el proceso sin escorificacion i de 900 a 950 Kw. horas en el proceso con escorificacion; en el primer caso la operacion dura de 7 a 8 horas i en el segundo de 9 a 10 horas.

El personal requerido para la marcha de un horno de tres toneladas se compone de un fundidor i dos ayudantes.

El horno Chaplet se presta igualmente para el tratamiento de cargas líquidas provenientes de un Bessemer o de un Martin; en este caso el consumo de

energías, electrodos i duracion de la operacion, son menores que para el tratamiento de cargas sólidas.

En los dos cuadros siguientes se dan: la composicion química de algunas calidades de aceros obtenidos en el horno Chaplet, i algunos ensayos de resistencias referentes a los mismos:

CUADRO I

Análisis químicos:

C %	Mn %	S %	Ph %	Si %	Ni %	Cr %
0.13	0.10	0.015	0.002	0.15		
0.30	0.37	0.008	0.007	0.38		
0.46	0.23	0.005	0.007	0.09		
0.69	0.39	6.008	0.009	0.65		
0.87	0.31	0.010	0.005	0.37		
0.08	0.16	0.012	0.008	0.010	2.10	
0.25	0.05	0.018	0.012	0.28	5.50	
0.46	0.02	0.012	0.008	0.14	3.20	0.50

CUADRO II

Ensayos de resistencia a la traccion.

Efectuados por la oficina de ensayos de la artillería de tierra de Francia.

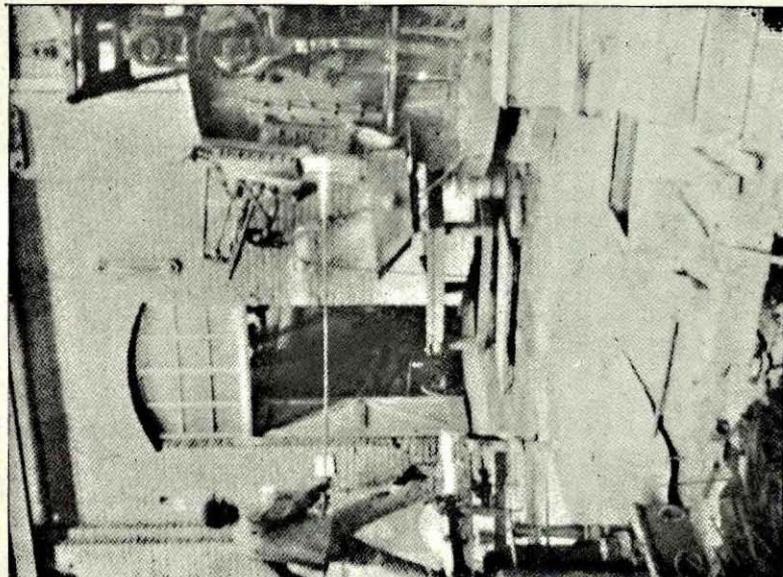
	Kg. p. R. m/m	A. Kg. p. E. m/m.	%	
Acero de cementacion ordinario recocido a 900 grados.....	36	34	30	70
Acero semi-duro recocido a 850 grados.....	66	25	37	54
Acero níkel de cementacion recocido a 900 grados..	41	33	31	75
Acero semi-duro templado a 850 grados i recocido a 550.....	113	10	103	42
Acero duro recocido a 825 grados.....	73	22	42	51
Acero duro templado a 825 grados i recocido a 550.	119	8	104	24
Acero-silicio-tungsteno recocido a 860 grados.....	82	18	47	28
Acero-silicio-tungsteno templado a 850 grados i recocido a 550.....	130	9	115	17

Se han hecho sobre los mismos aceros numerosos ensayos de fragilidad, elasticidad e imantacion que han demostrado las excelentes cualidades de dichos productos.

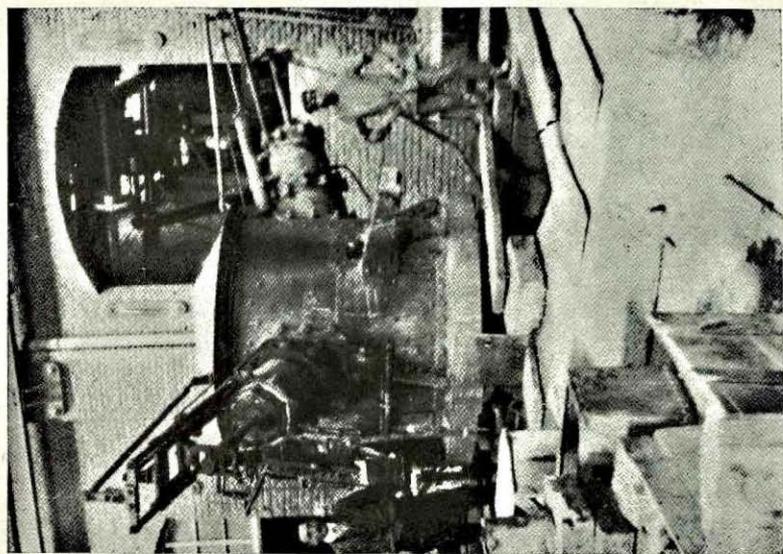
Existen fuera de los hornos instalados en Alleverd algunos otros hornos eléctricos Chaplet en dos fábricas de acero francesas i otra rusa.

Antes de terminar este capítulo diremos algunas palabras sobre las experiencias hechas por Monsieur Chaplet en vista de obtener el acero en su horno eléctrico por reduccion directa i en una sola operacion de los minerales de fierro.

Empleó en sus experiencias tres clases diferentes de minerales de fierro i tres clases de carbon de las siguientes composiciones:



Fotografía 5.—Horno Stassano en marcha durante la escoriafacion.



Fotografía 6.—Horno Stassano en marcha visto del agujero de colada.

Minerales

		Hematita	Magnetita	Siderosa
Fe ₂ O ₃	%	93.82		
Fe ₃ O ₄	»		95.84	
Fe CO ₃	»			80.80
Si O ₂	»	3.57	0.60	8.96
Ca O.....	»	0.33	0.20	1.00
Al ₂ O ₃	»	0.78	0.60	0.75
S.....	»	0.023	0.60	0.55
Ph.....	»	0.052	0.03	0.02
Mn.....	»	ind.	0.10	2.98

Carbones

	C fijo	Mat. volat.	Cenizas	Azufre
	%	%	%	%
Coke de petróleo.....	92.55	6.25	0.90	0.125
Carbon de leña.....	88.02	10.54	1.35	—
Antracita.....:	83.20	—	5.35	1.32

Tanto los minerales como los carbones se cargaron ya sea en trozos, en briquetas o pulverizados i en los tres casos la operacion se efectuaba satisfactoriamente. La antracita dió el mejor rendimiento térmico; en efecto, se consumieron 271 kilogramos de antracita por tonelada de fierro producido, miéntas que se emplearon 360 Kgs. de carbon de leña por tonelada de fierro.

De los minerales es la magnetita la que se presta mejor para el tratamiento electrotérmico, exige ménos consumo de enerjía eléctrica para su reduccion que la hematita i la siderosa. Así, por ejemplo, en una esperiencia con la misma cantidad de enerjía consumida se produjeron respectivamente 41, 32 i 29 Kg. de fierro tratando magnetita, hematita i siderosa.

Los productos obtenidos son aceros dulces como se ve por la composicion química de siete coladas consecutivas que se da a continuacion:

N.º de la colada	C%	Mn%	S%	Si%	Ph%
35	0.08	0.10	0.02	0.02	ind.
36	0.09	0.09	0.04	0.02	»
37	0.11	0.46	0.09	0.02	»
38	0.09	0.15	0.08	0.02	»
39	0.10	0.12	0.07	0.02	»
40	0.13	0.20	0.03	0.02	»
41	0.10	0.14	0.09	0.012	»

Estos productos han sido obtenidos directamente, sin ninguna adicion afinante i sin cambiar escorias. El carbon contenido en ellos se gradúa ya sea modificando la proporcion de carbon en la carga o bien agregando al final de la operacion un carburante. En cuanto a la eliminacion del azufre es mas difi-

cil si el horno no está construido de manera que se pueda efectuar un cambio de escorias necesaria a la desulfuración final del baño.

Las experiencias mencionadas han sido efectuadas en mayor parte en un horno Chaplet de 120 Kw. de potencia; en tal horno el consumo de energía necesaria a la reducción de la hematita con carbon de leña para obtener una tonelada de acero dulce es de 3,430 Kw. horas; en un horno de 200 Kw. de potencia el consumo alcanzó solo a 2,600 Kw. hora por tonelada de acero.

En el horno de 120 Kw. se han obtenido los siguientes consumos de energía por tonelada de acero dulce producido, empleando los minerales i carbones que se indican:

Magnetita i carbon de leña.....	3150 Kw. horas	
» i antracita.....	3050	»
Hematita i carbon de leña.....	3430	»
» i antracita.....	3100	»
Siderosa i antracita.....	4000	»

El consumo teórico de energía en las condiciones de las experiencias citadas seria de 2,000 a 2,050 Kw. horas por tonelada de acero producido; se ve por consiguiente que el rendimiento del horno considerado es muy elevado aun para una pequeña potencia (80 % para 200 Kw).

La conservación del revestimiento del horno es muy satisfactoria, pues durante el período de reducción el mineral preserva con su masa el revestimiento.

El consumo de carbon es como sigue por tonelada de acero dulce obtenido:

Para la reducción de la hematita, 360 Kg. de carbon de leña o 270 Kg. de antracita; para la reducción de la magnetita 310 Kg. de carbon de leña o 260 Kg. de antracita.

El consumo de electrodos es muy variable segun la marcha de la operación i la naturaleza de las escorias; en marcha normal para la fabricación de acero dulce es de 25 a 35 Kg. por tonelada de producto.

Una estimación del precio de costo de una tonelada de acero dulce eléctrico puede hacerse como sigue, partiendo de los datos consignados mas arriba, i suponiendo que se disponga de una magnetita de 66 a 68 % de fierro a 15 francos la tonelada i el carbon de leña a 60 francos la tonelada (condiciones posibles para un establecimiento electrotérmico situado a la proximidad de la mina i disponiendo de una caída de agua vecina).

1,600 Kgs. de mineral.....	frs. 24.00
310 Kgs. de carbon de leña.....	18.60
2,600 Kw. horas.....	15.60
Cal i adiciones.....	1.00
Conservación del horno.....	2.50
Electrodos.....	15.00
Mano de obra.....	10.00
Gastos varios.....	5.00

TOTAL..... frs. 91.70



Fotografía 7.—Horno Stassano, durante una carga líquida.

El problema de la reduccion de los minerales de fierro al horno eléctrico en vista de obtener directamente aceros o fierros dulces ha sido mui discutido i aun mui atacado por algunos. En el Congreso de Electricidad Aplicada de Turin (setiembre de 1911) hemos oido sostener al profesor Guggenheim del Politécnico de Zurich i al Injeniero Cattani de Roma que la obtencion directa del acero al horno eléctrico es una utopía i que para fabricar acero eléctrico en condiciones técnicas i económicas satisfactorias es necesario partir de la fundicion o de los riblons. No niegan sin embargo que en condiciones locales especiales la fabricacion de la fundicion al horno eléctrico es posible i conveniente. En cambio, el mayor Stassano desde el principio se ha ocupado de la obtencion directa del acero por reduccion de los minerales de fierro al horno eléctrico i cifra muchas esperanzas en este procedimiento.

Acabamos de dar a conocer las esperiencias hechas por Monsieur Chaplet en el mismo sentido i los alentadores resultados obtenidos en ellas. Sin duda quedan algunas dificultades e inconvenientes que subsanar en este campo, pero se puede desde luego considerar el problema resuelto técnicamente. Veamos el lado económico de la cuestion teniendo presentes los siguientes datos deducidos de la esperiencia:

Para la obtencion de la fundicion al horno eléctrico (Domnarvjet, Trollhattan) se requieren como materias primas: minerales de fierro, caliza, coke o carbon de leña i enerjía eléctrica; con un consumo de 1,920 Kw. horas i unos 300 Kgs. de carbon de leña por tonelada de fundicion producida en un horno de 3,000 HP. de potencia próximamente.

Para transformar esta fundicion en acero, o bien se la trata en los hornos ordinarios Bessmer, Martin, etc., con combustibles o bien se le trata al horno eléctrico con un consumo de 1,200 Kw. horas por tonelada; en este último caso la produccion de una tonelada de acero consumiria:

$$1,920 + 1,200 = 3,120 \text{ Kw. horas i} \\ 300 \text{ Kgs. de carbon de leña.}$$

En el caso de la obtencion directa del acero al horno eléctrico se requieren las mismas materias primas enumeradas anteriormente i el consumo de

$$2,600 \text{ Kw. horas i unos} \\ 340 \text{ Kgs. de carbon i de leña}$$

en la suposicion que se empleara un horno de 200 Kw. solamente. Es lógico suponer que para un horno de mayor potencia se tendria un menor consumo de enerjía eléctrica.

