

BOLETIN MINERO

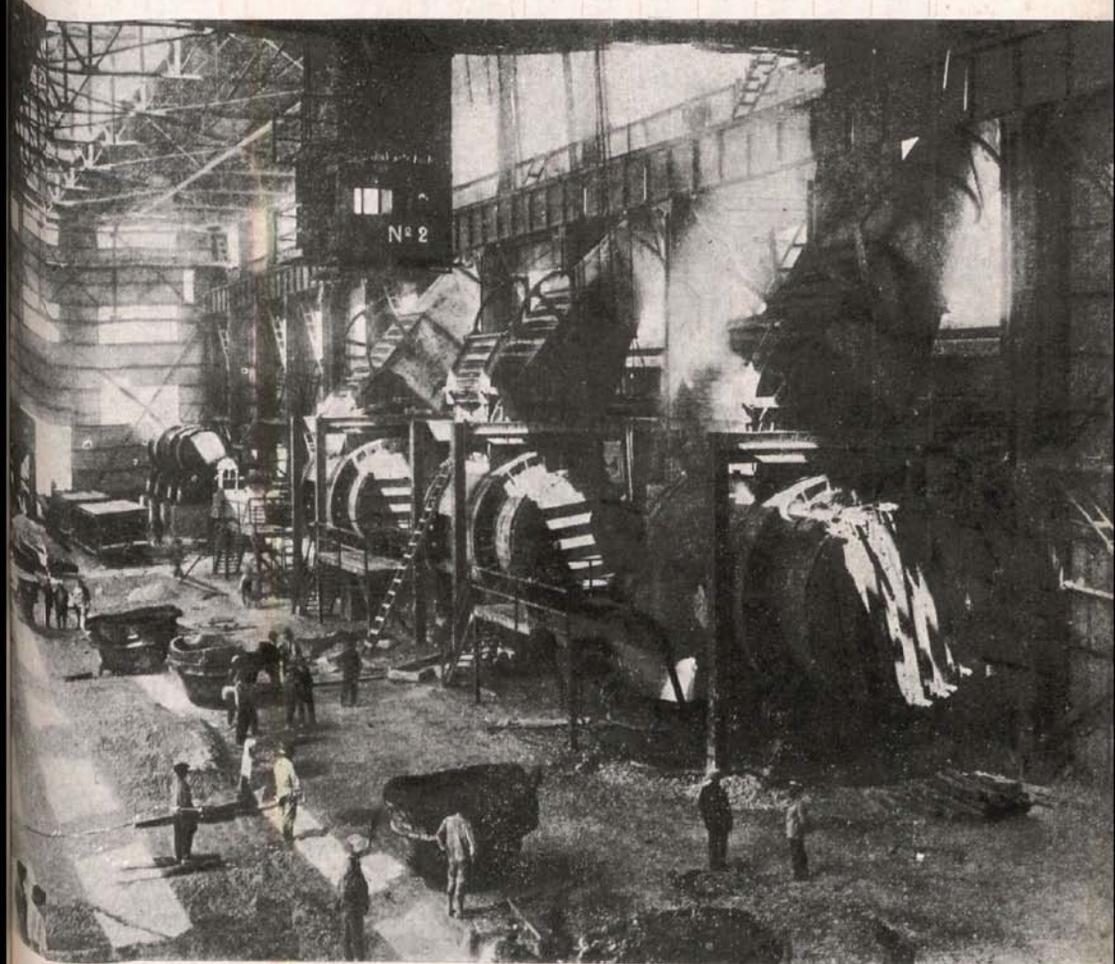


SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

Año XLIII

Santiago de Chile,
Marzo de 1927

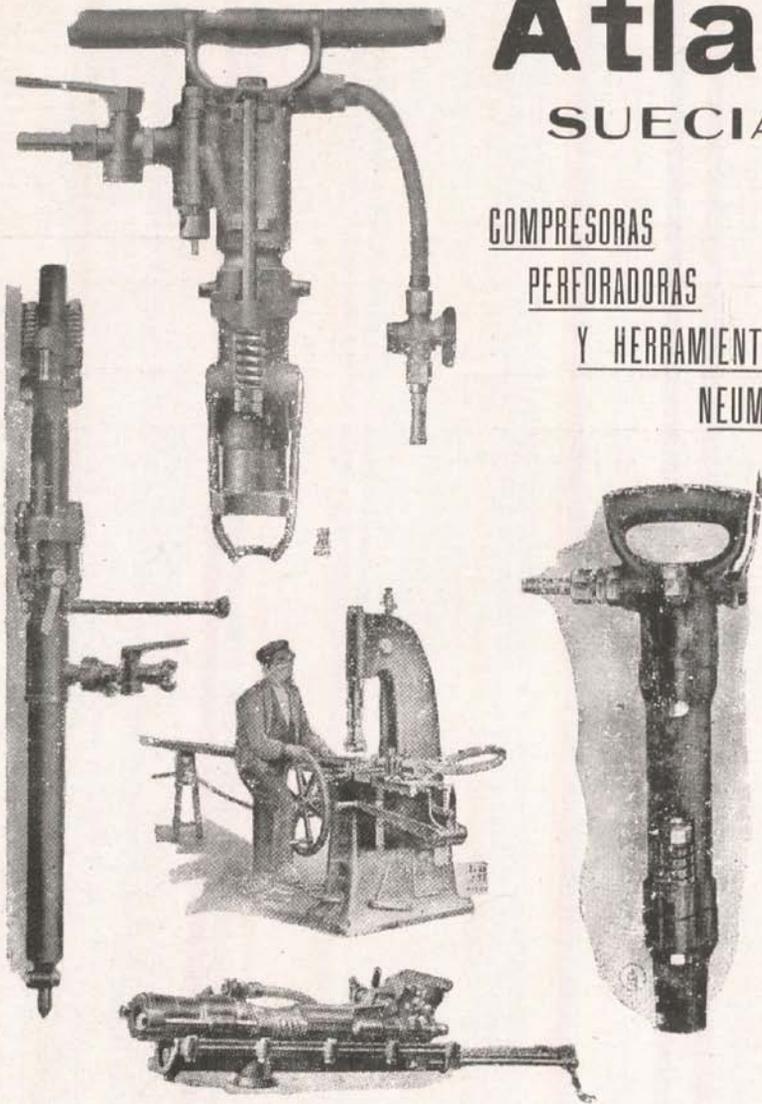
Vol. XXXIX
Núm. 335



Atlas

SUECIA

COMPRESORAS
PERFORADORAS
Y HERRAMIENTAS
NEUMATICAS



Compañía Sudamericana **SKF**

ESTADO 50 — SANTIAGO — CASILLA 207.

Al dirigirse a nuestros anunciadores sírvase citar al "BOLETIN MINERO"

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

SUMARIO

	Página
Los progresos de la preparación mecánica de los Minerales y del Carbón en 1925, por Robert H. Richards y Charles E. Locke.	138
Las posibilidades de una industria siderúrgica en la República Argentina, por Sven Wässman.	149
Instalación de Carbón Pulverizado en la Refinería de Azúcar de Veguellina, de la Sociedad General Azucarera de España, por A. Bourbón, Ingeniero de Minas.	155
Radicación de los Directores de las Sociedades Extranjeras en Bolivia.	164
Los Magmas Metalíferos, por J. E. Spurr.	166
Un invento importante destinado a convertir el aluminio en el metal del porvenir.	169
SECCIÓN SALITRERA.—El problema del Nitrógeno, por Francisco Giordani, Memorias oficiales de la Sexta Conferencia Internacional de Química celebrada el 25 de Junio de 1925 en Bucarest (continuación).	170
Industria del Salitre, Resultados Generales para la Industria del Salitre en 1925, por Rafael Correa, Ingeniero del Cuerpo de Minas.	183
Cotizaciones.	187
Informaciones de las Compañías Mineras.	189

LOS PROGRESOS DE LA PREPARACION MECANICA DE LOS MINERALES Y DEL CARBON EN 1925 ⁽¹⁾

POR

ROBERT H. RICHARDS Y CHARLES E. LOCKE

GENERALIDADES

En el año 1925 se tuvieron buenos precios para la mayor parte de los metales; aún las minas de cobre hicieron algunas ganancias. Este resultado estimuló, naturalmente, el procedimiento de concentración.

La flotación diferencial alcanzó el desarrollo más sobresaliente, en especial en los molinos de plomo, zinc, fierro, con el mejor conocimiento de la acción de los agentes flotadores; también se ve un notable progreso en las operaciones del lavado y limpieza del carbón.

En Estados Unidos de Norte América no se iniciaron construcciones de grandes unidades, limitándose únicamente a plantas pequeñas de flotación diferencial y transformación de las antiguas. Actualmente la planta de mayor capacidad en construcción se encuentra en Chile y pertenece a la Andes Copper C.° Potrerillos.

Muy pocos son los establecimientos de 25 y 50 tons., que se construyen en la actualidad y la tendencia se muestra por unidades de 100, 200 ó 300 toneladas y he aquí los grandes concentradores de 10,000 arriba.

En Méjico se está en un período

de activa construcción. Así, se han puesto, en 1925, en marcha cuatro nuevas plantas de flotación selectiva de zinc y plomo, otras cinco se encuentran en erección y también un establecimiento para tratar selectivamente un mineral de cobre y zinc. La característica de la época la da la fundición de Durango, en Colorado, la cual sólo beneficia concentrados de flotación.

Quebrantamiento y Pulverización.—Quebrantadores.—La práctica parece que ya ha adquirido su estandarización. Un nuevo quebrantador giratorio, el Newhouse, comandado directamente por un motor solidarizado en la parte superior de los brazos. El eje del motor tiene una unión flexible que desciende a través del eje vertical hueco del quebrantador que está acoplado a la base del excéntrico de abajo.

Toda la máquina está suspendida por cables de alambre de la estructura del edificio, con lo cual se eliminan las fundaciones del quebrantador.

Se construye en dos tamaños, de 7" y 10" de abertura para la alimentación, y se le recomienda como quebrantador de reducción.

La molienda de material arcilloso, que por la humedad se adhiere a las mandíbulas de las máquinas quebrantadoras o chancadoras, puede

(1) Extractado del Mineral Industry de 1925, or el Ingeniero de Minas D. Eduardo Nef Aguirre.

mejorarse rociando las superficies de las partes triturantes con polvo seco y fino, por ejemplo: relaves de antiguos beneficios.

Molinos Symons y Rodillos. — Continuas mejoras se han introducido en el nuevo Symons de cono que se mencionó el año pasado. La "National Lead Co." ha encargado para

idad es de 4 pulgadas. La suspensión está en la cabeza del eje, que flota en un gran descanso cóncavo, semejante al elemento inferior del quebrantador vertical de discos. El ángulo del cono en la cabeza de chancado es de 90° ; mucho mayor que para el caso de un giratorio; pero menor que el ángulo (casi

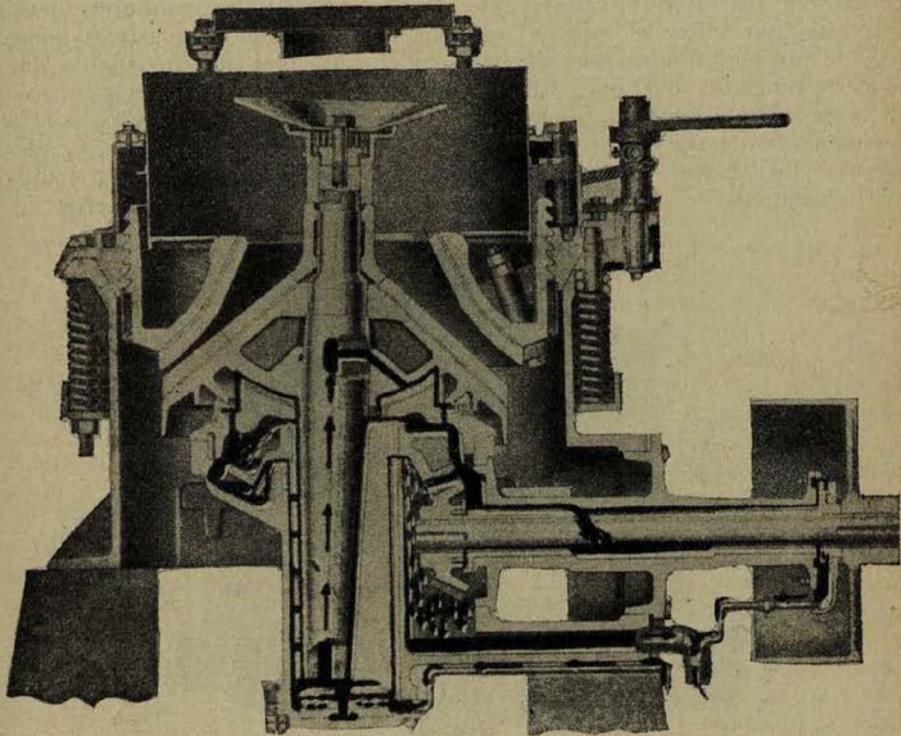


Fig. 1

su establecimiento de Southeast Missouri 2 de estas máquinas. Este tipo de molino «Symons de Cono» queda entre el Symons vertical de discos y el chancador giratorio. Lleva un corto eje central con un excéntrico abajo parecido al de los giratorios, pero la carrera de la excentri-

180°) del disco de los Symons. El resultado a que conduce esta disposición es el paso del material de alimentación radialmente, a través de las mandíbulas quebrantadoras hacia afuera y hacia abajo con una inclinación cercana de 45° . La velocidad es alta, lo suficiente

para impedir que cualquier trozo de la alimentación atraviese por gravedad las mandíbulas sin que éstas lo sujeten y trituren gracias al rápido movimiento de sube y baja de la cabeza. Esta máquina es un chancador intermedio (secundario), puede recibir alimentación de un tamaño de 3 a $3\frac{1}{2}$ pulgadas (de 7,5 a 9 cm.) y hace una molienda libre progresiva del material hasta que éste sale por entre el espacio menor de las mandíbulas que alcanza a $\frac{1}{4}$ de pulgada (0,62 cm.) Encima de la mandíbula fija lleva resortes de compensación para evitar las roturas por los trozos irrompibles del hierro residual.

babitt, todas las partes desgastables protegidas, la armazón principal que antes era de fundición ahora se hace de acero.

