

BOLETIN

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente

Cárols Besa

Vice-Presidente

Cesáreo Aguirre

Directores

Aldunate Solar, Cárols
 Avalos, Cárols G.
 Chiapponi, Marco
 Dorion, Fernando
 Elguin, Lorenzo

Gallardo González, Manuel
 Gandarillas, Javier
 Harnecker, Otto
 Lecaros, José Luis
 Lira, Alejandro

Maier, Ernesto
 Malsch, Cárols
 Pinto, Joaquín N.
 Vattier Carlos
 Yunge, Guillermo

Secretario

ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Informe sobre la siderurjia en Chile (*)

I

ANTECEDENTES I JUSTIFICACION DE SU INSTALACION

Después de largo período de estudios i propaganda hecha por el señor Cárols Vattier con carácter oficial, se consiguió llegar a interesar a un grupo de capitalistas franceses para que hiciesen la instalacion de la siderurjia en Chile, dictándose al efecto en octubre 31 de 1905 la lei respectiva, que fija las condiciones entre el Gobierno nacional i la Sociedad respectiva.

En esta lei, que se reproduce íntegra en el Anexo número 1, fueron fijadas en síntesis las condiciones siguientes:

El Gobierno concede por veinte años una prima de produccion de diez pesos por tonelada de fierro en lingotes i veinte pesos moneda corriente por tonelada de acero; después de veinte años la prima disminuye de un décimo por año hasta extinguirse a los treinta años; esta prima solo se aplica hasta una produccion anual de treinta i cinco mil toneladas. Acuerda asimismo el Gobierno una

(*) Informe pasado al Ministerio de Industria i Obras Públicas por los ingenieros señores Cárols G. Avalos i Guillermo Yunge.

garantía de cinco por ciento de interés por el capital pagado en acciones u obligaciones i cuya suma se justifique haber invertido en la implantacion de esta industria. El monto del capital garantido será de tres millones, oro de dieciocho peniques, para un establecimiento que produzca quince mil toneladas; cinco millones, para veinticinco mil toneladas; seis millones, para treinta i cinco mil; i siete millones, para un establecimiento que produzca anualmente cuarenta i cinco mil toneladas o mas. La garantía de cinco por ciento, que empezará a rejir desde el día que esté en actividad el primer Alto Horno, se mantendrá dentro de treinta años i no será exigible, salvo caso fortuito o de fuerza mayor, sino en el caso que la produccion del establecimiento pase de siete mil quinientas toneladas por año en los cinco primeros años i quince mil toneladas en los años subsiguientes.

El Gobierno nombrará un interventor para inspeccionar el establecimiento i sus dependencias i para verificar su contabilidad. Las sumas pagadas por garantías por el Gobierno, serán devueltas por la Compañía con los excesos de ganancia que tenga sobre un seis por ciento del capital invertido en la explotacion de la industria.

El Estado concede gratuitamente: cien hectáreas, a lo ménos, de terrenos para instalacion del establecimiento i el derecho de explotar hasta ochenta mil hectáreas de bosques fiscales en los puntos que indique el Presidente de la República, pudiendo el concesionario adquirir en un período de quince años el todo o parte de estos bosques al precio que en el momento de la declaracion se convenga con el Presidente de la República. Los demas artículos de la lei no tienen capital importancia, siendo los anteriores las bases principales de esta lei-contrato.

Fundados en esta lei se formó la Sociedad «Hautes Fourneaux Forges et Acieries du Chili», instalándose un plantel en el puerto de Corral i adquiriéndose yacimientos minerales diversos, que constituyen la base de la siderurjia en nuestro pais i que motivan el presente informe.

Séanos permitido ántes de entrar en materia a este respecto, indicar con algunas cifras tomadas de la Estadística Comercial (año 1908) la importancia que para el pais tiene i tendrá la produccion del fierro i del acero, reconocida por lo demas por todos los gobiernos del mundo como una necesidad indispensable i única base segura de un desarrollo industrial independiente.

Segun los datos de la Estadística Comercial (1908) la importacion total habida en Chile por toda clase de mercaderías suma doscientos sesenta i siete millones doscientos sesenta i cuatro mil ciento sesenta i nueve pesos de dieciocho peniques, de los cuales corresponden a artículos de fierro i acero (incluso maquinarias i herramientas correjidos en la forma que se verá mas adelante), sesenta i cinco millones ochocientos diez mil doscientos cuarenta i cuatro pesos de dieciocho peniques, o sea 24, 69% el total. Los detalles de esta última importacion pueden verse en el Anexo número 2, en el cual se han agrupado los artículos diversos en cuatro grupos jenerales que corresponden a las condiciones siguientes:

Primer grupo.—Artículos que puedan salir directamente de una fábrica siderúrjica i que abarca: fierro en lingotes, fierro i acero en barras i planchas, rieles, ruedas para ferrocarril, vigas i tijerales para construcciones jenerales,

para puentes i muelles i llantas en jeneral. Suma este grupo ochenta i siete millones cuatrocientos un mil setecientos cuarenta i un kilógramos, con un valor de doce millones setecientos sesenta i nueve mil cuatrocientos noventa i cinco pesos oro de dieciocho peniques.

Segundo grupo.—Artículos de hierro o acero, cuya manufactura es sencilla i puede fácilmente hacerse en el país, habiéndose escludido de aquí aquellos artículos que por tener poco consumo no darian base para su confeccion en el país i que se han agregado al último grupo. Entran en este segundo grupo los artículos siguientes: tubos de diversas formas, hierro acanalado para techos (incluso el galvanizado, pero calculando su valor solo como hierro), durmientes i eclisas, aros, flejes i zunchos, alambres varios, clavos varios, grapas, cambios para ferrocarril, cadenas, remaches, ejes para carros i transmisiones, anclas i anclotes, bigornias i yunques. El peso i valor del conjunto de estos artículos es de cincuenta i cuatro millones ciento sesenta i un mil novecientos noventa i siete kilógramos, con nueve millones seiscientos cincuenta i un mil doscientos noventa i ocho pesos de dieciocho peniques.

Tercer grupo.—Herramientas i maquinaria jeneral. Entran aquí las calderas, herramientas para minas, agrícolas, maquinaria minera, agrícola e industrial, habiéndose descontado de esta última la mitad, tanto en peso como en valor, por considerarse que no sea fierro sino la otra mitad, i los elementos de locomocion. Suman estas partidas cincuenta i tres millones ochocientos noventa i dos mil novecientos once kilógramos, con treinta i cuatro millones doscientos diecinueve mil cuarenta i cinco pesos de dieciocho peniques como valor.

Cuarto grupo.—Varios artículos mas difícil es de obtener por ser mas complicados o de mui poco consumo: aquí entran las plumas, alfileres, etc., las ollas de fierro i todo otro artículo no clasificado en los grupos anteriores. Suma este grupo diecisiete millones trescientos dos mil setecientos noventa i dos kilógramos, con un valor de nueve millones ciento setenta mil cuatrocientos seis pesos de dieciocho peniques.

En resúmen, estos grupos con el peso en fierro que representan, sus valores totales i el precio por kilógramo de material así elaborado, se ven en el cuadro siguiente:

GRUPOS	Cantidad en kilógramos	Valor de 18 peniques	Precio por kilógramo
I.—Productos directos de la siderurgia.....	87,401,741	12,769,495	14.16
II.—Productos fáciles de obtener en las industrias especiales....	54,161,997	9,651,293	17.32
III.—Herramientas y maquinaria general.....	53,892,911	34,219,045	63.49
IV.—Productos varios más difíciles de obtener por ser más complicados ó de poco consumo.....	17,302,792	9,170,406	53.00
Total general.....	212,759,441	65,810,244	30.93

La instalación i buena marcha de la siderurjia en el país está, pues, llamada a hacer que los artículos diversos de estos cuatro grupos sean con el tiempo producidos en el país; los del primer grupo con cierta facilidad i en un tiempo mas o ménos corto, los siguientes, a medida que se desarrollen las industrias respectivas, lo que no tardaria en suceder teniendo buena materia prima como la tendrán de la produccion nacional.

Inútil parece hacer mayores comentarios respecto a este punto, ya que las cifras anteriores hablan claramente i demuestran que hai un campo harto importante para ser ocupado por la siderurjia nacional i las industrias anexas.

II

LAS MINAS DE FIERRO EN EL TOFO.—COQUIMBO

Descripcion del yacimiento i su importancia.—El yacimiento de fierro de El Tofo se encuentra situado a siete kilómetros al poniente del mineral de cobre La Higuera i siete i medio kilómetros al oriente de la caleta Cruz Grande.

En medio de una formacion estratificada de orijen sedimentario, pero fuertemente metamorfoseada por accion volcánica posterior cuyas capas corren aproximadamente de norte a sur con inclinacion al este, abre el yacimiento de minerales de fierro visible en una estension de mas de setecientos cincuenta metros de largo con un ancho variable de sesenta metros como mínimo hasta trescientos cincuenta como máximo.

La dimension mayor del yacimiento se encuentra tambien de norte a sur i la inclinacion de las capas diversas en que se encuentra dividido tienen el mismo rumbo e inclinacion de las capas del terreno adyacente. Interrumpen este macizo yacimiento de puro mineral solamente tres diques volcánicos que lo atraviesan en sentido normal al rumbo de sus capas.

El dique situado mas hácia el sur tiene apénas un metro de potencia; el del centro, que se presenta con la roca de relleno mui descompuesta, tiene hasta veinticinco metros de espesor; i el de mas al norte, que no es bien regular i visible solamente en pequeña estension, tiene cosa de un metro cincuenta de potencia.

La parte superior del yacimiento forma dos puntas o cumbres de cerros separados por un portezuelo; las cumbres en cuestion son compuestas de puro mineral, salvo los diques ya citados; la de mas al norte tiene una altura sobre el portezuelo de setenta i cinco metros i quince metros de altura la cumbre sur.

Calculando sobre el nivel del portezuelo, cuya curva de nivel iria toda entera por mineral a la vista, se puede estimar que solo estas dos cumbres contienen mas de cinco millones de toneladas de mineral de fierro de la calidad que se indica mas adelante.

Por la parte sur, el yacimiento se presenta descubierto hasta un nivel cien metros mas abajo del portezuelo citado, quedando hácia el lado norte encapado, a poca distancia vertical de este portezuelo, en parte por la roca adyacente i en parte por una inmensa cantidad de rodados del mismo mineral del gran

afloramiento, que mezclado con mineral molido i algo de tierra, constituyen una capa en forma de conglomerado bastante suelto, de potencia mui variable que ocupa una grande estension horizontal. En partes el espesor de esta capa de rodados es superior a diez metros.

Como ya se hizo notar, el yacimiento se encuentra dividido en gruesos mantos que tienen igual rumbo e inclinacion que las capas sedimentarias del terreno en que abre.

Nótase ademas que entre estos gruesos bancos existen algunos fáciles de seguir a la vista, que contienen invariablemente cierta cantidad de anfíbola (piedra-palo), diseminada en forma de granos dentro de la masa del mineral mismo; mientras que los otros mantos son constituidos prácticamente por mineral puro de fierro.

En muchos trozos del mineral se nota especialmente en la parte espuesta a la accion atmosférica, estrías que corresponden tambien en su direccion a las gruesas capas o bancos i a las capas del terreno encajante, quedando con esto patentizado el orijen sedimentario del yacimiento de fierro, cosa que tiene la importancia práctica de poderse deducir que en hondura i en el centro de la masa (reconocida hasta ahora solo por los pozos de ordenanzas i un gran corte de mas de diez metros en el portezuelo) se tendrá la misma clase de mineral que en la superficie.

Lei del mineral i cubicaciones hechas.—De la parte superficial, de los pozos de ordenanza i del corte del andarivel se ha tomado por los ingenieros de la Compañía un número considerable de muestras, siguiendo ciertas líneas que cruzan el yacimiento en diversos sentidos. Asimismo se ha estudiado, en parte, los rodados de que se hizo mencion, obteniéndose como término medio jeneral del yacimiento una

lei en fierro algo superior a	68 %
i lei en fósforo de.....	0,05 »

no notándose en absoluto presencia nociva de azufre, nada de cobre, ni ninguna otra impureza que afecte la calidad del mineral, bajo el punto de vista de la calidad del producto por obtenerse de él. En esta serie de ensayos se ha notado que las leyes mas fuertes en fósforo aparecen en la cúspide de ámbas puntas de cerro constituidas por el yacimiento.

Un análisis completo de una muestra grande de mineral es el siguiente:

Peróxido de fierro.....	84 %
Protóxido de fierro.....	13.11 »
Alúmina.....	1.80 »
Sílice.....	0.80 »
Agua combinada.....	0.75 »
Cal i magnesia.....	indicios
Oxido de manganeso.....	0.055 »
Acido sulfúrico.....	0.050 »
Acido fosfórico.....	0.089 »

Esto corresponde a la siguiente composición en otra forma:

Fierro metálico.....	69	%
Manganeso.....	0.04	»
Azufre.....	0.02	»
Fósforo	0.039	»

Como se ve, la composición es de lo más ventajosa i las demás muestras ensayadas, variables relativamente poco de la composición ántes dada, demuestran que el conjunto del yacimiento contiene minerales de primera clase.

La lei de los rodados, libres también de otras impurezas por fierro i fósforo fueron término medio de 69 por ciento de fierro i 9.14 por ciento de fósforo para las colpas i de 50 por ciento de fierro i 0.11 por ciento de fósforo para la parte terrosa del mineral, siendo estas leyes de fósforo las máximas obtenidas en todas las muestras.

Una muestra común de 5,000 toneladas ya extraídas en cancha, dió como lei 68.79 por ciento de fierro i 0.05 por ciento de fósforo.

Para la ubicación del mineral los datos tomados por los ingenieros han sido los siguientes: fijada la forma exterior del yacimiento se ha cubicado el total contenido dentro de un cuerpo jenerado por una línea inclinada en 45° que siguiere el contorno del afloramiento en la parte visible, lo que equivale a suponer las capas inclinadas a 45° hasta el nivel más bajo en que se manifiesta el mineral visible.

De esta manera, con la cual estamos completamente de acuerdo, se ha llegado a una existencia probable (tomando como densidad solamente cuatro) de sesenta i nueve millones cuatrocientos sesenta mil ciento dieciseis toneladas de minerales, la que ha sido castigada con cuarenta por ciento por los diques, etc., llegando a la cifra de 41,876,696 toneladas de mineral probable.

Encontramos esta determinación prudente i creemos que realmente *puede contarse con una existencia de lei superior a 68 por ciento con ménos de 0.05 por ciento de fósforo de 40,000,000 de toneladas.*

Medios de transporte i embarque.—Un andarivel de siete mil doscientos metros de largo parte de la rejion oriente del mineral, sube al portezuelo (cota setecientos metros) i va de ahí a la caleta Cruz Grande, en donde concluye en un hermoso muelle volante, treinta i cinco metros de la orilla del mar, de manera que los vapores pueden colocarse debajo de él para recibir por intermedio de una tolva i un canal de fierro la carga directamente dentro de sus bodegas.

Acompañamos dos fotografías de las cuales la más pequeña muestra el vapor *Queen Olga* en la operación de cargar; este vapor cargó algo más de cuatro mil toneladas de mineral para ser remitido a Europa, habiéndose cargado en un solo día más de quinientas toneladas.

Con la pequeña producción actual, el flete i carguío en el vapor no sale costando arriba de un peso quince centavos i se calcula con razón que una vez trabajando a plena capacidad este costo será a lo sumo de cincuenta centavos moneda corriente por tonelada embarcada. El costo del andarivel con su muelle ha sido aproximadamente de ochocientos cincuenta mil pesos moneda corriente.

La capacidad actual del andarivel es de cuarenta toneladas por hora, lo que con trescientos cincuenta días de trabajo i catorce horas de marcha (en realidad podria trabajar las veinticuatro horas sin mayores inconvenientes), daria una capacidad anual de ciento noventa i seis mil toneladas.

Estos medios de transporte i embarque, mas que suficientes para las necesidades del plantel de Corral, se ha visto que serán insuficientes para el caso ya acordado i resuelto de hacer una gran esportacion de estos minerales a Europa.

Por este motivo se tiene el proyecto de reforzar desde mui luego el andarivel al doble de su capacidad, i ademas independizarlo del muelle de embarque, haciendo en el puerto grandes acopios de minerales en tolvas especiales con puertas de carga por su lado inferior, disponiendo un andarivel secundario entre estos depósitos i el muelle de embarque.