Esta breve esposicion hace ver distintamente que el procedimiento de obtencion directa del acero al horno eléctrico presenta ventajas manifiestas sobre el procedimiento electrotérmico indirecto i su aplicacion está indicada en aquellos paises que disponen de fuerza hidráulica barata a inmediaciones de las minas de fierro, i que al mismo tiempo carecen de carbon a bajo precio.

Procedimiento Héroult.—El horno Héroult está formado de un laboratorio construido de material refractario básico, cubierto por una bóveda movable provista de dos o mas aberturas por donde pasan los electrodos.

Esteriormente el laboratorio i la bóveda, llevan un revestimiento metálico reforzado con armaduras; el conjunto está montado sobre dos rieles curvos i puede oscilar bajo la accion de un piston hidráulico.

El laboratorio o crisol lleva tres puertas de trabajo abiertas en sus costados i un agujero de cola inferior.

Los electrodos de carbon están conectados a las bornas del jenerador i sirven a la entrada i salida de la corriente que es jeneralmente alterna mono-fase o trifase: Las aberturas de la bóveda que dejan pasar los electrodos están provistas de chaquetas de agua; las puertas del horno i los contactos eléctricos, entre los conductores electrodos, están refrigerados con circulacion de agua.

La regularizacion o ajuste de los electrodos, durante la marcha, se hacen automáticamente con comando eléctrico.

Las ventajas particulares que presenta el horno Héroult son las siguientes: Alimentacion eléctrica sencilla i segura, pues no tiene ningun contacto eléctrico inferior como es el caso con los hornos de crisol conductor; el voltaje aplicado al horno es relativamente alto, doble del voltaje empleado en los hornos de crisol conductor, gracias a que los electrodos están en serie sobre el baño i se producen por consiguiente dos arcos. La disposicion superior de los electrodos da lugar a la siguiente objecion: el baño metálico no está atravesado por la corriente, se encuentra mas bien lamido por el arco, lo que hace que las masas no estén sometidas a la agitacion producida por el campo magnético de la corriente como es el caso para los hornos de crisol conductor.

El $\cos \varphi$ del horno Héroult es elevado desde que la envoltura exterior está fuera del campo magnético del circuito.

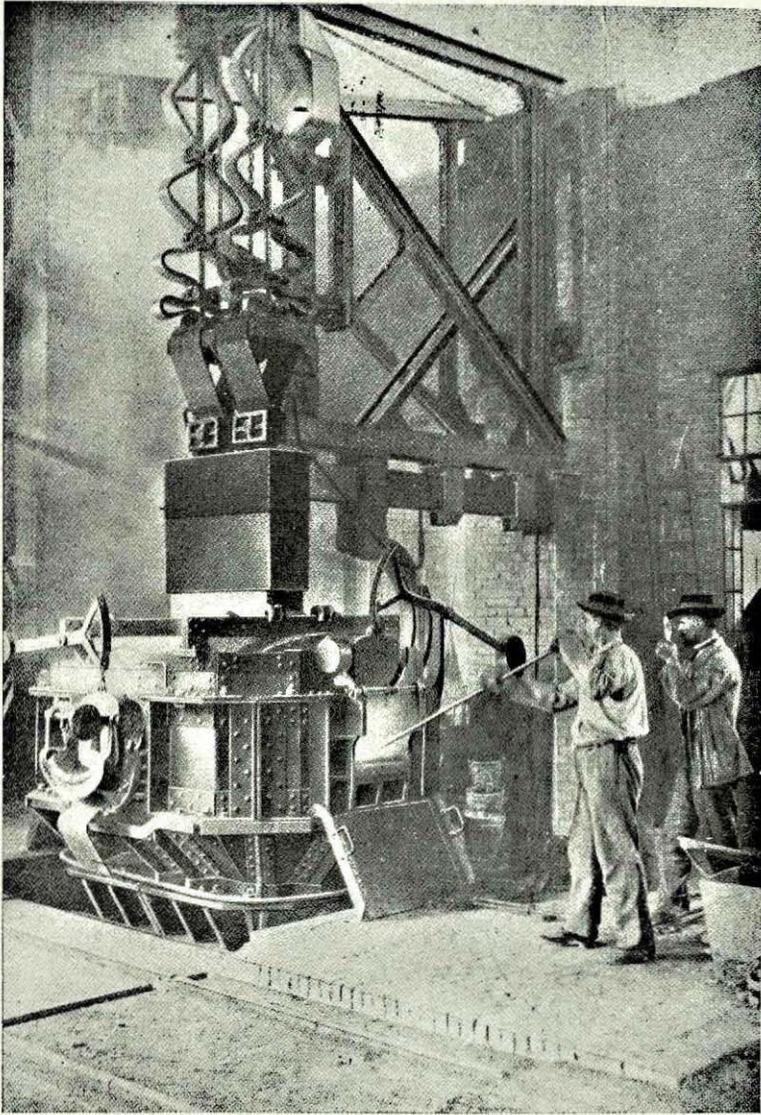
No insisteremos aquí sobre los detalles de la marcha de las operaciones, consumo de enerjía, gastos de mantenimiento, etc., del horno Héroult, pues éste no se diferencia esencialmente, a ese respecto, de los hornos previamente descritos.

Los hornos Héroult fueron los primeros en entrar en el campo de la siderurgia i son, por esto mismo, los hornos mas universalmente empleados en la fabricacion del acero eléctrico. En efecto, hai actualmente en Europa i América unos 30 hornos eléctricos de este tipo en funcionamiento con una capacidad acumulada de mas 133 toneladas; i unos 20 en construccion con una capacidad de mas de 143 toneladas.

Hasta hoi, son igualmente los hornos Héroult para acero los mas grandes que existen; tales, por ejemplo: dos hornos de 15 toneladas de capacidad cada uno que funcionan en Estados Unidos (South Chicago i Worcester), i dos grandes hornos de 22 i 25 toneladas, respectivamente, en construccion en Brockhausen i Rombach (Alemania).

Estos hornos de gran capacidad, que pueden producir mas de 200 toneladas de acero eléctrico en 24 horas, tratan cargas líquidas provenientes de hornos Bessemer, Thomas u otros i el producto final que fabrican no es ya acero fino para herramientas u otros usos especiales, sino aceros ordinarios de excelente calidad que se destinan a la fabricacion de rieles i aceros laminados comerciales.

El consumo de enerjía en estos hornos, ha llegado en algunos casos a mé-



Fotografía 8.—Horno Keller de 2½ toneladas de capacidad en marcha.

nos de 100 Kw. horas por tonelada de acero producido; de suerte que el costo de la energía consumida ya no es una traba para el desarrollo de la aplicación en grande escala del procedimiento termo-electro-metalúrgico.

De esta manera se ve ya al horno eléctrico salir del límite de la industria de los aceros finos especiales, para entrar en el vasto campo de la gran siderurgia que se ocupa de la fabricación de aceros ordinarios, que hasta la fecha había sido del dominio exclusivo de los hornos que quemaban combustibles.

Procedimiento Kjellin i Frick.—El procedimiento Kjellin emplea un horno de inducción que consiste en un verdadero transformador de corriente alterna monofase, cuyo enrollamiento secundario está constituido por un canal anular en el cual está contenido el material por tratar. Véanse figuras 6 i 7.

La armadura del transformador es rectangular i formada de láminas de fierro dulce aisladas entre sí con papel; al rededor de una de las ramas de la armadura, está enrollada la bobina primaria aislada, ámbas, bobina primaria i armadura están refujiados con una fuerte corriente de aire comprimido.

El horno representado en figuras 6 i 7 es del tipo fijo, pero se les construye igualmente oscilantes.

La tensión de la corriente que alimenta el circuito primario, puede variar entre límites bastantes estensos; puede ser muy alta, alcanzar varios miles de volts sin inconvenientes i también sin peligros para los operarios, pues los órganos a alta tensión se encuentran encerrados de manera que no es posible tomar contacto con ellos por descuido.

La forma anular i estrecha de la cámara de fusión no se presta en este horno al trabajo cómodo de las escorias, de suerte que su empleo está mas bien indicado para el tratamiento de materias primas puras que no exigen cambios de escorias durante la operación.

No insistiremos sobre las características eléctricas i metalúrgicas del horno Kjellin, pues ellas no se diferencian de las del horno Röchling-Rodenhauer su derivado, del que nos ocuparemos en detalle a continuación.

Existen una quincena de hornos Kjellin en funcionamiento en diversos países de Europa; todos alimentados con corriente monofase i en su mayor parte destinados a la fabricación de aceros de calidad superior. La capacidad de esos hornos va de 100 a 4,000 kgs. de carga i su potencia varía de 60 a 440 Kw.

En cuanto al horno Frick, no tenemos nada que agregar, es idéntico al horno Kjellin, con la sola diferencia que el enrollamiento primario de aquél está colocado la mitad sobre i la otra mitad debajo del canal anular que sirve de secundario, en vez de estar situado en el interior del anillo como es el caso del horno Kjellin.

Los hornos Frick están mucho menos difundidos; tenemos conocimiento de solo dos de ellos en funcionamiento, que trabajan en la Fábrica de Acero Krupp, en Essen, i de los cuales tenemos los siguientes datos que hemos recogido durante nuestra visita a ellos:

Los dos hornos son idénticos, hai uno en trabajo continuo i el otro de reserva. Las características de cada horno son:

Capacidad 9,000 kgs. de carga.

Potencia 600 Kw. suministrados por una central termo-eléctrica, en for-

ma de corriente monofase a 400 volts i 5 períodos que alimenta el primario del horno.

Diámetro exterior del horno 2.60 metros, de profundidad del canal anular 0.50 metro, ancho en la base del mismo 0.20 metro. La tapa del canal anular es rotativa i está provista de tres aberturas, de manera que haciéndola jirar se puede inspeccionar i trabajar en toda la estension del canal.

El horno puede oscilar en torno de un eje horizontal, gracias a un mecanismo sencillo a comando eléctrico; de esta manera se le inclina mas o menos segun las necesidades durante las cargas i las coladas.

La primera carga del horno es siempre líquida, acero Martin o fundicion del cubilote, con el fin de poder establecer el circuito secundario; se agregan en seguida adiciones sólidas por las aberturas de la tapa i por las mismas aberturas se observa la marcha de la operacion. La colada se hace por un agujero lateral al nivel del fondo del canal; este último está formado de magnesita pisoneada i su tapa está construida de ladrillos del mismo material.

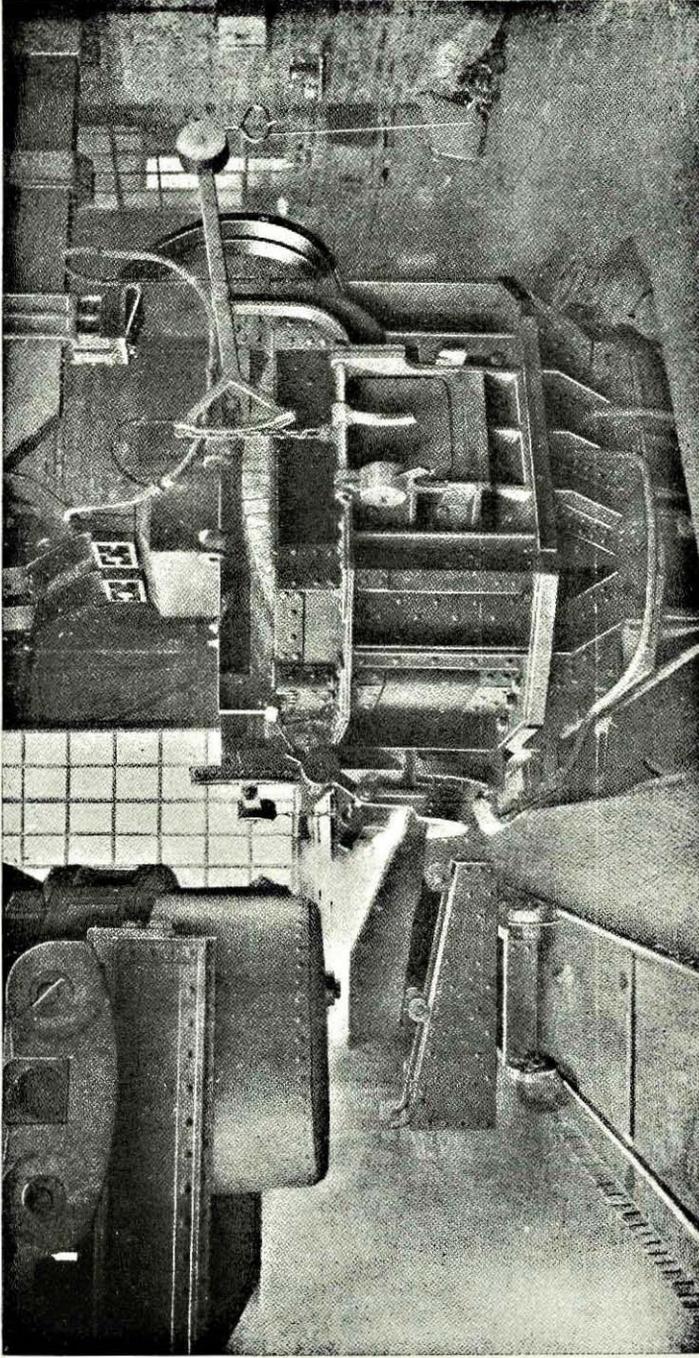
El consumo de energía eléctrica es mui regular, no se producen golpes de corriente imprevistos; por el contrario la regularizacion del consumo de energía es mui sencilla i por consiguiente es igualmente fácil producir a voluntad cambios de temperatura en la carga segun lo requiera la marcha de la operacion.