En el año de 1924, se dió un resumen comparativo entre el trabajo con rodillos y con Symons verticales obtenido en el molino de New Cornelia, mostrándose en él las ventajas de los molinos de discos. Estos datos, presentados con gran detalle por D. Cole, muestran como conclusión final que una planta que opere con quebrantadores de discos logra una economía de 40% contra las que trabajan con rodillos, y, además, el costo original de estos últimos es el doble de los primeros.

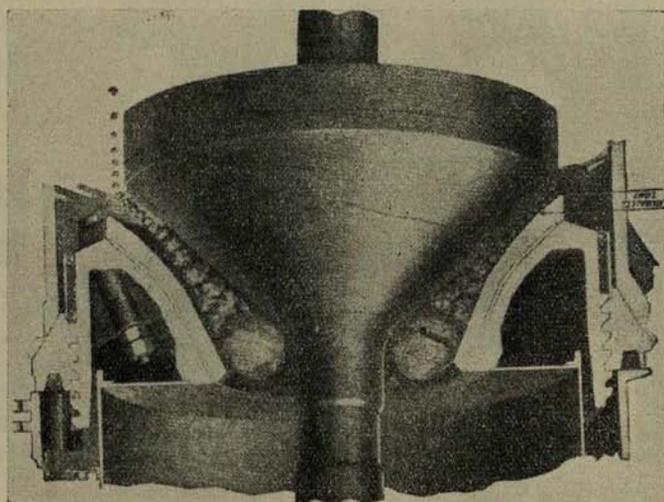


Fig. 2

Los Symons de eje horizontal también han sido mejorados con la introducción de un resorte en la cabeza, que cede en el caso de material inquebrable. Paralelamente los Symons verticales han recibido notables y ventajosas modificaciones de orden mecánico; descansos con

Por otra parte, una persona experimentada en el manejo de ambas clases de máquinas nos dice que con el chancador de discos se obtiene un producto más uniforme, es más fácil ponerlos en marcha y trabajan a un costo menor. Sin embargo, los discos no son ventajosos para mo-

linos de poca capacidad y no pueden manejar material húmedo pues se atascan (1). Con rodillos es esencial una grúa que actúe encima de ellos.

En la reconstrucción del molino "Old Dominion" en Globe, Arizona; se ha pasado de los quebrantadores giratorios usados con Symons en dos escalonamientos, a tres escalonamientos, pero en el último se emplea un rodillo de 60 pulgadas en vez de molino de discos. Todo el material molido debe pasar por mallas de $\frac{3}{4}$ de pulgada.

En Alaska Juneau, se han instalado rodillos Traylor de 60×24 pulgadas para moler 1,500 tons. diarias de mineral de $1\frac{1}{2}$ pulgada a 7 mallas, aunque no se han alcanzado a moler más de 600 tons., se admite que los rodillos no se habían estudiado para una alimentación que tuviera como tamaño máximo $1\frac{1}{2}$ pulgada.

La Royal School of Mines de Londres está haciendo interesantísimos estudios en el empleo de un sistema eléctrico que con corrientes eléctricas variables permita dar a los rodillos una fuerza magnética atractiva entre ambos tal, que satisfaga la fuerza que corrientemente suministran los resortes para realizar la molienda. Además estos rodillos magnéticos podrán usarse para quitar todo el material magnético de la alimentación, especialmente el hierro residual.

Pisones gravitacionales.— La misma institución arriba citada, está investigando el empleo de dispositivos electromagnéticos, con los cuales se llegaría a duplicar el número de

golpes por minuto de los pisones corrientes. Mediante arreglos especiales se mantiene el calentamiento de los enrollados debajo de un punto conveniente.

Molinos de barras, de bolas y de guijarros (pebbles).—Estas máquinas continúan manteniéndose en la práctica de la molienda fina o pulverización. Algunos anuncian que los molinos de barras están perdiendo terreno; pero no se ve esto en los nuevos establecimientos mejicanos, y tampoco se deduce del análisis de las ventas de los grandes manufactureros de maquinarias para minas, que muestran un gran número de instalaciones de estos molinos, muchos de ellos directamente acoplados al motor. Las grandes unidades de $6\frac{1}{2} \times 12$ pies tienen barras de $5\frac{1}{2}$ pulgadas y son de construcción especialmente resistente.

Los molinos de barras Marcy están entrando cada vez más en el campo de la molienda fina, e instalaciones recientes muestran que se obtienen productos finales con sólo 5% mayor que 90 mallas. En minerales blandos, para la separación de zinc - plomo, se ha alcanzado a productos con 80 y aún 90% de menos 200 mallas. Sin embargo, en el caso de la Compañía Penoles, se usan dos escalonamientos de molinos de barras seguidos de un molino de bolas, para obtener un producto de 90 mallas en sus minerales de zinc-plomo, que trata por flotación. Posiblemente los mayores molinos de bolas construídos hasta la fecha son los Marcy de Potrerillos, Andes Copper C., Chile.

La última novedad en Hardinge, es un molino de 10 pies encargado para el ensanche del molino Sullivan, en Kimberley. Se dice que el molino Hardinge con un clasifica-

(1) NOTA TRADUCTOR.—En Potrerillos se están usando los Symons con material bastante húmedo, más o menos 4%, sin embargo, no se han presentado dificultades hasta la fecha. (Febrero de 1927).

dor seco anexo, está dando excelentes resultados en numerosas instalaciones.

Parece que el molino Compeb, de pulverización en húmedo, de la Allis Chalmers, usado con éxito en la industria del cemento, también se está introduciendo a los establecimientos mineros.

tura interior se cierra con unas planchas perforadas, de acero-manganeso y la de la perifería se cubre con una tela-rejilla.

El material entra mediante alimentadores de tornillo sin fin al compartimento primario. La pulpa que se produce en él atraviesa las perforaciones de las planchas divi-

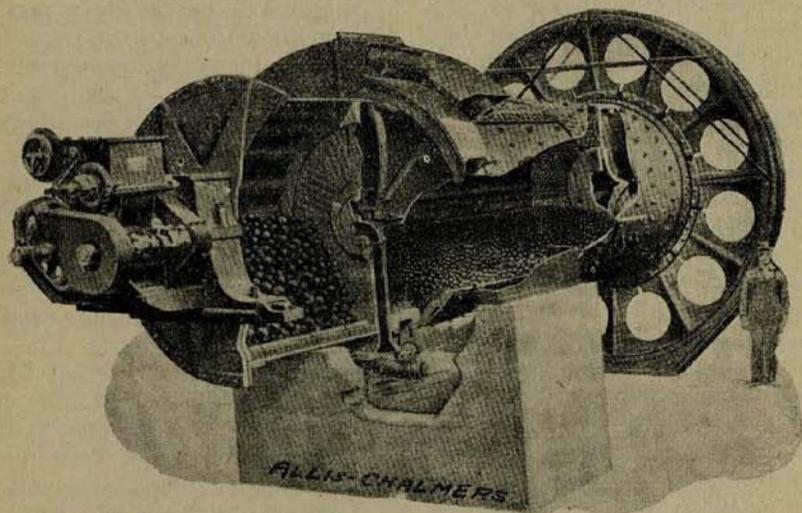


Fig. 3

El dibujo anexo muestra una sección de esta máquina y la describiremos brevemente.

Es, en realidad, un molino tubular de dos compartimentos, de los cuales el primario, o de molienda gruesa, es el más corto y lleva una carga de bolas de acero o de guijarros gruesos.

Ambos compartimentos están separados por una división de acero fundido muy resistente, y forma una cámara abierta por el frente que da al compartimento primario y también en toda la perifería que sobresale del cuerpo general del molino; la aber-

sorias y cae en la cámara; la parte fina pasa a través de la rejilla y va al depósito con agua que queda debajo del molino. El remanente encima de la tela y que es más grueso que las perforaciones de ella, vuelve al interior del compartimento primario gracias a la forma especial de los brazos de armadura de la división, y mediante las dos descargas, que se ven al centro, es lanzado distante de las parrillas, con lo cual, para volverlas a atravesar tiene antes que pasar por la carga de bolas donde sufre una nueva molienda.

El depósito que queda debajo del

molino lleva dos divisiones para el caso de la molienda de metales, en una cae el material que ha atravesado la rejilla y de aquí va al clasificador, el cual devuelve los gruesos al otro compartimento del depósito y separa los finos ya producidos para que vayan a las máquinas que les darán su tratamiento posterior.

Los gruesos se recogen por dos cucharones tubulares que rodean por el exterior al molino y vuelven el material al interior del segundo compartimento de éste, en donde se realiza la molienda final por un medio de atrición más fino, de una forma especial semi-cóncava y que se denomina "cóncavex".

Otro tipo de molino que también se está usando, es el denominado Subovate, que es de una forma semejante a una "pera", y que ha sido introducido en el mercado por la "Big Four Mills" de Milwaukee.

Respecto del molino de varios

molino de 4 pies por 3, trabajando con material granítico, dió una capacidad de 36 tons. por día y con un consumo de 7 HP. Cerca del 45% de la alimentación estaba comprendida entre $\frac{3}{4}$ y $\frac{1}{4}$ de pulgada, 14% de $\frac{3}{4}$ a 1 pulgada, 14% entre 1/16 y 20 mallas, y el resto en porcentajes no superiores de 4% y hasta 1%, en las mallas 40, 60, 80, 100, 150, +200 y -200. El producto resultó con un 30% de -200 mallas y más o menos porcentajes iguales entre las mallas del 20 al +200, con sólo 0,3% en + 20.

Es de interés conocer que H. S. Rexworthy ha calculado para un molino sencillo, con una carga de 8,200 lbs. de barras, un consumo de 30 HP., mientras que para uno de cuatro compartimentos, con una carga total de 13,600 lbs., la energía gastada sólo alcanza a 8,75 HP., pero no da el ensaye de los tamaños del producto, dato que es necesario

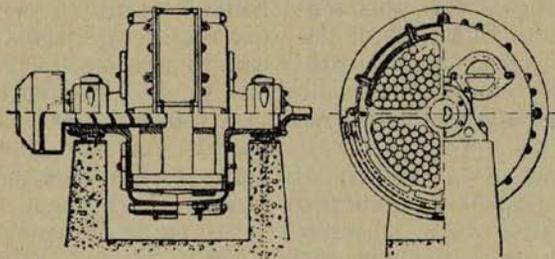


Fig. 4

compartimentos de Forrester-Rexman, que fué introducido el año pasado, podemos decir que en una fábrica de cemento, en la cual está en uso, ha demostrado una economía de 50% en potencia sobre otros molinos de bolas que trabajaban en condiciones análogas.

Una experiencia hecha con un

conocer para saber las unidades relativas de molienda hecha, por unidad de energía consumida.

Sin embargo, otros expertos, como Mr. J. Herman, aunque admiten esas cifras, sostienen que la disminución en el consumo de potencia envuelve una reducción en el efecto de molienda.

La Braun Corp. ha presentado el molino de bolas denominado "Herman Screening B. M.", que tiene descarga periferal a través de la rejilla que rodea su cuerpo. Este tipo ha encontrado considerable aplicación en unidades industriales relativamente pequeñas para pulverización a una finura mediana.

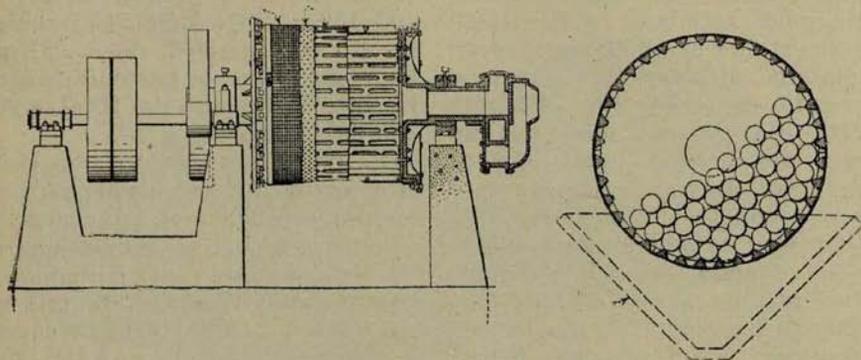


Fig. 5

Como medio de atrición en los molinos parece que se diseña una tendencia de emplear toda clase de desechos de acero cortados en trozos. Así, pedazos de barrenos viejos de 2" y 2½" han dado excelentes resultados.