La capacidad del depósito será de diez mil toneladas de minerales i la capacidad del andarivel de embarque será de doscientas cincuenta toneladas por hora, de manera que con un solo trabajo de diez horas diarias un cargamento de cinco mil toneladas podrá ser despachado en dos días.

Se ha visto asimismo que para los vapores de gran tonelaje el muelle debe ser prolongado en unos treinta metros mas, mar adentro i se proyecta tambien esta reforma.

En esta forma i con un gasto probable de no mas de unos quinientos a seiscientos mil pesos moneda corriente se tendria todos los elementos para hacer el transporte i embarque de trescientas noventa i dos mil toneladas anuales con catorce horas de trabajo i trescientos cincuenta días al año. Calculamos que con estos elementos será, pues, fácil llegar a satisfacer las necesidades de Corral (aun con una produccion de treinta i cinco mil toneladas de fundicion o sea una necesidad de unas cincuenta mil toneladas de mineral) i dejar para la esportacion la cantidad de doscientas cincuenta mil toneladas anuales. Es sobre esta cantidad que basaremos los cálculos de mas adelante, aun cuando el proyecto de la Compañía consiste en no detenerse ahí sino colocar un nuevo andarivel de mucha mayor capacidad o quizas un ferrocarril ordinario para llegar a una capacidad de transporte i embarque de quinientas mil toneladas anuales i aun alcanzar la cifra de un millon.

COSTO DE ESPLOTACION I DEMAS GASTOS HASTA PONER EL MINERAL A BORDO

El proyecto de explotacion del mineral consiste en atacar primeramente el cono o punta sur del yacimiento por medio de bancos de diez metros de altura cada uno, dotados de líneas Decauville que vengán a desembocar sus carros sobre carros de transferencia de un plano inclinado que bajará desde la cúspide a la estacion de carga del andarivel situado en el portezuelo. En el proyecto se consulta el trabajo de perforacion de los tiros o brocazos a mano, su esplosion a pólvora o dinamita, segun la mayor o menor consistencia del mineral, el arreglo de las herramientas tambien a mano, i asimismo el transporte de los carros, escpcion hecha de la bajada del plano inclinado que naturalmente será automática o por simple gravedad. El arreglo de este plan de tra-

bajo junto con los edificios, habitaciones para obreros, etc., que habrá necesidad de hacer, puede estimarse en otros quinientos a seiscientos mil pesos, de modo que la inversion total por hacer, para tener una explotacion de, digamos trescientas mil toneladas efectivas, será de un millon a un millon doscientos mil pesos moneda corriente.

El cuadro siguiente demuestra los precios de costo de la tonelada de mineral puesto a bordo en Caleta Cruz Grande para las diversas explotaciones, hecho por los ingenieros de la Compañía en vista de los datos sacados de la práctica actual i en las condiciones que al principio de este párrafo se indican. El jornal está calculado aquí a tres pesos cincuenta centavos moneda corriente por operario, que es algo mas de lo que actualmente vale i que puede considerarse como estable por mucho tiempo, siempre que la Compañía ponga en práctica, como lo piensa, el establecer pulperías o despachos en que no se persiga la ganancia en ese ramo, sino que vengan a ser simples anexos del negocio para ayudar i facilitar la vida a los operarios.

CUADRO RESUMEN DEL PRECIO DE COSTO DE LA TONELADA DE MINERAL DE FIERRO EN EL TOFO, SEGUN LOS ESTUDIOS DE LA COMPAÑÍA:

PESOS MONEDA CORRIENTE CHILENA

CLASE DE GASTOS	PRODUCCION ANUAL EN TONELADAS				
	50,000	100,000	150,000	200,000	500,000
Mano de obra.....	2.62	1.94	1.89	1.86	1.75 ½
Útiles i herramientas.....	1.08	0.97	0.89	0.82	0.72 ½
Gastos jenerales en El Tofo.....	0.64	0.45	0.32	0.25	0.15
Total por tonelada a bordo \$.....	4.34	3.36	3.10	2.93	2.63

Hemos tenido ocasion de ver los cálculos respectivos que sirven de base para llegar a este cuadro, i hemos tenido tambien ocasion de presenciar el trabajo mismo de la explotacion, aunque, por ahora, sin el órden i facilidad que tendrán una vez instalados en grande escala, i debemos decir que la impresion obtenida con este estudio es que es lójico esperar realmente estos precios como efectivos para explotaciones indicadas; mas aun, creemos que muchas partidas son susceptibles de cierta disminucion; por ejemplo, pensamos que ha de poderse encontrar máquinas perforadoras para reemplazar ventajosamente la mano de la obra en los tiros o taladros a broca; asimismo creemos que puede economizarse bastante en el desgaste del acero empleando aceros especiales, a estudiar aun, i en la operacion de afilar o aguzar las brocas que posiblemente, por lo ménos en parte, puede hacerse mecánicamente con economía de mano de obra i combustible. A pesar de esto i para cubrir los gastos de

amortizacion, no tomados en cuenta en los cálculos anteriores, los posibles imprevistos, i tener un márgen fuerte de seguridad, tomaremos en los cálculos posteriores el precio por tonelada en cuatro pesos moneda corriente.

Entrar en los detalles minuciosos de las diversas reparticiones de estos gastos, seria inútil; baste decir que el mineral de fierro, tal como se presenta, ofrece ventajas mui considerables para su explotacion en grandes tiros de canteras de dos metros de hondura, tiro que, estando libre la frente i un costado (como será el caso en la explotacion normal), pueden abarcar un metro cincuenta centímetros hácia atras i dos metros de largo con buen efecto, pues la constitucion del mineral lo permite bien por encontrarse clivajeado en todo sentido, de tal manera que tambien la parte que resulta de tamaño extraordinario i que debe reducirse a golpe de combo (aporreador), es relativamente mui pequeña. Al mismo tiempo, el gran peso específico del mineral hace que, para extraer una tonelada, el volúmen sea relativamente pequeño, lo que viene en ayuda del bajo precio por explotacion.

De la esportacion de estos minerales de fierro.—La extraordinaria riqueza i pureza de estos minerales los hace que sean comparables con los mejores de España, Arjelia i Suecia, tan buscados por las cualidades de los aceros i hierros que de ellos pueden obtenerse. Estos minerales ricos que se esportan de España, Arjelia o Italia a otros paises del continente europeo, en cantidades de mas de dos millones de toneladas anuales, son indispensables para ciertas operaciones metalúrgicas, en que se quiere obtener fierros de primera calidad, i son siempre mui ventajosos en toda la siderurjia i, por consiguiente, mui buscados.

Examinaremos qué provecho puede obtenerse con su esportacion de Chile, tomando como base cuatro pesos por produccion i un flete a Europa i Norte América de una libra por tonelada. El precio de costo, al cambio de diez i medio peniques por peso, puesto a bordo en Caleta Cruz Grande, seria de 3.5 chelines.

Ultimamente hemos mandado a Europa dos cargamentos con unas ocho mil toneladas de mineral en conjunto para ser realizadas en Europa sobre el siguiente contrato: pago de 6 s. por tonelada de 65 por ciento de lei con escala de 4 d. por unidad i 5 por ciento de fósforo con castigo de $2\frac{1}{2}$ d. por cada 5 por ciento de fósforo en exceso; el mineral vendido en Europa, deducidos los gastos de su pago, flete, etc., i rebajando 6 d. por tonelada, el resto de la ganancia se repartirá entre la Compañía i el comprador o contratista.

Examinemos el precio del mineral en la costa de Chile o en Europa. Con $68\frac{1}{2}$ por ciento de fierro i lei bajo o igual mínimo de fósforo, este mineral valdria en Caleta Cruz Grande segun el contrato 6 s. 4 d. $\times 3\frac{1}{2} = 7$ s. 2 d. i siendo su costo 3 s. 6 d. quedaria una ganancia de 3 s. 8 d. o sean 44 peniques por tonelada, lo que al cambio de $10\frac{1}{2}$ peniques forma \$ 4.19 m. c. como ganancia por tonelada esportada, a lo cual hai que agregar la mitad de la ganancia de venta en Europa, ménos $\frac{1}{2}$ s. por tonelada. Veamos que puede representar esto; los minerales de España con base de 50 por ciento de fierro se cotizan en Inglaterra a 22 s. la tonelada; si suponemos como escala $1/40$ por unidad, el mineral de $68\frac{1}{2}$ valdria 22 s. + $18.5 \times 0.54 = 32.175$ s. por tonelada inglesa o sean 31.67 s. por tonelada métrica.

El contratista habria pagado por este mineral 3 s. 2 d. por el mineral a bordo i 20 s. de flete = 27,66; su ganancia seria, pues, de 4,504 s.: rebajado $\frac{1}{2}$, como hemos visto, serian 4,004 i la mitad para la Sociedad daria 2 s. redondeando, que agregados a 44 peniques anteriormente vistos serian $44 + 24 = 68$ peniques = seis pesos cuarenta i siete centavos moneda corriente. Aun queda aquí una rebaja de flete a Europa que puede ser de consideracion, puesto que 20 s. es el flete corriente de tarifas, siendo que con contrato, por grandes cantidades i con las facilidad de despachar la carga en dos dias en el puerto, éste podrá seguramente rebajarse en una cantidad considerable, cuya mitad vendria a beneficiar a la Compañía. Aun mas, es sabido que con buques de vela este flete puede reducirse, como sucede con el salitre, a 15 s. i aun ménos.

Con el objeto de controlar la posibilidad de venta en el extranjero, hemos revisado precios de cotizacion en Estados Unidos para minerales ricos, precios en España, etc., llegando en todos los casos a resultados del todo análogos que demuestran con toda seguridad la posibilidad de esportar minerales ricos i puros de fierro de Chile a Europa o Estados Unidos con una ganancia nada despreciable.

A pesar de la comprobacion de estas cifras i de la seguridad casi absoluta que hai de que se llegue a ellas, tomaremos para los cálculos posteriores solamente como base una ganancia de cinco pesos moneda corriente por tonelada esportada, para quedar así a cubierto por completo de toda situacion imprevisible haciendo esto únicamente por el hecho de que aun no se ha efectuado ninguna liquidacion de las remesas de minerales ya enviadas a Europa, dejando si desde luego constancia de que segun nuestra opinion, la liquidacion final va a ser mas favorable aun que en el caso mas favorable indicado en los números precedentes.

III

LAS INSTALACIONES I EL SISTEMA METALÚRJICO EMPLEADO EN CORRAL

Descripción jeneral del plantel i sistema empleado.—Una suscita descripción del plantel siguiendo su marcha las materias primas, con lo cual se da al mismo tiempo idea de las operaciones, seria la siguiente:

Los minerales i calizas son descargados de vapores en espléndido muelle de cemento armado cuya capacidad de descarga es de quinientas toneladas al dia (24 horas) para ser colocados directamente sobre los carros del ferrocarril particuiar de la Compañía que los lleva al establecimiento; para su acumulacion se dispone aquí de 12 tolvas o depósitos de mampostería abiertas por su frente que mira a los hornos, con capacidad de mil toneladas de mineral de fierro cada una; en ellas se vácian directamente los minerales desde los carros cuya línea pasa sobre estas tolvas. El mineral en trozos de regular tamaño, pasa de aquí por carros Decauville i una grúa a vapor a dos hornos de calcinacion del tipo de los calcinadores para cal en los cuales se calcina mezclado en capas, con leña; de aquí pasa el mineral a una quebrantadora Blake de gran dimension, es tomado por un trasportador de correa, llevado a una serie de arneros que separan lo ménos de 1, i entregan el grueso a las quebrant-

tadoras pequeñas que lo reducen a tamaño de mas o ménos una pulgada de diámetro. La operacion de la calcinacion previa del mineral, que fué introducida hace poco tiempo como ensayo con mui buenos resultados i que se emplea casi en todas las usinas de siderurjia, es ejecutada aun de una manera poco económica por cuanto los hornos fueron colocados como ensayos i tendrán que cambiarse en el sentido de hacer su alimentacion mucho mas espedita i emplear como combustible el gas del horno de fundicion. Los resultados favorables de esta operacion preliminar se notarán mas adelante al calcularse el costo i consumo de material.

De las quebrantadoras, el mineral se carga en pequeños carros de empuje a mano, se pesa exactamente i va a los elevadores o monta carga que son dos (uno para cada horno, pero pudiendo servir indistintamente a uno u otro) manejados por un solo operario i por medio de la electricidad.

Estos elevadores están situados en la orilla de la plataforma de carga de los hornos de fundicion i en la cual se acumula la cantidad de mineral, combustible i demas ingredientes de la carga para su colocacion en el interior del horno.

Durante el tiempo de nuestra visita una carga se componia de mil ochocientos sesenta kilogramos de mineral, doscientos kilógramos de arena silicata i doscientos veinticinco kilógramos de piedra caliza i once metros cúbicos de leña en trozos de veinticinco centímetros de largo por un diámetro máximo de veinte centímetros.

El horno.—(Existen dos, uno en marcha i otro listo para colocarle el revestimiento de ladrillo). Con una altura total de venticuatro metros, un diámetro de cinco metros en la boca, seis en el vientre i un metro sesenta en el crisol no se diferencia de los hornos corrientes en la siderurjia sino por una contraccion mucho mas pronunciada en el crisol i porque lleva a unos diez metros cincuenta de altura, cinco anillos de toberas pequeñas de tres cuartos de pulgada de diámetro, colocadas en la circunferencia en número de veinticinco toberas por anillo i estando separados estos anillos por un metro treinta i cinco de distancia con el objeto de quemar en parte los gases desprendidos i elevar mas la temperatura en la parte superior del horno para provocar así una calcinacion rápida i completa de la leña cruda dentro de la zona de preparacion de la carga.

En todo lo demas el horno marcha como sus conjéneres empleados jeneralmente en la siderurjia; por cuatro toberas inferiores se introduce el aire que viene de las máquinas soplantes previamente calentado de cuatrocientos hasta ochocientos grados centígrados, segun la calidad del fierro que quiera obtenerse; llaves dobles en las toberas permiten graduar la cantidad relativa de aire frio i caliente que se admite dentro del horno.

La capacidad o cubo de este horno puede calcularse en cuatrocientos treinta i cinco metros cúbicos. En este horno, en lugar de un combustible ya carbonizado como es el coke o carbon de leña, se ve, pues, que se emplea la leña cruda en trozos pequeños (de las dimensiones ya indicadas) i hemos podido cerciorarnos durante la estadía en Corral que la marcha de este aparato no deja nada que desear, siendo un éxito que hace honor al señor Prudhomme, su inventor.

Hemos tenido ocasion de ver durante la marcha el carbon que se forma en el mismo horno (estraido espresamente por una de las toberas) i notar que su calidad es excelente por su dureza, resistencia i su compacta forma.

Los gases que se desprenden del horno i que provienen en parte de la destilacion de la leña i en parte del que se forma por la combustion del carbon a monóxido de carbono, son mas abundantes i mas ricos en calorías que los correspondientes a la marcha de un horno con coke i carbon de leña.

Estos gases sirven actualmente, despues de lavarse en los purificadores, para levantar presion en las calderas de vapor i para calentar el aire comprimido con que se alimenta el horno.

En estos usos solo se emplea la mitad mas o ménos del gas producido. Mas tarde este mismo gas servirá para calentar los hornos de calcina, los hornos para el recalentamiento de los aceros laminados i los hornos de fabricacion del acero, calculándose que en plena marcha el plantel no necesitará de esa manera ningun combustible mas que la leña cruda entrada a los hornos para fundir el fierro sirviéndose todo el resto con los gases combustibles que de éstos se desprenden. El empleo de este sistema nuevo en la siderurgia, no ha obligado a hacer instalaciones especiales ni ningun otro gasto escepcional en la planta de produccion del fierro, siendo por otro lado grandes las ventajas que con ello se obtienen, como se verá al hacer su comparacion con los sistemas usuales.

El aire para el horno es comprimido por turbo-compresoras, de las cuales hai dos (una para cada horno), i ademas una compresora de cilindro de repuesto con capacidad para ámbos hornos, se calienta haciéndolo pasar previamente por los recuperadores o torres Cowpers de grande altura i en número de tres para cada horno. Son estos recuperadores verdaderos laberintos de ladrillo refractario forrados exteriormente con hojas de hierro para evitar toda salida de aire, en los cuales por medio de válvulas especiales se quema durante seis horas gas del horno para calentar los ladrillos i se hace pasar despues durante tres horas el aire destinado al horno por los ladrillos calentados para elevar su temperatura al grado deseado. Funcionan pues, para un horno, alternativamente, tres, quedando uno de reserva para el caso de composturas, existiendo, por consiguiente, siete en todo para ámbos hornos.