Procedimiento Röchling-Rodenhauser.—El horno Röchling-Rodenhauser es un derivado del horno Kjellin; se diferencia de este último porque el calentamiento se obtiene tanto por induccion como por resistencia i, en fin, porque en los últimos tipos de hornos Röchling-Rodenhauser se ha empleado la corriente trifase de frecuencia normal (50 i 25 períodos), mientras que en los hornos Kjellin i Frick se utiliza únicamente corriente monofase de baja frecuencia, sobre todo cuando se trata de un horno de gran potencia.

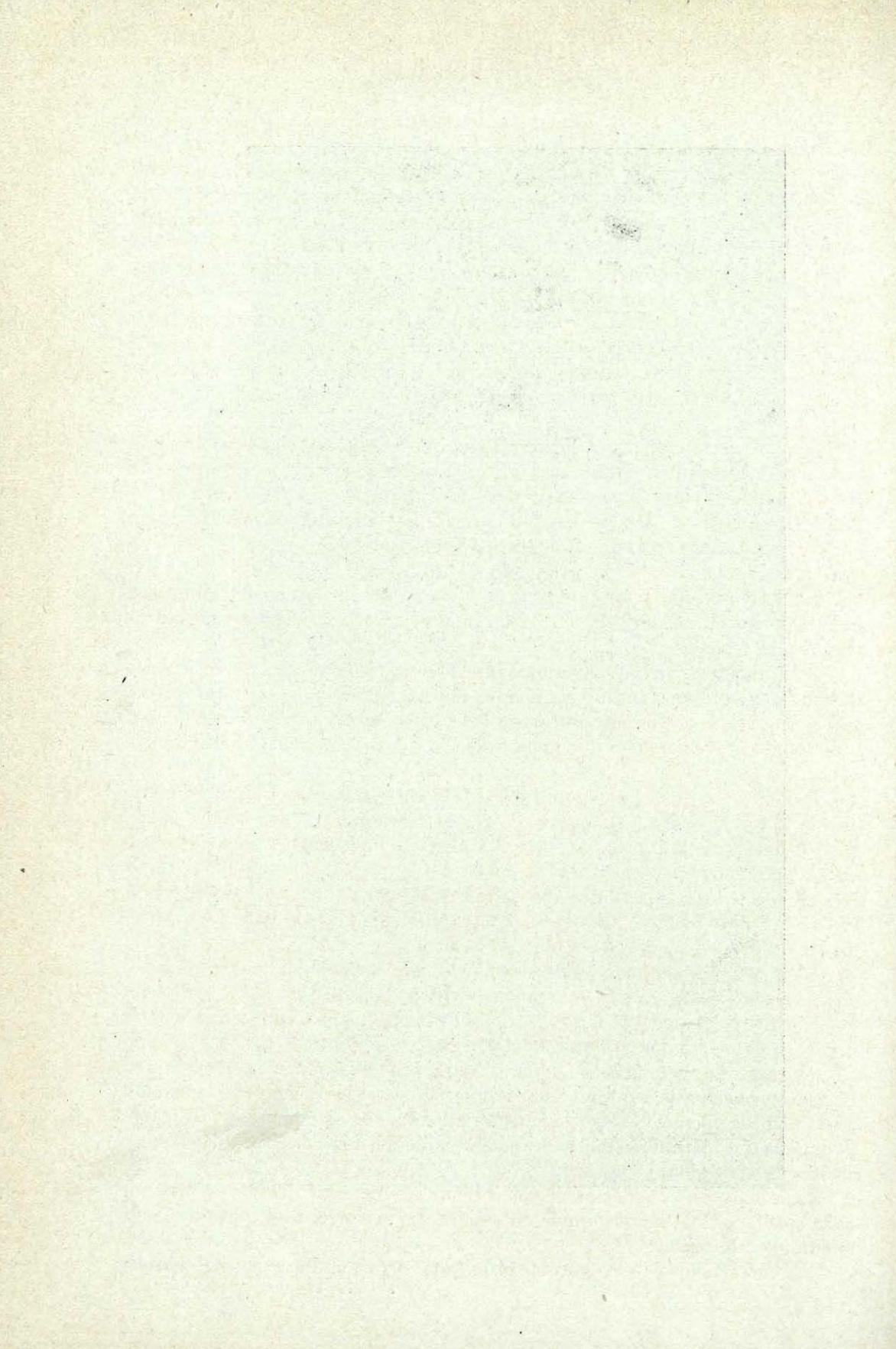
Esta circunstancia, necesaria para tener un $\cos \varphi$ aceptable en los hornos Kjellin i Frick, exige la instalacion de alternadores especiales i costosos en la central de fuerza, o bien el establecimiento de grupos transformadores rotativos, mas costosos todavía, i que orijinan pérdidas apreciables de corriente.

Los ingenieros Röchling i Rodenhauser, tratando de obviar el inconveniente apuntado i queriendo tener al mismo tiempo un laboratorio mas cómodo para las operaciones metalúrgicas, han llegado a construir dos tipos de hornos a induccion combinada con calentamiento por resistencia, uno para corriente monofase i otro para corriente trifase. Estos dos tipos se diferencian únicamente por la clase de corriente empleada; los principios de la construccion i el modo de trabajo son los mismos; nos contentaremos de dar a conocer en detalle el último, por ser el tipo mas perfeccionado i que se presta a ser alimentado directamente por una red de distribucion ordinaria de corriente trifase a alto potencial, lo que es una ventaja importante, pues evita toda transformacion i sus pérdidas inherentes.

Las figuras 8 i 9 representan dos cortes de un horno Röchling-Rodenhauser a induccion combinada, para corriente trifase. La armadura comprende tres ramas de fierro dulce, alrededor de cada una de ella se enrolla una bobina primaria, que vienen alimentadas por la corriente trifase a alta tension i frecuencia normal (50 períodos). Un canal curvo practicado en la albañilería refrac-



Fotografía 9.—Horno Keller, en marcha, durante una carga líquida.



taria, rodea las bobinas i se ensancha en el centro del horno para formar un laboratorio o cámara de fusion amplia.

El material contenido en el canal está calentado por induccion, mientras que el contenido del laboratorio central está calentado por resistencia, de la siguiente manera: cada una de las bobinas primarias lleva un enrollamiento secundario formado de gruesos conductores de cobre, en los que se origina una corriente inducida a baja tension; estos secundarios están conectados con unos discos de acero ahogados en albañilería junto a las paredes del canal; entre el metal contenido en éste i los discos hai interpuesto un material refractario que se vuelve conductor a alta temperatura, de manera que cuando el horno está suficientemente caliente por la corriente inducida en el canal, se inicia el calentamiento por resistencia del material contenido en el laboratorio central.

Como se ve en la figura 9, el horno tiene una forma casi triangular en planta. La cámara de fusion, hecha de magnesita pisoneada, está cubierta por una bóveda fija de ladrillos de magnesita. El trabajo se hace por tres puertas laterales, situadas en el centro de cada uno de los lados del triángulo i entre dos bobinas vecinas el agujero de colada está situado en el centro del lado que se podría llamar base del triángulo.

Las bobinas están refrigeradas por una corriente de aire comprimido; el cuerpo del horno puede oscilar en torno de un eje horizontal para facilitar las cargas i las coladas.

La agitacion de las masas fundidas en el horno, que favorece las reacciones químicas, se obtiene automáticamente; en efecto, entre las tres ramas del transformador se origina un cambio rotativo como en el caso de un motor trifase, lo que provoca una activa circulacion del baño metálico, que se puede ver a la simple vista.

Damos a continuacion algunos datos referentes a la marcha industrial de un horno Röchling-Rodenhauser a corrientes trifase, de $1\frac{1}{2}$ tonelada de capacidad, instalado en la fábrica de acero Röchling de Volklingen i cuya construccion corresponde exactamente a las figuras 8 i 9.

El horno está alimentado por la red de distribucion que suministra la fuerza motriz a la fábrica en forma de corriente trifase a 400 volts i 50 períodos; consume 200 a 250 Kw. en marcha normal.

Para la puesta en marcha de este horno, i es el caso igualmente para todos los hornos de induccion, se establece dentro del canal un anillo de fierro, que constituye el secundario provisorio del transformador i por el cual pasa la corriente inducida; una vez que el canal está suficientemente caliente se agrega una carga de acero líquido Thomas i se procede a la afinacion del acero en forma mui semejante a la que hemos descrito para los hornos a electrodos. Terminada la operacion se cuela el metal afinado, i se agrega una nueva carga líquida, la que permite establecer inmediatamente el circuito secundario, gracias a que el horno está caliente.

En el caso de la afinacion de los riblons, es necesario dejar despues de cada colada algo de metal líquido en el horno para asegurar el paso de la corriente de induccion.

El revestimiento de magnesita pisoneada del canal dura normalmente 8

días en trabajo continuo; el cambio de revestimiento es una operación que se puede hacer en 8 a 10 horas cuando se emplean martillos neumáticos para la apisonadura. La bóveda resiste gracias a que está menos sometida que el canal a la influencia del calor, pues está defendida por la escoria que cubre el baño; sin embargo, es necesario deshacerla para reponer el revestimiento del canal; su reconstrucción requiere 4 horas y se pueden emplear dos veces los mismos ladrillos de magnesita.

El calentamiento previo del horno con ayuda del anillo de hierro citado mas arriba, dura 4 horas y la temperatura normal de trabajo se alcanza al cabo de 8 horas. Se consumen 1,500 Kw. horas para llevar el horno a la temperatura normal de trabajo. Como no hai conveniencia en dejarlo enfriar una vez que está caliente, cuando es necesario suspender las operaciones metalúrgicas por algun tiempo (si no se trabaja de noche por ejemplo) se le mantiene caliente durante todo el tiempo requerido con un consumo de energía equivalente a $\frac{1}{3}$ del consumo en trabajo normal.

Se dan las siguientes cifras como consumo de energía por tonelada de acero producido:

Partiendo de riblons (carga fria) 900 Kw. horas.

Partiendo de acero Thomas (carga líquida) 230 a 280 Kw. horas.

Bastan dos operarios para atender las operaciones.