En la Nevada Consolidated se hace una gran economía, fundiendo todo el acero puesto fuera de servicio en hornos eléctricos y amoldando en seguida las bolas. Se alcanza, en esta forma, a fundir de 10 a 15 toneladas diarias.

También se ha desarrollado la opinión general que los cubos dan mayor eficiencia en la molienda que las bolas.

Se han ensayado simultáneamente bolas de acero-cromo y de acero-molibdeno en el molino de Matahambre, en Cuba, teniéndose un

consumo de 1,11 lbs. por tonelada para las primeras, por 0,742 lbs. de las segundas, el costo es de 5,44 cents. y 4,53 cents. por tonelada de mineral molido respectivamente.

En el antiguo molino gravitacional y electrostático de la "U. S. Smelting C.º" en Milvale, Utah, se han experimentado muy satisfac-

toriamente cubos de "Adamant Silica" de un tamaño de tres y media a cuatro y media pulgadas, reemplazando las "pebbles" importadas. El consumo llegó a 1,25 tons. por tonelada de mineral molido. Los bloques se acuñan entre los nervios del revestimiento de fierro fundido y forman, entonces una superficie de desgaste para éstos.

En el Molino "Rosario", los molinos tubulares emplean como medio de atrición trozos de roca de la mina, de 5 a 9 pulgadas. Estos se cargan por el "Manhole" dos veces al día. La vida del revestimiento de los nervios de acero-manganeso se prolonga por seis meses, soldando con arco eléctrico las primeras roturas que se producen.

La Goodrich Rubber, Co., según informes de B. W. Rogers, ha ensa-

yado en modelos de laboratorios y en unidades comerciales, un revestimiento de caucho, con éxito sobre el de acero y con un menor costo de instalación. El tipo ondulado es más ventajoso que el liso, pues impide el resbalamiento de los guijarros, pero queda aún el problema hasta qué punto es practicable un revestimiento de este tipo. Sin embargo, en los molinos de oro de Sud-Africa el uso del revestimiento de caucho de la India no ha dado resultados económicos.

Métodos de molienda.—El principio de la molienda en estados múltiples y de alimentación más fina para los molinos de barras y bolas se mantiene en todas partes, excepto en plantas pequeñas. Una razón de ello está, en que los molinos de barras son inaplicables con alimentación de más de tres cuartos de pulgada.

En todos los trabajos de molienda fina se ha llegado a la conclusión, que la economía en energía no depende solamente de la alta circulación de las cargas, sino también de una buena clasificación y harneado. Es desperdicio de potencia tener una separación pobre, con la cual se devuelve al molino de bolas material ya suficientemente fino. Los clasificadores draga, son ineficientes, comparándolos con los de tazón; también se estudia, cuando la molienda no es demasiado fina, si estos clasificadores de tazón dan un trabajo más eficiente y mayor capacidad que los harneros.

Universalmente se acepta que se obtienen ventajas económicas empleando circuitos cerrados, en vez de abiertos; pero Mr. E. W. Davis, en uno de sus clásicos estudios, que ha abarcado el campo de la molienda húmeda en circuitos cerrados, entre

las mallas 14 y 65, llega a las importantes conclusiones que se pueden resumir como sigue: Si crece la cantidad de material que alimenta a un molino de bolas, aumenta el trabajo que éste debe realizar; el aumento es muy rápido hasta el punto en el cual la carga en circulación es el 50% de la alimentación, en seguida se hace más lento, pero, sin embargo, continúa fuera de los límites comerciales; en el circuito cerrado se produce siempre un material más uniforme que en el abierto; los harneros dan un producto más granular, en los circuitos cerrados, que los clasificadores; si se consideran el costo de elevación y harneado del peso en circulación y se le compara con el aumento en la eficiencia en la molienda, se ve, que para alcanzar la mayor economía la carga circulante debe ser el 200% de la alimentación original.

En el Suroeste la tendencia general es dar a los molinos de bolas o de barras una alimentación más fina, de $3/4''$ a $1/2''$ como máximo. Al ensanchar sus instalaciones la planta de molienda de Miami, durante el año pasado, a fin de aumentar su capacidad a 10,000 tons., se instalaron grandes molinos de rodillos para reducir a $1/4''$ la alimentación de los molinos de bolas, pero, se notó que con el aumento del tamaño en el mineral de la mina y con el mayor tonelaje, la alimentación de los molinos de bolas era satisfactoria con $1/2''$ tal como se hacía antes. Es de interés observar que con la menor ley del mineral que se trata (menos que 1%), el contenido en cobre de los relaves se ha podido mantener en la cifra que tenía anteriormente, sin necesidad de hacer una molienda más fina. El producto está ahora formado por 7% sobre 48 mallas (antes 1,5%) y

50% menor que 200 mallas (anteriormente 60%). Sin embargo, a causa del alto contenido en fierro del mineral, los concentrados de esta operación sólo llegan a 18% en cobre, y por esto se hace un retratamiento moliendo de nuevo los concentrados a 200 mallas y se vuelven a flotar en circuito fuertemente alcalinizado, de este tratamiento se obtienen concentrados de 30 a 35%, los relaves de este tratamiento secundario se agregan a la alimentación del primario y con ello casi no resultan pérdidas. Es indiscutible que es más barato remoler esta cantidad relativamente menor de material, que someter a toda la alimentación original a una molienda de tal grado de finura.

También es muy útil conocer las descripciones que los señores B. E. Mix y L. M. Barker han hecho del concentrador de la Utah Copper Co., remodelado hace dos años; no es menos interesante la memoria de Mr. E. M. Bagley sobre la mina de oro y molino "United Eastern", que recientemente ha suspendido sus trabajos, pero que los detalles de sus costos de operación, consumo de metal, análisis de harneado, tonelajes, trabajo de las diversas máquinas, etc., serán siempre de gran utilidad como referencias para operaciones análogas.

La tendencia moderna en la molienda de minerales de oro queda bien caracterizada con el ejemplo de la práctica seguida en el distrito de Porcupine.

Generalmente se usan quebrantadores de mandíbulas para la molienda primaria, seguidos de giratorios en circuito abierto con tromels; después vienen rolls, molinos de bolas o barras, éstos en circuitos cerrados, la mayoría de las veces, con

Dorr, también pisones en algunos casos; pero siempre la molienda fina o pulverización en molinos tubulares en circuitos cerrados con clasificadores Dorr o espesadores.

Una característica interesante muestra la práctica reciente de "Wets Springs", en Sud-Africa, en donde se alimentan los molinos tubulares con material grueso, removiendo continuamente los guijarros que se redondean, de los cuales se escogen y botan todos los estériles hasta una pulgada de grueso, y el resto se quebranta en molinos de discos hasta 3/4" y se vuelven a la alimentación de los tubulares. Allí de 134,400 toneladas de minerales molidas se sacaron 33,677 tons., de las cuales 2,136 eran estériles y el resto fué remolido y alimentado de nuevo a los molinos tubulares.

Al discutir estos datos, los señores J. Davidson y W. G. Nixon, los compararon con los de "New States Areas", en los cuales se ve que la cantidad de guijarros extraídos es de 15% contra 25% a que alcanzan en el primero. Las necesidades de trozos gruesos de minerales para los molinos tubulares absorben toda la producción de la mina y con ello se elimina la molienda gruesa. En los molinos tubulares dieron mejor resultado los revestimientos corrugados que los Osborn, y para que no se produjese "choking" ni "atascamiento" con la carga de trozos gruesos, se rediseñaron las entradas de la alimentación. También se usó un interesante dispositivo para elevar el material de la descarga del molino al clasificador Dorr, que consiste en un elevador de chorro que tiene larga duración.

Quedaría como otro ejemplo de interés el molino de "Modderfontein East" de Sud-Africa, que em-

plea un sistema semejante. El mineral se separa en parrillas y se muele en quebrantadores de mandíbulas, separándose después en otras parrillas o tromels, donde se lava prolijamente, para escogerlos después en correas de escogido, de las cuales va a otras parrillas que separan los trozos gruesos, que se recogen automáticamente para usarlos en la alimentación de los molinos tubulares.

En las demás etapas de los productos de menor tamaño se emplean harneros "Hummer", quebrantadores de discos "Hecla", y finalmente los molinos tubulares en circuito cerrado con los clasificadores Dorr. Como hemos dicho, estos molinos tubulares trabajan según el nuevo principio de la "descarga de gujarros de reyección", que ya describimos en caso anterior.

El rebalse de los Dorr se pasa sobre mesas con "corduroy" para recuperar el osmiridium, después de clasificarlo hidráulicamente.

Con el aumento el uso de trozos gruesos como material de atrición, se hace necesario sustituir por medios mecánicos el escogido a mano de este material, y es lo que se trata de hacer en Sud-Africa mediante harneros dobles, que así dejan el producto por utilizar de un tamaño más uniforme.

Teoría de la molienda.—Parece que ya se está en camino de finalizar la controversia entre las teorías de Kick y de Rittinger sobre la molienda; ello gracias a las investigaciones del U. S. Bureau of Mines de Salt Lake City.

Se han ensayado métodos para medir las superficies, basados en la proporción de disolución de ciertas substancias, las cuales se aplican en una delgada capa superficial sobre cualquier clase de granos de mineral.

De este modo se independizan las experiencias, de los ensayos de tamizado y de medidas microscópicas. Se cree que este método de medidas de superficie se hará muy luego universal.

Complementariamente con este sistema de medidas, se han ideado diversos aparatos de quebrantamiento que permiten la exacta medida del trabajo consumido en romper un material dado, de dimensiones conocidas, y entonces puede compararse este trabajo con el aumento de las superficies. Todas estas determinaciones, son previas al estudio de la eficiencia y carácter del producto de las diversas máquinas de molienda. Los instrumentos ideados emplean una esfera sólida que cae sobre el material ensayado y el trabajo consumido se determina por las deformaciones que experimentan ciertos alambres de aluminio.

En las experiencias en estos aparatos, con trozos de cuarzo de diversos tamaños, y haciendo variar el trabajo neto consumido en la rotura, entre amplios límites, se ha determinado que la superficie producida es directamente proporcional al trabajo de molienda; hecho que confirma la teoría de Rittinger. Sobre estos estudios los señores J. Gross, S. R. Zimmerley y S. J. Swainson han publicado un informe preliminar.

HARNEADO, CLASIFICACION Y ASENTAMIENTO

Harneros.—En parrillas y tromels no hay ningún cambio especial digno de anotarse. Los harneros vibratorios mantienen su posición.

Los harneros "Hummer" vibratorios reciben continuamente nuevas aplicaciones. Se ha diseñado un tipo nuevo muy robusto, que se de-

signa con V-64, para harneado grueso, hasta 2" de hueco. Este tipo consume cerca de 18 amperes y puede considerarse como que ya entra en el campo de las parrillas de barras. Hace 1,800 vibraciones por minuto. Actualmente hay en trabajo uno de éstos en el molino "Silver Dyke" y tiene aberturas de 3" por lado, está formado por barras redondas de 9/16", colocadas a escuadras unas con otras.

Cuando se desea un tipo de vibrador relativamente barato, se puede recomendar el "Leahy No-Blind Vibrating Screen" que es bastante usado en el Sureste de Missouri y se construye en varios tamaños y para toda clase de harneadura, desde finos a gruesos y aún como parrillas de barras, o sea desde 50 mallas hasta 2 pulgadas.

Actualmente la "Traylor Vibrator Co.", de Denver, ofrece en el mercado un harnero vibrante que denomina "Screen Supreme". En este aparato la armazón entera vibra mediante motores eléctricos recíprocos colocados en ambos lados. Hace 3,600 vibraciones por minuto y la amplitud varía de 1/32" a 1/16". La potencia que consume alcanza a 0,5 H. P. Se emplea en tamaños de 3/4" hasta 100 mallas.

Sobre harneado de carbones, metales y otros productos es muy recomendable la completísima memoria de los señores E. A. Holbrook y T. Fraser, publicada en el Boletín 234, del U. S. Bureau of Mines de 1925.

Clasificadores.—A medida que disminuye la concentración gravitacional el empleo de los clasificadores decrece, pero tienen cierta aplicación en la molienda en circuito cerrados. Son los clasificadores mecánicos los que se mantienen más en uso y con la

flotación tienen gran importancia los espesadores y asentadores.

El señor H. A. White ha establecido la fórmula que damos como general para determinar la eficiencia de un clasificador:

$$E = \frac{(i-o)(u-i)}{(i-i^2)(u-o)}$$

En esta ecuación **E** es la eficiencia, **i**, **o** y **u** son las fracciones del *oversize* en la entrada, rebalse y descargue respectivamente. Se ha recoleccionado una serie de datos mostrando la eficiencia de varios tipos de clasificadores en uso en Sud-Africa, en los molinos de oro, y se ve que estas eficiencias van de 40% a más de 90%.

Se ha ensayado una modificación del clasificador de densidad constante de Fahrenwald, en el cual se ha colocado un diafragma de caucho en un lado del depósito del clasificador, diafragma que recibe la presión del depósito y la trasmite mediante un brazo a la válvula de descargue. Este acomodo ha resultado muy simple y más sensible, pero aun no es del todo satisfactorio. La Dorr Company ha tomado a su cargo el desarrollo de esta máquina y continúa introduciéndola en diversas regiones.