En la parte superior del horno, en el crisol, se deja acumular la masa fundida haciéndose la sangría mas o ménos cada tres horas cuando el horno marcha a plena capacidad. Dada la poca cantidad de escoria que resulta por la riqueza del mineral, ésta se sangra junto con el lingote i se separa en el camino del horno a las lingoteras de arena por medio de un sifon invertido hecho de arena que permite el paso inferior solo al fierro fundido, derramándose la escoria por un canal lateral a los carros de escoria en que se les lleva al mar. La operacion de la sangría, lo mas hermoso como espectáculo en el plantel, no ofrece técnicamente ningun interes ni novedad; en cada sangría se obtiene de ocho a doce toneladas de fierro. Dejamos para mas adelante los datos sobre cantidad i composicion de los diversos productos.

Siguiendo con la descripcion jeneral del plantel, se tiene la sala de maquinarias i calderos en los cuales se tienen los siguientes elementos: la sala de calderas i la sala de maquinarias motrices i jeneradores eléctricos constitui-

dos por excelentes galpones espaciosos i ventilados con seis calderas capaces de tres mil kilogramos de vaporizacion por hora cada uno, tres motores a vapor de setecientos HP. cada uno para jenerar electricidad con sus dinamos acoplados directamente; la máquina compresora de aire de cilindros, con un motor acoplado de trescientos cincuenta HP. con capacidad para cinco metros cúbicos de aire por segundo con una presion de cuarenta cms. de mercurio; las tubo-compresoras movidas por la electricidad con capacidad de dos metros cúbicos cada una a veinte cms. de mercurio de presion, i las bombas de servicio de las calderas, condensadoras, etc. Se dispone aquí, pues, en los calderos de tres mil HP. en total, i hai motores para 2,100 HP. acoplados directamente a jeneradores eléctricos para transmitir esa fuerza al alumbrado, elevadores de carga a las turbo-compresoras i mas tarde a los laminadores, aparatos Bessemer, etc.; ademas, se dispone del motor de la compresora de aire de cilindros que tiene trescientos cincuenta HP.

Se tiene ya instalada una buena maestranza para todas las reparaciones necesarias con sus correspondiente galpon o edificio; el galpon en que irán los hornos para la fabricacion del acero está ya terminado i dentro de él se han colocado en una esquina dos hornos cubilotes para hacer fierro fundido amoldado, por el momento sin trabajo; se tiene hecho tambien el galpon para la laminacion del acero i se construan los cimientos para el juego de laminadores i su motor eléctrico correspondiente, material que está todo en Corral. El motor tiene 1,400 HP. i el juego de laminadores está destinado a producir los perfiles mas corrientes en el consumo de Chile hasta piezas de veinticinco kilogramos de peso por metro corrido. Se harán ahí, una vez concluidas las instalaciones, fierros en barras, redondos, cuadrados, cuadrangulares, fierros T i doble T, fierro en I. i fierro en U., etc., segun las necesidades ya bien estudiadas del comercio nacional.

Para el acarreo de las leñas que han de venir por via fluvial, hai un pequeño muelle para su descarga, una línea férrea para acarrearla a los depósitos cubiertos, situados detras del depósito para minerales de fierro, cuya capacidad será de diez a doce mil metros cúbicos i se dispone, ademas, de una cancha preparada, pero nó cubierta, en que puede depositarse algunas decenas de miles de metros cúbicos con comodidad. Para la trozadura de estas leñas hai en el establecimiento una serie de sierras circulares con sus respectivos bancos dispuestos para recibir el producto trozado directamente a los carros de mano que la llevan al horno. Estas sierras en número de trece operan con tres operarios cada una i dan sesenta i seis metros cúbicos de leña trozada en las veinticuatro horas o sea un total de ochocientos cincuenta i ocho metros cúbicos por dia.

Para la explotacion de las diez mil hectáreas de bosques que la Compañía ha recibido del Gobierno i situadas hácia la parte denominada Alto de Corral, se ha dispuesto un ferrocarril de unos siete kilómetros de largo, que se interna en los bosques i que sirve de arteria principal para la recoleccion de las leñas, cortadas con una lonjitud de un metro i un grueso no mayor de veinte a veinticinco centímetros, rajándose aquella que pasa de estas dimensiones. En carros planos viene esta leña acarreada por una locomotora a ser tratada en cuatro sierras triples con cadena de movimiento contínuo, sobre las cuales se

colocan los trozos, son arrastrados hácia las sierras, divididos en tres porciones por un primer par de sierras i cortado por medio el trozo central en la tercera sierra, todo esto automáticamente, quedando así dividido cada trozo de un metro en cuatro de veinticinco centímetros cada uno. Grandes tolvas de fierro i madera colocadas debajo de estas sierras reciben los trozos que por compuertas especiales se cargan los carros de un andavivel que luego describiremos. Un motor especial pone en movimiento las sierras.

Esta parte alta se comunica con la parte baja o sea con el establecimiento por medio de una serie de tres planos inclinados con igual línea a la del ferrocarril i ademas por un espléndido andarivel, capaz de bajar hasta ochenta metros cúbicos de leña por hora, que va a descargarse automáticamente al galpon situado cerca de los hornos de fundicion. Este galpon es constituido por una magnífica construcción de fierro que permite almacenar hasta ventitres mil metros cúbicos de leña trozada.

Para el acarreo de la leña que se compra i viene por el rio Valdivia (por donde vendrá tambien la mayor parte cuando la Compañia disponga de los bosques restantes) se dispone de un regular muelle de desembarque i de una línea de ferrocarril para almacenarla, ya sea en las tolvas o depósitos cubiertos ya citados, situados al lado de los destinados al mineral i frente a las sierras sencillas, o bien al aire libre cerca de la línea.

Tal es, a grandes rasgos, la relacion de las instalaciones existentes. Ellas se completan con las habitaciones para obreros i empleados, tanto en el plantel de fundicion (La Aguada), como en el bosque mismo i en las cercanias de Corral. Ahí se dispone, asimismo, de variadas casas para empleados, oficinas i demas servicios, i en el plantel mismo se cuenta con los edificios destinados a oficinas i laboratorio.

La impresion jeneral que deja la instalacion no puede ser mas favorable; ahí todo ha sido hecho o construido en espléndidas condiciones de solidez i ejecucion; los cimientos de hornos, maquinaria i edificios han sido construidos a todo costo, empleándose en ellos concreto con armadura de fierro en prevision de los temblores o terremotos, pues se empezaba la construccion justamente despues de uno de estos serios fenómenos. Al mismo tiempo nótese que no ha habido ni lujo ni exceso de gastos inútiles, notándose, ademas, que en la ejecucion se ha seguido un plan bien meditado que ha evitado por completo los cambios i modificaciones durante o despues de la instalacion, que son tan frecuentes a veces en la primera instalacion de un plantel de la importancia del que describimos.

IV

RESULTADOS OBTENIDOS EN CORRAL I COMPARACION DEL SISTEMA EMPLEADO CON LOS USUALES

Descrita ya la marcha jeneral de las operaciones en el nuevo sistema empleado en Corral, veamos ahora los resultados con él obtenidos, su marcha i su comparacion con otros sistemas que pudieron haberse empleado.

Antes, sin embargo, de entrar en estos detalles debemos hacer presente que en el sistema empleado no ha habido para la instalacion gastos especiales

que hubiesen podido economizarse con otro sistema, por lo ménos, en cantidades que merezcan mencionarse especialmente i cambiarse sensiblemente el costo de primera instalacion, i ademas, lo cual es de una importancia mui grande, que los hornos i demas aparatos se prestan tal como están para funcionar con carbon de leña o coke, bien que para ello seria conveniente agrandar el crisol del horno existente i hacer desde luego mas grande el por instalarse, cosa que se podria hacer con un desembolso i trabajo realmente insignificantes. Hacemos esta exposicion con el objeto de indicar de una manera clara i precisa, que aun en el caso de que no hubiese resultado un éxito como lo consideramos i demostramos el empleo del combustible crudo, esto no habria sido motivo alguno para no proceder a tomar uno de los caminos conocidos i empleados en jeneral en la siderurjia.

Resultados obtenidos en la marcha del 1.º al 14 de abril inclusives.—Durante este tiempo, en que por primera vez se marchaba a plena capacidad del horno en funcion, es decir, empleando sus cuatro toberas, hemos podido, en la segunda semana de esta marcha, observar i controlar los diversos detalles de las operaciones, cerciorándonos que no ofrece la marcha inconveniente alguno bajo el punto de vista técnico, sino que mui al contrario, su inventor i actual administrador señor Prudhomme merece de nuestra parte una felicitacion calorosa por el éxito con que ha trabajado en este sentido.

Para hacer ver que económicamente tambien es este sistema ventajoso, lo comparamos con los datos relacionados a la marcha normal de los otros sistemas.

El cuadro siguiente abarca todos los detalles de la marcha de los catorce dias en exámen, incluyendo los gastos de combustible, materia prima i la produccion de lingotes.

DATOS SOBRE LA MARCHA DE UN ALTO HORNO DE CORRAL DEL 1.º AL 14 DE ABRIL DE 1911.

Materias primas empleadas

DIAS	Mineral de fierro Kilogramos	Caliza Kilogramos	Arena silica- tada Kilogramos	Leña m. c. c.	Producción de lingote Kilogramos
1.....	68,640	10,725	9,750	429	50,651
2.....	87,360	13,200	12,000	528	60,446
3.....	97,280	14,300	13,000	572	72,408
4.....	99,480	14,575	11,130	583	75,743
5.....	103,400	15,125	11,550	601	69,708
6.....	103,040	15,400	11,200	616	66,782
7.....	99,360	14,850	11,340	595	65,984
8.....	102,800	13,375	11,050	601	72,781
9.....	110,920	11,800	11,800	649	71,913
10.....	92,000	10,840	10,000	550	73,575
11.....	90,160	11,515	9,800	539	66,063
12.....	103,040	13,160	11,200	616	77,114
13.....	106,720	13,630	11,600	638	79,805
14.....	88,320	11,280	9,600	528	60,591
Toneladas.....	1,352,620	183,775	155,020	8,045	963,564

Esta campaña servirá para determinar los diversos coeficientes de consumo i produccion.

a) *Produccion de lingote.*—El día 15 se produjeron setenta i cuatro mil trescientos un kilogramos de fierro, de manera que, agregando esta cantidad, se tiene como total en quince días un millon treinta i siete mil ochocientos sesenta i cinco kilogramos, o sea un término medio de sesenta i nueve mil ciento noventa i un kilogramo por día. Siendo que recién iniciada una campaña en esta forma se puede alcanzar la marcha normal si no en un tiempo largo, es justo dividir en dos partes la campaña.

Dividida en los siete primeros i los ocho últimos días de produccion se tiene como término medio de los primeros 65,96 toneladas diarios i 72,108. En realidad puede, desde luego, asegurarse que la producción real de este horno será superior al último número indicado en su marcha corriente, confirmándose esto por los días 12 i 13, en el último de los cuales llegó á 79,805 kilogramos. A pesar de esto, solo tomaremos como base de cálculo una produccion de 70 toneladas diarias, término medio, dejando el exceso para contrarrestar los pequeños inconvenientes, por lo demas, mui poco frecuente en la marcha de este horno, que pueden presentarse durante el trabajo. Con esta capacidad de 70 toneladas diarias i un trabajo de 350 días (los hornos de fierro trabajan con frecuencia años enteros sin paralizar su marcha); la capacidad de un horno sería de 24,500 toneladas anuales i con ámbos hornos (una vez hecho el revestimiento refractario, que es lo único que le falta al segundo horno para poder marchar), la capacidad productora del plantel se debe estimar en 49,000 toneladas anuales, prácticamente hablando dígase 50,000 toneladas anuales de capacidad.

b) *Consumo medio de mineral de fierro i calcinacion.*—Por tonelada de fundicion o lingote producida, el consumo medio de mineral de fierro habria sido de 1,403.81 kilogramos de mineral por tonelada de lingote.

Dividiendo esta campaña en dos porciones como anteriormente, estas cifras resultan de 1,426.31 para los siete primeros días i 1,382.02 para los siete últimos días.

En los cálculos por hacer mas adelante tomaremos como base un consumo de 1,400 kilogramos por tonelada de lingote. Si se hace el cálculo respectivo de la cantidad de fierro puro contenido en los minerales, parece a primera vista que no fuese suficiente un mil cuatrocientos kilogramos de mineral de sesenta i ocho i medio por ciento de fierro para producir una tonelada de fierro fundido, puesto que el fierro contenido sería solamente de novecientos cincuenta i nueve kilogramo; pero hai que tener presente que el fierro en lingote contiene cantidades variables de silicio i carbono, el primero desde 0.5 hasta tres por ciento i el segundo mas o menos invariable de tres a cuatro por ciento. De ahí proviene esta contradiccion aparente.

Durante esta campaña se ha calcinado el mineral ántes de cargarlo al horno como se indica en la parte descriptiva; esta operacion i la subsiguiente chancadura del mineral a tamaño pequeño ha sido de efectos importantes en la marcha fácil i rápida del horno, de manera que se hará en cuanto sea posible las instalaciones para hacer esta operacion mas espedita i mas económica empleando como combustible el gas del horno de fundicion.

El costo de la calcinacion es actualmente de un peso noventa centavos por tonelada de mineral, lo que da 2.66 por tonelada de lingote producido; con la calcinacion en mejores condiciones i empleando el gas como combustible esta última cifra bajará seguramente a un peso sesenta i seis centavos, cifra que tomaremos como base del cálculo para el precio de produccion.

c) *Consumo de caliza i arena silicatada.*—Aunque los minerales no contienen casi criadero o ganga (véase análisis) pues, solo tienen cosa de uno por ciento de alúmina por escorificar, el consumo de cal es relativamente considerable por cuanto hai necesidad de agregar al mismo tiempo arena silicatada para formar una cantidad de escoria suficiente para defender bien al fierro fundido contra toda reoxidacion en el horno. La cantidad mínimo de escoria por formar es talvez aun algo menor de la hecha durante el tiempo último de la campaña en cuestion, como se verá por los datos que de ella se obtienen.

En efecto, tomando el término medio de los catorce dias se tiene como consumo medio de caliza 190.72 kilógramos por tonelada de lingote i 160.88 kilógramos de arena silicatada para igual cantidad de lingote.

Si en cambio se toma el término medio por cada siete dias se tiene:

Caliza consumida por tonelada de lingote, siete primeros dias.	212.83 kilógs.
Caliza consumida por tonelada de lingote, siete dias últimos..	170.57 »
Arena silicatada por tonelada de lingote, siete dias primeros.	173.20 »
Arena silicatada por tonelada de lingote, siete dias últimos...	149.25 »

Demuestran estos números que en realidad está ya demostrado que puede marcharse con los números menores indicados. Sin embargo en los cálculos posteriores tomaremos como base las cantidades de 190 kilógramos para la arena silicatada.

d) *Leña consumida.*—El término medio de leña consumida en los catorce dias por tonelada de lingote es de 8.35 metros cúbicos, número que tomaremos para los cálculos posteriores, a pesar de que tambien aquí se nota mejoría notable en los siete últimos dias, pues ahí el consumo fué solamente de 8,211 metros cúbicos contra 8,498 metros cúbicos que representa el consumo de los siete primeros dias por tonelada de lingote producido.

La leña empleada contiene por término medio veinte por ciento de agua i se estima el metro cúbico de leña en 350 kilógramos como término medio.

La cantidad de agua contenida en la leña no debe pasar de un veinte a veinticinco por ciento para que sirva convenientemente en el sistema empleado. Recien cortadas las leñas contienen hasta sesenta por ciento de agua i bajan su contenido a veinte o veinticinco por ciento con dejarlas cortadas durante un verano o mejor un año entero. Mejor aun seria dejar las leñas por dos años cortadas en el monte pero como hemos dicho, un año es suficiente para la marcha conveniente del horno, puesto que la empleada en la marcha actual no tenia siquiera ese tiempo de secadura.

e) *Escorias.*—A mas del fierro resulta tambien cierta cantidad de escorias, unos 300 kilógramos por cada tonelada de lingote, cuya composicion puede considerarse como término medio de cuarenta i cinco a cuarenta i ocho por ciento de sílice, quince por ciento de alumina i cuarenta por ciento de cal; en fierro jeneralmente lleva poca lei siendo el término solo uno por ciento.