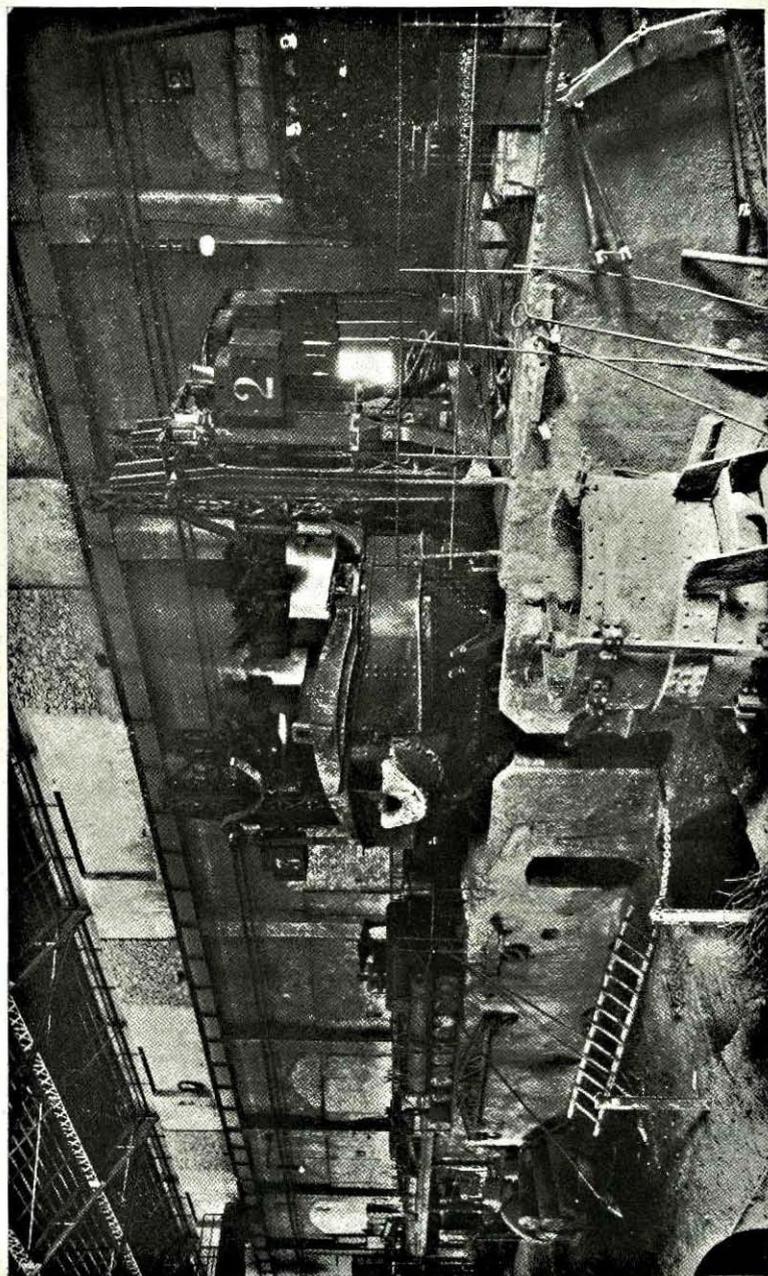
La refrigeración de las bobinas requiere un ventilador movido por un pequeño motor eléctrico de 8 Kw.

El horno de Volklingen, cuando está empeñado en la fabricación de aceros partiendo de riblons, hace 7 coladas de 700 Kgs. cada una en 24 horas, o sea produce 4.9 toneladas de acero en el mismo tiempo. Haciendo un cálculo del costo de fabricación de la tonelada de acero en este horno, se tiene:

Amortización del horno y accesorios (1).....	frs. 3.70
1,000 Kgs. de riblons a frs. 84 la tonelada.....	87.00
20 Kgs. de limadura frs. 22 la tonelada.....	0.42
20 Kgs. de cal a 15 francos la tonelada.....	0.30
6.5 Kgs. de ferro-silicio de 50% a frs. 380 la tonelada.....	2.50
4 Kgs. de ferro-manganeso de 80% a frs. 275 la tonelada.....	1.10
1,500 Kw. horas por el calentamiento previo de horno repartidos entre 29.4 tons. a frs. 0.055 el Kw. hora.....	1.80
900 Kw. horas consumidos en la fusión y afinaje de 1 ton. de acero	50.50
Gastos de revestimiento	5.80
Mano de obra (2 cuadrillas de 2 hombres, a frs. 5 al día).....	5.12
Fuerza consumida por el ventilador.....	0.50
TOTAL.....	frs. 159.72

La homogeneidad en la composición del acero obtenido en este horno es muy satisfactoria, como lo demuestra la siguiente experiencia efectuada en

(1) El costo de la instalación del horno y accesorios es de frs. 52.000



Fotografía 10.—Horno Girod, de 8 toneladas de capacidad i 1,200 Kw. de potencia.

Volklingen: se tomaron siete muestras de metal fundido en diferentes puntos del canal, en un espacio de seis minutos; el análisis de esas muestras dió los siguientes resultados:

N.º de la muestra	C.	Mn.	Si	Ph.	S.	Cr.
1	0.81	0.27	0.335	0.031	0.007	1.00
2	0.77	0.25	0.340	0.030	0.008	1.00
3	0.85	0.28	0.345	0.029	0.007	1.00
4	0.82	0.27	0.335	0.030	0.009	0.99
5	0.83	0.25	0.335	0.030	0.009	0.98
6	0.78	h.27	0.419	0.031	0.010	0.99
7	0.79	0.28	0.326	0.030	0.009	0.98

Media hora despues de tomada la última muestra se efectuó la colada, i una muestra tomada en la bolsa de metal fundido dió la siguiente composicion:

C.....	0.77	Mn.....	0.29	Si.....	0.396
Ph.....	0.031	S.....	0.009	Cr.....	0.99

Las muestras 1, 2 i 3 fueron sometidas al ensaye de resistencia a la traccion i dieron los siguientes resultados:

N.º de la muestra	Lonj. de la barra ensay. en cms.	Diámetro en m/m	Carga de ruptura en Kgs. m/m cuád.	Alargamiento en %	Contraccion de la seccion %
1	200	24.9	86.9	12.25	21.0
2	200	24.9	88.9	12.25	16.6
3	200	24.0	86.5	13.50	20.4

Fuera del horno descrita, existen en la fábrica de acero Rochling otros dos hornos trifase del mismo tipo de 2,000 kgs. de capacidad i 275 Kw. de potencia, destinado a la fabricacion de acero para amoldar, acero especial para herramientas i otros usos.

En el mismo establecimiento funciona un horno Rochling-Rodenhauser de 7,000 Kgs., de capacidad i 750 Kw. de potencia, alimentado concorriente monotase a 5 mil volts i 5 períodos; este horno está destinado a refinar acero Thomas i el acero eléctrico obtenido se emplea en la fabricacion de rieles, de los cuales se han entregado ya algunos miles de toneladas a los ferrocarriles alemanes.

Hai ademas una docena de hornos Rochling-Rodenhauser monofase i tri-

fases instalados en diversos establecimientos siderúrgicos de Europa, cuya capacidad varia entre 1 i 5 toneladas i de una potencia que oscila entre 175 i 500 Kw.

La Gesellschaft für Elektrostalanlagen de Berlin, que explota las patentes Rochling-Rodenhauser, construye para la venta los siguientes tipos de hornos que pueden ser alimentados directamente por una red ordinaria de distribución de energía eléctrica trifase a 50 períodos:

Tipo	Peso de la carga en Kgs.	Potencia del horno en Kw.	Factor de potencia $\cos \varphi$
0	500—750	100	0.85
1	1,000	175	0.80
2	1,000—1,500	275	0.70
3	3,000	350	0.60

Como se ve en el cuadro que precede el $\cos \varphi$ disminuye con el aumento de la potencia; para hornos de mayor potencia es necesario disminuir la frecuencia de la corriente para tener un factor de potencia aceptable.

Trazando un paralelo entre el horno Rochling-Rodenhauser trifase, que es el tipo mas acabado de los hornos a induccion, i los hornos a electrodos (Keller, Stassano, etc.), tenemos las siguientes ventajas que obran en favor del primero.

1) Puede ser conectado directamente a una linea ordinaria trifase de distribución de energía, sin necesidad de transformadores.

2) El consumo de corriente es mui regular i no se producen golpes de corriente imprevistos.

3) Produce una agitacion automática mui activa de las masas en fusion.

Presenta las siguientes desventajas respecto de los hornos a electrodos:

1) Un laboratorio ménos cómodo i accesible.

2) Un revestimiento refractario ménos durable i mas difícil de reparar.

3) Su capacidad no puede pasar de tres toneladas sin renunciar a las ventajas apuntadas en el acápite 1).

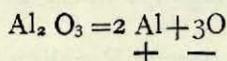
4) Mayor costo de instalacion del horno propiamente dicho.

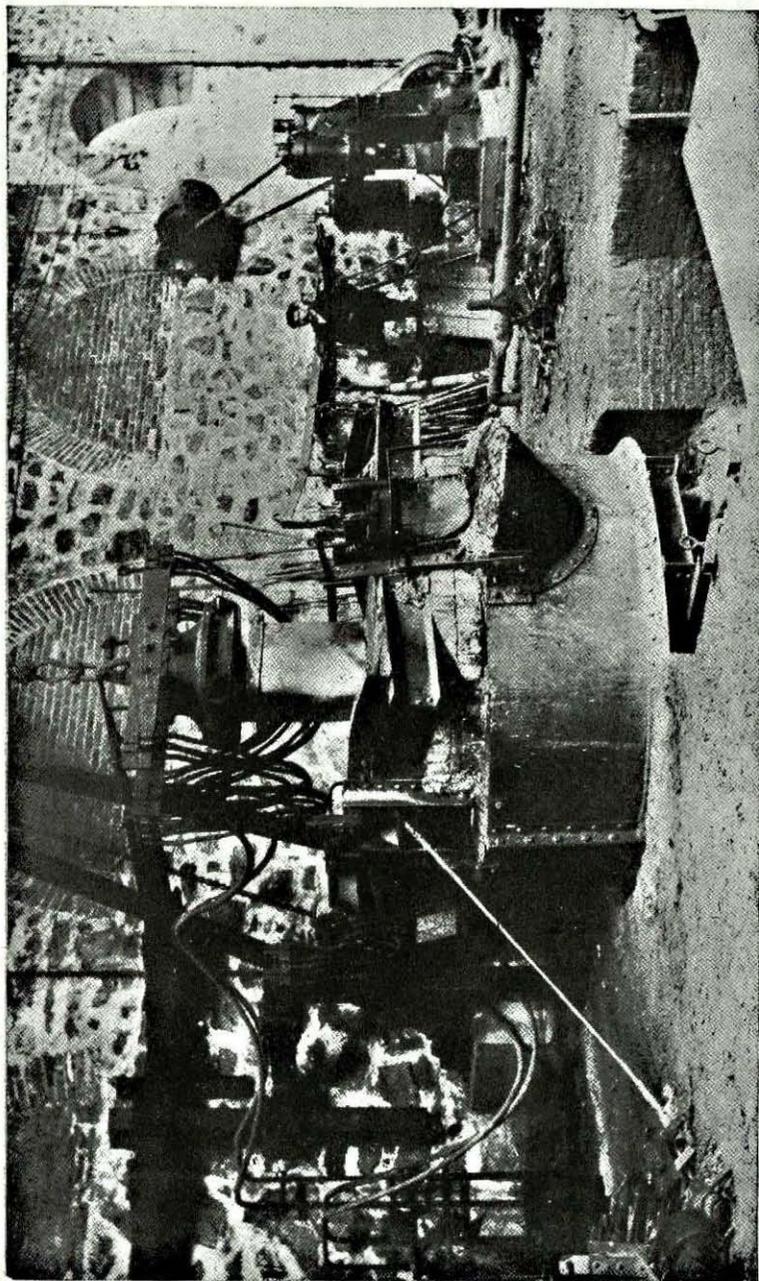
En cuanto a consumo de energía i mano de obra los dos grupos de hornos son comparables.

EL ALUMINIO

El aluminio se obtiene en la actualidad exclusivamente por via electro-metalúrgica; i el procedimiento universalmente empleado consiste en el electrolisis de la alúmina (Al_2O_3) disuelta en un baño de criolita fundida (cloruro doble de aluminio i sodio), que se efectúa en un horno eléctrico alimentado con una corriente continua; el horno está provisto de un electrodo superior de carbon, que sirve de anodo, i de un crisol conductor, revestido del mismo material, que sirve de catodo.

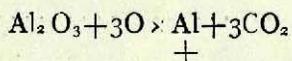
La reaccion que debe tener lugar en el aparato es la siguiente:





Fotografía 11.—Horno Chaplet, fijo, de 2½ toneladas de capacidad.

El aluminio se acumula en el catodo, es decir, se deposita en el fondo del crisol, mientras que el oxígeno puesto en libertad en el anodo, se combina con él para formar óxido de carbono, el que se quema inmediatamente formando anhídrido carbónico al ponerse en contacto con el aire. De manera que en realidad la reacción completa que tiene lugar en el proceso de electrolisis es la siguiente:



Resulta sin embargo en la práctica que la descomposición electrolítica no se limita solo a la alúmina disuelta, sino que a menudo se electroliza igualmente la criolita, dando lugar a un desprendimiento de fluor en el anodo i a un depósito de sodio en el catodo; hai que evitar en lo posible la descomposición electrolítica de la criolita, a causa del precio elevado de este compuesto i porque el sodio es un elemento mui perjudicial para las propiedades del aluminio. Esta descomposición tiene lugar sobre todo cuando el baño se ha empobrecido en alúmina, i es necesario por consiguiente agregar alúmina al baño a medida que ella se descompone.