En el molino "Morning", del distrito de Coeur d'Alene, recientemente reconstruido, se han usado conos automáticos Allen en circuito cerrados con molinos Hardinge; pero, en cambio, en el molino de Inspiration, como un efecto indirecto de la alta recuperación obtenida con el Xantato, se han eliminado los clasificadores que seguían la flotación y precedían las mesas. Aquí aun continúa siendo económico el uso de las mesas, pero los clasificado-

res, que no prestan gran ayuda a la recuperación y necesitan agua para su trabajo, en el bombeo de la cual se consume potencia, han tenido que desecharse forzosamente.

Un clasificador y desaguador nuevo, patentado por A. Noriega está formado por un estanque circular con una serie de anillos concéntricos. La pulpa fluye hacia afuera del centro, depositando progresivamente el

material de grueso a fino, para entregar agua clara en la perifería. Los compartimentos anulares tienen forma cónica, con vértice del cono hacia abajo y producen la descarga de los diversos productos clasificados.

El U. S. Bureau of Mines está estudiando un clasificador hidráulico recíproco con placa de constricción especial para lamas.

(Continuará)



LAS POSIBILIDADES DE UNA INDUSTRIA SIDÉRGICA EN LA REPUBLICA ARGENTINA (1)

POR

SVEN WÄSSMAN

1) POSIBILIDADES DE PRODUCCIÓN DE HIERRO

Los estudios efectuados sobre la explotación de los recursos en minerales de hierro con que cuenta la República, han dado resultados desalentadores. Su cantidad por lo común reducida, la baja ley de las menas y sobre todo los fletes elevados, son graves impedimentos para su explotación.

El yacimiento de «Filo de la Cortadera», que es la mayor que se conoce en el país, muestra un área calculada en 900 metros cuadrados, según cálculo del Ingeniero N. A.

Lannefors, Inspector Nacional de Minas, y su ley en hierro oscila entre 30 y 40% solamente; su porcentaje de sílice varía también dentro de los mismos límites. A base de los cálculos más favorables se llega al resultado que para obtener una tonelada de hierro se necesitaría no menos de:

2,1 toneladas de mineral.
1,3 toneladas de coque.
1,5 toneladas de caliza.

Es decir que 100 kgs., de mineral y fundentes darían 27,7 kg., de fundición.

Para que la producción resulte beneficiosa, debe producirse doble cantidad de hierro. La cantidad ne-

(1) Publicación N.º 27. De la Dirección de Minas, Geología e Hidrología del Ministerio de Agricultura de la República Argentina, 1927.

cesaria de combustible se hace también muy grande y la cifra mencionada es, por lo menos, 25% más alta que lo general.

Solamente el precio del transporte ferroviario del hierro hasta Buenos Aires asciende a la enorme cifra de \$ 40 m/n por tonelada, o sea más de la mitad del que se paga por el hierro crudo importado.

Aunque se prepara el mineral por el método magnético o mecánico, las posibilidades no pueden mejorar en tal grado que el yacimiento resulta explotable.

Debemos considerar que en el país no se conoce ningún yacimiento de mineral de hierro que pueda dar materia prima para una fabricación de fundición en condiciones económicas. Por eso es, sin duda, forzoso apoyarse en la importación para las necesidades de hierro que tenga la República.

Una importación de mineral de hierro con miras de fundirlo, debe considerarse, a todas luces, como imposible por varias causas. El costo del transporte del mineral es demasiado alto y además debemos agregar lo más importante: que el carbón necesario para fundir y reducir el mineral, prácticamente es imposible conseguirlo dentro de nuestras fronteras.

Los yacimientos de carbón en la Argentina, son en parte muy pequeños y, en parte de poco valor a causa del alto porcentaje de cenizas y situación alejada de los centros de consumo. En muchos casos no se adaptan para la coquificación. El yacimiento más promisor—Marayes—es actualmente objeto de una detallada investigación por parte de la Dirección General de Minas, Geología e Hidrología. El carbón Marayes tiene de 20 a 40% de cenizas y un

alto porcentaje de azufre, circunstancias que obligan a una preparación previa. Aun en el caso que desde el punto de vista técnico sea posible la fabricación de coque las perspectivas económicas se presentan poco halagüeñas.

Actualmente, y durante un largo tiempo en el futuro, este yacimiento carecerá de importancia para la industria del hierro. Sólo el flete del carbón Marayes a las regiones donde una siderúrgica lo necesita, representa un costo tan elevado como el costo del carbón de piedra importado en Buenos Aires.

No es posible emplear el lignito en los altos hornos y este producto tiene poca importancia para la siderurgia, salvo el caso de que el yacimiento quede muy cerca del establecimiento de fundición.

El carbón de leña, que en algunos países ricos en bosques se usa para fundir y reducir minerales de hierro de alta calidad, en la Argentina no puede hacer competencia al coque, como combustible para los altos hornos. Las regiones de Buenos Aires y Rosario, que serían las mejores para establecer una industria siderúrgica, quedan lejos de los bosques que para el caso se explotarían y los mejor situados de entre ellos ya están talados en gran parte sin que se haya cuidado de su conservación.

En los países donde funcionan los altos hornos a carbón de leña, estas empresas tienen muchos competidores que pretenden la explotación del bosque para la fabricación de artículos de madera, pastas para el papel y productos químicos. La industria del hierro ha tenido por eso que contentarse con los restos o pagar altos precios por la leña buena. Aún en la Argentina se ennoblecen los pro-

ductos de la madera y así por ejemplo, la exportación del extracto de quebracho tiene mucha importancia y la industria de la pasta de papel probablemente no se hará esperar. La producción de carbón de leña en cantidades suficientes y a un precio razonable para fundir el mineral de hierro importado está fuera de los límites de lo posible y la leña como combustible, en la industria del hierro en general, sólo tendrá importancia en casos de excepción.

El petróleo no puede usarse como combustible de los altos hornos y la electricidad es utilizable solamente cuando hay abundancia de fuerza motriz barata en la misma región donde existen minerales de buena calidad.

2) POSIBILIDADES PARA PRODUCIR ACERO DE HIERRO EN LINGOTES IMPORTADO.

En lo que antecede, he manifestado la imposibilidad de la producción de hierro en lingotes en la República Argentina. De aquí se deduce también que una industria de acero o de hierro en general, no puede desarrollarse en este país en forma comparable a la existencia en los países de gran producción de hierro en lingotes.

Como se sabe, el acero (y en él también incluyo el hierro dulce forjable), es un producto ennoblecido, derivado del hierro en lingotes y se produce en hornos Martín, Bessemer y eléctricos, siendo necesario y deseable poder aprovechar fundido, directamente del alto horno, el hierro de primera fusión. En todo caso siempre es necesaria una colaboración entre la instalación de altos hornos y la fabricación de acero, para obtener buenos resultados, tanto

desde el punto de vista técnico como económico. Como esto no puede hacerse aquí, se dificultará y encarecerá la producción del acero. Este no es, sin embargo, el único inconveniente, pues debe contarse con las dificultades originadas por el hecho de que no se cuenta con mano de obra idónea.

El costo de las instalaciones de fundición y laminación, etc., será alto y además debe tomarse en consideración que en las grandes unidades de producción, con las que se trabaja en el extranjero, baja el costo en forma tal que no es posible para una producción que debe amoldarse a un mercado más limitado. Debe recordarse que las posibilidades de venta, dentro del país, de hierro y de acero también tienen una limitación por el hecho que las industrias que fabrican manufacturas de hierro y acero son pocas. En la República Argentina no existe propiamente hablando, una industria de maquinaria.

Tiene una importancia fundamental el hecho de que toda la materia prima necesaria para la producción de acero, es aquí más cara que en los países productores de esa substancia. Por ello es claro que una producción de acero, basada en hierro en lingotes importados, sólo es posible desde el punto de vista económico si existe una gran diferencia entre los derechos de importación para el hierro en lingotes por un lado, y el acero y artículos manufacturado por el otro. La conveniencia de tal legislación, debe discutirse desde muchos puntos de vista y debe fundamentarse con cálculos detallados.

Entretanto, la política aduanera solamente no puede establecer las premisas necesarias para una fabricación de acero nacional y los

grandes productores extranjeros, tienen, por otra parte, medios de impedir un desarrollo en condiciones internacionales para ellos desfavorables. La tendencia de fusión que en los últimos tiempos ha demostrado la industria siderúrgica de diversos países tiene para la Argentina gran significación desde el punto de vista expresado.

3) EL HIERRO VIEJO COMO MATERIA PRIMA PARA LA FABRICACIÓN DE ACERO.

Desde hace mucho tiempo se ha exportado hierro viejo de la Argentina para ser fundido en usinas extranjeras y presentarlo en condiciones de uso para la industria. Las cifras de exportación que es cierto han variado mucho, muestran en general, un aumento desde el principio de la guerra cuando se llevaron del país 30,000 (treinta mil) toneladas de dicho material. Durante los años 1918 hasta 1923, se prohibió la exportación, pero ésta ha comenzado de nuevo desde el último año mencionado. El año 1924 se exportaron más de 52,000 (cincuenta y dos mil) toneladas y el año de 1925 más de 65,000 (sesenta y cinco mil) toneladas de hierro viejo.

Estas últimas cifras dependen en parte de que durante los años de prohibición se ha juntado el hierro viejo aún cuando la cantidad disponible de éste por año puede calcularse en 60,000 (sesenta mil) toneladas por lo menos. De éste se funden cerca de 10,000 (diez mil) toneladas, en una planta de hornos Martín en Buenos Aires y en otra planta de esta misma ciudad se emplean cerca de 4,000 (cuatro mil) toneladas para laminación. Aún fuera de Buenos Aires se usa hierro viejo,

en esta forma, para satisfacer las necesidades de las empresas ferroviarias las que utilizan alrededor de 20,000 (veinte mil) toneladas.

La cantidad de hierro viejo puede parecer poca en relación a la importancia total de hierro y acero que para el año 1925 alcanzó a 730,000 (setecientos treinta mil) toneladas no comprendiendo en esta cantidad a la manufactura de hierro; pero debemos tomar en cuenta que, dentro de algunos años la cantidad de hierro viejo disponible se habrá duplicado.

Los mayores proveedores de este artículo son los ferrocarriles y pronto debe renovarse el material de rieles, que durante los años 1904-13, constituyeron en su mayor parte, el hierro importado.

Es un grave error permitir que este material salga del país y debe considerarse de sumo interés para el Estado impedir este hecho por medio de un fuerte derecho de aduana, como ya se ha propuesto, o mejor todavía, asegurar esta importante materia para la industria nacional del acero, que en esa forma daría sus primeros pasos, prohibiendo toda exportación.

Que el hierro viejo puede usarse económicamente en el país, lo demuestran las diversas empresas que al presente se dedican a ello y que obtienen utilidad de la gran diferencia de precio que existe entre el hierro viejo (10 a 20 pesos la tonelada) y la fundición importada (60 a 70 pesos la tonelada).

Soy de opinión que un aumento de estas actividades sería posible, prohibiendo la exportación de hierro viejo.

La utilización de la materia prima nombrada, puede realizarse sometiéndola a un forjado o a una lami-

nación directa. En la mayor parte de los casos entre tanto, hay que fundirla en los hornos Siemens-Martín, los cuales dan el mejor resultado para productos ordinarios. Por muchas razones la fabricación tiene que limitarse en los comienzos a productos laminados livianos, piezas de acero fundido, etc., teniendo en cuenta que la buena práctica de la operación exige una adición de hierro de primera fusión.

En el caso de que por alguna causa se paralizara la importación de hierro de primera fusión, se la puede sustituir con una adición de coke y si fuese necesario usar mineral de manganeso, éste se conseguiría en el país.

El consumo de mineral de hierro para la refinación del metal, es insignificante o nulo, y debe ser atendido por medio de la importación de magnetita pura, pero, en caso de emergencia puede emplearse el mineral de hierro del país. El abastecimiento de cal está asegurado por la producción de Córdoba, más las aleaciones de hierro y materiales refractarios deben importarse.

Como combustible el petróleo resulta algo más barato que el carbón de piedra y tiene la ventaja de ser un producto nacional, por lo que en este rubro el suministro quedará independizado del extranjero. Si el costo del carbón en Europa asciende a \$ 4 por tonelada de acero producido, sería en la Argentina de \$ 6, mientras que el petróleo costaría \$ 5, por tonelada de acero producido.

Puede mencionarse que los hornos Martín, actualmente en actividad en Buenos Aires, son extraordinariamente pequeños, pues cargan de 7 a 8 toneladas de hierro y consumen demasiado petróleo. Para obtener un resultado económico la capacidad de

cada horno debe alcanzar a 25 toneladas.

La fuerza eléctrica usada para fines siderúrgicos, resulta muy costosa en la ciudad de Buenos Aires. Una compañía de ésta que fabrica piezas de acero fundido en pequeña escala usando un horno eléctrico, recibe la corriente de una compañía aliada por los que en mejor forma puede utilizar la fuerza eléctrica sobrante. No obstante esto, tiene dificultades para competir con los importadores a pesar de tener un precio para la fuerza motriz de \$ 0.03 a \$ 0.05.