Estas escorias podrán encontrar mas tarde tambien alguna aplicacion industrial, pues se emplean en varios usos que dependen de su composicion i constitucion física; el uso mas ventajoso es el hacerlas servir para la fabricacion del cemento artificial o de escorias. Aun cuando la cantidad de escorias no es mui grande este punto es digno de estudiarse con detencion.

f) *Gases combustibles.*—Los gases que salen del horno se emplean en parte como ya hemos dicho para jenerar fuerza i para calentar el aire por introducir al horno. En esto se ocupa algo ménos que la mitad de la cantidad que se produce, perdiéndose por ahora el resto, hasta poderlo mas tarde aprovechar en las diversas operaciones para la fabricacion del acero.

Se calcula que haciendo la fabricacion del acero se tendrá empleo para la totalidad de los gases i no habrá necesidad de ningun otro combustible para esas diversas operaciones.

La composicion media en volúmenes por ciento de estos gases, los máximos i mínimos de cada componente durante el tiempo del 1.º al 10 de abril de 1909, fueron los indicados mas abajo:

Componentes	Término medio	Máximo	Mínimo
CO ₂	12.42	13.29	11.50
CO	20.37	22.50	18.40
CH ₄	8.50	10.95	6.45
H.	5.09	7.69	2.08
Az.	53.62	56.10	50.87

El poder calorífico de estos gases por metro cúbico varia segun su composicion de mil trescientas a mil quinientas calorías siendo el correspondiente al término medio de mil cuatrocientas setenta calorías.

Mas adelante, al hacer la comparacion con las sistemas usuales, volveremos sobre estos puntos.

Productos secundarios de los gases.—Los gases de la combustion arrastran cierta cantidad de productos que tienen valor comercial i que deben recojerse, operacion que hoi día no se hace aun, lo que queda justificado del todo por el hecho de que las instalaciones por hacer dependen en absoluto de la composicion de los gases, de las cantidades de productos por recojer, etc., i estos factores no podrán ser conocidos de antemano; debia marcharse primero en condiciones mas ó ménos normales para determinar estos factores i hacer segun ellos el proyecto correspondiente.

Son dos las sustancias que tienen importancia en los gases como productos secundarios: el ácido acético i el alquitran; el alcohol de madera que tambien se produce en la destilacion de las leñas parece que se quema en su mayor parte en la destilacion que se hace bajo tan especiales condiciones, en el horno de fundicion.

Segun los ensayos hechos por la Compañía, cada tonelada de leña puede dar como producto cincuenta kilogramos de acetato de cal comercial de ochenta a ochenta i dos por ciento de acetato de cal que se cotiza en Europa al precio de ciento ochenta marcos mas o ménos por tonelada (ciento veinte pesos de

dieciocho peniques la tonelada) que podrian recojerse con un gasto de marcha de los aparatos incluso amortizacion, fletes a Europa, etc., de 80.89 marcos por tonelada, quedando una utilidad neta de 99.11 marcos por tonelada recojida. La cantidad que puede recojerse con una produccion de fierro de veinticuatro mil toneladas anuales es fácil calcularla: cada tonelada de fierro exige 8.35 metros cúbicos de leña a 350 kilogramos=2,922.5 kilogramos de leña, las veinticuatro mil exigirán pues setenta mil ciento cuarenta toneladas de leña i dando cada una cincuenta kilogramos de acetato resultarian tres mil quinientas siete toneladas de acetado de cal. En los proyectos se ha considerado que se producirán solo tres mil doscientas cuarenta toneladas de acetato que con la ganancia anteriormente citada darian una utilidad anual de trescientos veintiumil ciento veinte, o redondeando la cifra trescientos veintiumil marcos que corresponden a cuatrocientos un mil doscientos cincuenta francos, que es la cifra que se tomará mas adelante para los cálculos de entradas probables.

La instalacion de los aparatos recuperadores se calcula, segun la propuesta de las maquinarias i el presupuesto de instalacion, en unos quinientos mil marcos o sean seiscientos veinticinco mil francos.

Se recojeria al mismo tiempo el alquitran, cuya cantidad no se ha determinado por no creerse de importancia comercial este producto; sin embargo, en el país nuestro, donde un combustible aceptable vale por tonelada a lo ménos veinte pesos de dieciocho peniques, este producto, difícil es cierto de colocar al principio, podria alcanzar un precio total no despreciable; en realidad, juzgando los resultados probables por analogía con la destilacion en retortas, se puede estimar que cada tonelada de leña no deberá producir en el horno ménos de unos cien kilogramos de alquitran i, por consiguiente, las setenta mil ciento cuarenta toneladas darian siete mil catorce toneladas de alquitran, que al precio de veinte pesos cada una darian ciento cuarenta mil doscientos ochenta pesos de dieciocho peniques de entrada.

Sin embargo, como este punto no está en estudio, no tomaremos en cuenta en los cálculos de las entradas probables este factor.

Tales son los resultados obtenidos en esta marcha que nos ha servido para determinar los factores diversos que permitirán comparar el sistema en uso con los otros empleados jeneralmente en la siderurjia i fijar las cantidades relativas de consumo i produccion para poder calcular mas adelante los precios diversos a que podrá hacerse la produccion del fierro.

Comparacion del sistema empleado en Corral con los otros usuales.—Segun lo anteriormente visto, solamente se diferencia el sistema empleado en Corral de los demas usuales en siderurjia en que emplea leña cruda en el horno en cambio del coke o carbon de leña que se emplea en jeneral (dejando a un lado los pocos casos en que se usa antracita, que no tendria objeto comparar aquí).

Capacidad del horno.—Hemos dicho que el horno de Corral tiene un cubo de cuatrocientos treinta i cinco metros cúbicos. Comparemos este cubo con la capacidad productora media de setenta toneladas al dia alcanzada i sobrepasada en la última campaña con las capacidades dadas para los hornos que marchan con coke i carbon de leña en casos semejantes de mineral tratado. Segun los datos de autores mas caracterizados para minerales ricos, de difícil reduccion (como son en Corral, i de ahí la necesidad de la calcina preliminar), se nece

sita para los diversos casos de 0.7 a 1.0 metros cúbicos de capacidad del horno para la tonelada semanal de producción, es decir, que para las setenta toneladas diarias, o sean cuatrocientas noventa toneladas semanales, se necesitarían de trescientos cuarenta i tres a cuatrocientos noventa metros cúbicos. El término medio sería, pues, de cuatrocientos ocho metros cúbicos, número muy aproximado a la capacidad real del horno de Corral. De manera que bajo el punto de vista de la capacidad productora deducida del cubo del horno, el de Corral no ofrece desventaja ni inconvenientes, quedando en este sentido dentro de los números o factores usuales, especialmente tomando en cuenta que la producción de setenta toneladas diarias tomadas como base es baja, puesto que ha llegado a producirse notablemente más.

Eliminado este motivo de comparación queda únicamente que tomar en cuenta las cantidades relativas de combustible que se consumen en los diversos sistemas i sus precios como asimismo el mayor o menor trabajo que obliguen i los productos que se obtengan.

Comparación con los hornos de coke.—Los datos del consumo de coke para obtener una tonelada de fundición o lingote, que se dan en jeneral, varían de ochocientos kilogramos, para los casos más fáciles, hasta mil ciento cincuenta para los más dispendiosos, siempre dentro de términos usuales del mineral i considerando éste de buena ley aunque no tan rico como el tratado en Corral; el término medio daría un consumo de 975 kilogramos por tonelada de lingote producido.

El costo de esta cantidad de coke sería cuando menos de \$ 41.93 m. c. (cambio a 10½ d.), calculando obtener coke a \$ 43 m. c. la tonelada a bordo en nuestra costa, quedaría por aumentar este valor en la descarga i pérdidas inevitables en el coke que calcularemos en conjunto en 5 por ciento (cifra bien moderada) lo cual daría como gasto del combustible o coke la cifra de \$ 44 m. c. en números redondos.

El consumo de leña es de \$ 8.35 m. c. por tonelada de fundición en Corral; esta leña se calcula a \$ 3.50 m. c. el metro cúbico, como veremos más adelante (pudiendo ser mucho menor); de manera que el gasto por combustible en este caso sería de \$ 29.23, quedando una diferencia a favor del empleo de la leña de \$ 14.77 m. c. por tonelada de lingote, lo cual es una cantidad muy considerable. Podría pensarse, sin embargo, que fuese mucho más conveniente haber colocado los hornos al pie de la mina, por ejemplo en Caleta Cruz Grande i ahorrar así el flete i desembarque de los minerales, cuyo valor sube a \$ 6 m. c., como se verá más adelante.

Esto, sin embargo, lo consideramos poco conveniente por la dificultad de conseguir agua i demás elementos de vida en esa región i si se buscara otro punto como por ejemplo Huasco o Coquimbo, vendría nuevamente algún flete i gastos de descarga para el mineral que haría la economía de ese flete casi nula. Por otra parte, aun así quedaría el consumo del combustible siempre superior para el coke aun rebajándole el flete íntegro del mineral. Se ve, pues, que comparado el precio del combustible por consumir no hai cuestión posible sobre la superioridad manifiesta del empleo de la leña.

Es cierto que un poco tendrá que recargarse la mano de obra para el carguío de la leña que corresponde a un volumen i peso muy superior al coke que

se emplearia, pero hai otras ventajas que se obtienen con la leña que es necesario tomar en cuenta. De estas ventajas las principales son las siguientes:

1) Que los productos de buenos minerales con coque o con leña (o con carbon de leña) no tienen el mismo valor, sino que los segundos tienen fuertes premios en los mercados europeos principalmente por quedar exentos de azufre. Así, por ejemplo, en España los productos (segun la *Revista Minera* de España) obtenidos en hornos al carbon de leña varía de cuatro a cinco pesetas por cada cien kilogramos. Este sobre precio es de suma importancia para los efectos de la venta de productos en Europa i tambien con el tiempo en nuestro pais.

2) Que el horno marchando con leña cruda produce mucho mas gases i de un poder calorífico mui superior al que da el horno de coque, de manera que se espera no necesitar ningun combustible fuera de la leña empleada en los hornos i los gases resultantes para toda la fabricacion de lingote i acero, cosa que no sucederá con un horno marchando con coque.

3) Con la leña se puede, como se ha visto anteriormente, recoger productos secundarios que permitirán una ganancia considerable sobre el caso del coque, en que ningun producto secundario puede recogerse; i

4) I lo no ménos importante; que la leña es producto nacional i el coque tendria que venir del extranjero; así, por ejemplo, en veinticuatro mil toneladas de produccion de fierro, el coque empleado seria de veintitres mil cuatrocientas toneladas con un valor de un millon seis mil doscientos pesos moneda corriente, cantidad que nuestro pais debiera importar, miéntras que la leña está ahí, en los bosques, que por lo demas conviene en gran parte despejar para dedicar los terrenos a usos agrícolas de mucho mas provecho que el bosque mismo.

Por lo anterior se ve, pues, que es incuestionable el hecho de que el empleo de la leña cruda es con mucho superior al empleo del coque para la siderurgia nacional i que han hecho bien los que determinaron que fuese ese combustible nacional el empleado i no el coque extranjero.

Comparacion entre el empleo de leña cruda i carbon de leña.—Los factores que se dan como consumo de carbon de leña por cada tonelada de fundicion o lingote, varian entre setecientos cincuenta como mínimo i mil cien como máximo; si se toma el término medio entre estos números, se tendria novecientos veinticinco kilogramos de carbon de leña que se deberian consumir para obtener una tonelada de lingote contra 8.35 metros cúbicos de leña cruda que realmente se emplean.

En los hornos de Corral se hizo una esperiencia con carbon de leña procedente de la destilacion en retortas, que fué comprado a treinta i dos pesos, moneda corriente, la tonelada, habiéndose consumido trescientos treinta i ocho mil cien kilogramos de carbon para producir doscientos siete mil quinientos noventa i siete mil kilogramos de lingote; esta prueba hace ver que el cálculo con novecientos veinticinco kilogramos arriba indicado, es bien favorable i que se toma mas bien los factores mui en contra del empleo de leña cruda.

Los novecientos treinta i cinco kilogramos de carbon, con un rendimiento de veinte por ciento de carbon respecto a la leña carbonizada (factor que se toma un poco bajo, por ser la leña empleada en el horno con la que se hace la

comparacion, bastante rica en agua) habrian exigido un peso en leña de cuatro mil seiscientos setenta i cinco kilogramos, que corresponderian a trescientos cincuenta kilogramos el metro cúbico, a un volúmen de 13.35 metros cúbicos de leña cruda, contra 8,35 que se consume actualmente, o sea que habria necesidad de explotar casi un sesenta por ciento mas de leña i hacer con ella carbon para llegar al mismo resultado obtenido con leña cruda.

Para el empleo del carbon de leña se podrian haber tomado dos caminos: el primero seria hacer el carbon por medios primitivos, en hornos aislados i sin recojer los productos secundarios; el segundo seria haber hecho una central de carbonizacion en retortas, por ejemplo, i recojer los productos secundarios.

En el primer caso, el transporte de la leña se reduciría mucho i quedaria por trasportar solo el carbon de leña, que puede calcularse ocupa en volúmen un sesenta por ciento del correspondiente a la leña primitiva. El volúmen de este carbon vendria siendo casi exactamente el volúmen de la leña cruda hoy empleada de manera que los gastos por flete, carguío, etc., se puede considerar que se quedarian iguales para ámbos casos, la cantidad de leña por cortar i su transporte al horno seria mucho mayor i se recargaria el costo en el precio (aunque no mui considerable) de la carbonizacion en pilas. En resúmen, puede considerarse por estos puntos que el gasto seria ya algo mayor para emplear carbon, pero aun considerándolo igual, la ventaja quedaria para el empleo de la leña cruda por las siguientes razones.

1) Se pierde, porque se muele gran proporcion del carbon de leña que obligaria ademas algun envase para su transporte;

2) Se obtendria menos cantidad de gas combustible en los hornos, pues en este sentido, seria el caso casi igual al caso de hornos con coke, siendo, por consiguiente, tambien estos gases mui pobres;

3) Se pierden todos los productos secundarios, que vimos que pueden llegar a tener un valor considerable;

4) Se consume en absoluto un sesenta por ciento mas de leña o madera; i

5) En un clima lluvioso como el de esas rejiones, la fabricacion del carbon de leña en la forma indicada, estaria sujeta a serios inconvenientes que no vale la pena detallar mayormente.

Resulta, pues, que con respecto al carbon de la leña de fabricacion en pilas sin recuperacion de productos secundarios, no hai cuestion que el actual sistema tiene considerables ventajas.

En cuanto al segundo caso en que se hiciese un plantel de carbonizacion especial habrian a favor del actual las razones siguientes:

1. Un gasto de leña de uno contra un peso sesenta centavos para el carbon sin calcular el empleo del combustible para la carbonizacion que es mui fuerte.

2. La economía de la corta i movilizacion de esa cantidad de leña mayor i el costo de la operacion de calcinacion.

3. La economía en el costo de primera instalacion de un enorme plantel de carbonizacion.

Si se considera el precio del metro cúbico de leña a tres pesos cincuenta centavos i calculando solamente cincuenta centavos por carbonizacion de la leña i manipulacion de esta operacion, el costo anual de leña cruda resultaria

para veinticinco mil toneladas de fundicion, de setecientos treinta mil seiscientos veinticinco pesos contra un millon quinientos un mil ochocientos setenta i cinco pesos que resultarian para el caso de obtener carbon de leña en retortas.

En cambio se tendria aun que el gas del horno con carbon seria mas pobre pero resultando gases abundantes en la carbonizacion, se podria suplir la falta con una pequeña complicacion mas en la marcha, pero por otro lado los productos secundarios serian un tanto mas abundantes en la carbonizacion, tanto por la mayor cantidad de leña como porque así se recoje un mayor porcentaje por lo ménos de ciertos productos. Cálculos aproximados en este sentido hacen ver que no subiria probablemente esto de mas de trescientos cincuenta mil pesos moneda corriente, es decir, siempre una cantidad mui superior a la diferencia del gasto por hacer entre ámbos sistemas para obtener la leña.

Veremos, ademas, mas adelante que hai necesidad de tener mui en cuenta un gran volúmen de leña por trasportar, por explotar i manipular; estas operaciones, sin duda las mas delicadas de todo el conjunto del negocio de Corral, se agravarian enormemente en el caso de carbonizacion, ya que la proporcion de leña seria entre ámbos como los números 584.5 i 934.5, es decir, que el primer número representa los metros cúbicos por emplear en el caso de leña cruda i el segundo los metros cúbicos en el caso del carbon.

No vemos necesidad de entrar en este sentido en mayores detalles i comparaciones con una carbonizacion hecha en otra forma o situacion que las dos indicadas, por cuanto esos sistemas vendrian quedando en sus resultados entre los dos extremos ya bien carbonizados.