Para obtener una marcha regular i satisfactoria de la operacion es necesario agregar al baño otros materiales, tales como el fluoruro de aluminio, fluoruro de calcio i cloruro de sodio. El efecto de la adición de estos cuerpos es la siguiente:

1) Hace bajar la temperatura de fusión del baño; en efecto, una mezcla de criolita con o a 20% de alúmina funde a una temperatura próxima a 1,000 grados, i ella sube rápidamente con mayor cantidad de alúmina. Una adición de fluoruro de aluminio i calcio a esta mezcla, hace bajar la temperatura de fusión a 800 u 850 grados i permite aumentar la proporción de alúmina disuelta hasta 30%. Agregando cloruro de sodio a esta nueva mezcla, su temperatura de fusión cae a 700 grados; el cloruro de sodio se volatiliza rápidamente a esta temperatura, pero la disminución momentánea de temperatura a que da origen su presencia se utiliza para la puesta en marcha del horno.

En resúmen, con la adición de los fundentes mencionados se puede hacer marchar regularmente el horno a una temperatura que varia de 800 a 900 grados; esto tiene como consecuencia un mejor aprovechamiento de la corriente eléctrica, puesto que se reduce el consumo de la misma a cuyas espensas se mantiene el baño en fusión por el efecto Joule.

En las condiciones antedichas el voltaje entre las bornas del horno es de 7 a 8 volts i la corriente de 70 a 80 ampéres por decímetro cuadrado de anodo.

2) El empleo de fundentes tiene como consecuencia la disminución de la densidad del baño; lo que facilita la separación del aluminio líquido i su acumulación en el fondo del crisol. En efecto, he aquí las densidades correspondientes al estado sólido i fundido del metal i del electrolito con i sin fundentes:

Cuerpos	Densidades		Diferencias
	sólido	líquido	
Aluminio	2.66	2.54	
Criolita saturada de alúmina.....	2.90	2.35	0.19
Mezcla de 1 molécula de criolita con 2 moléculas de fluoruro de.....			0.43
Al saturada de alúmina.....	2.98	2.14	

Como se ve, el aluminio es ménos denso que el electrolito, ámbos al estado sólido; por el contrario al estado líquido el aluminio es un poco mas pesado que el electrolito, pero basta que se produzca un enfriamiento momentáneo del baño en el horno para que las densidades se inviertan i entónces el aluminio, en vez de acumularse en el fondo del crisol, tiene la tendencia de flotar sobre el baño. Esto, al suceder, acarrea la paralización de la marcha de la operacion; para evitarlo, hai conveniencia en aumentar la diferencia de densidad entre el baño i el metal fundido, lo que se logra introduciendo los fundentes mencionados; esta adición tiene por efecto doblar la diferencia de densidad precitada, como se ve en el cuadro anterior.

Las materias primas empleadas en la fabricacion del aluminio son las siguientes:

Alúmina derivada de la bauxita.

Criolita (fluoruro doble de aluminio i sodio)

Fundentes (fluoruro de aluminio i de calcio)

Es condicion necesaria e indispensable en esta fabricacion de obtener el metal lo mas puro posible en la primera operacion, o sea la electrolisis, porque hasta la fecha no se conoce ningun proce limiento para refinarlo, i las impurezas en él contenidas, aun en pequeña proporcion, alteran notablemente i en forma desfavorable las propiedades del metal.

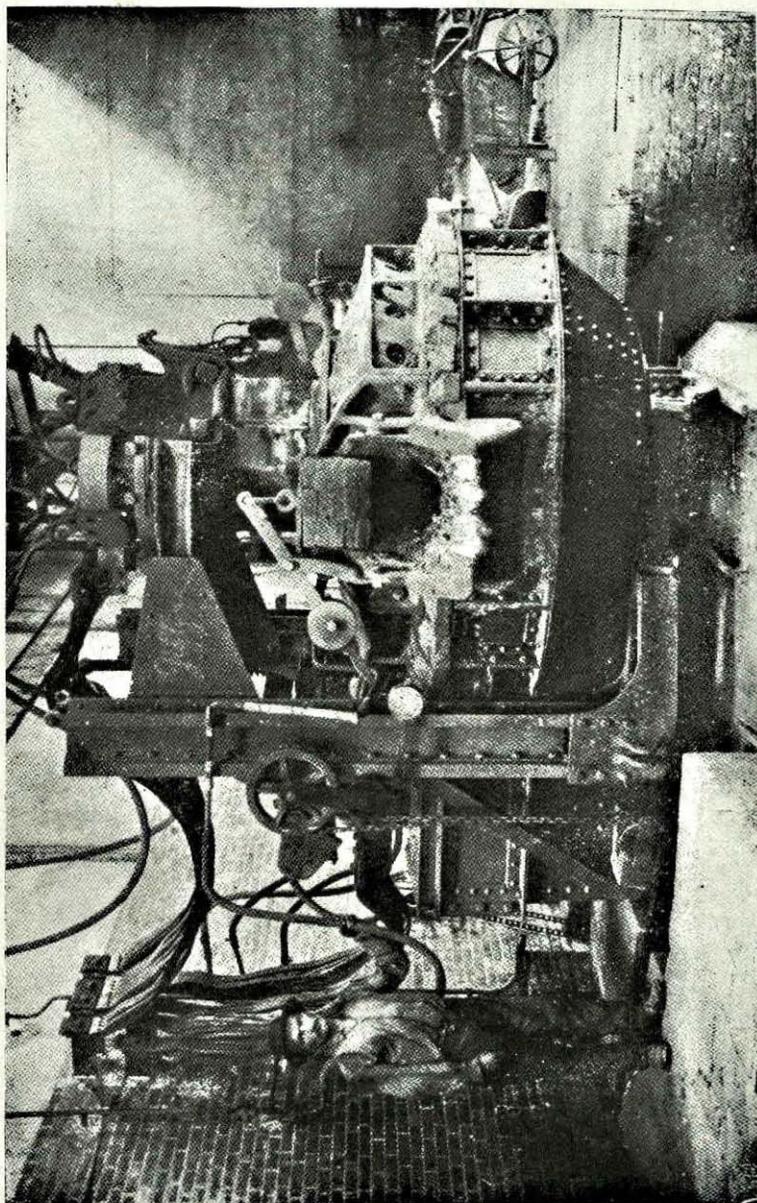
Para llegar a este resultado es menester emplear materias primas mui puras, pues es un hecho, sancionado por la práctica, que todas las impurezas contenidas en ellas se encuentran reunidas al final de la operacion en el metal. Es necesario por consiguiente, empezar siempre por la purificacion de las materias primas; esta operacion es talvez la mas complicada i costosa de la fabricacion.

Empezaremos por ocuparnos de las materias primas i de su purificacion:

Alúmina.—La alúmina pura se encuentra rarísimas veces en la naturaleza; se la obtiene, hasta hoy, exclusivamente por purificacion de la Bauxita, o sea la alúmina hidratada impura que se encuentra en la naturaleza mezclada con óxido de fierro, sílice, ácido titánico i otras impurezas. La proporcion de estas impurezas es mui variable de un mineral a otro, pero en todo caso la mas perjudicial de todas es la sílice, por cuanto una bauxita que contiene mas de 6% de este cuerpo es inservible para la industria del aluminio; es ya difícil utilizarla a partir de 3% de sílice.

Los yacimientos de bauxita abundan principalmente en Francia.

En el comercio se exige que el mineral responda mas o ménos a la composicion siguiente:



Fotografía 12.—Horno Chaplet, oscilante, de 24 toneladas de capacidad.

Al ₂ O ₃	57 a 60%
Fe ₂ O ₃	10 a 15% se tolera hasta 25
Si O ₂	ménos de 3%
Humedad.....	10 a 20%

El valor de un mineral cuya composición varia entre los límites indicados se estima en 10 francos en la mina i en 16 a 20 francos puesto en los establecimientos de beneficio o a bordo.

Entre las otras impurezas que suele contener la bauxita, en menor cantidad, figuran: el ácido titánico (1 a 2%), algo de cal, magnesia, materias orgánicas i a veces Vanadio.

Los diversos métodos de purificación de la bauxita, pueden clasificarse en dos grandes grupos: métodos directos i métodos indirectos.

Métodos indirectos.—Comprenden en primer lugar la molienda i secadura del mineral; se le somete a una molienda i tamizadura previas para reducirlo a trozos menores de 6 milímetros i se la deshidrata a una temperatura de 700 a 800 grados en un horno rotativo. A la salida del horno se le somete a una segunda molienda i tamizadura al traves de un tamiz de 120 a 150 mallas por cm². La bauxita seca, pulverizada i exenta de materias orgánicas así obtenida, viene sometida sucesivamente a las tres operaciones siguientes: preparación de las lejías de aluminato, de sodio, precipitación de la alúmina hidratada i calcinación de la alúmina.

La preparación de las lejías de aluminato de sodio se hace por los siguientes procedimientos.

Procedimiento Daville-Pchiney, consiste en mezclar la bauxita seca i pulverizada con carbonato de sodio anhidro i calentar la mezcla entre 1,200 i 1,500 grados en un horno de reverbero; a esta temperatura los dos cuerpos reaccionan entre sí i se forma aluminato de sodio i se desprende ácido carbónico. El producto al salir del horno es tratado con agua alcalinizada hirviendo, la que disuelve el aluminato de sodio dejando como residuo las impurezas sílice, óxido de fierro, ácido titánico, etc. Sin embargo, a la alta temperatura del horno una parte de la soda se combina con la sílice para formar silicato de sodio que entra en disolución junto con el aluminato.—Para eliminar esta sílice es menester calentar, largo tiempo, la disolución en una auto-clave a 5 o 6 atmósferas de presión; en estas condiciones la sílice se precipita lentamente en forma de sílico-aluminato de sodio. La solución filtrada queda lista para la precipitación de la alúmina.

El procedimiento Peniakoff obtiene el aluminato de sodio calentado en un horno a 1,200 grados una mezcla de bauxita i sulfato de sodio adicionada de un reductor como el carbono o el sulfuro de fierro; esta reacción produce un desprendimiento de SO₂ que sirve a la regeneración del sulfato de sodio, por reacción sobre cloruro de sodio, lo que da como producto secundario ácido clorhídrico comercial. El aluminato de sodio obtenido en el horno es tratado por disolución como en el procedimiento anterior.

El procedimiento Bayer ataca la bauxita pulverizada con una disolución de soda cáustica de densidad 1.4 a 1.5 en una auto-clave calentada al vapor. La reacción requiere 2 a 3 horas de tiempo, 5 a 6 atmósferas de presión, 150 a

160 grados de temperatura i una agitacion constante. Se obtiene así una lejía de aluminato de sodio con poco silicato de sodio en disolucion, la que, despues de filtrada para separarla de las borras, queda lista para la precipitacion de la alúmina.

El procedimiento Verge, es una variante del anterior que consiste en tratar directamente la bauxita, bruta i groseramente molida, con una disolucion de soda cáustica, a una presion de 3 atmósferas i 125 a 135 grados de temperatura. Este procedimiento, ménos costoso que los anteriores, disolveria ménos sílice i permitiria el tratamiento de bauxitas de calidad inferior hasta con 6% de sílice.

Por fin el reciente procedimiento Serpeck, que consiste en fijar, en el horno eléctrico, el aluminio de la bauxita al estado de azoturo de aluminio, empleando el ázoe del aire. El azoturo de aluminio, tratado como una disolucion alcalina produce una lejía de aluminato de sodio, al mismo tiempo que se desprende gas amoníaco. Del aluminato de sodio obtenido se precipita la alúmina en disolucion, miéntras que el gas amoniaco se condensa en forma de amoníaco líquido o sales amoniacaes.

Este procedimiento tiene para nuestro pais un interes especial, desde que los inventores chilenos señores Mourgues del salitre amoniaco, cuentan con el amoníaco obtenido por el procedimiento Serpeck para la fabricacion del nitrato de amonio.

La precipitacion de la alúmina hidratada se obtiene por los dos procedimientos siguientes:

Procedimiento Deville-Pechiney, consiste en la descomposicion de la disolucion de aluminato de sodio por una corriente de ácido carbónico; se precipita así la alúmina hidratada i se rejenera el carbonato de sodio; i se separa la alúmina hidratada por filtracion i se recupera el carbonato de sodio; que se utiliza en la preparacion de nuevas cantidades de lejía de aluminato de sodio.