El problema de la fabricación del acero, en la Argentina, basada en hierro viejo y en hierro en lingotes importado, tiene tanta importancia, que la Dirección General de Minas, le está haciendo objeto de un profundo estudio técnico y económico. La forma en que el Estado puede facilitar esa industria, consiste en suprimir la exportación de hierro viejo y abolir el derecho de importación de hierro en lingotes. Careciéndose en el país de minerales de hierro explotables, esas dos materias primas constituyen la base fundamental de su siderurgia.

Cuando más ventajosamente se obtenga el hierro en lingotes, mayor cantidad de éste se podrá emplear en el proceso de fundición del hierro viejo, para aumentar la producción y mejorar la calidad, hasta llegar al porcentaje más favorable, que es de 25-33% de hierro de primera fusión en la carga.

El ingreso fiscal, por derechos aduaneros, al hierro en lingotes importado, en 1925 fué de 14,514 pesos oro. La abolición de este derecho no significaría pues, gran mengua para los ingresos aduaneros, pero, en cambio, para nuestra industria siderúrgica importaría un aumento de va-

lor superior, en mucho, a lo que representa aquella cifra.

4) FUNDICIÓN Y MANUFACTURA DE HIERRO EN GENERAL.

En favor de la industria de fundición—que ya cuenta en el país con multitud de pequeños establecimientos—lo menos que podría hacerse sería de eximir de impuesto a la importación de hierro en lingotes. Tanto se emplea en esta industria el hierro viejo, que el precio del material de mejor calidad ha subido al nivel del hierro importado.

La industria de la fabricación de piezas de fundición gris se halla en condiciones especiales que le permitirían escalar una posición segura en el país. Ha tenido su origen en las dificultades y gastos que representan el encargo y la compra de objetos fundidos en el extranjero. Esta parte de la metalurgia está llamada a tener un gran desarrollo en el país, especialmente en cuanto a la fabricación de piezas de fundición maleable.

Este último material se emplea en gran escala para la fabricación de diversas máquinas agrícolas y por eso se podría predecir un futuro de prosperidad para dicha industria en la Argentina.

Según un principio de la legislación aduanera, debe eximirse de derechos de importación a las máquinas que se emplean en las principales industrias de la Nación. Por ello es una inconsecuencia que el hierro

en lingotes, con el cual se podría fabricar una gran parte de esas máquinas en el país, esté sometido a derechos de importación, aún cuando se reduzcan al 5% ad valorem.

Por lo que respecta a la elaboración y manufactura del hierro y el acero a la fabricación de máquinas, herramientas y artefactos de diversas clases, cabe decir que es una industria que se está desarrollando, aunque todavía en pequeña escala. Las dificultades resultantes de la falta de tal industria en un país, son muy sensibles, pues siempre se debe estar supeditado al extranjero, aún en lo tocante a conservación y reparaciones que, por dicha circunstancia, muchas veces se descuidan. Para el definitivo desarrollo de la siderurgia es condición imprescindible la consolidación de esa industria metalúrgica.

El porvenir de la manufactura de hierro depende en alto grado del interés del espíritu de la empresa y del concurso de obreros capaces y técnicos competentes. Nunca se insistirá demasiado sobre la necesidad de una dirección bien experimentada y aunque al principio sería preciso recurrir a técnicos extranjeros, deben hacerse esfuerzos para la formación de personal nacional competente y práctico.

Para ello tiene primordial importancia la acción del Estado. Lo que él puede hacer para estimular el interés y fomentar la instrucción técnica, es tan esencial como una eficiente política aduanera.



INSTALACION DE CARBON PULVERIZADO

En la Refinería de Azúcar de Veguellina de la Sociedad General Azucarera de España

POR

A. BOURBÓN,

Ingeniero de Minas.

En estos tiempos en que llama la atención del mundo industrial español el problema del carbón nacional, es interesante dar a conocer los esfuerzos que hace la industria particular para la resolución de un problema que no sería tan difícil si todos lo tomaran con el mismo interés.

La **Sociedad General Azucarera de España** ha tenido verdadera iniciativa industrial, y a ella se debe el éxito de una primera Central de Carbón Pulverizado, consiguiendo el aprovechamiento del menudo de antracita, hasta hoy sin empleo en las minas, y gravando con tanta importancia un precio de costo muy elevado por las circunstancias de su explotación; será, pues, interesante conocer algunos detalles de esta instalación, de su funcionamiento y de los resultados obtenidos.

Consideramos que el lector está familiarizado con el nuevo sistema de combustión, que ha sido objeto de tantas descripciones en revistas españolas y extranjeras, y que conoce las varias formas de empleo del carbón pulverizado.

Veguellina, fábrica de azúcar de

la **Sociedad General Azucarera de España**, se encuentra a 30 kilómetros de León, sobre la línea del Ferrocarril de León a La Coruña; su situación cerca de varias cuencas hulleras, le permite una alimentación en combustible relativamente fácil; sin embargo, no ha vacilado en disponer una primera instalación para quemar antracita, en polvo, con preferencia al carbón graso asturiano, siempre más caro.

Con el fin de que se pueda seguir fácilmente la descripción de la instalación, damos a continuación un esquema de las distintas operaciones, desde el principio de la preparación del carbón, al final de la combustión.

La instalación ha sido prevista para la calefacción de cuatro calderas **Stirling** (Cie. Fives-Lille), tipo Wm núm. 21, de 397 m² de superficie de caldeo cada una, con una potencia de vaporización normal de 20 kilogramos por metro cuadrado en marcha forzada. Presión del vapor 18 kilogramos. De las cuatro calderas previstas, tres están ya instaladas.

En el programa se fijaba como condición esencial, quemar menudo de antracita de 5 a 8 por 100 de ma-

(1) Tomado de la Revista Minera Metalúrgica y de Ingeniería de Febrero 8 y 16 de 1927.

terias volátiles, 20 por 100 de cenizas y 8 a 10 por 100 de agua.

DESCRIPCIÓN DE LA INSTALACIÓN

1) TALLER DE PULVERIZACIÓN. — Se ha previsto un edificio anexo al cuarto de calderas para la preparación del carbón.

buidor de platillos alimenta en la proporción adecuada un elevador de cangilones, que sube el carbón a la parte alta de la instalación.

Es muy importante señalar, que desde el momento en que pasa el carbón menudo por el distribuidor, cesa por completo de ser visible y palpable, **circulando, desde en-**

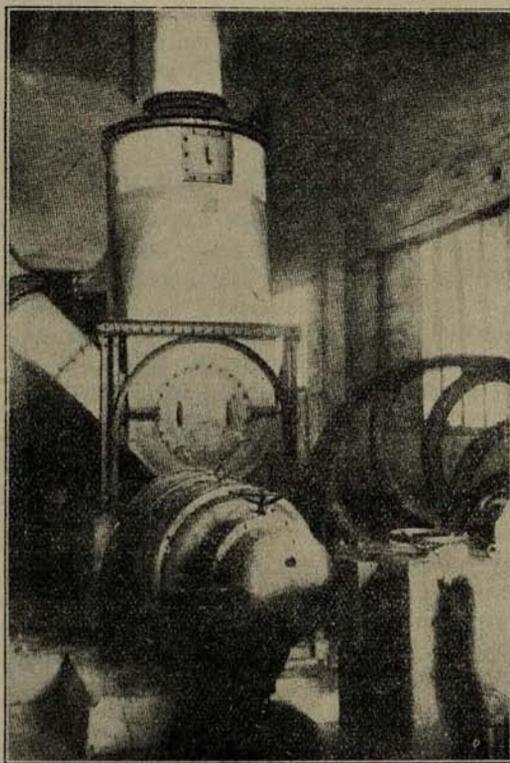


Fig. 1.—Molino triturador

Una tolva alimentada con las vagonetas de carga del depósito central, recibe el carbón conforme se carga y transporta, y una hélice sin fin inclinada lo eleva a una tolva de 16 toneladas de capacidad, que es la verdadera reguladora de la instalación.

En la parte inferior, un distri-

tonces, en aparatos completamente herméticos y cerrados.

En la parte superior del elevador, el carbón es conducido por un canal al secador especial, previsto para que el carbón salga con un 1 por 100 de humedad.

Hoy día, este secadero está alimentado por un horno, quemando

carbón sobre una parrilla ordinaria, pero se aconseja para instalaciones sucesivas el empleo del mismo carbón pulverizado con una pequeña cámara de combustión.

Un ventilador aspira dentro del secadero los gases de la combustión y también partículas muy finas de carbón pulverizado. Para recuperar este carbón, los gases pasan por un ciclono despolvorador que deja salir los humos de la combustión del carbón; el carbón pulverizado recuperado cae en la tolva del carbón seco mezclándose con el que procede del secador.

Esta tolva de carbón seco tiene una capacidad de 50 toneladas, y alimenta el **molino de pulverización**.

Este molino especial es capaz de producir 5 toneladas por hora de carbón pulverizado con menudo de 5 por 100 rehusado al tamiz de 100 mallas y 12 por 100 al tamiz de 200 mallas (por pulgada lineal).

Un tambor distribuidor especial con alvéolos reparte el carbón seco al molino. El movimiento es transmitido al molino por un juego de engranajes y una correa acoplada al motor eléctrico.

Este molino es de un tipo completamente nuevo y muy diferente de los descritos en todas las instalaciones de carbón pulverizado; es un molino de bolas especial con un separador de aire al final, que regula la buena marcha, dejando escapar el pulverizado convenientemente triturado.

El carbón cuya textura no es suficiente, vuelve al molino por un doble forro y pasa una segunda vez bajo la acción de las bolas trituradoras. Al final de la operación el carbón pulverizado es aspirado por un ventilador, cuya columna supe-

rior posee un ciclono importante para la separación del aire del polvo fino que puede escaparse con él. Pero el aire de este ciclono no se deja en la atmósfera, la tubería vuelve con él al molino a donde nuevamente se carga de carbón y se reproduce la misma operación.

Tenemos, pues, un circuito cerrado, que da al mismo tiempo rendimiento y seguridad.

Claro está, que miles de detalles completan esta instalación, pero sería demasiado extenso entrar en ellos; sólo nos basta decir que se puede regular a discreción la cantidad de aire del molino para obtener el grado de polvo que se necesita, así como su capacidad de producción.

2) Distribución del carbón pulverizado. — Tenemos ya preparado en la base del ciclono el carbón pulverizado en el estado que se precisa, para su combustión en las calderas.

En frente de cada caldera, una tolva de 24 toneladas de capacidad, lo que permite una marcha independiente durante veinticuatro horas, recibe el carbón pulverizado procedente del ciclono por medio de un transportador de paletas.

Este transportador, cuyo fondo tiene una compuerta en frente de cada tolva, alimenta, pues cada caldera, y las compuertas de cada una de ellas es maniobrada desde la pasarela de servicio, por el encargado de las calderas.

En la parte inferior de cada tolva se encuentran dos distribuidores especiales, sistema patentado S. U. C., con platillos con alvéolos que permiten una distribución del carbón pulverizado con una gran precisión; cada uno de ellos está en combinación con un quemador de la caldera.

Entre los dos distribuidores y siem-

pre para una caldera se encuentra un ventilador llamado de aire primario; este aire es lo estrictamente suficiente para transportar el carbón pulverizado a los quemadores, con la velocidad necesaria para la buena combustión, y además, para evitar que nunca la llama pueda retroceder.

Recuperación del polvo. —La recuperación del polvo tiene un doble objeto; dar a la instalación en general una seguridad completa, y además, evitar las pérdidas de carbón pulverizado, aumentando el rendimiento.

Para la completa seguridad, los ventiladores aspiran en todos los

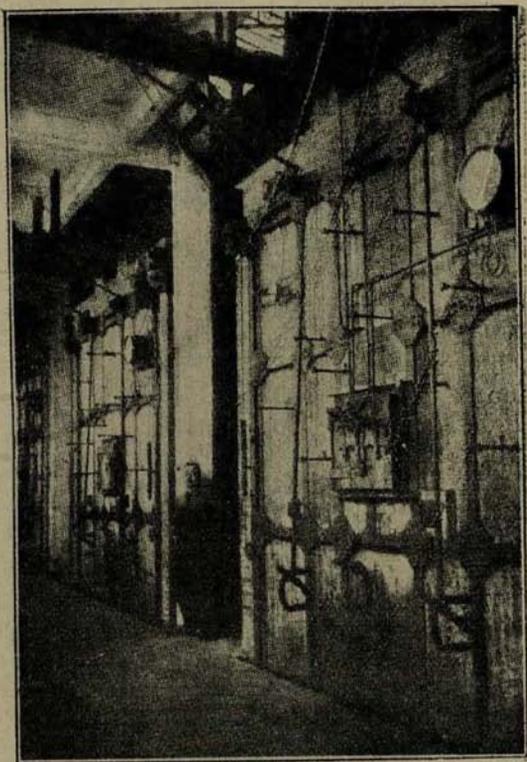


Fig. 2.—Frente de las calderas en marcha

El carbón cae desde el distribuidor dentro de la tubería del aire primario; se mezcla íntimamente con él, y la mezcla comburente llega así a un mezclador y a un quemador, cuyas características van bien apropiadas al modo de combustión que se desea.

aparatos, tolvas y canales, y claro está, esta depresión produce algunas entradas de aire en las tuberías.