La consideracion que hai aun que hacer i que viene a ser desfavorable comparativamente al empleo de leña cruda contra carbon vegetal, es el hecho de tenerse que emplear leña relativamente seca, lo que quiere decir que hai que cortarla con un año mas o ménos de anticipacion; pero como esta leña se deja secar en las pilas formadas en el monte solamente, representaria para veinticuatro mil toneladas de fierro anual el tener cortada una cantidad de doscientos mil metros cúbicos, cuyo costo seria cosa de doscientos cincuenta mil, sobre los cuales se pierde el interes respectivo, o sean, al ocho por ciento, veinte mil anuales. Comparativamente a las otras razones fvorables, este hecho i el tener que desplegar al principio una mayor enerjía en la corta de los bosques, hasta tener lista esta cantidad, no influyen desfavorablemente el sistema en uso. I ménos sensible es esto aun, si se toma en cuenta que de todas maneras, aun para la carbonizacion, no conviene leña con su máximo de agua, i siempre habrá que tener reservas considerables cortadas para evitar cualquier imprevisto i suplir con esa existencia la época de invierno, en que la corta posible es mucho ménos activa.

Con los fundamentos anteriormente espuestos se ve, pues, que no solamente el sistema empleado haciendo uso de leña cruda es un éxito técnico, sino que tambien es sin lugar a dudas el sistema mas adecuado económica i prácticamente a la localidad en que se encuentran los hornos de fundicion i el que con mayor facilidad, espedicion i menores costos ha de asegurar la existencia de la siderurjia en Chile.

Antes de concluir esta comparacion entre los sistemas empleados, séanos permitido hacer presente que si en ella no se hacen comparaciones con la siderurjia basada en los sistemas termo-eléctricos, es porque jamas se pensó que la actual Compañía hubiese de tomar ese camino que, por otra parte, bien podria en muchos casos ser quizas el mas ventajoso de todos.

(Continuará)



La industria de los morteros, cales, cementos, yeso i puzzolanas

Las informaciones que presentamos en este artículo sobre la industria que lo intitula, tomadas de diversas autoridades, sirven de introduccion a algunos artículos sobre esta industria en Chile, que se publicarán en el BOLETIN.

CALES

La cal dé construccion se presenta en la naturaleza en forma de carbonato de calcio en variedades numerosas que describiremos en parte.

El espato calcáreo cristalizado puro es incoloro i trasparente. No se emplea para fabricar cal viva porque se desagrega con la calcina; pero se usa en cerámica, en la fabricacion del vidrio i en la industria química.

El mármol tiene estructura cristalina i fractura brillante; se emplea en la escultura i la construccion. Da oríjen a una cal mui estimada por su pureza.

La antraconita es una calcárea negra debido al betúmen; no es fácil de calcinar i se usa poco para cal.

Las estalactitas son calcáreas cristalinas de poca aplicacion a causa de su escasez relativa.

La calcárea compacta es gris en jeneral, de fractura conchoídea o finamente hojosa. Es la forma mas abundante del carbonato de calcio i la mas empleada tanto para construccion como para la produccion de la cal. De fuerza variable, suele tener sílice i arcilla, empleándose así para la fabricacion de la cal hidráulica.

La oolita se compone de granos esféricos aislados, aglutinados por materias calcáreas.

La aragonita globuliforme, se distingue de la anterior, porque en vez de granos de calcita los tiene de aragonita. Es jeneralmente arcillosa i sirve para la fabricacion de la cal hidráulica.

Las calcáreas fétidas contienen materias betuminosas de mal olor, que les dan color oscuro i que segun la cantidad de materia orgánica puede llegar a calcinarse sin necesidad de combustible estraño.

La calcárea litográfica se emplea en litografía i tambien como cubiertas de construcciones i para la fabricacion de la cal.

La tiza, compuesta de granos calcáreos amorfos, fácilmente aglomerados. A veces es carbonato de calcio puro; se usa en alfarería. Se deja pulverizar sin esfuerzo i por eso se emplea en la fabricacion del cemento Portland. La calcinacion da una cal de buena calidad, pero que necesita larga estincion.

El tufo calcáreo es poroso como el tufo i a menudo arcilloso. Se calcina fácilmente dando una cal magra, que no soporta mucha adiccion de arena, sobre todo si es ferrujinosa.

La calcárea de praderas es blanca, terrosa, con mucha materia orgánica i a menudo arcillosa. Para calcinarla hai que molerla.

Las calcáreas de conchas i de corales calcinadas dan una cal notable.

La dolomita es una mezcla equimolecular de carbonatos de calcio i magnesio. Se usan para ladrillos refractarios por la magnesia que contienen. En los morteros aumenta ménos el volúmen de la cal que produce, pero soporta mucha arena i una vez fraguada es mui dura. Algunas variedades dan cales hidráulicas.

Las margas son mezclas de arcilla con carbonato de calcio, de aspecto terroso; las hai calcáreas i arcillosas, segun el elemento predominante. Las primeras dan cales hidráulicas i cemento romano.

La mayor parte de la cal se emplea en construccion, en crudo o calcinada en los morteros. La metalurjia del fierro, del cobre i la fabricacion del vidrio la consumen en gran cantidad. En la del azúcar i de la soda por el amoníaco se utiliza a un tiempo el ácido carbónico i la cal. La cal viva se emplea en la produccion del *cloruro de cal* en la industria de los cueros, para la preparacion del ácido esteárico, del jabon i de muchas industrias mas. En fin, la agricultura la emplea como abono.

La piedra calcárea, como elemento de construccion, debe llenar condiciones de resistencia al aplastamiento. Esta varia con la humedad del material. De su composicion química interesa conocer la cantidad de silicatos insolubles, sílice soluble, óxido de fierro, alúmina, magnesia, yeso, piritas (azufre), ácido carbónico i cal.

Para controlar la fabricacion de la cal conviene determinar la composicion de los gases, la intensidad del tiraje i el grado de calcinacion. La temperatura teórica de disociacion del carbonato de calcio es de 825°; pero en la práctica es superior, porque al rojo oscuro la cal viva vuelve a absorber el ácido carbónico.

Cales para morteros aéreos.—Son las mas puras, llamadas tambien *grasas*, i se endurecen solo en el aire, despues de mojadas. Para comparar el valor de las diferentes cales para los usos de la práctica es de interes la determinacion del volúmen de la pasta de cal que se puede preparar con una cantidad dada de cal.

Cales hidráulicas.—Se preparan con cales ricas en arcilla i en sílice desagregable. Fragan no solo en el aire sino tambien en el agua, i se reducen a polvo en su apagamiento, lo que, con su menor cantidad de arcilla i sílice, las distingue de las cales para cemento romano.

Si estas cales tienen 15 a 20% i mas de arcilla se apagan con dificultad i es preciso entónces reducir las a polvo fino. Aumentando la proporcion de sílice i

de alúmina se entra a las cales para cementos romanos, intermediarios entre las cales hidráulicas i el cemento Portland.

CEMENTO ROMANO

El cemento romano se produce por el cocimiento de ciertas cales análogas en sus propiedades a los cementos de puzzolana empleados por los antiguos romanos. Se fabrica el cemento romano con calcáreas que contienen 25% i mas de arcilla. La coccion de estas cales es sencilla, pero si la temperatura se lleva a la exajeracion, pierde el cemento sus propiedades, no debe llegar á la temperatura de vitrificacion. Los cementos romanos se distinguen de las cales hidráulicas porque el contacto del agua no se estinguen en fragmentos gruesos, i requieren una molienda fina para su empleo. Con el agua en contacto no desprenden calor. Molido este cemento es de color amarillo pardusco, a rojizo o negro, segun su contenido en fierro i grado de cocción. Recientemente cocido su fragua es mui rápida, i aquélla se retarda con el tiempo de conservacion, retardo que es mas corto que para el cemento Portland. El cemento romano se diferencia del cemento Portland en sus propiedades: el primero fragua con mayor rapidez i su resistencia alcanza solo a 2/3 de las del segundo. La fragua del cemento romano comienz á los 7 minutos en los mas rápido i a los 15 o mas en los otros.

La relacion que entre la cal i la arcilla debe existir en el cemento romano es aproximativamente 1: 1, 2 a 1: 1, 6. Esta cifra, es decir el cuociente *cal: silicatos totales* se llama *indice de hidraulicidad*.

La composicion media de un cemento romano es la siguiente:

Silice.....	24—27%
Alúmina.....	8—10 »
Cal.....	48—59 »
Oxido de fierro.....	3— 6 »
Magnesia.....	hasta 3 »
Acido sulfúrico.....
Alcalis.....

Si la composicion del cemento queda dentro de estos límites, se puede decir con certidumbre que el cemento es de buena calidad; pero solo las pruebas de resistencia, invariabilidad de volúmen i determinacion del tiempo de fragua permiten emitir un juicio definitivo sobre este punto. Si se examina la piedra de cal bruta, debe observarse que sea homogénea de composicion, porque en esta forma entra al horno, sin mezcla, para dar origen por la coccion al cemento romano, lo que no ocurre con el cemento Portland cuya composicion se le da por mezcla artificial.

El peso específico del cemento romano varia de 2.7 a 3. Pierde por calcinacion 5%.

La fuerza de la molienda debe ser lo mas grande posible; i a lo menos debe pasar 64% por el tamiz de 2,500. mallas por centímetro cuadrado i 82 % por el de 900.

La resistencia del mortero normal de 1 de cemento por 3 de arena, preparado correctamente debe ser como mínimum la siguiente, por centímetro cuadrado.

	Dias	Traccion	Compresion
Cemento de fragua rápida	7	4 Kg. Kg.
	28	8 »	60 »
Cemento de fragua media o lenta.	7	5 »
	28	10 »	80 »

Los mejores cementos resisten a los 28 dias respectivamente 20 i 180 Kgs. El endurecimiento continua durante un año al fin del cual la resistencia i la traccion llega a 30 Kgs. i a 900 a la compresion.

CEMENTO PORTLAND

Es raro encontrar piedras calcáreas con composicion tal que por simple coccion produzcan cemento Portland. La temperatura de coccion de este cemento debe ser tal que orijine un principio de vitrificacion en la masa, la cual endurecida, se llama *klinker*. La mayor parte de este cemento del comercio se prepara por mezcla de piedras calcáreas i arcillosas. Se prefieren las calcáreas mas fáciles para moler. La magnesia es perjudicial en estas cales, porque el cemento resultante se hincha demasiado. Las materias arcillosas no deben contener arena ni mucha alúmina ni álcalis; ésta aumenta la rapidez de la fragua i disminuye su resistencia.

Para fabricar un buen cemento Portland hai que cuidar de mantener la buena composicion de la mezcla, para lo cual debe determinarse constantemente el contenido de la mezcla en carbonato de calcio, operación que se efectúa rapidamente con el calcímetro. Conviene tambien examinar de cuando en cuando los gases del horno para regular el tiraje i grado de coccion. Los conos de *Segger*, por ejemplo, i los indicadores de tiraje llenan estos objetos. La temperatura de coccion del cemento Portland es mayor que la del cemento romano i las de las cales i corresponde a la fusion de los conos de *Segger* números 12 a 16 segun la cantidad de cal.

La esperiencia ha fijado los siguientes límites de composicion química para el cemento Portland:

Silice e insoluble.....	19 a 26%
Alúmina.....	4 a 10 »
Oxido de fierro (Fe ₂ O ₃).....	2 a 4 »
Cal.....	57 a 66 »
Magnesia	hasta 5 »
Alcalis.....	» 3 »
Anhidrido sulfúrico (SO ₃).....	0 a 2 »

La pérdida por calcinacion rara vez excede a 3%. Accesoriamente lleva en

cemento pequeñas cantidades de protóxido de manganeso i de sulfuro de calcio, proveniente este último de la reduccion del sulfato de calcio por los productos de la combustión incompleta.

El ácido sulfúrico proviene en el cemento de las materias primas; pero a veces se le agrega intencionalmente en fórma de yeso. El yeso, aun en pequeña cantidad, disminuye la rapidez de fragua. Como el cemento recién fabricado es de fragua rápida i el comercio pide cementos de fragua lenta principalmente, se le suele agregar 1 a 2% de yeso. Yeso en exceso debe evitarse, porque produce un gran aumento de volúmen en los morteros.

Las condiciones de recepcion que se imponen a los cementos Portland i los métodos de control para fijarlas se determinan en cada país. Las siguientes se refieren a Alemania.

El cemento Portland se define como un producto obtenido por calcinacion hasta comienzo de vitrificacion de una mezcla íntima de diversas sustancias, cuyos principales elementos son materias calcáreas i arcillosas, i que se reduce despues al estado de polvo impalpable; debe tener a lo menos 1.7 partes de cal por 1 de sustancias hidráulicas. Se admite hasta 2% de impurezas sin que deje de llevar su nombre.

La definicion del cemento Portland fija un límite inferior a la relacion entre la cal i los productos hidráulificantes. El límite superior admitido jeneralmente es 2.2 para los cementos artificiales i 2.4 para los naturales.

La densidad del cemento Portland es de 3.0 a 3.2.

En principio, el cemento Portland debe embalsarse en barriles de 180 kgs. brutos, con ún contenido de 170 kgs. netos o medios barriles de 90 kgs. brutos i alrededor de 83 kgs. netos. El peso bruto debe indicarse en los barriles. Cuando el cemento se venda en barriles de otro peso o en sacos, debe indicarse su peso bruto en caracteres visibles en el enbalaaje.

Las pérdidas por tamizaje o las pequeñas variaciones de peso accidentales se tolerarán hasta 2%. Fuera de este límite los barriles i sacos deben llevar en caracteres visibles el nombre o marca de la fábrica. En interes de los compradores i seguridad de los negocios es conveniente la adopcion de un peso uniforme. El peso mas aceptado es de 180 kgs. bruto, igual a 400 libras inglesas.

Segun el objeto del cemento, el tiempo de su fragua puede ser rápido o lento. Se llama lento si su fragua ha terminado en 3 horas; normal, entre 1 a 3 horas; rápido, entre 10 i 20 minutos i mui rápido en 5 minutos.

El tiempo de fragua del cemento Portland aumenta con el tiempo de conservacion, i su poder cohesivo crece si se conserva en un lugar seco, al abrigo del aire. Se cree jeneralmente que la calidad del cemento disminuye con el mayor tiempo de conservacion, pero esta creencia es errónea i la prescripcion que exige solo el empleo del cemento fresco debe desaparecer de los pliegos de condiciones.

El cemento Portland debe poseer un volúmen constante.

Esta determinacion i los demas ensayos físicos i químicos del cemento se efectúan por métodos i condiciones normales establecidas en cada país. El Taller de Resistencia de los Materiales de la Universidad de Chile cuenta con todos los elementos para determinar la composicion química i los caractéres físicos de los cementos i espide los certificados al público.

La fineza de molienda del cemento debe ser tal que no deje mas de 10% de residuo sobre el t miz de 900 mallas por cent metro cuadrado. El di metro de los hilos del tamiz debe ser igual a la mitad de la longitud de las mallas. Cuanto mas fina es la molienda de un cemento, mayor resistencia ofrece porque la superficie que sus granos aglutinantes presentan es mayor.

La fuerza de cohesion del cemento Portland debe determinarse ensayando una mezcla de cemento i arena. La resistencia a la traccion i al aplastamiento se deben determinar por un procedimiento definitivo con muestras de igual forma i seccion con los mismos aparatos. Conviene tambien determinar la resistencia del cemento puro.

Por esperiencia se sabe que la resistencia del cemento puro no guarda relacion conocida con la del cemento mezclado con arena, sobre todo trat ndose de cementos de diversas procedencias. Por esta razon debe operarse sobre mezclas de cemento i arena.

En el caso de cementos de fragua lenta, las muestras preparadas con 3 partes de arena i 1 de cemento, dejadas endurecerse 28 dias (1 al aire i 27 en el agua), debe presentar a la traccion una resistencia m nima de 16 kgs. por cent metro cuadrado. La resistencia a la compresion debe ser a lo menos de 160 kgs. por cent metro cuadrado.

Trat ndose de cementos de fragua r pida, la resistencia al cabo de 28 dias es jeneralmente inferior a las cifras arriba indicadas. La indicacion de los datos de la resistencia siempre se debe acompa ar al dato del tiempo de fragua.

Para las pruebas de resistencia se hace una mezcla de 3 partes de arena por 1 de cemento, por ser  sta la relacion determinada como mas favorable. Esta relacion es en peso i no en vol men. Si un cemento resiste mas que la carga aceptada, puede soportar mayor cantidad de arena. A este respecto el cemento debe valer mas. El ensaye decisivo debe hacerse a los 28 dias, tiempo necesario para que la mezcla adquiera su resistencia definitiva.