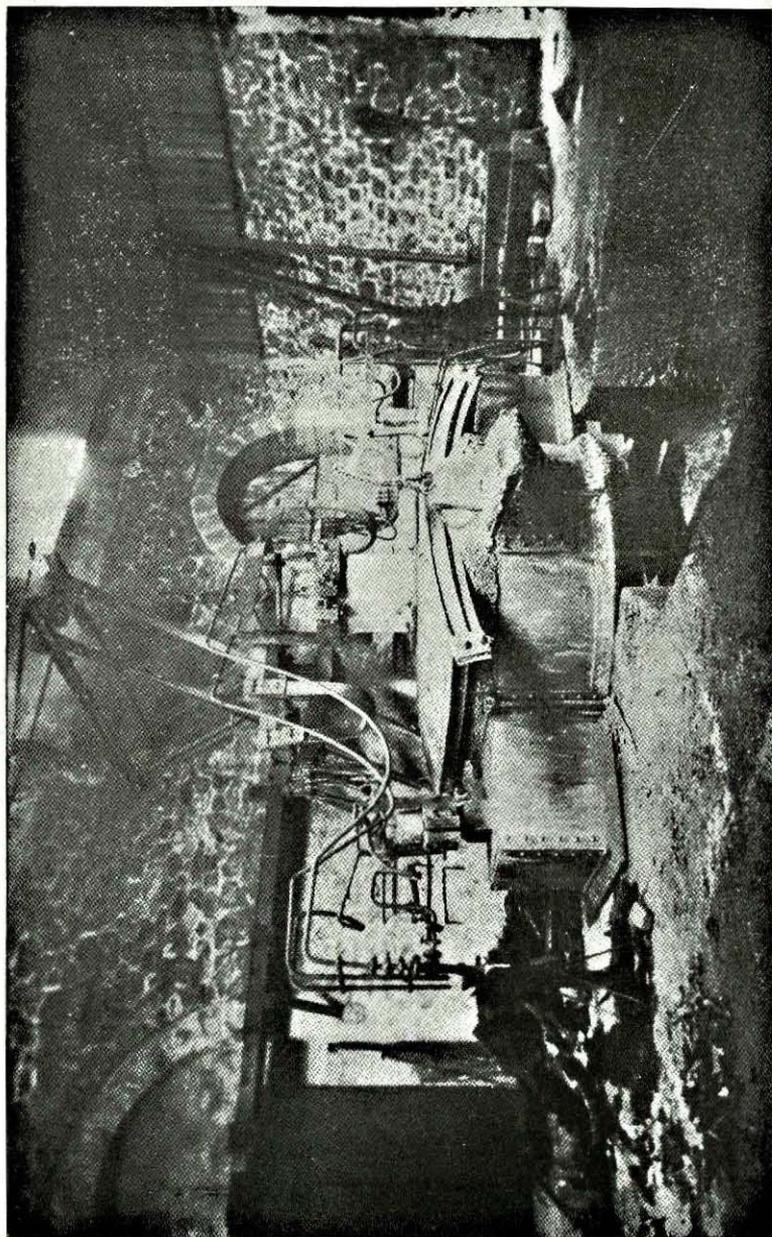
El procedimiento Bayer, de uso mas frecuente, consiste en agitar las lejías de aluminato de sodio en presencia de una pequeña cantidad de alúmina hidratada recién precipitada; en estas condiciones las lejías que contienen aproximadamente en forma de aluminato 3 moléculas de Al_2O_3 por 1 molécula de Na_2O , abandonan en tres dias hasta 70% de su alúmina en forma de un precipitado cristalino que se separa fácilmente por filtracion, de la disolucion que contiene soda cáustica i el resto del aluminato no descompuesto; esta disolucion se emplea para el tratamiento de nuevas cantidades de bauxita para obtener nuevas lejías de aluminato de sodio.

La calcinacion de la alúmina tiene lugar en hornos diversos a una temperatura de 1,200 grados, previa filtracion, lavado i desecacion de la alúmina hidratada obtenida por precipitacion.

La calcinacion es costosa porque acarrea un gran consumo de combustible i ademas las pérdidas de alúmina calcinada, que se presenta en forma de polvo liviano i finísimo, por transporte mecánico, son importantes.

En resúmen, se ve que la preparacion de la alúmina pura por los métodos indicados es una operacion larga, complicada i costosa, ademas se pierde en el tratamiento de 4 a 6%, de la alúmina contenida en la bauxita.

Se estima que se obtiene una tonelada de alúmina pura del tratamiento de



Fotografía 13.—Horno Chaplet, fijo, de 8 toneladas de capacidad.

dos toneladas de bauxita el precio de costo de la primera es de unos 350 francos la toneladas, mientras que las dos toneladas de bauxita valen a lo sumo 40 francos.

Método directo.—Debido al americano Hall, consiste en tratar en un horno eléctrico la bauxita calcinada i mezclada con carbon en la proporcion de 100 a 150 kilogramos por tonelada de bauxita. El horno eléctrico empleado es del tipo de los hornos para la fabricacion del carburo de calcio. A la temperatura del horno eléctrico el carbon reduce la sílice, el óxido de fierro, el ácido titánico i aun un poco de alúmina; se forma con los metales reducidos una ferro-aleacion compleja de silicio, titano, aluminio, la que es mui densa i fluida; se acumula por consiguiente en el fondo del horno de donde se la estrae por colada i se la separa de la alúmina que sobrenada; enfriada i pulverizada la alúmina resultante sirve para la preparacion del aluminio.

El procedimiento Hall es mas sencillo i económico que los anteriores, si se toma en cuenta que la ferro-aleacion obtenida tiene cierto valor comercial. Sin embargo, parece que la alúmina resultante no es tan pura ni es tan soluble en la criolita fundida como la que se obtiene por los métodos indirectos descritos.

El procedimiento Hall ha servido de base a los esperimentadores que tratan de extraer al horno eléctrico, la alúmina por reduccion de la arcilla (silicato de alúmina). Estas esperiencias, si bien no han salido del dominio de los laboratorios, tienen grande importancia si se toma en cuenta la revolucion que ellas pueden introducir en la fabricacion del aluminio.

Criolita.—La otra materia prima de la fabricacion del aluminio, es un fluoruro doble del aluminio i sodio de la fórmula Al_2F_6NaF que se encuentra en la naturaleza. El yacimiento de criolita mas importante hasta hoi conocido es el de Ivigtut en Groenlandia, constituido por un poderoso filon que abre en el Gneiss bajo una capa de arcilla i de arena. El mineral contiene próximamente 80% de criolita i 20% de impurezas tales como el cuarzo, la siderosa, pirita de fierro i cobre, galena, blenda, fluorina i calcita. El mineral se entrega purificado al comercio, previa preparacion mecánica i electro magnética, bajo el nombre de criolita, en forma de polvo fino que contiene 92 a 94% de ese compuesto.

La tonelada de criolita comercial vale unos 650 francos, está completamente exenta de cobre, plomo i zinc i contiene como impurezas 0.25 a 0.50 de sílice i 0.10 de fierro.

En la actualidad se prepara una criolita artificial bastante pura de 90 a 92% que le hace una fuerte competencia al producto natural.

Existen diversos procedimientos para la fabricacion de la criolita artificial; casi todos ellos empiezan por preparar el fluoruro de sodio haciendo reaccionar el ácido sulfúrico sobre el fluoruro de calcio natural o fluorina, se neutraliza en seguida con carbonato de sodio el ácido fluorhídrico resultante de la reaccion anterior, i por fin se trata el fluoruro de sodio obtenido con un compuesto del aluminio (sulfato o fluosulfato de aluminio) para obtener la criolita.

Fundentes.—Los dos principales fundentes que entran en la fabricacion del aluminio son el fluoruro de calcio i el fluoruro de aluminio.

El fluoruro de calcio abunda en la naturaleza, forma el mineral conocido con el nombre de espato fluor o fluorina; para emplearlo en la industria del alu-

minio debe estar exento de sílice i su precio en estas condiciones varia de 18 a 20 francos, segun su pureza.

El fluoruro de aluminio se prepara artificialmente haciendo reaccionar el ácido fluorhídrico, sobre obtenido por ataque del espato fluor con ácido sulfúrico, la alúmina hidratada o sobre la bauxita. El producto comercial purificado contiene sin embargo 1.5 a 3% de sílice i 0.5 a 0.9% de azutre.

Electrodos.—Los electrodos pueden ser considerados como materia prima de la fabricacion del aluminio puesto que se queman con el óxigeno proveniente de la descomposicion electrolítica de la alúmina en cantidad que varia de 0.7 a 1 kilogramo de anodo por kilogramo de metal obtenido. Ademas todas las impurezas contenidas en el carbon de los anodos se acumula finalmente en el metal, de manera que es indispensable emplear un carbon mui puro, pobre en cenizas i especialmente exento de fierro i silicio.

Se emplea hoi dia para la fabricacion de los anodos, principalmente el coke de petróleo cuya cantidad de cenizas no pasa de 1.5%. Parece especialmente indicado para este uso el empleo de electrodos de grafito, cuya cantidad de cenizas es ínfima (0.033%), pero el inconveniente principal de su uso es su elevado precio, 2,000 francos próximamente la tonelada; miéntras que se estima en 350 a 370 francos la tonelada de electrodos de carbon puro para la electrolisis del aluminio.

Fabricacion.—Pasadas en revista las materias primas que se requieren en la industria del aluminio, nos ocuparemos de la fabricacion misma.

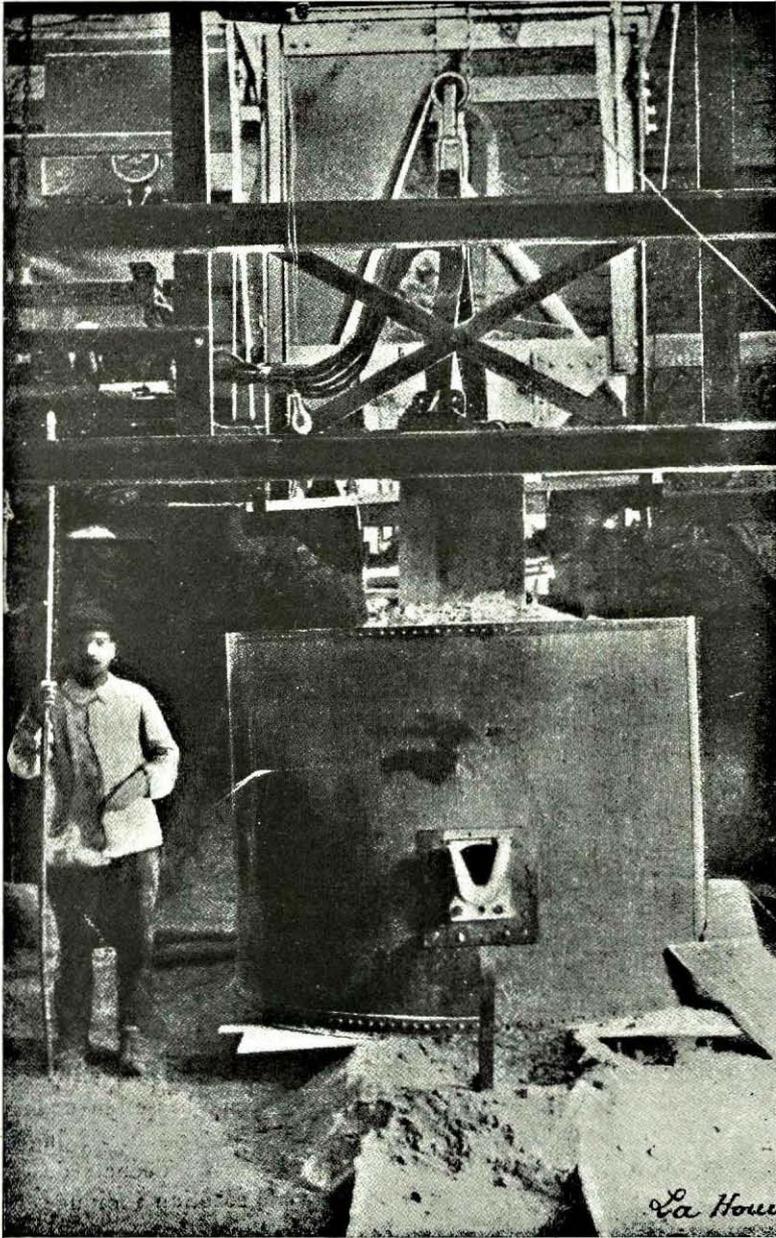
Es difícil, por no decir imposible, obtener detalles precisos sobre la marcha de la fabricacion de un producto industrial cualquiera, debido a la reserva que guardan los fabricantes por temor a la competencia; a causa de esto los datos que siguen son de carácter mas bien jeneral.

Las cubas electrolíticas para la preparacion del aluminio, empleadas en la actualidad, están constituidas por receptáculos metálicos rectangulares de poca altura, revestidos interiormente con carbon, sobre los cuales están suspendidos los electrodos o anodos. Las dimensiones corrientes de estas cubas son: largo 2 a 4 metros, ancho 1.20 a 1.50 metro; profundidad 0.60 a 0.75 metro. La envoltura exterior está formada de planchas de fierro de 8 a 10 m/m de espesor reforzadas con cantoneras del mismo metal; las cubas descansan sobre dos muros bajos de albañilería, están fijas sobre ellos o bien están provistas de un dispositivo que permite inclinarlas a voluntad para efectuar las coladas.