Un ventilador especial, situado en el trayecto del transportador de paletas, aspira el aire sobrante mezclado con polvo fino de carbón, y es este aire el que a su vez es aspirado

por el ventilador de aire primario de cada caldera.

Se ve claramente la importancia de este pequeño aparato, llamado **ventilador de recuperación**, que deja en ligera depresión todos los aparatos en contacto con el carbón pulverizado, impidiendo de un modo completo la salida de aire cargado de polvo por cualquier salida que pudiera existir, resolviendo así el doble problema, seguridad y rendimiento.

Cámaras de combustión.—La cámara de combustión sustituye al hogar de la caldera: es un espacio cuya capacidad varía según el carbón que se emplea, y sobre todo, la mayor o menor fusibilidad de las cenizas.

Estas cámaras de combustión reciben la mezcla de aire y carbón, la quemán, y los gases calientes van después a los tubos de las calderas, a donde dejan ya sus calorías.

Cada casa especialista tiene su disposición especial de cámara de combustión; las de calderas de Veguellina son patentes de la S. U. C. (Sté. de Utilisation des Combustibles).

Estas cámaras de combustión varían, según si se quiere obtener cenizas fusibles o pulverulentas.

En Veguellina era posible la marcha con cenizas fusibles, obteniendo la fusión de ellas a 1.140°; solamente así se comprende la poca proporción de carbón que pasa en las cenizas que no llega a 1 por 100 (del peso de la ceniza obtenida).

Estas cámaras van revestidas interiormente de un material refractario especial, cuyas resistencias al fuego y a la presión son muy elevadas.

En la bóveda superior los dos que-

madores reciben el carbón y el aire primario e inmediatamente se hace la combustión en la cámara de combustión; la ceniza fundida cae sobre un plano inclinado y baja fundida al cenicero.

Dos puertas para la limpieza, permiten la eliminación de la escoria (gacha) al exterior.

Estos planos inclinados al disminuir la sección de la cámara de combustión, impiden que el cenicero esté demasiado caliente, solidificándose seguidamente la escoria obtenida.

Hemos visto que el aire del ventilador de aire primario se mezcla al carbón pulverizado en proporciones insuficientes para su combustión, se trata sólo de un medio de transporte.

Para conseguir la cantidad de aire suficiente a una buena combustión, se ha previsto para cada cámara de combustión, un ventilador llamado de aire secundario que inyecta por medio de canales distribuidores dentro de las paredes de la cámara de combustión, y en los sitios más a propósito la cantidad de aire justo, suficiente para una buena combustión del carbón. Todas las entradas de aire secundario tienen sus compuertas de regulación, y así se puede organizar la cámara de combustión para que tenga una temperatura uniforme aunque más baja en la parte inferior.

El aire, al pasar por los canales dentro de la mampostería, se calienta algo y disminuye al mismo tiempo la temperatura de las paredes interiores.

Todos los aparatos ya descritos, distribuidores, ventiladores de aire primario y secundario, tienen sus dispositivos de arranque y regulación en la misma fachada de la caldera y a mano del encargado, quien

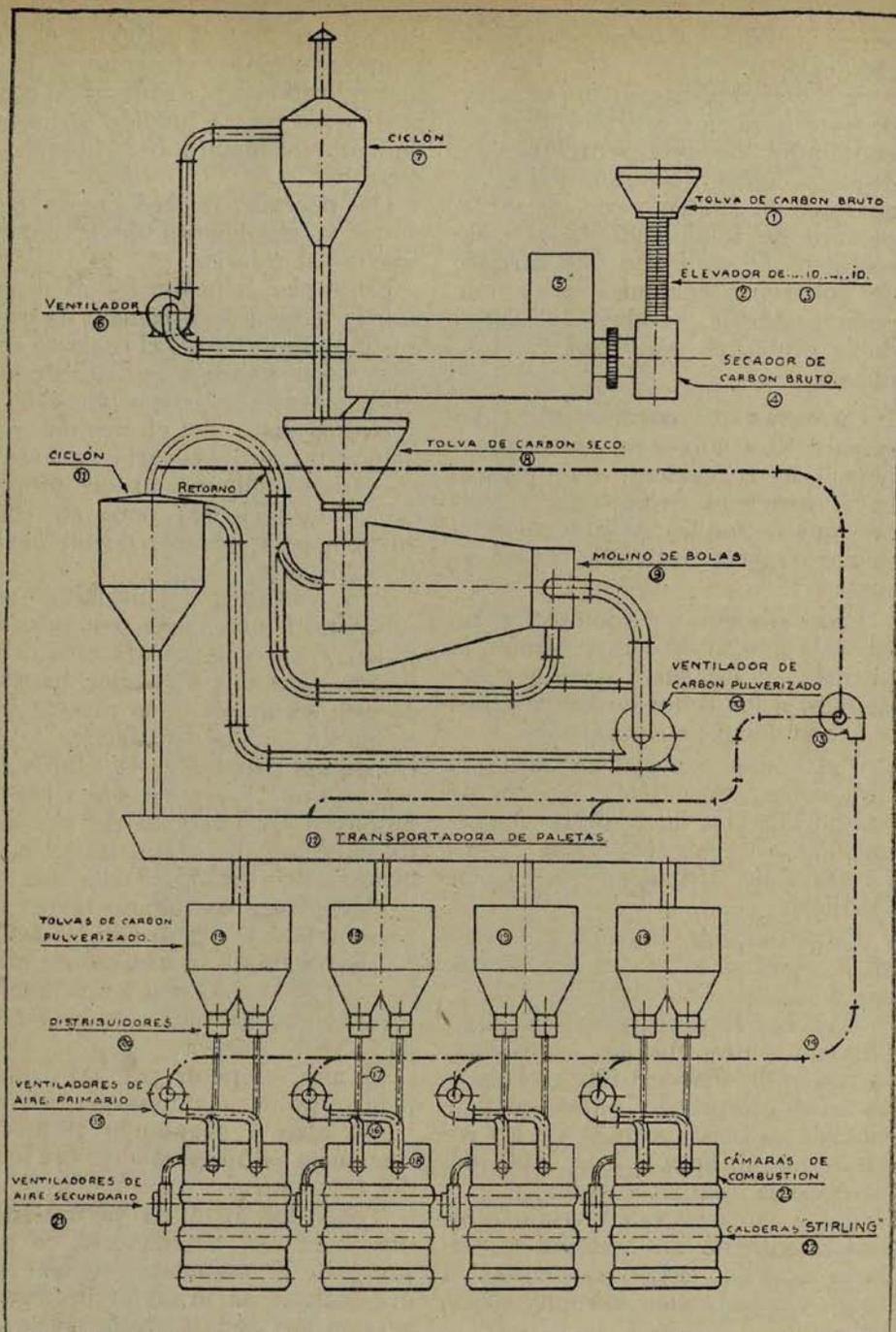


Fig. 3.—Esquema de la instalación de carbón pulverizado de la Fábrica de Azúcar de Veguellina (León).

puede, en cada instante, verificar la buena marcha.

Encendido al mazout. — Una de las dificultades que se presentan al iniciarse la marcha, es la calefacción lenta y metódica de las cámaras de combustión, y sobre todo, no teniendo a disposición ninguna energía eléctrica para efectuar la primera preparación de carbón pulverizado.

Para obviar esta dificultad se ha hecho una instalación de encendido al mazout, instalaciones muy sencillas y suficientes con dos quemadores de 150 litros de mazout por hora cada uno, para una puesta en marcha lenta. De desearse obtener presión rápidamente hubiera hecho falta triplicar la potencia de los quemadores.

Rendimientos. — No se han hecho aún ensayos completos de la instalación, pero la buena marcha industrial obtenida, permite ciertas deducciones favorables.

La caldera que alimenta la turbina ha permitido darse cuenta de una vaporización de 8,000 kilos de agua por hora, lo que corresponde bien a la cantidad normal fijada por la casa Fives-Lille.

La cantidad de carbón pulverizado ha sido de 1,000 kilos por hora y la proporción de CO^2 en los gases de la chimenea, término medio de la marcha de las tres calderas, ha sido de 15 por 100.

Presión media del vapor: 17 kilogramos.

Tiro de presión manométrica: 12 m/m.

Proporción de carbón en las cenizas de 0 a 1 por 100 en peso de cenizas.

El menudo empleado tiene las características siguientes:

Calorías.	6.780
Agua.	7 a 8 por 100.
Cenizas.	14,5 » 100.
Materias volátiles. .	3,89 » 100.

menudo de antracita lavado de las minas de Brañuelas.

Para terminar esta reseña, añadiremos la impresión del director de la **Sociedad Azucarera de Veguellina**, quien dice en su informe oficial a la Dirección de la **Sociedad General Azucarera**, y cuya reproducción nos ha permitido.

«Considerando en conjunto la instalación y comparando sus resultados con los que se obtienen con las antiguas calderas, debemos afirmar que el moderno procedimiento es ventajosísimo, y que su aplicación en esta fábrica constituye un éxito, pues en un período de pruebas y tanteos realizados en plena campaña, no se ha registrado una sola interrupción de importancia y se ha logrado sostener los hogares durante muchos días con carbones antracitosos, exclusivamente de calidad inferior aún, de la que se había calculado».

Nada mejor que estas afirmaciones del director de la Fábrica de Veguellina que confirman la buena marcha industrial obtenida.

Es muy justo felicitarle así como a los directores e ingenieros de la **Sociedad Azucarera**, que han llevado a cabo tan magnífica instalación.

Para terminar, daremos los rendimientos obtenidos en los ensayos hechos en el mes de Marzo, después de cuatro meses de marcha continua, y teniendo en cuenta que las calderas funcionan sin economizadores ni recalentadores de vapor.

ENSAYOS DE VAPORIZACIÓN Y RENDIMIENTO

AZUCARERA DE VEGUELLINA			
	I	II	III
Número del ensayo	18 3 26	21 3 26	22 3 26
Fecha del ensayo.....	8 horas	8 horas	8 horas
Duración del ensayo.....			
CALDERAS			
Tipo.....		Stirling.	
Superficie de calefacción.....		397 m ²	
Superficie de recalentamiento. .		25 m ²	
Presión de régimen.		18 kgs. cm ²	
COMBUSTIBLE			
	Antracita Torre y Brañuelas	Mezcla antracita hulla	Schlamms Santa Lucía
Cantidad quemada total.....	8359 kgs.	7144 kgs.	7185 kgs.
Cantidad quemada por hora. . .	1044 »	893 »	898 «
Poder calorífico superior.	6826	6655	6991
Volátil.	3,47%	7,78%	16,58%
Cenizas.	15,46%	17,58%	12,03%
Humedad.	0,98%	0,52%	0,55%
Carbono fijo.....	80,09%	74,12%	70,84%
AGUA DE ALIMENTACIÓN			
Evaporada total.....	66347 kgs.	61547 kgs.	62018 kgs.
Evaporada por hora.	8293 »	7693 »	7752 »
Evaporada por hora y por me- tro cuadrado.	20,88 »	19,37 »	19,52 »
Temperatura del agua.....	68°,5	74°,1	72°
VAPOR			
Presión manométrica (kilógra- mos por centímetro cuadra- do).	17,5 kgs.	17,5 kgs.	17,5 kgs.
Temperatura del vapor reca- lentado.....	277°,4	286°,2	279°,1
Calorías contenidas en un kiló- gramo de vapor.	713	718	713,9
Calorías suministradas por el carbón para un kilogramo de vapor.....	644,5	643,9	641,9

GASES DE COMBUSTIÓN	Antracita Torre y Brañuelas	Mezcla antracita hulla	Schlamms Santa Lucía
Depresión en el último recorri- do.	6 m/m	6 m/m	6 m/m
Ley media en CO ²	16,73%	15,5%	15,5%
Ley media en CO.	0,09%	0	0
VAPORIZACIÓN			
Industrial por kilogramos de carbón.	7,93 kgs.	8,61 kgs.	8,63 kgs.
Calorías utilizadas.	5110,8	5743,9	5539,5
BALANCE TÉRMICO			
Rendimiento calorífico.	74,87%	83,17%	79,23%
Pérdidas por los gases.	12,36%	15,01%	15,10%
Pérdidas residuarias.	12,77%	1,82%	5,67%

NOTA.—La caldera funciona **sin economizador**.

Ensayos verificados después de cuatro meses de marcha continua.



RADICACION DE LOS DIRECTORIOS DE LAS SOCIEDADES EXTRANJERAS EN BOLIVIA

MINISTERIO
DE RELACIONES
EXTERIORES

N.º 1275.

Santiago, 26 de Marzo de 1927.

El Cónsul General en Bolivia ha enviado a este Departamento copias de la Ley sobre radicación de los directorios de las empresas mineras en ese país, artículo 137 del Código de Minería que ha sido reformado por la Ley antes citada y el Informe expedido por la Comisión de Hacienda del Senado sobre este problema.

Adjuntas se servirá Ud. encontrar copias de estos documentos citados.

Saluda atentamente a Ud.

CONRADO RÍOS GALLARDO.

Al señor Presidente de la Sociedad Nacional de Minería.