La arena empleada en las mezclas para ensayes debe cumplir con condiciones de normalidad. Sus granos deben ser homoj neos en tama o. Se prepara lavando una arena cuarzosa i se emplea la arena que pasa por el tamiz de 60 mallas i que queda sobre el de 120 (por cent metro cuadrado). Todas las arenas cuarzosas as  preparadas no dan la misma resistencia i conviene compararla con la arena normal de la asociacion de los fabricantes alemanes, empleada en Chile.

CEMENTOS MISTOS

Entre  stos han adquirido importancia el *cemento Portland de fierro* i el *cemento de escoria* o de puzzolana.

El cemento de fierro se obtiene por la coccion hasta el comienzo de vitrificacion de una mezcla de piedra calc reas con escoria del alto horno. La masa se chanca i mezcla con escorias, a las que se les ha dado propiedades hidr ulicas granul ndola por medio de su sangria en el agua i sec ndolas a moderada temperatura. Es de interes en el ensaye de este cemento la determinacion de la cantidad de escorias agregadas ulteriormente despues de la coccion. Segun las declaraciones de la asociacion de los fabricantes de cemento de fierro Portland

éste debe contener a lo menos 70% de cemento Portland rico en cal i por consiguiente a lo mas 30% de escoria chancada. A los 28 dias, las muestras de 3 partes de arena i 1 de cemento en peso deben tener una resistencia mínima de 18 kgs. a la traccion i de 180 kgs. al aplastamiento por centímetro cuadrado. La cantidad de escoria agregada al cemento no es de fácil determinacion por análisis químico basado en la oxidacion del fierro por el permanganato, porque si bien es cierto que en el cemento Portland, sin escoria, el fierro está en forma de peróxido i en la escoria en forma de protóxido, debe tenerse presente que los hornos rotatorios dan cemento con protóxido de fierro, reducido por los gases de la combustion. El método mejor es el de separacion por densidad.

El cemento de escorias se obtiene triturando finamente cal apagada con escoria i granulada del alto horno. Es de mucha importancia la buena molienda i la íntima mezcla. Se obtiene así un polvo gris claro, mui suave al tacto i de densidad inferior a la del Portland (2.6 a 2.9). De preferencia se emplea en trabajos en el agua porque su resistencia al aire deja que desear. Este cemento aumenta mucho de volúmen cuando no está bien mezclado ni bien molido.

Los cementos suelen falsificarse con la adiccion de cal, margas, trass, arcilla cocida i esquistos arcillosos i tambien con espato pesado. Lejiviando el cemento es fácil descubrir la naturaleza de la falsificacion. Con el yoduro de metileno, las impurezas, escepto el espato pesado, debido a su menor densidad que la del cemento, se separan fácilmente en ese líquido pesado; el espato pesado, con densidad de 4.4 a 4.7 cae en cambio al fondo. La densidad del cemento es 3 a 3.1.

En Alemania no se han hecho investigaciones en este sentido, porque el cemento impuro no se llama cemento Portland i si algun miembro de la Asociacion de productores contraviene esta resolucion, queda separado. A lo mas se admite 2% de impurezas.

Es admirable ver una industria como ésta que proteja hasta este extremo los intereses de sus clientes.

PRODUCTOS HIDRAULIFICANTES

Son estas las sustancias que mezcladas con la cal le comunican la propiedad de endurecerse en el agua. Las hai artificiales i naturales. Una de estas sustancias, conocida desde la antigüedad, es la puzzolana, descubierta en Pouzzoles, cerca de Nápoles.

Es una especie de tufo de oríjen volcánico, de estructura granuda i porosa. Se descompone casi del todo por el ácido clorhídrico concentrado, con formacion de sílice gelatinosa. Su accion sobre los morteros hidráulicos descansa en la formacion por vía húmeda de una combinacion de la cal con el ácido silícico. La puzzolana es una combinacion de sílice con alúmina i agua, con pequeña proporcion de cal, fierro i álcalis. La propiedad hidráulificante se pierde con la espulsion del agua por el calor, talvez porque a la temperatura de espulsion la sílice se combina con la alúmina neutralizándose así los elementos activos. El *trass* es la mas importante de las puzzolanas. Por calcinacion la buena clase pierde de 5.5% a 7.5%. Su composicion química varia entre los límites siguientes para los elementos principales:

Agua.....	3 a 12%
Silice.....	49 a 66 »
Alúmina.....	9 a 21 »
Oxidos de fierro.....	0 a 25 »
Cal.....	0 a 10 »
Magnesia.....	0 a 10 »
Alcalis.....	0 a 8 »

Las puzzolanas artificiales son las escorias del alto horno i para que llenen su objeto de materia hidraulificante deben cumplir con las siguientes condiciones: 1) Deben ser básicas i la razon Ca O: S i O₂ no debe ser inferior a 1; 2) Deben ser tan ricas como sea posible en alúmina; 3) Deben tener la menor cantidad posible de manganeso, magnesio i azufre (sulfuro de calcio).

La composicion química de una escoria adecuada al objeto es la siguiente:

Si O ₂	25 a 36 %
Al ₂ O ₃	10 a 22 »
Fe ₂ O ₃	hasta 1.5 »
Fe O.....	» 2 »
Mn O.....	» 3 »
Ca O.....	30 a 50 »
Mg O.....	hasta 3 »
SO ₄ Ca.....	» 2 »
S Ca.....	» 3 »
Na ₂ O K ₂ O.....	» ...

La escoria debe granularse por enfriamiento en agua, vaciándola en estado de fusion.

YESO

El sulfato de calcio se encuentra en la naturaleza anhidro (SO₄ Ca) e hidratado (SO₄ Ca + 2 H₂O). El primero puede trasformarse en yeso por hidratacion, pero esta hidratacion es mui lenta e interesa al jeólogo mas que al técnico. El yeso con media molécula de agua (SO₄ Ca + $\frac{1}{2}$ H₂O) se obtiene calentando la piedra de yeso a baja temperatura; este es el producto mas conocido i empleado. Se le llama *yeso de modelar o de Paris* i se emplea para modelar objetos mui diversos. Por coccion de la piedra de yeso a mayor temperatura se obtienen dos clases de yeso anhidro: una que se combina mui lentamente con el agua i que se endurece poco a nada, se llama yeso cocido a muerte; i otra que se combina lentamente en el agua, pero que concluye por adquirir gran dureza, i que se emplea como mortero i para enlucido de los muros.

Es de interés conocer las impurezas del yeso que son la arcilla, la arena, el óxido de fierro, el carbonato de calcio i las materias betuminosas. Como el yeso se disuelve en el agua en cantidad de 2.5 gramos por litro se separan las impurezas por disolucion del yeso a una temperatura vecina a 35°. La disolucion del yeso es mucho mas fácil usando hiposulfito al 5%. La presencia de la an-

hidrita ($\text{SO}_4 \text{Ca}$), yeso anhidro, es mui importante porque se le encuentra íntimamente ligado al yeso i es de difícil separacion; en este caso el yeso es de menor resistencia, porque la anhidrita es inerte, i no fragua. La cantidad de anhidrita solo puede determinarse por la de la cantidad de agua. Teóricamente el yeso tiene 21% de agua i prácticamente de 20 a 21%.

La desecacion del yeso para el análisis es de cuidado, porque parte del agua de combinacion se desprende a ménos de 100° , i el secamiento debe hacerse en un secador de ácido sulfúrico anhidro.

La calcinacion del yeso necesita precaucion, porque a temperatura elevada se desprende ácido sulfúrico i se forma tambien sulfuro de calcio con la influencia reductora de la llama.

El yeso de modelar necesita teóricamente una coccion a 107° para obtener el medio hidrato; pero en la práctica es mas elevada, sin que pase de 180° .

El yeso puede cocerse en trozos o en polvo, i molido ántes o despues de la coccion. La temperatura se mide con largos termómetros de mercurio, montados en acero. Los conos de Seger se usan tambien para determinarla.

El yeso cocido se ensaya, determinando la fineza de la molienda, el peso del litro, la cantidad de agua que necesita para su empleo, el tiempo de fragua i la constancia de volúmen i resistencia. No está resuelto el problema técnico de saber si el yeso debe molerse grosera o finamente para su uso.

El yeso (con dos moléculas de agua), tiene la siguiente composicion química: 32.56% de Ca O , 46.51% de SO_3 i 20.93% de $\text{H}_2 \text{O}$.

Bien cocido el yeso fragua entre 3 i 4 minutos. Las últimas porciones de agua se espulsan solo entre 270° i 300° , i el yeso bien cocido contiene alrededor de 3% de agua, correspondiendo al medio hidrato.

En esta forma su densidad es de 2,685, i completamente anhidro 2,926.

El yeso cristalizado se disuelve en 445 partes de agua a 14° ; su solubilidad aumenta con la presencia del cloruro de amonio o sal amoníaco. El medio hidrato se deposita en cristales hirviendo de una solucion concentrada a 130° o 150° ; este compuesto es el que forma las incrustaciones en los calderos.

La coccion del yeso no puede hacerse poniéndolo en contacto con el combustible porque se reduciría a sulfuro de calcio.



Fórmulas útiles (*)

En mi esperiencia he encontrado varias fórmulas que economizan tiempo con su aplicacion. Las publico en este artículo para que puedan servir a los interesados.

Entre las fórmulas mas útiles figuran las del cálculo del rendimiento o estraccion.

Sea la lei de la materia prima = O_a

El peso de la mañeria prima = O_w

(*) Traducido de «The Engineering and Mining Journals».

La lei del relave.....	= Ta
El peso del relave.....	= Tw
La lei del concentrado.....	= Ca
El peso del concentrado.....	= Cw

El por ciento estraido se determinará conociendo el peso i lei del concentrado; i con las asignaciones anteriores resulta:

$$\text{aprovechamiento} = \frac{Ca \times Cw}{Oa \times Ow} \times 100$$

Del mismo modo, la cantidad perdida en el relave es:

$$\text{pérdida} = \frac{Ta \times Tw}{Oa \times Ow} \times 100$$

Naturalmente, la estraccion calculada del contenido del relave es 100 menos la pérdida.

Indicamos en seguida algunos ejemplos numéricos.

Sea

Oa=15% Zn i 12 oz Ag por tonelada

Ow=120 toneladas

Ta=7.5% Zn i 3 oz Ag por tonelada

Tw=96 toneladas

Ca=45% Zn i 48% Ag por tonelada

Cw=24 toneladas.

La cantidad estraida de zinc, será

$$\frac{45 \times 24}{15 \times 120} \times 100 = 60\% \text{ de aprovechamiento}$$

La cantidad de plata estraida será:

$$\frac{24 \times 48}{120 \times 12} \times 100 = 80\% \text{ de aprovechamiento}$$

El zinc perdido en el relave será:

$$\frac{7.5 \times 96}{15 \times 120} \times 100 = 40\% \text{ de pérdida}$$

El aprovechamiento deducido de esta pérdida es 100—40=60.

La plata perdida en el relave será:

$$\frac{3 \times 96}{12 \times 120} \times 100 = 20\% \text{ de pérdida}$$

Se puede deducir una fórmula para el cálculo de la extracción conociendo solo la ley de los productos e ignorando los pesos. El peso del concentrado resulta en por ciento del peso de la materia prima igual a:

$$\frac{O_a = T_a}{C_a - T_a} \times 100 = A$$

i la cantidad extraída igual a

$$\frac{C_a}{O_a} \times A = \frac{C_a}{O_a} \times \frac{O_a - T_a}{C_a - T_a} \times 100$$

Con las cifras del ejemplo anterior, tenemos que el porcentaje del zinc extraído es, según la última fórmula:

$$\frac{45}{15} \times \frac{15 - 7.5}{45 - 7.5} \times 100 = 60\%$$

El aprovechamiento de plata sería

$$\frac{48}{12} \times \frac{12 - 3}{48 - 3} \times 100 = 80\%$$

Nótese que los resultados obtenidos, considerando sólo la ley de los productos, resulta igual a la determinada tomando el peso i ley. Debido a errores en el muestreo i ensaye, prácticamente es muy raro que estas cifras coincidan. Los errores pueden acumularse o neutralizarse. Se notará que un error positivo que da un resultado en exceso en la fórmula del peso i ley, da un resultado en defecto en la fórmula que usa sobre las cifras de los ensayes, i vice-versa. Esto es aparentemente contradictorio, pero tratándose de un error positivo en el relave, calculado del peso i ley, el error debe agregarse a la [cantidad de relave, i el resultado, sustraído de 100 para obtener el aprovechamiento deducido del relave, disminuyendo así el rendimiento. Al calcular por la fórmula del ensaye, el mismo error positivo en la ley del relave, se produce un error negativo i esta cantidad debe sustraerse, para obtener la fórmula correcta.

Las siguientes fórmulas pueden ser útiles para el cálculo de la cantidad de agua contenida en cañerías:

$$\frac{(\text{Diámetro en pulgadas})^2}{5} = \text{Galones imperiales en 6 pies de cañería, o}$$

(Diámetro en pulgadas)² × 2 = libras de agua en 6 piés de cañería.

(1 galon imperial equivale al volúmen de 10 de libras de agua).

F. CLOSE.



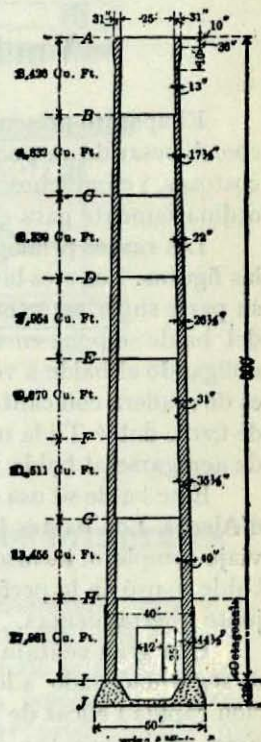
Construccion de chimeneas de ladrillos (*)

Probablemente la mayoría de las grandes chimeneas de ladrillo son proyectadas i construidas por compañías que se dedican especialmente a este trabajo. Sin embargo, los fundidores e instaladores de centrales de fuerza se ven a menudo obligados a proyectar estas obras. Hai diferencias de opinion sobre los elementos i resistencia de éstos en la construccion. Algunos usan una unidad mui pequeña de resistencia, considerando solo el peso muerto i olvidándose del viento. Creo que deben considerarse ámbas fuerzäs.

La presion del viento se determina dividiendo el momento del viento por el módulo de la seccion. En el caso de la base de la chimenea no se olvidará el hueco del canal de humo. Para calcular el módulo de seccion en la base calcúlese primero el momento de inercia; éste, dividido por la distancia del centro a la fibra estrema, da la seccion del módulo.

Se subentiende que en una chimenea de altura dada i de fijado diámetro interno en la cúspide, la resistencia unitaria puede variarse con el espesor del muro de ladrillo o con el diámetro exterior de la base. Para determinar estas dimensiones, mas que de una regla, debe usarse del buen juicio. Una condicion que debe llenarse es que la resultante de la presion del viento i del peso muerto cortará la base a una distancia del centro no mayor que un sexto del diámetro esterno.

La chimenea por el lado del viento será tal que la presion del viento sobre aquél no exceda a la presion del peso muerto, evitándose así la formacion de grietas. En chimeneas de buen ladrillo rojo sentado en mortero de cemento i cal, la fuerza máxima en el lado de sotavento no excederá a 210 libras por pulgada cuadrada.



(*) Traducido de «The Engineering and Mining Journals».

En chimeneas de ladrillos huecos muy bien cocidos, la resistencia unitaria puede exceder en 50% a la del ladrillo rojo ordinario. La gran chimenea del gran plantel de Boston & Montana, construida por la Alphonse Custodie Company, se calculó para soportar 21 toneladas por pié cuadrado, o sea 391 libras por pulgada cuadrada.

Las chimeneas se calcularán para resistir al viento 50 libras por pié cuadrado en superficie plana. En superficie convexa, solo calcúlese a 25 libras en la seccion trasversal equivalente. Para el cálculo preliminar del volúmen i peso de la chimenea puede admitirse que las paredes interna i esterna son rectas.

En la figura adjunta se presenta una chimenea de ladrillo de 25 x 300 piés. El mejor material para cubrir superiormente la chimenea de ladrillo es la teja bien cocida, hecha en forma conveniente. La eficacia de los tirantes es dudosa; pero debido a su bajo costo conviene usarlos.