A menudo i con el fin de disminuir las pérdidas de calor por radiacion, se interpone entre la envoltura metálica de las paredes de la cuba i el revestimiento interior de carbon cierta cantidad de material refractario mal conductor del calor; en todo caso el fondo de la cuba es siempre de carbon i está en contacto eléctrico con el polo negativo del dinamó, de manera que constituye por sí el catodo donde se deposita el metal separado por la accion electrolítica de la corriente.

El revestimiento interior de carbon de la cuba debe estar siempre bien hecho i no presentar discontinuidad, porque el aluminio líquido, si llega a ponerse en contacto con el revestimiento refractario o con el fierro de la envoltura, se altera rápidamente absorbiendo silicio o fierro.

Para obtener un buen aprovechamiento de la corriente es necesario que se



Fotografía 14.—Horno eléctrico Cote & Pieron, de 250 HP. de potencia para el tratamiento de minerales de Zinc.

verifique un contacto eléctrico tan bueno como sea posible entre los conductores i el fondo de carbon de la cuba, i este último debe ser compacto i buen conductor de la corriente. Se han hecho diversos progresos en este sentido: primeramente se conectaban los conductores a la envoltura metálica de la cuba, en seguida se han colocado barras horizontales de fierro ahogadas en el revestimiento de carbon, el cual venia fuertemente pisoneado en caliente contra dichas barras a las cuales se conectaban los conductores; hoy dia se prefiere construir el fondo de la cuba con bloques de carbon preparados i cocidos de la misma manera que se hacen los electrodos, de manera que posean una alta conductibilidad eléctrica; los bloques de carbon se colocan horizontalmente unos al lado de otros en el fondo del receptáculo metálico i están atravesados por barras de fierro en contacto con los conductores de la corriente; a menudo se colocan los bloques verticalmente de manera que atraviesen el fondo de la cuba por una abertura hecha ad hoc, i sus estremidades inferiores están tomadas por una mandíbula metálica en conexión con la corriente; por fin se suele adoptar una última disposicion que consiste en una cuba totalmente revestida de carbon, aislada de la corriente, sobre la cual están suspendidos paralelamente unos al lado de otros los anodos i catodos, ámbos formados de placas de carbon.

Los electrodos tienen jeneralmente seccion cuadrada de 15 a 20 cms. por lado i pesan 45 a 90 kgs. cada uno. Las cubas de fondo conductor llevan de 8 a 12 anodos verticales dispuestos en dos filas. Las cubas no conductoras con anodos i catodos suspendidos, llevan 30 a 40 electrodos dispuestos en 4 filas paralelas, dos de ellas alternadas sirven de catodos i las otras dos de anodos.

Las diferentes cubas electrolíticas de una usina están jeneralmente reunidas en serie por grupos i cada grupo está alimentado por un dinamo de corriente continua independiente.

El voltaje entra las bornas de cada cuba varía de 8 a 10 volts, la corriente que atraviesa el electrolito es de 8 a 10,000 ampères para las dimensiones corrientes; para las cubas mayores suelen alcanzar a 15 o 20 mil ampères. La densidad de corriente por decímetro cuadrado de electrodo es en todos los casos de 70 a 80 ampères.

La composicion del electrolito es motivo de la reserva mas completa de parte de los fabricantes, cada uno de los cuales ha introducido en él ciertas variantes que es el secreto de fabricacion de cada usina, las que en los demas particulares de la fabricacion se asemejan notablemente.

En jeneral, pueden dividirse los fabricantes en dos grupos; los que emplean un baño de criolita casi pura con adición de pequeñas cantidades de fundentes (Heroult) i los que agregan fluoruros diversos i aun cloruro de sodio en abundancia al baño de criolita. Todos ellos tienen en vista obtener un electrolito físicamente homogéneo, bastante fluido a la temperatura de 800 grados próximamente i que disuelva el máximo de alúmina.

Para la puesta en marcha de una cuba se procede como sigue: se hace pasar la corriente en la cuba vacía interponiendo trozos de carbon entre anodos i catodos, se agrega en seguida poco a poco la criolita pura o mezclada de fundentes (fluoruros). Cuando los anodos están sumergidos en cierta cantidad del baño líquido que se ha formado se puede dejar alcanzar a la corriente su in-

tensidad normal, es decir la de trabajo; se sigue agregando criolita i fundentes manteniendo un voltaje algo elevado i ajustando los electrodos de manera que el todo entre en fusion; cuando el volúmen de baño formado es suficiente se empieza a agregar poco a poco la alúmina ajitando al principio el baño para favorecer la disolucion, se sigue agregando la alúmina en mayor cantidad i se ajusta el voltaje a su valor normal, 8 volts. La puesta en marcha de una cuba dura dos dias, es una operacion delicada i presenta frecuentes irregularidades, como ser la formacion de masas pastosas que es menester evitar.

Las operaciones de la fabricacion consisten: en la alimentacion de materias primas, regularizacion i cambio de los electrodos i las coladas.

Para proteger el baño contra el enfriamiento se le cubre con una capa de alúmina en polvo, que se funde en la vecindad de los electrodos donde la temperatura es mayor; a medida que la electrolisis progresa el baño se empobrece en alúmina, i para evitar la descomposicion del electrolito es menester agregar oportunamente i a intervalos cierta cantidad de alúmina. Con este fin se dispone de lámparas avisadoras montadas en derivacion sobre las bornas de las cubas; el filamento de las lámparas está calculado de manera que ellas se enciendan cuando a causa de la disminucion de alúmina en el baño el voltaje sube hasta 15 o 20 volts, que es precisamente el voltaje de descomposicion de los fluoruros. Basta entónces quebrar con una barra de fierro la costra de alúmina endurecida que cubre el baño, ajitar algo para favorecer la disolucion i agregar una nueva capa de alúmina protectora.

La adiccion de criolita i fundentes se hace en menor cantidad i a intervalos de varios dias.

Hemos dicho que los anodos se consumen por oxidacion en contacto con el oxígeno que se produce en la descomposicion de la alúmina; requieren ajustes de manera a mantener sus estremidades inferiores a una altura de 6 a 8 centímetros sobre el catodo, el ajuste se hace a mano o mecánicamente.

El aluminio que se deposita en el fondo de la cuba se cuela cada dos o tres dias por un agujero de colada practicado lateralmente en el fondo de la cuba. Antes de efectuar la colada se ajita el baño con una barra de fierro para que se depositen los glóbulos metálicos en suspension. Se recibe el metal líquido en capachos de fundicion, i se efectúa una segunda colada del aluminio de los capachos en moldes de fierro ya sea directamente o con ayuda de cucharas, de manera que quede completamente exento de escorias. Se deja siempre dentro de la cuba cierta cantidad de aluminio para continuar la operacion. Se tapa el agujero de colada con un tapon de pasta de carbon.

Jeneralmente se hace una segunda fusion del aluminio en hornos calentados con coke o petróleo ántes de entregarlo al comercio con una lei de 98% aproximadamente. Este aluminio comercial de 98% se consume casi exclusivamente en la siderurjia o en la aluminoterma; para otros usos se requiere aluminio de 99 a 99.5% que es mas caro i mas difícil de obtener.

El revestimiento de las cubas se deteriora poco a poco; tambien absorbe algo de electrolito i aun se transforma superficialmente en carburo de aluminio, lo que significa una disminucion importante de su conductibilidad; por este motivo es necesario despues de algun tiempo retirarlas del servicio i rehacer el revestimiento de carbon. La duracion del revestimiento es mui va-

riable i no solo depende de su modo de construccion i de la calidad del revestimiento, sino tambien de la temperatura a que se efectúa la operacion; su duracion es mayor cuanto menor es la temperatura a que se trabaja; por otra parte, una temperatura demasiado baja puede acarrear serios inconvenientes como ser la inversion de las densidades del baño i del aluminio a que hemos hecho referencia anteriormente.

El rendimiento de la electrolisis cuando se efectúa en buenas condiciones, es elevado, es de 90 a 95% del rendimiento teórico equivalente a 363.7 kgs. de aluminio por Kw. año. Sin embargo, la produccion media anual por Kw. año varia en las diversas usinas de 210 a 275 kgs. de aluminio o sean 154 a 202 kgs. por HP. año. Esta disminucion del rendimiento, variable entre 58 i 76% en vez de ser 90 a 95%, es debido naturalmente a las paralizaciones que por un motivo u otro se producen en la operacion.

El consumo teórico de materias primas, de acuerdo con la ecuacion de disociacion electrolítica dada mas arriba, es por kilogramo de aluminio de 1,886 gramos de alúmina i 333 o 666 gramos de carbon anódico segun que el carbon sea oxidado por el oxígeno desprendido a CO o CO₂. En la práctica se tiene generalmente un consumo de 2 kgs. de alúmina i 700 a 1,000 gramos de carbon anódico por kilogramo de aluminio producido; estos aumentos se deben para la alúmina, que se presenta en forma de polvo liviano, a las pérdidas oriñinas por transporte mecánico, i para el carbon anódico al rechazo de las puntas de electrodos inutilizables.

El consumo de criolita i fundentes debia ser nulo teóricamente, pero en la práctica se consumen por kilogramo de aluminio unos 200 gramos de cada uno de esos materiales a causa de las pérdidas mecánicas en la molienda, volatilizacion i disociacion electrolítica de los mismos.

El costo de fabricacion del aluminio depende de varios factores: materias primas, energía eléctrica, mano de obra, gastos jenerales. No es fácil obtener datos detallados a este respecto de los fabricantes. Sin embargo, el costo medio de produccion debe fluctuar alrededor de 1.50 francos por kilogramo de metal; dentro de este precio de alúmina figuraria por 0.60 a 0.65 francos i las otras materias primas incluso los electrodos por 0.35 a 0.40 francos.

Siendo el precio medio actual de venta fr. 1.95 el kilogramo, se ve que el márgen de ganancia es aceptable.

EL ZINC

El horno eléctrico está en vias de producir una revolucion en la metalurgia del zinc.

Como es sabido los procedimientos actualmente empleados en la extraccion de este metal dejan mucho que desear en cuanto a rendimiento i costo de extraccion. Esos procedimientos consisten en transformar los minerales de zinc blendas (ZnS), i calaminas (ZnCO₃) en óxido de zinc (ZnO) i en reducir i destilar simultáneamente el dicho óxido para recojer i condensar los vapores de zinc obtenidos.

La primera operacion, o sea la tuesta de los minerales, se hace en hornos de manga, semejantes a los hornos de cal, cuando se benefician calaminas; i en

Kilns i hornos de tuesta diversos, con i sin recuperacion del ácido sulfuroso, en el caso de las blendas. La reduccion i destilacion simultánea del óxido de zinc de practica casi esclusivamente en dos tipos de hornos: belgas i silesianos.

Los hornos belgas se componen de 150 a 200 tubos de arcilla refractaria, cerrados en un extremo i abiertos en el otro, dispuestos en filas horizontales en el interior de una cámara de combustion calentada con carbon. Las estrechidades abiertas de los tubos salen fuera de las paredes de la cámara; a aquellas se ajustan otros tantos condensadores de arcilla refractaria.

El mineral molido i mezclado con carbon se carga en los tubos; por la accion del calor, el carbon reduce el óxido de Zinc segun la ecuacion: $ZnO \times C = Zn \times Co$; los vapores de zinc mezclados con óxido de carbono pasan a los condensadores donde se acumula el zinc al estado líquido mientras que el óxido de carbono se escapa a la atmósfera.

Cada tubo se carga con 20 kgs. de mineral i la operacion dura 12 horas; despues de la cual se desmontan los condensadores, se recoje el metal, se vacia de los tubos el residuo agotado i se le reemplaza por mineral fresco.

Los hornos silesianos se diferencian de los anteriores en que llevan retortas de una capacidad de 100 kgs. cada una en vez de tubos; el sistema de calefaccion, reduccion, destilacion, condensacion, etc., es por lo demas idéntico al anterior.

En cuanto a resultados, ámbos tipos de hornos son comparables i los datos numéricos que damos a continuacion son aplicables a ámbos:

Consumo de carbon por tonelada de zinc producido partiendo de minerales de 45 a 50 % de lei, es 2.5 toneladas.

Rendimiento térmico del horno 10 a 12%.

Mano de obra: 5 trabajadores para producir una tonelada de metal en 24 horas.

Las operaciones son complicadas i requieren obreros experimentados en el trabajo.

El mantenimiento del horno es costoso, pues hai que renovar a menudo los tubos o retortas i los condensadores que se quiebran fácilmente. Se puede estimar, para este uso, un consumo de 200 kgs. de arcilla refractaria por tonelada de metal producido.