Informe de la Comisión de Hacienda del Senado de Bolivia

Honorable Senado:

El Proyecto venido en revisión por la Honorable Cámara de Diputados sobre la obligación de las Sociedades anónimas para constituir dentro del plazo de un año de la promulgación de la presente ley, su domicilio y su Directorio responsable en Bolivia, debe ser aprobado.

Las leyes de un país no tienen carácter definitivo ni permanente; ellas traducen el estado social y el grado de progreso alcanzado, por consiguiente, no pueden substraerse a la evolución que es ley de vida para las instituciones y los pueblos.

Bolivia como todo país en formación, concedió amplias liberalida-

des con el objeto de atraer a su suelo brazos y capitales; pero como su desarrollo no se ha estancado y sus riquezas mineras se han mostrado cada día más sorprendentes, ha llegado el momento de cambiar de política, sometiendo a una de las principales industrias a la soberanía de la Nación.

El Proyecto no es retroactivo, porque no afecta derechos adquiridos, simplemente corrige una anomalía que por las circunstancias fué permitido. Subsisten las leyes bajo cuyo amparo se organizaron las Sociedades mineras y sin perjuicio de ellas, como dice el proyecto, se crea otra a cuyo mandato deben someterse por convenir así a los superiores intereses del país.

Las observaciones que ha hecho la Sociedad de Industriales Mineros de Bolivia, en su memorial presentado a la Honorable Cámara de Diputados, carecen de fundamento:

1.º Porque las leyes posteriores derogan las anteriores;

2.º Porque el proyecto no persigue la realización de algunas diligencias judiciales ni de completar el cuerpo de leyes, sino la de traer a su suelo los Directorios principales de negocios relativos a la explotación de sus minas;

3.º Porque la ley nada tiene que ver con empresas que tienen iguales negocios en otros países, ni con quien además, se ocupan de otros negocios en la República. Le bastará saber de que es de Sociedad Minera constituida en Bolivia, para exigir que su

Directorio, se establezca en su territorio, bajo las sanciones que prevee el Proyecto; y

4.º El fraude a que alude el memorial es ilusorio, rara será la mina que pueda ser agotada en tres años, para que sea abandonada con el fin de burlar su dueño el cumplimiento de sus obligaciones.

El proyecto en definitiva lejos de perjudicar los intereses económicos del país, ha de estimularlos.

Son éstas las razones por las que vuestra comisión de hacienda os propone que lo aprobéis sin modificación alguna.

La Paz, a 14 de Diciembre de 1926.

(Firmado).—F. GUZMÁN. —R. RIVERO.—M. BARBERI.

Hernando Siles, Presidente Constitucional de la República de Bolivia

Por cuanto, el Congreso Nacional ha sancionando la siguiente Ley:

EL CONGRESO NACIONAL

DECRETA: Artículo 1.º Las Sociedades Mineras Anónimas constituirán dentro del plazo de un año de la promulgación de la presente ley, su domicilio y su Directorio responsables en Bolivia, independiente de los que le corresponde por las leyes, bajo cuyo imperio se hubieren organiza-

do o de los que sus estatutos o escrituras de constitución les señalaren. Las Sociedades anónimas mineras que se constituyan en el futuro con intereses principales en Bolivia, quedarán comprendidas en esta disposición que modifica el artículo 137 del Código de Minería vigente.

Art. 2.º El incumplimiento de lo establecido en el artículo anterior, será penado al vencimiento del año señalado con una multa de Bs. 25 mil; al vencimiento del 2.º año con otra de Bs. 50,000; y al tercer año quedará cancelada la personería jurídica de la Sociedad.

Comuníquese al Poder Ejecutivo.

La Paz, 16 de Febrero de 1927.

(Firmados).—ROMÁN PAZ.—HÉCTOR SUÁREZ. — DAMIAN ROJAS. — GREGORIO ALMARAZ. — C. GOVER ZÁRATE,

Por tanto la promulgo para que se tenga y cumpla como Ley de la República.—Palacio de Gobierno de La Paz a los 23 días del mes de Febrero de 1927.

Artículo 137 del Código de Minería vigente:

Las Sociedades extranjeras tienen además, el deber de constituir un segundo domicilio en el territorio de la República, y un representante o apoderado para el manejo de sus intereses.



LOS MAGMAS METALIFEROS

POR

J. E. SPURR

CAPITULO VIII

La relación en tiempo entre las intrusiones de roca y las intrusiones de menas.

Por lo que yo he visto, todas las rocas ígneas son intrusivas en el sentido amplio; esto es, son todas rocas que han emigrado y ascendido desde una fuente más profunda. Las situadas a mayor profundidad y de mayores dimensiones deben haber sido empujadas, sin embargo, por un grado menor de presión telúrica inherente que aquellos magmas que llegan hasta la superficie. La presión gaseosa que constituye probablemente esta fuerza telúrica tenderá a acumularse en las partes superiores de los apófisis que ascienden hacia la superficie o en las cumbres de las cúpulas de los magmas; y desde el momento que los elementos gaseosos están estrechamente relacionados con ciertas facies de la deposición de las menas, estas últimas pueden también ocurrir preferentemente en la parte superior o aún sobre la parte superior de una determinada masa de magma.

Los yacimientos magmáticos de minerales, incluyendo a las vetas mineralizadas, se han formado generalmente en grietas y fisuras del macizo de la roca en que se encuentran. Estas fisuras no sólo gobiernan la posición de las vetas y de las

vetas-diques, sino también la de los diques; y frecuentemente el mismo plano de fisura es penetrado sucesivamente por un dique y una veta. La regla, que está expuesta a excepciones, es que el dique se forma primero. De la misma manera, en sentido regional, y de un modo característico las intrusiones ígneas preceden la deposición de las menas; y los hechos demuestran que la primera precede *inmediatamente* a la última. Después de la intrusión ígnea, las menas se forman a lo largo de las fisuras de pequeño desplazamiento, aunque también hay excepciones a esta regla.

Después de un corto período de deposición de menas, el movimiento de las rocas y la formación de fallas continúa durante períodos muy largos, que con frecuencia duran hasta el presente. ¿Cuál es la causa de este movimiento enormemente largo que da origen a las fallas? Por lo menos, en un tipo conocido, en Tonopah, las fallas fueron causadas principalmente por el desigual asentamiento de la roca volcánica después de la intrusión, que produjo movimientos diferenciales complejos, aunque algunas fallas se hayan formado durante la intrusión. El mayor ajuste lento que sigue a una intrusión produjo un hundimiento diferencial, que afectó a extensas áreas. Por lo tanto, en lugar de los dos fenómenos estrechamente aliados, in-

trusión volcánica y fallas y pliegues, ambos debidos a una causa desconocida, yo reconocí que el último puede deberse al primero, como un hecho general y especialmente en el caso de Tonopah.

La regla general que la deposición de las menas tiene lugar en un período muy corto que sigue inmediatamente la intrusión ígnea, prueba que las vetas metalíferas son una fase de la actividad ígnea. Si aceptamos esta regla, podemos deducir la naturaleza magmática de los yacimientos metalíferos donde se encuentra el citado orden de hechos; como en el caso de los yacimientos de plomo-zinc de Missouri y los yacimientos de cobre de Michigan.

Ejemplos de esta regla de sucesión, sentada más arriba, se encuentran en los distritos mineros de Matehuala y Velardeña, en Méjico y Georgetown y aún Leadville, en Colorado. Aspen, en Colorado, muestra una variante a esta regla; porque las menas se formaron a lo largo de fisuras de fallas sólo después que hubo un período considerable de formación de fallas, mayor aún que en Leadville, donde el desplazamiento de las fallas (100 pies en un caso), anterior a la deposición de las menas queda fuera de la regla. Una de las vetas típicas de Aspen muestra un desplazamiento de 750 pies, de los cuales 350 fueron pre-mineral y 400 post-mineral. La deposición de las menas consistió en tres etapas sucesivas; y la deposición total de las menas tuvo lugar a lo largo de la falla creciente en un espacio de tiempo tan corto que sólo se efectuó mientras se producía un movimiento tectónico apenas perceptible.

Una consideración de estas relaciones indica que mientras la for-

mación de las fallas se ha estado efectuando durante millones de años, todo el período durante el cual se han depositado las menas requiere cuando más, que se le asigne decenas de miles de años, un período muy similar al que le podemos asignar al fenómeno análogo: la inyección de diques. Al hacer esta comparación, nosotros debemos comprender que en casos diferentes, el tiempo ocupado por la intrusión ígnea varía muy considerablemente; desde la lenta surgencia ascendente de masas ígneas plutónicas hasta la muy rápida inyección de los diques a la superficie.

Donde el desarrollo de las fallas ha progresado considerablemente antes de la deposición de las menas, probablemente quiere decir que las fisuras más tempranas no lograron sangrar ningún *reservoir* u hoya de magma metalífero; o puede significar que no se desarrolló ningún magma metalífero. Los *reservoir* u hoyas de magmas metalíferos suelen encontrarse en las cúspides de las cúpulas u otras masas ígneas intratelúricas debido a la flotabilidad (a causa de la alta presión ígnea o telúrica) de los magmas metalíferos.

En tales trampas naturales o bolsones, puede juntarse y mezclarse material de diverso origen, como el helio y el gas natural, el primero de probable origen magmático, el último de derivación orgánica y más superficial.

Se cree que los magmas metalíferos pueden desarrollarse únicamente bajo condiciones plutónicas, y, por lo tanto, es más probable que sigan inmediatamente a la intrusión en el caso de intrusiones plutónicas. Por consiguiente, los yacimientos metalíferos relacionados con rocas intrusivas profundas debieran mos-

trar menos variantes a la regla de ocupar fisuras de pequeño desplazamiento que aquellos relacionados con rocas volcánicas; también, los tipos de vetas plutónicas o las más profundas debieran mostrar una mayor aproximación hacia la regla.

Un caso extremo de un intervalo grande de tiempo entre la intrusión que es corta por la veta y la deposición de las menas es aquel de Tepezala, donde la roca del macizo intrusiva ha pasado a ser esquitosa durante el intervalo. Hay aquí evidencia, no obstante, que la mena no está genéticamente relacionada con la intrusión ígnea esquitosa sobre cuyos contactos ha sido depositada, a lo largo de fisuras de falla, sino con una subsiguiente intrusión ígnea. Esto sugeriría la regla, que las vetas metalíferas no están íntimamente relacionadas genéticamente con las intrusiones ígneas, de las cuales estarían separadas por un considerable intervalo de tiempo. El Tiro General, en Méjico, nos da otro ejemplo de esta verdad. Estos son «falsos» depósitos de contacto.

¿Con mayores y mayores profundidades, se acerca más el período de intrusión ígnea y de consolidación a aquel de la deposición de las menas, y son ambos contemporáneos en algunos casos? Yo no he podido encontrar un ejemplo tal en los yacimientos

de cobre; y esto confirma mi conclusión de que el magma metalífero no es el fluido residual expulsado de las rocas ígneas durante la cristalización forzada, sino que es un magma especial desarrollado en la zona profunda donde la diferenciación de las rocas se verifica. Esto quiere decir que las emanaciones volcánicas no representan magmas metalíferos, aún cuando producen pequeños depósitos metalíferos, de interés científico únicamente.

Los yacimientos de cobre asociados con silicatos de cal sobre contactos ígneos son, según mi experiencia, siempre de origen posterior a la intrusión de la roca ígnea; por lo tanto, su origen debemos buscarlo a mayor profundidad, miles de pies más abajo hasta la zona de diferenciación que nos ha sido descubierta por la erosión en el caso de algunas pegmatitas metalíferas. Los magmas metalíferos deben ocupar un tiempo inmenso en formarse; y los magmas metalíferos pegmatíticos pueden dividirse en facies secas o aplíticas y facies altamente acuosas o pegmatíticas. Los depósitos de minerales formados de emanaciones volcánicas, tales, como el bórax, la soda y el alumbre, no se han formado de los magmas metalíferos propios.

(Continuará).

IMPORTANTE INVENTO DESTINADO A CONVERTIR EL ALUMINIO EN EL METAL DEL PORVENIR

Aunque no son raros los objetos hechos de aluminio, este metal relativamente joven carece de algunas cualidades muy importantes que permitan generalizar su uso en el mismo grado como el de los demás metales. Este defecto es tanto más notable cuanto se refiere a un metal obtenible bajo cualquier circunstancia y en grandes cantidades mediante una simple electrolisis, es decir, la descomposición química producida por la corriente eléctrica. Gracias a estas circunstancias, el aluminio es el más común de todos los metales.

Hace poco ganó mucho en importancia el empleo del aluminio con la indicación de un método adecuado para soldarlo. Aunque ya significaba un gran paso hacia adelante, este descubrimiento, el ingeniero Jirotká, de Berlín, ha sabido superarlo últimamente dando a conocer un invento suyo destinado a remover casi todos los obstáculos que se oponían al empleo general del aluminio.

Según el procedimiento del citado ingeniero, el aluminio entra en composición con otros metales que le hacen perder su color primitivo, añadiéndole algunas cualidades sin quitarle las suyas, primitivas. En la última asamblea anual del «Comité Nacional para la Conservación de Metales» (Reichsausschuss für Metallschutz) celebrada en la Escuela Politécnica Superior de Berlín-Charlottenburg, el señor Jirotká presentó algunos objetos metalificados y colorados según el nuevo procedimien-

to, acompañándolos de amplias explicaciones. Tan extraordinario fué el efecto de sus declaraciones que dejó completamente estupefacto a los técnicos. Hasta ahora la experiencia práctica parecía haber demostrado la imposibilidad de soldar el aluminio con otros metales, y he aquí un ingeniero que presentaba composiciones de dicho metal con el cromo, cobalto, hierro, manganeso, estaño, zinc, plomo, oro, plata, níquel y otros más, hecho verdaderamente asombroso y que denotaba un progreso inesperado en el empleo del aluminio.