N. L. STEWART.



Vuelco automático de baldes (*)

El aparato presentado en la figura adjunta fué inventado por R. H. Pascoe. A pesar de su poco costo, tiene todas las ventajas de otras instalaciones costosas, i en muchos respectos es superior a los aparatos de extraccion usados ordinariamente para el desagüe o perforacion de piques.

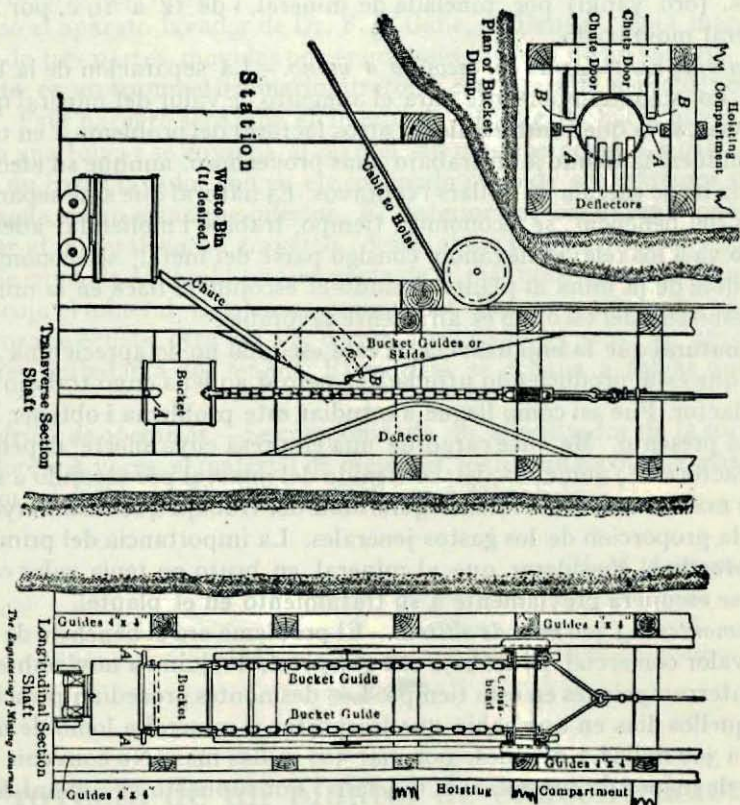
Los rasgos principales de construccion i de manejo se ven claramente en las figuras. Los ejes laterales A del balde (que está suspendido por cadenas de su parte superior) penetran en la parte B de las guias, cuando la parte superior del balde se pone en contacto con la pieza de deflexion opuesta a las guias, obligando al balde a volcarse i descargarse. En la figura, el deflector se ve que es de madera con cantoneras de fierro de 3". El aro de que cuelga el balde es de fierro doble T i la union permite el fácil vuelco del aparato. Si se desea puede agregarse al balde un aparato de seguridad.

Este balde se usa en las minas de la Federal M. & S. Co. i otras en Cœur d'Alenes. Los baldes levantan una tonelada i demoran noventa segundos en el viaje completo, incluso vuelco i regreso al fondo del pique de 30 metros. Este balde se usó en la perforacion de piques de 100 metros i movilizaba tambien la jente i herramientas.

Una gran ventaja de este aparato en la perforacion de piques es el grado de seguridad dado a los operarios. Ningun trozo de piedra cae al pique i la accion rápida i eficaz de movilizacion al tiempo de disparar reduce la confusion. Este balde corre tan establemente como los demas de vuelco automático, no es necesario revestir un pique hecho en piedra resistente. Perforando piques de dos o tres secciones, la cadena puede desligarse del balde, el cual puede car-

(*) Traducido de «The Engineering and Mining Journal».

garse en cualquier parte i una vez cargado, levantado por el pique. Debido a que la cadena suprime la vibracion; estos baldes provistos de válvulas sirven bien para el desagüe.



Importancia del escojido a mano de los minerales (*)

Dificultad del alto rendimiento.—Todo ingeniero experimentado sabe lo difícil que es extraer los últimos 10% de los 90% aprovechados i que en esa extraccion está el mayor gasto del tratamiento. Creo que todo ingeniero admitirá que el promedio del mineral beneficiado contiene un porcentaje del broza suficiente para reducir materialmente del valor de todo el producto, pero que mientras el mineral mantiene la lei deseada para que el tratamiento sea comercial, se olvida la cuestion de la eliminacion preliminar de la broza. Pero si el estado de la empresa no es satisfactorio, el detalle del escojido preliminar se

(*) Traducido de «The Engineering and Mining Journal».

hace presente. Esta operacion, cuando es practicable, rinde mas provecho a la mina que cualquiera otra que yo conozco, i como es tan barata en su costo no debe jamas olvidarse. Como ejemplo doi el trabajo de tres años que muestra que el valor de la materia prima se aumenta de 35% a 120% a un costo de 20 a 45 cts. (oro yanki) por tonelada de mineral, i de 12 a 19 c. por tonelada de mineral movilizado.

Ventajas secundarias del escojido a mano.—La separacion de la broza del mineral no solo es importante para el aumento de valor del mineral que se va a beneficiar, sino que tambien afecta otros factores del problema, i en tal forma que su influencia tiende a un trabajo mas provechoso, aunque su efectiva importancia no se calcule en dollars i centavos. Es natural que si se separa la broza ántes del beneficio, se economiza tiempo, trabajo i molienda; ademas esta broza no va a los relaves llevando consigo parte del metal; se economiza tambien el flete de la mina al plantel cuando el escojido se hace en la mina en total, el resultado del escojido es altamente favorable.

Es natural que la importancia de este escojido no lo aprecie una administracion que está produciendo utilidades, pero sí aquélla cuyo trabajo dependa de este factor. Fué así como llegué a estudiar este problema i obtener los datos que aquí presento. Me hice cargo de una empresa cuya suerte dependia solo de dos factores: 1) aumento del contenido del mineral por escojido a su máximo, i 2) mantenimiento de una regularidad del trabajo que disminuyera en lo posible la proporcion de los gastos jenerales. La importancia del primer punto se comprende al considerar que el mineral en bruto no tenia valor comercial sin que se escojiera previamente a su tratamiento en el plantel.

Desmontes a 3.300 mts. de altitud.—El problema era el beneficio de desmontes sin valor comercial. El trabajo era temporal, de junio a noviembre, con algunas interrupciones en este tiempo. Los desmontes procedian principalmente de aquellos días en que habia que trasportar el mineral a lomo de mula i en carreta a 300 millas, i despues, por mar 500 millas mas. No convenia esportar mineral de ménos de 100 dollars la tonelada. Por supuesto al mineral esportado tenia que ser mui rico i no era raro el que valia \$ 300 la tonelada. Naturalmente, mucho mineral mas pobre quedaba en el desmonte. Este era tan pobre, no obstante, que no podia ser beneficiado en un establecimiento. El único camino indicado estaba en el escojido a mano.

Dificultades del beneficio de desmontes.—Producir mineral de desmontes es mui distinto de hacerlo de una mina. El mineral está diseminado mui irregularmente; en nuestro caso el mineral era cuarzo mezclado a la ganga, i se suponía que todo el cuarzo era de valor comercial, aunque en realidad no era así. Como es de humana naturaleza, el desmonte de los primeros tiempos en que la mina era mas rica, tenia mayor valor. Al hacerme cargo de la empresa en cuestion, el desmonte se habia estado pallequeando durante 4 años.

En un período de 3 años, el valor del desmonte iba disminuyendo notablemente i que el producto obtenido tenia valor comercial solo debido a la eficiencia del trabajo, a la regularidad de las operaciones i al buen escojido, siendo este último factor el mas importante.

El desmonte tenia mucho llampo que en tiempo de aguas cubria homojéneamente el mineral i la broza i que habia que separar a fin de evitar el esco-

jido. Es así, que todo el desmonte tenía que ser lavado como operación preliminar. En los lavadores se lavaba el material en conjunto desde el llampo hasta trozos dobles en tamaño que el de una cabeza humana. No se intentó una chanca preliminar: Era deseable que el material fuera lo más grueso posible para movilizarlo más ligero.

Se usó el aparato lavador de Dr. F. J. Gane, de Denver. Esta máquina se compone de tres partes, movidas por engranajes i poleas de un solo eje. La primera parte es un trommel ordinario, jiratorio con tamiz de plancha perforada de acero. Este harnero separaba el llampo de $1\frac{1}{4}$ pulgada hacia abajo, que se recibía en una tolva i se enviaba al plantel sin más operación. La parte gruesa pasaba a un barril lavador con su eje inclinado i uno de sus extremos sumergido en el agua de un estanque inferior. El interior del barril tenía una espiral para guiar al mineral en su trayecto, desde abajo hacia arriba, de donde sale lavado. Se envía de aquí a la tercera parte de la máquina una correa sin fin, en que se escoje el mineral. Los trozos gruesos por chancar se quebraban a martillo i la broza se echaba otra vez a la correa. Esta tiene 75 cms. de ancho, i los escojedores trabajan a dos manos. El mineral se echaba a tolvas que había debajo.

Cuadrilla de operarios.—Se componía de un alimentador de la correa i de 3 escojedores. A veces el material de mejor lei, exigía un escojedor más. Se pagaba el jornal ordinario de 3 dollars por 8 horas de trabajo.

H. M. ADKINSON.



Proyecto de un plantel de concentracion

El proyecto que se describe representa, en todos sus detalles, la práctica más reciente de la concentracion fina, para concentrar minerales con calcopirita o bronce amarillo. Se supone que se compra energía eléctrica, se transforma i distribuye a los diferentes motores del molino.

El plantel está dividido en 5 secciones de 200 toneladas de capacidad cada una, con aparatos separados de chanca de capacidad doble que la necesaria, para que solo trabaje de día. Se usará una chancadora núm. 7 $\frac{1}{2}$ GATES, que chanca a trozos de $3\frac{1}{2}$ ", harneros que dan aproximativamente 25 toneladas por hora de material de 1". El material más grueso se chancará en chanchos núm. 5 que dará un producto de 2". De las dos máquinas se obtendrá por harneado alrededor de 30 toneladas por hora de producto de 1". Quedarán 45 toneladas para chancar en chanchos Gates núm. 3 que dan un producto de $1\frac{1}{2}$ ", del cual 25 toneladas pasarán por un tamiz de 1" i el resto volverá a los mismos aparatos de chanca.

Así en 10 horas se producirán 1,000 toneladas de 1". El mineral llegará en

carros de la mina, se vaciará en una gran tolva de acero debajo de la que estarán las mas grandes chancadoras. El mineral chancado se llevará el plantel por correas viajantes i se descargará por un aparato automático en las tolvas de los molinos de cilindros.

Las cinco secciones del plantel son iguales i sólo describiremos una. El mineral chancado sale de la tolva por un alimentador de pared Gates, tipo H, i va al primer molino de cilindros de 36×10 pulgadas, que reduce el producto a $\frac{1}{2}$ " de tamaño. Si es necesario, en esta etapa se agrega agua, que con el mineral cae a un elevador de capachos vertical de 10", que lo conduce al único harnero de clasificacion exigido. Este trommel separará supongamos un producto de $\frac{3}{8}$ ", tamaño que depende del harnero. El producto de mas de $\frac{3}{8}$ " por peso caerá a un molino de cilindros de 36×10 pulgadas que reduce el tamaño a $\frac{1}{4}$ "; este material se eleva i pasa por un harnero anterior. El producto inferior a $\frac{3}{8}$ " pasa del trommel a un clasificador Richards anular i de vórtice de 20" proyectado para usarlo con cribas Hancock. El objeto de este clasificador es producir un material de tamaño variado desde el mayor grueso que permita el trommel hasta el mas fino que permita la criba en su trabajo. Usual es un producto de $\frac{3}{8}$ " hasta uno de 20 mallas de fineza por pulgada lineal. El clasificador se regula fácilmente con la cantidad de agua. El producto sobrecorriente del clasificador es una lama producida en la primera chanca. La criba usada es la de Hancock, de reciente invencion i de gran ventaja. Esta criba da concentrados finales en las tres primeras secciones, de fondo filtrante. La otra seccion da productos medios que conviene remoler i relaves sin valor. Esta criba elimina todos los trommels ménos uno para retener el material grueso, pues esta criba no necesita como las de Harz productos tan bien clasificados por tamaño. La primera seccion de la criba tiene el harnero mas fino i el material grueso forma aquí el lecho. Esta criba trata de 100 a 500 toneladas por día.

El producto medio de la criba es conducido por su peso propio a un trapiche de 6 piés para su remolienda. El producto obtenido se eleva por un elevador de capachos i se mezcla con la lama sobrecorriente del clasificador. Estas lamas corren a cajas de punta i un clasificador de vórtice combinados. Este clasificador que tiene tres infrabocas, da productos para tratar en cuatro mesas. El sobrecorriente del clasificador, con el material mas fino se desagua en dos estanques Callow de 8" de hondura por 8" de diámetro; con alimentador de sifon i el producto desaguado se distribuye en 4 vanners suspendidas, de 6 piés con tela encarrujada. De este modo los relaves de estas mesas son sin valor.

CHARLES C. CHRISTENSEM.



Principios sobre explotacion de minas

(Continuacion)

Trasmision de fuerza, aire comprimido, versus electricidad.—Las únicas trasmisiones adaptadas a la perforacion subterránea son el aire comprimido i la electricidad, pero todavía no se han construido perforadoras de aire ni de electricidad que llenen bien todas las exigencias. Las primeras hasta ahora son superiores a las eléctricas en sencillez, poco peso, facilidad de ereccion, seguridad i fuerza. El aire ademas ayuda a la ventilacion, pero tiene la desventaja del pequeño rendimiento. El trabajo efectivo hecho por una perforadora de aire es $3\frac{1}{4}$ " probablemente no pasa de 2 a 3 caballos de los 15 a 18 entregados al compresor, lo que corresponde a un rendimiento mecánico de ménos de 25%. La fuerza eléctrica da mas rendimiento i por esto está aquí el campo para una perforadora mas eficaz. La mejor perforadora eléctrica ha sido la Temple, que es una perforadora de aire movida por un pequeño compresor eléctrico situado al lado de la perforadora. Pero aun ésta tiene considerables desventajas; la dificultad de ereccion, especialmente para el trabajo de arranque de puentes; i su desmonte ántes del disparo son operaciones mui molestas. Tiene deficiencias de seguridad i mayor complicacion de maquinaria que la de aire directo.

Compresion de aire.—El método de compresion por pistones movidos mecánicamente i que fué único por tanto tiempo, puede hoy ser reemplazado por el uso del agua en saltos, sistema que se ha desenvuelto hace 12 años, i que debido al pequeño capital de instalacion necesaria i al estremadamente bajo costo de explotacion, se aplica maravillosamente en rejiones con saltos de agua en que ademas puede dar márgen a la aplicacion del aire comprimido a las locomotoras i demas máquinas de minas. Instalaciones de esta clase dan resultados dignos de una cuidadosa atencion en West Kootenay, B. C., i en la mina de cobre Victoria de Michigan.

Los compresores mecánicos de aire pueden ser movidos por vapor, agua, electricidad i gas, segun sea el costo de la fuerza. Los compresores movidos por motores eléctricos, de gas i de agua tienen la desventaja de que su velocidad es constante i no varian con la carga, aunque un remedio parcial de esto consiste en emplear receptáculos grandes de aire comprimido. Así como el aire comprimido se trasmite a las perforadoras, pueden tambien aprovecharse para transmitirlo a pequeñas bombas, winches o locomotoras. Como se ha dicho ya al discutir estas máquinas, la trasmision es de escaso rendimiento para tales propósitos, pero aprovechando la instalacion de perforadoras el método puede compensar la pérdida que se produce en comparacion con máquinas a vapor eléctricas.

No tenemos el propósito de discutir los detalles mecánicos de la compresion del aire, sino de llamar la atencion sobre los errores mas frecuentes en la instalacion de estas máquinas. Esta deficiencia reside en la insuficiencia de capacidad de compresion para las necesidades de la mina i que de consiguiente se traduce en la operacion de las perforadoras, porque con 75 libras de presion

disminuye notablemente la rapidez i fuerza del golpe. Otra forma del mismo mal crónico está en la insuficiencia de capacidad de los estanques receptores del aire comprimido, que ocasiona a veces tambien bajas de presión.