Las pérdidas de metal por volatilizacion al traves de las paredes de los recipientes i por los residuos que quedan del mineral tratado, no bajan de 10% del metal contenido en el mineral, cuando se tratan minerales de 45 a 50% de lei; i las pérdidas suben a 20% en el caso de minerales pobres cuya lei varia alrededor de 25%.

Estos datos ponen de manifiesto las dificultades, el costo elevado i el mal rendimiento de los procedimientos en cuestion. Esto ha inducido a muchos experimentadores a buscar una solucion mas práctica i económica del problema i es a la adopcion del horno eléctrico que se han vuelto la mayoría de ellos. Hasta hoi los mas afortunados en sus investigaciones han sido los señores Côte i Pierron de Lyon; daremos a continuacion una reseña de los trabajos i resultados obtenidos por dichos señores.

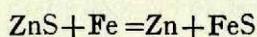
Despues de una serie de experiencias de laboratorio en escala mas o ménos grande i con las cuales pusieron en evidencia la viabilidad del procedi-

miento, los señores Côte i Pierron llegaron a constituir en 1907 una sociedad anónima con 150,000 francos de capital con el objeto de proseguir las investigaciones iniciadas, pero en escala industrial. El programa de trabajo de la Sociedad consistía solamente en probar en escala industrial, en una usina de 500 HP. de potencia próximamente, el procedimiento propuesto para el tratamiento directo de minerales de zinc al horno eléctrico en vista de obtener óxido de zinc comercial, sin ocuparse por el momento de la cuestion de la condensacion de los vapores de zinc metálico, que presenta dificultades mui apreciables.

La Sociedad adquirió una pequeña planta hidro-eléctrica en los Pirineos que disponia de dos turbo-jeneradores de 250 HP. c/u, la que enviaba su energía en forma de corriente trifase, a 3,000 volts i 50 períodos, al pequeño establecimiento electrometalúrgico situado a 900 metros de distancia i a proximidad de una mina de zinc que le suministraba el mineral (blendas). Los transformadores de bajada de potencial del establecimiento electro-térmico estaban arreglados de manera a poder suministrar a los hornos la corriente a un potencial de 135, 90 o 45 volts.

Despues de ensayar diversos tipos de hornos construidos de diversos materiales i provistos de uno o dos electrodos, los esperimentadores dieron preferencia a un horno cilíndrico con un electrodo central, cuyo crisol de grafito se pone en contacto con uno de los polos del alternador; el horno estaba cubierto con una bóveda construida de ladrillos de magnesita. Un horno de este tipo representado en fotografía 14, consume 250 HP. de energía.

Dentro del horno se carga una mezcla formada de mineral de zinc crudo (blenda) fierro i cal; esta última obra como fundente, miéntras que el fierro reacciona a alta temperatura sobre la blenda dando sulfuro de fierro i zinc metálico, que se desprende en forma de vapores. La reaccion que tiene lugar dentro del horno se espresa por la fórmula siguiente:



Este procedimiento tiene sobre la reduccion de los minerales tostados de zinc por el carbon la ventaja que se evita la tuesta i que los vapores de zinc resultantes están exentos de óxido de carbono, lo que facilita la condensacion de los mismos.

Los vapores de zinc orijinados en el horno eléctrico se desprenden por un orificio practicado en la bóveda, pasan a un aparato de oxidacion donde se transforman en óxido de Zinc en presencia de aire; el óxido de zinc es conducido a unas cámaras de albañilería de grandes dimensiones donde se condensa en forma de polvo. Esta condensacion presenta serias dificultades i a menudo el óxido de zinc obtenido no es perfectamente blanco debido a que arrastra cierta cantidad de fierro en forma de vapores, el que le comunica un color amarillento; este color va naturalmente en detrimento del valor comercial del óxido de zinc, que se emplea principalmente en la fabricacion de pintura blanca.

Se dan a continuacion algunos datos referentes a una de las campañas del horno eléctrico mencionado:

Duracion de la campaña 240 horas.
 Cantidad de mineral fundido 14,560 kilogramos.
 Lei media de los minerales empleados 43.6% de zinc.
 Cantidad de fierro empleada como reactivo 6.235 kilogramos.
 Cantidad de fundente (CaO) 3,480 kilogramos.
 Potencia media consumida en el horno durante la campaña: 4,300 amperes, 40 volts, cos φ 0.75.
 Cantidad de óxido de zinc obtenida 6,730 kilogramos.
 Cantidad de zinc condensado al estado metálico 182 kilogramos.
 Lei en zinc de las escorias i del residuo de FeS, 2.7%.
 Peso de electrodos consumidos 193 kilogramos.
 La enerjía eléctrica se pagaba a razon de 65 francos el HP. año.
 Los electrodos se compraban a 52 francos los 100 kilogramos puestos en el establecimiento.

El fierro costaba 60 francos la tonelada i la cal 15 francos.

La mano de obra 3 francos por trabajador al dia.

La fabricacion de los 6,912 kilogramos de óxido de zinc i de metal costó 2,631 francos incluso los gastos de embalaje. El producto se vendió a 46.30 francos los 100 kilogramos puesto en ferrocarril, lo que dió en total la suma de 3,200.30 francos.

El tratamiento de la blenda por el fierro se abandonó por cuanto no fué posible evitar que algo de fierro al estado de vapores pasara en el óxido de zinc condensado; éste contenia de 1 a 2% de fierro lo que tiene, como hemos dicho, una influencia perniciosa sobre las propiedades del óxido.

Para obviar este inconveniente los inventores recurrieron a otro procedimiento, que consiste en fundir la blenda en el horno eléctrico en presencia de cal i carbon; la reaccion que tiene lugar es la siguiente:



Durante ocho meses uno de los hornos eléctricos de la usina trabajó continuamente con este procedimiento i el óxido obtenido que era de mui buena calidad, se vendió al precio corriente del óxido de zinc, con lo cual se pudo hacer frente a gran parte de los gastos de esperimentacion.

La figura 10 representa una instalacion que funcionó durante algun tiempo en la usina de esperimentacion; comprende un horno eléctrico, cámaras i aparatos para la condensacion del óxido de zinc. El horno A se compone de un crisol de grafito de 1.10 metro de diámetro interior i 0.65 metro de alto, cubierto con una bóveda de ladrillos de magnesita i envuelto exteriormente de un blindaje metálico que está en conexion con uno de los polos del jenerador; el otro polo del jenerador está conectado con el electrodo superior que tiene 1,000 m/m² de seccion.

En la bóveda existen varias aberturas, que están cerradas durante la marcha i por las cuales se introduce la carga; por una de las aberturas se desprenden los vapores de zinc; esta última está en comunicacion con un quemador, el que a su vez comunica con una chimenea B donde los vapores de zinc se convierten en ZnO; el óxido en forma de humo viene aspirado por el ventilador C

i conducido a las cámaras de condensacion D. E. El óxido que no se condensa al pasar por las cámaras, pasa al conducto «ab» aspirado por el ventilador F que lo envía a la columna «d» i en seguida al tubo «e», dentro de los cuales hai un cierto número de filtros que retienen hasta las últimas porciones del óxido.

Las cargas i las coladas se hacen cada dos horas i en el intervalo de ellas ninguno de los aparatos deja de escapar vapores de zinc.

Un operario basta para atender un horno, requiere solamente la ayuda de otro durante las cargas i las coladas que son mui rápidas; por lo demas, al marcha del horno es mui sencilla i regular i puede trabajar durante varias semanas sin sufrir interrupciones de ninguna especie. La sencillez del manejo del horno eléctrico queda de manifiesto por el hecho que los operarios empleados en la usina de experimentacion, eran cultivadores tomados en la rejion, sin ninguna esperiencia en la metalurgia, que ganaban por término medio 3 francos al dia.

He aquí algunos datos referentes a una de las campañas con el nuevo procedimiento: El horno estuvo en marcha continua durante 600 horas, o sean 25 dias, se fundieron 28,345 kilogramos de blenda, de ganga mui silicosa, con 2 a 4 % de fierro i 1 % de otros metales; la lei en zinc de estos minerales era por término medio de 37 % de zinc.

El réjimen de marcha del horno era normalmente de 3,800 ampères, 42 volts, i el cos φ 0.80.

Se emplearon 12,384 kilogramos de cal como reactivo o como fundente, i 3,346 kilogramos de carbon como reducente.

El peso del zinc contenido en los minerales tratados era de 10,587 kilogramos, los que teóricamente debian haber producido 13,193 kilogramos de ZnO; se obtuvieron solamente 12,370 kilogramos de óxido.

La lei en zinc de las escorias i del residuo de sulfuro de calcio variaba de 1.2 a 1.8%.

Se consumieron 1,286 kilogramos de electrodos, de los cuales 637 kilogramos representan las puntas de electrodos inutilizadas.

El revestimiento refractario del horno dura unos 2 meses.

Con los mismos datos citados anteriormente para calcular el precio de costo, i agregando que el coke costaba 39 francos la tonelada, los 12,370 kilogramos de óxido producidos en esta campaña costaron 4,598 francos puestos en carros en el establecimiento; su venta produjo 6,102.60 francos.

El óxido obtenido se clasifica en dos categorías, segun su blancura; la mayor parte e. d., el 70%, aproximadamente resulta de primera calidad, 3 a 4 % del óxido total, que se acumula en las chimeneas o conductos se repasa con las cargas. Las dos categorías de óxido obtenido, difieren solamente en su blancura; su composicion química es practicamente la misma, consiste en:

98.6 a 99% de ZnO
 0.4 % de humedad
 0.2 a 0.3% de Fe
 0.5 a 0.7 % de sílice, cal i otros metales.

La blancura i otras cualidades como pintura del óxido de zinc eléctrico son en todo idénticas a las propiedades del óxido obtenido por los procedi-

mientos belga i silesiano, i en el mercado se han cotizado al mismo precio.

Se trataron igualmente en el horno eléctrico, fuera de las blendas crudas, minerales calcinados i calaminas crudas. Así, por ejemplo, en una campaña que duró 140 horas se fundieron 7,800 kilogramos de calaminas crudas de 24 % de lei, con 1,300 kilogramos de cal i 800 kilogramos de coque. El régimen del horno era: 3,000 ampères, 45 volts, $\cos \varphi$ 0.85. Se obtuvieron 2,300 kilogramos de óxido.

Se obtienen todavía mejores resultados tratando minerales tostados.

Dada la pequeña potencia de los hornos eléctricos empleados, 200 HP. en término medio, su rendimiento térmico no ha sido mui elevado. Algunas veces se pudo disponer por poco tiempo de 300 PH. para un horno, i se pudo observar un aumento importante del rendimiento, el que con hornos mas grandes tendrá que ser mejor todavía.

COBRE, NIKEL I ESTAÑO

Como hemos dicho, al principio del presente informe, estos metales han sido tratados al horno eléctrico por via de esperimentacion, sin que haya todavía aplicaciones verdaderamente industriales para su beneficio electro-térmico.

Con respecto al *cobre* son conocidas las esperiencias hechas en La Praz por Monsieur Vattier para la reduccion de minerales del cobre del Volcan (Maipo, Chile).

En 1910 hemos hecho algunas esperiencias de laboratorio, en la Escuela de Ingeniería de la Universidad de Chile, tratando en un pequeño horno eléctrico de unos 20 Kws. minerales diversos de cobre de ganga altamente silicosa; los resultados de estas esperiencias fueron publicados en el BOLETIN DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA de Santiago, del mismo año.

En Francia, los señores Keller i Girod me dijeron que se habian ocupado últimamente de la reduccion de minerales de cobre oxidados al horno eléctrico, en pequeña escala; las esperiencias resultaron mui satisfactorias, obtuvieron directamente en una sola operacion cobre de mas de 90% de lei partiendo de minerales oxidados corrientes. Estas esperiencias fueron efectuadas en vista de su posterior aplicacion al beneficio industrial de minerales oxidados de cobre en Africa del Sur.

El *níkel* ha sido igualmente objeto de ensayos para la reduccion de sus minerales, al horno eléctrico, en Estados Unidos; hemos dado cuenta de estas esperiencias en un artículo publicado en el BOLETIN DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA de 1911, tomado de una de las revistas metalúrgicas americanas.

La reduccion de minerales de *estaño* al horno eléctrico ha sido intentada, al parecer con buenos resultados, por Monsieur John Harden de Inglaterra. Este caballero, a quien me he dirijido en demanda de datos completos sobre sus esperiencias, se ha limitado a contestarme que ha obtenido completo éxito en sus investigaciones i que está en situacion de poder tratar industrialmente los minerales de estaño al horno eléctrico en vista de obtener el metal puro.