Perforadoras de aire.—De un modo jeneral las perforadoras de aire se pueden dividir desde el punto de vista mecánico en dos tipos: el primero, aquel en que el barreno es la continuacion del piston, i segundo, el tipo en que el piston obra como un martillo que bate la cabeza del barreno. Desde un punto de vista económico, las perforadoras pueden clasificarse en tres clases. Primera, las perforadoras pesadas, que pesan de 150 a 400 libras i que exigen dos hombres para su manejo; segunda, perforadoras «guaguas» del tipo de piston, que pesan de 110 a 150 libras i que se manejan con un solo hombre, con ayuda ocasional al instalarse; i tercera, las perforadoras mui livianas, casi todas del tipo de martillo. Este tipo se construye en dos formas: uno mas pesado que se monta en columnas i que pesa al rededor de 80 libras, i un tipo del órden de los remachadores neumáticos, que pesa 30 libras i que trabaja sin montaje.

El peso i la consiguiente movilidad de una perforadora, al lado de las cuestiones del trabajo, tienen un marcado efecto sobre el costo, porque cuanto mas liviana la perforada, tanto ménos dificultad i demora hai en instalarla, i tanto ménos pérdida de tiempo i tendencia a que los taladros hechos estén en forma radial i tanto ménos a no aprovechar la ventaja de los planos de fractura. Ademas, tiros de menor diámetro i mas cortos consumen ménos explosivos por pié corrido i tonelada arrancada. El mejor resultado en tonelaje arrancado i explosivo consumido, si se mide por el pié de tiro barrenado necesariamente, se realiza con la perforacion a mano i cuanto ménos pesada es la perforadora, en igualdad de seguridad, tanto mas se aproxima a estas ventajas.

El golpe i, por consiguiente, el tamaño i hondura del tiro i la rapidez de su perforacion, dependen en parte del tamaño de los cilindros i de la longitud del golpe i, por tanto, los tipos mas pesados de perforadoras se adaptan mejor al terreno duro i a los tiros hondos que a veces conviene dar. Sus ventajas sobre los otros tipos residen principalmente en esta facilidad de perforacion de material duro i en la mayor velocidad de avance posible en trabajo de exploracion, pero salvo estos dos objetos especiales, no son tan económicas por pié corrido o por tonelada arrancada como las perforadoras mas livianas.

La segunda clase de perforadoras salva trabajo con el manejo de un solo hombre i gana en movilidad. Muchas pruebas manifiestan gran economía con este tipo de perforadoras de piston en terreno medio, sobre las máquinas mas pesadas en el arranque de explotacion i en desquinche. Todos los tipos de piston, son algo engorrosos en su manejo, i los tipos mas pesados necesitan a lo ménos 1.20 mt. de espacio. El tipo «guagua» puede emplearse con ménos espacio, pero en puentes angostos no se manejan con la misma facilidad que las perforadoras del tercer tipo.

La tercera clase de perforadoras todavía está en estado de desarrollo, pero ya ha logrado reemplazar mucho a los tipos de perforadora de piston. Ademas de que las maneja un solo hombre, por su movilidad aparentemente tiene en gran parte la ventaja de la perforacion a mano en cuanto a la posicion de los tiros con el ángulo mas ventajosa i en labores angostas. Comparada con otras perforadoras, necesita ménos tiempo de instalacion, gasta ménos acero en que-

braduras i ménos barrenos por pié de tiro, economiza fuerza motriz, exige ménos destreza en su manejo, porque no hai gran flexibilidad en su velocidad, permite eliminar mas fácilmente las dificultades del terreno agrietado, etc. I finalmente, su costo solo llega a la mitad. Su desventaja principal es su falta de seguridad debido a su poco peso de construccion, pero esta desventaja se está eliminando rápidamente. Este tipo, sin embargo, no puede dar tiros mui hondos, debido a falta de un movimiento positivo hácia atras, i parece que el limite de hondura es 1.20 mt.

El trabajo de una perforadora en condiciones dadas, puede llegar a 10 i 12 piés de tiro por hora en roca tan compacta como el granito; pero en el trabajo subterráneo gran parte del tiempo se emplea en instalar la máquina, en quitarla al disparar, etc. La magnitud del tiempo perdido a menudo depende del ancho del puente o del pique o del método de arranque. Posiciones que requieran largas columnas o especial colocacion aumentan grandemente la pérdida de tiempo. Ademas las dificultades de instalacion se reflejan indirectamente sobre el rendimiento en que mayor proporcion de tiros se barrenan con un solo radio, adaptándose así ménos al mejor resultado que cuando los tiros se trazan con diversos ángulos.

La produccion usual de una perforadora pesada en 8 horas de trabajo con dos hombres es de 20 a 40 piés, segun la roca, facilidades de instalacion, etc. Las perforadoras mas livianas hacen ménos trabajos, en promedio, de 15 a 25 piés por jornada. En 1907 en 28 minas desde Alaska a Australia, se barrenaron, en promedio, 23.5 piés por jornada con perforadoras de cilindro de mas de 3 pulgadas.

Máquinas versus perforacion a mano.—Las ventajas del trabajo a mano sobre el trabajo a máquina está, primero, en la economía de fuerza, en la ausencia del capital, reparaciones, depreciacion, etc., en la instalacion de fuerza, compresa i perforadoras; segundo, en que el tiempo que exige la instalacion de la perforadora no permite disparos mui seguidos, de modo que es necesario hacer cierto número de tiros en un radio dado, i por esta razon las máquinas no taladran con la misma ventaja que la mano. Los tiros a mano pueden colocarse a cualquier ángulo, i así los disparos frecuentes dan mas saca por pié de tiro; tercero, en que muchas estadísticas comparativas de América, Sud-Africa i Australia, prueban que se economiza 25% de esplosivos para igual tonelaje o piés de avance con trabajo a mano comparado con el de perforadoras pesadas i de medio peso.

El trabajo de un blanco diestro, en roca, como la que jeneralmente se encuentra debajo de la zona de oxidacion, con trabajo a una mano, es de 5 a 7 piés por jornada, segun la clase de roca i del operario. Dos hombres barrenando a mano harán, pues, de $\frac{1}{4}$ a $\frac{2}{3}$ de la perforacion que dos hombres hacen operando una perforadora pesada, i dos hombres barrenando a mano harán de $\frac{1}{5}$ a $\frac{1}{2}$ de la perforacion hecha por dos hombres con dos perforadoras livianas.

La economía de trabajo de 75 a 33% con máquina es o no es hecha a costa de los demas costos que envuelve la perforacion a máquina. El valor comparativo del barrenamiento a mano i a máquina no está sujeto a una simple jeneralizacion. Muchos datos de varias partes del mundo, con operarios blancos diestros, indican que el trabajo con perforadoras cuesta desde la mitad o

mas por tonelada o pié corrido, que el trabajo a mano hasta 25% mas que el trabajo a mano, segun la situación, tipo de perforadoras, etc. En jeneral el trabajo a mano puede competir mejor con las perforadoras pesadas que con las livianas. Las condiciones en que el trabajo a mano puede competir con el de las perforadoras livianas son labores mui angostas en que no pueden manejarse cómodamente las perforadoras, i cuando el espacio creciente de trabajo necesario para la perforadora obliga a quebrar mas bróza. Además, el trabajo a mano a menudo puede competir con el de perforadoras en labores anchas en que hai que usar largas columnas o plataformas, que obligan a gran pérdida de tiempo, etc.

Muchos otros factores entran en comparacion, sin embargo, porque las perforadoras dan tiros mas hondo si en mayor número, permitiendo disparos mas grandes i progreso mas rápido. Corriendo frontones en condiciones medias, el avance mensual es de dos a tres veces mayor que a mano con perforadoras pesadas, i con livianas un poco ménos. La mayor velocidad obtenida en la exploracion, el mayor tonelaje por operario en la explotacion, con la consiguiente disminucion del numero de operarios, i de gastos de administracion i jenerales, son ventajas indirecta de las perforadoras que deben considerarse.

Los resultados obtenidos en Sud-Africa trabajando a mano en piques, i su jeneral adopcion en esa rejion, parece indicar que se puede conseguir mayor rapidez i trabajo mas económico de ese modo que con máquinas en grandes piques. Quedan por demostrarse las razones especiales que se apliquen a los piques chicos. En grandes piques que necesitan muchas perforadoras, el movimiento de largas piezas i máquinas jeneralmente significa una pérdida de tiempo. Las grandes cargas de los tiros hondos quebran las paredes irregularmente; la enmaderacion es mas difícil con cargas explosivas grandes; i la mayor cantidad de saca botada a un tiempo demora el trabajo [consiguiente de perforacion a mano en grandes piques.

El rápido progreso de perforadoras especiales en condiciones particulares ha eliminado la ventaja del trabajo a mano durante los últimos diez años, i la invencion del martillo de aire tiende a relegar al pasado la perforacion a mano. Es posible una jeneralizacion, i es que si las perforadoras trabajan con 40 a 50 libras de presion no son mas económicas que el trabajo a mano.

Maestranzas.—A mas de la herrería ordinaria, que es de necesidad, la tendencia moderna es a instalar en las minas maestranzas para el trabajo de máquinas, modelacion i fundicion, a fin de reducir en lo posible las pérdidas de tiempo por reparaciones rápidas. Para estar a cubierto de toda contingencia, sin embargo, hai que mantener un personal mas grande del que en jeneral se necesita, i resulta que se hacen trabajos innecesarios.

Muchas máquinas existen hoi para afilar barrenos. Compostura a máquina es mas barato que a mano, aunque los barrenos compuestos a máquina son ménos resistentes, debido a la dificultad de templarlos con la misma bondad que a mano; sin embargo, el resultado final está en favor de las máquinas.

Mejoras en el equipo.—Una mina es una industria progresiva hasta que se agota i la tecnología de esta industria tambien está en progresivo avance, de modo que el administrador, casi diariamente, tiene que estudiar progresos

que conviene hacer en el equipo para disminuir los gastos o aumentar la producción. Una cuestión se presenta para este problema: ¿Cuánto tiempo deberá tomarse en cuenta para recuperar el capital invertido con las economías producidas, si sobre esta amortización deberá haber alguna ganancia muy considerable? La duración de las minas es a lo menos la que se deduce de las reservas de mineral, i si la modificación se paga en este tiempo debe hacerse. Si exige más tiempo, ya se entra a especular. Como dato práctico se puede decir que cuando una modificación requiere más de tres o cuatro años para pagarse, se trata usualmente de un refinamiento mecánico o metalúrgico de dudosa ventaja.

RAPIDEZ DE PRODUCCION DE UNA MINA

La capacidad productora de una mina depende no sólo de la dimensión del yacimiento, sino también del equipo de que dispone tanto exterior como interior.

Una idea aproximativa de la capacidad productiva de vetas inclinadas puede formarse calculando el tonelaje por pie de hondura de la sección trasversal horizontal del yacimiento i suponiendo una profundidad anual de agotamiento, o en depósitos horizontales, suponiendo una área dada de agotamiento. Al tiempo de instalación de su equipo inicial, pocas minas están abiertas en forma tal de poder calcular su producción futura, porque la sabia economía indica la erección de algún equipo i cierta producción antes de que la exploración haya llegado al punto de garantizar una instalación final más grande. Por otra parte, aun cuando se conozcan las futuras posibilidades de la mina, generalmente el limitado capital impide instalaciones costosas. Por consiguiente, la producción i el equipo generalmente aumentan progresivamente en los primeros tiempos de una mina.

En ingeniería de minas no hai mejor caso para la no consideración de la pura teoría, que el de la determinación de la magnitud del equipo i, por tanto, de la capacidad productora. Además hai otras limitaciones de orden muy práctico que determinan el tamaño del plantel con la mayor economía técnica. Conviene, sin embargo, no olvidar las consideraciones teóricas al determinar la capacidad productora i el tamaño del plantel, porque la teoría ilumina las limitaciones prácticas. Esta discusión vuelve a demostrar que la ingeniería es una serie de compromisos entre las fuerzas natural i económica.

Capacidad productora que da el menor costo de producción.—Como el objetivo más importante es el trabajo a menor costo, no es difícil ver que el costo mínimo se obtiene solo con la producción más intensiva. Para probarlo, basta recordar que los gastos de trabajo son de dos clases: una es factor del tonelaje movilizado, como el arranque i concentración, i la otra parcialmente o totalmente depende del tiempo. A esta última clase pertenecen muchísimos ítems. El desagüe i gastos de oficina casi enteramente dependen del tonelaje. Los gastos de administración i del personal superior en gran parte dependen del tiempo. Muchos otros gastos, como el de maquinistas no son proporcionales directamente al tonelaje. Estas cargas que dependen del tiempo pueden llamarse gastos fijos.

Hai otro gasto fijo mas oscuro, todavía no bien claro. El mineral que permanece en la mina es semejante al dinero que no gana interes, i este ítem puede considerarse como carga fija, porque si el mineral se beneficiara ántes, esta pérdida se disminuiría parcialmente. Esta cuestion se volverá a tocar al tratar de la amortizacion.

En consecuencia, si se prolonga el tiempo necesario para agotar la mina por la imposibilidad de mantener la produccion máxima, el costo del trabajo será mayor en una cantidad igual a los gastos fijos durante el mayor tiempo de trabajo. Al contrario, con un equipo de mayor capacidad, la mina se agotará ántes, economizando los gastos fijos en ese menor tiempo. En resúmen, el costo del trabajo se reduce con gran magnitud de operaciones. aumentando así el valor de la mina.

En la práctica, el problema toma la forma de la relativa superioridad de mas o ménos unidades del plantel, i puede considerarse mas detalladamente si se supone una produccion dividida en unidades, digamos de 100 toneladas diarias. La ventaja de mas unidades es que éstas están libres de los gastos fijos. Esta produccion extra tambien participa del interes que se economiza por su mas temprana produccion. Además, en trabajo mas intenso, hai pequeñas economías que no se incluyen en los gastos fijos. Estas ventajas varias pueden llamarse «el ahorro de los gastos fijos» debido a las operaciones en mayor escala. La economía de los gastos fijos asciende a cantidades considerables. En jeneral, los ítems del costo del trabajo solo precitado, que no aumenten proporcionalmente al tonelaje, equivalen al 10 i hasta 25% del costo total. Si hai mucho desagüe, esta proporcion puede ser superior.

La cuestion del valor de la mina en cuanto toca a la capacidad productora se hace prominente en minas de baja lei, las que equipadas para pequeña capacidad, no dan utilidades, i que forzosamente tienen que dar productos de mayor consideracion. Hai muchas minas en todo pais, que con un tercio de su produccion, perderian dinero. Esto es, los gastos fijos distribuidos sobre pequeña produccion, son tan grandes, que estinguen la utilidad.

Desde el punto de vista teórico, pues, se desprende claramente que el mayor provecho de una mina se obtiene con el trabajo a mayor presion. Como corolario de esto se sigue que la exploracion debe hacerse con la mayor rapidez. Se concluye, pues, que el valor presente de una mina a lo ménos parcialmente es un factor de la capacidad productora contemplada.

(Continuará)



Boletín de precios de minerales, productos metalúrgicos, salitre, combustibles, fletes i tipo de cambio internacional durante el mes de octubre de 1911.

COTIZACIONES EN LONDRES
COBRE — PLATA — SALITRE

FECHAS		COBRE EN BARRA	PLATA EN BARRA	SALITRE
		a 3 meses	a 2 meses	
		La ton. inglesa	Peniques p/. onza troy	Chelines por qq. español
Octubre	5.....	£ 55.15.0	24.5/16	9.5
»	12.....	55. 7.6	24.5/16	9.7
»	19.....	56. 5.0	24.7/8	9.6.1/2
»	26.....	56. 5.0	25.1/8	9.6
Término medio del mes.....		55.8.1.1/4	24.7/16	9.6

COTIZACIONES EN VALPARAISO

COBRE

FECHAS	Cotizacion europea	Cambio	PRECIO DE LOS 100 KS. LIBRE A BORDO			FLETES POR VAPOR	
			Barra	Ejes 50%	Minerales 10%	A Liverpool o Havre, sh. p./t.	A New York dollars p/ ton.
Octubre 6.....	£ 55 10.0	10.19/32	\$ 113.40	47.92	6.01	35	\$ 8.75
» 20.....	56.10.0	10. 3/8	118	50.04	6.25.1/2	35	8.75
Término medio del mes.....	10.15/32	115.70	48.98	6.13

PLATA-SALITRE-CARBON

FECHAS	PLATA	SALITRE		CARBON		
	Kgm. fino libre a bordo m/c.	95% al costado del buque, sh. por qq. español	Flete por buque de vela sh. por ton.	Cardiff Steam	Hartley Steam	Australia
Octubre 6.....	\$ 76.70	8	20	35 a 36.9	28.6 a 31	28 a 31
» 20.....	79.98	7.11	20	35 a 36.9	29.6 a 31.6	28 a 31
Término medio del mes.....	78.34	7.11.1/2	20