Según las declaraciones del inventor, el procedimiento es sumamente sencillo. El aluminio es sumergido dentro de un líquido determinado durante algunos segundos o un minuto entero, según el metal con que se desea componerlo. De este modo se obtienen los más preciosos colores, no sólo de brillo metálico, sino también los matices más puros del espectro solar. Así p. e., cierto aluminio azul-grisáceo, pulimentado, imitaba perfectamente la más fina porcelana esmaltada, ofreciendo además la ventaja de ser refractario a todo golpe o rasgadura. Este aluminio es recomendado especialmente por su inventor para carrocerías de automóvil.

Sin embargo, no queda circunscrita a estas nuevas aplicaciones la importancia del invento del señor Jirotká. El nuevo procedimiento permitirá en adelante emplear el aluminio para la fabricación de numerosos

objetos de uso diario que hasta ahora sólo podían elaborarse en metales preciosos o de precio muy elevado, como cobre, latón, y bronce. En las instalaciones telefónicas y telegráficas demostró bastante resistencia a las influencias mecánicas, según consta en dictamen emitido por la Dirección Técnica de Telégrafos de Berlín, e igualmente el Laboratorio Tropical de la Empresa Telefunken pudo comprobar que algunos objetos de aluminio tratados con cobre no habían sufrido ninguna modificación, salvo un ligero obscurecimiento

a pesar de haber sido expuestos a una temperatura de 42 grados C. y un 92% de humedad.

Todos estos hechos son, en conjunto, un buen pronóstico para el porvenir del aluminio. Es seguro que dentro de poco tiempo este metal será uno de los más difundidos en la vida cotidiana gracias al abaratamiento que traerá consigo respecto a muchas instalaciones técnicas y objetos de uso diario y la enorme ventaja que esta reducción de precios significa para la economía nacional.



SECCION SALITRERA

EL PROBLEMA DEL NITROGENO (1)

POR

FRANCISCO GIORDANI

(Continuación)

C. Producción de fuerza motriz

Como se ha visto la producción del ázoe, y principalmente la del hidrógeno, no se reducen a un proble-

ma de carbón, sino una cuestión de energía disponible. Por otra parte, todos los procedimientos de extracción de ázoe presentan en el primer término un problema de energía.

En el cuadro que sigue hemos reunido un conjunto de cifras relativas a las materias primas necesarias a cada procedimiento y a los consumos de energía en cada caso.

(1) Memorias oficiales de la Sexta Conferencia Internacional de Química, celebrada por la Union Internationale de la Chimie pure et appliquées en Bucarest: 22-25 Junio 1925.—Véase Boletín Minero N.º 333 y 334 de Enero y Febrero de 1927. (Traducido por el ingeniero de minas don Eduardo Nef A.

PROCEDIMIENTO		Consumo de energía por tonelada de ázoe fijado como:	
		Amoníaco	Acido nítrico
Por arco.	Energía.	—	56,000 kw-h.
	Carbón.	—	—
Por cianámid.	Energía.	18,500 kw-h.	20,550 kw-h.
	Carbón.	4,350 kgs.	4,830 kgs.
	Calciéreas.	7,900 kgs.	8,770 kgs.
	Carbonato de soda.	200 kgs.	222 kgs.
Sintéticos.	Hidrógeno elec- trólítico.	Energía.	17,600 kw-h.
	Carbón.	—	19,550 kw-h.
Sintéticos.	Procedimiento de B. A. S. F.	Energía.	2,100 kw-h.
		Carbón.	2,600 kgs.
Sintéticos.	Procedimiento de Claude.	Energía.	2,500 kw-h.
		Gas de hornos de coque	10,000,000 calorías

Examinaremos ahora las fuentes mundiales de carbón y sus condiciones actuales. Como el privilegio de poseer grandes reservas de este combustible pertenece sólo a un reducido número de naciones, los países que son pobres en ellas deben

considerar cuidadosamente todas las posibilidades de emplear energía eléctrica.

El cuadro que sigue muestra en líneas generales, la situación mundial de la cantidad de energía hidro-eléctrica disponible:

PAISES	ENERGÍA			Cantidad de HP correspondientes a		
	Potencia en miles de HP.	Utilizada		km ²	100 hab.	
		En miles de HP.	%			
Francia.	4,700	1,400	29,79	2,50	3,55	
Noruega.	5,500	1,350	24,55	4,36	51,29	
Suecia.	4,500	1,200	26,67	2,92	20,33	
Italia.	3,800	1,150	30,26	3,70	2,96	
Suiza.	4,000	860	21,50	20,82	22,13	
Alemania.	1,425	618	43,37	1,31	1,03	
Europa.	España.	4,000	600	15,00	1,19	2,85
	Inglaterra.	585	210	35,90	0,56	0,45
	Austria.	3,000	205	6,83	2,57	3,34
	Finlandia.	1,500	185	12,33	0,57	5,55
	Yugoslavia.	2,600	125	4,81	0,50	1,07
	Rusia.	2,000	100	5,00	..	0,12
América.	Estados Unidos. .	28,000	9,243	33,01	1,18	8,75
	Canadá.	20,000	2,756	13,78	0,29	31,42
	Méjico.	6,000	400	6,67	0,20	2,77
	América del Sur. .	54,000	424	0,79	0,02	..
Asia.	Japón.	6,000	1,000	16,67	2,61	1,79
	India.	27,000	150	0,56	0,03	0,05

A excepción de los países privilegiados como Suecia, Noruega, Suiza y Canadá, y posiblemente en el futuro, América del Sur, las otras naciones no cuentan con fuentes de energía excesivamente elevadas y si consideramos que los progresos de la mecánica, las necesidades alcanzarán, en un porvenir cercano, a 0.5 HP. por habitante, mientras que el consumo de ázoe lo podemos evaluar en 0,5 kg. El gasto de energía necesario para fijarlo no nos debe pues preocuparnos.

Por el contrario, lo que debe llamar nuestra atención es el precio relativo de la extracción del nitrógeno en las diversas condiciones particulares.

El precio actual de la energía hidroeléctrica depende de diversos factores a saber:

1.º Precio de instalación y por consiguiente, los gastos de mantenimiento, amortización e intereses de los capitales invertidos;

2.º Gastos de explotación;

3.º Costo de distribución en los centros de consumo.

El primero y último factor son los que tienen la mayor importancia y sus valores son los que rigen la cuestión.

En efecto, aparte del costo de producción, la energía eléctrica tiene un valor indiscutible que depende de la demanda y en consecuencia en relación con el precio de producción que se puede alcanzar con otros sistemas de generación. Pero el pedido de energía es una función del centro de su aprovechamiento, y por consecuencia se engloban los gastos de transmisión y distribución, los cuales hoy día tienen gran importancia.

Daremos algunas cifras a la mano para formar idea sobre el problema.

En una fábrica recientemente cons-

truida, de la Sila, en Calabria, la energía hidro-eléctrica se produce en condiciones tales que puede venderse a 0.06 liras por Kw-hora en las vecindades de la usinas. La transmisión de esta energía hasta Nápoles recargaría el costo de producción en 0.15 liras por Kw-hora, es decir el 75% del precio total de la energía en el centro de consumo. A este precio, y aún a menos, se puede en la actualidad producir energía en una gran central térmica ubicada en un puerto, en la costa, en donde se tengan buenas condiciones para el aprovisionamiento del combustible.

Esta es la razón por la cual se encuentran en condiciones ventajosas aquellas industrias que utilizan energía, con bajos consumos en otras materias primas, pero que al mismo tiempo fabrican productos que pueden soportar los gastos del transporte.

Pero la tendencia actual de utilizar energía hidráulica muestra otro aspecto del problema que no se debe despreciar.

La construcción de grandes represas de reserva y la unión de las diversas redes de distribución con uniformación de la frecuencia, suprimen las ventajas que resultaban de la utilización continua. Las plantas que tienen represas de gran capacidad les sirven de reguladores del consumo, y hoy día, no es raro encontrar una utilización anual media del 80% del total de Kw-hora producidos.

En muchos centros el ázoe encontrará ocasión de aprovechar energía hidroeléctrica a base de un céntimo de lira-oro por Kw-hora; pero, ¿existe acaso la seguridad de que los constructores de tales resinas, no encuentren, en un futuro cercano, los medios de vender la energía producida en condiciones más ventajosas?

Tal es el problema que hay que

profundizar cuidadosamente estudiando cada caso separadamente.

Pero para hacer una estimación de esta clase hay que tener en cuenta otros factores. Hemos hecho notar que el costo de producción de la energía hidroeléctrica en el lugar de su generación depende exclusivamente del costo de producción de la usina central, y se ha demostrado más adelante que el costo de producción del hidrógeno electrolítico depende principalmente del precio de la energía hidroeléctrica, mientras que, por otra parte, los gastos de explotación son muy elevados en usinas del tipo de la B. A. S. F.

El costo de producción en la usina de Oppau, con una capacidad de 200 toneladas de nitrógeno por día, se estima en 75.000 libras esterlinas por tonelada diaria. Ahora, en la fábrica de la "Montecalini", ubicada en Merano, en el Adige Alto, que producirá 50 toneladas de amoníaco por día, dará un costo total, comprendiendo el valor de la central eléctrica, de 100.000 libras italianas, en cifras redondas de 20.000 libras esterlinas por tonelada-día de ázoe.

Luego, las cifras de instalación compensan por sí solas la mayor parte del precio de producción del hidrógeno.

Estos datos permiten formarse una idea clara de la influencia que el costo total de la usina tiene en la solución del problema completo y muestran como simples comparaciones, hechas a base de consumos, pierden todo su valor.

Estudiemos un balance de la producción de energía por medios térmicos.

Los sistemas de trabajos actualmente, son en su esencia dos, por lo menos para las grandes centrales:

1.º Empleo de vapor en grandes turbogeneradores.

2.º Uso del gas pobre en motores de combustión y de gran potencia.

El primer método ha sido cuidadosamente estudiado por el "Nitrogen Products Committee" de Inglaterra, y de ellos obtenemos los siguientes datos, para una central de 100.000 Kw. de potencia.

Potencia máxima instalada.....	125.000 Kw.
Carga máxima empleada, en marcha continua	100.000 Kw.
30 calderas instaladas	1.500.000 Klb. vap.-hora
24 calderas durante la marcha	1.200.000 Klb. vap.-hora
Potencia de los turboalternadores.....	25.000 Kw.

Tomando precios de antes de la guerra, los gastos de instalación de una central de esta clase ascendían a 1.026,000 libras esterlinas, o sea 10,26 libras por Kw. producido.

El costo de producción, por Kw.-año, expresado en libras se da en el cuadro que sigue, en función del precio de la tonelada de carbón (o de la cantidad equivalente de otros combustibles.)

FACTORES DE CARGA	PRECIOS DE LA TONELADA DE CARBÓN				
	5. sh	10. sh	20. sh	30. sh	40. sh
(A) 95% (8.322 horas)	2,942	4,428	7,400	10,372	13,344
(B) 97.5% (8.541 horas)	2,982	4,508	7,559	10,610	13,661
(C) 100% (8.760 horas)	3,018	4,582	7,710	10,838	13,956

En la actualidad, se puede estimar que el precio de un carbón de buena clase, en la mina, llega alrededor de 20 sh. la tonelada; pero este valor es variable para cada caso. En los puertos del Mediterráneo, los precios oscilan alrededor de 35 sh. por tonelada.

Para los yacimientos de lignitos, en la Alemania, las condiciones son muy ventajosas.

Antes de la guerra, en la mina, el precio variaba de 1,80 a 3,89 Mk. por tonelada; hoy día, se puede estimar un valor que fluctúa de 8 a 15 sh. para una cantidad de lignito equivalente a una tonelada de carbón, lo cual correspondería a precio máximo de 1,5 céntimos de lira oro por Kw.-hora. Lo que precede confirma lo dicho tantas veces que en las grandes centrales térmicas de Alemania que usan lignitos se llega a valores que no se apartan mucho de los costos corrientes alcanzados en las usinas hidroeléctricas.

He aquí la razón por la cual en Alemania tratan de fabricar abonos con una alta ley en nitrógeno (urea con 47%) para que puedan soportar los gastos de transporte a grandes distancias, y más aún porque la economía del sistema consiste esencialmente en establecer usinas colosales en centros reducidos en donde se puedan reunir las condiciones favorables que hemos citado.

Diferencias muy poco notables encontraríamos si estudiáramos el funcionamiento de las centrales en la hipótesis del empleo de gasógenos acoplados a motores de explosión con el objeto de aprovechar los combustibles pobres.

El cuadro que sigue nos muestra los consumos por HP-hora para diversos casos, expresados en Kg. de carbón o en m³ de gas, emplean-

do siempre motores de gran potencia.

	Poder calorífico	Consumo
Antracita.....	7.500	0.38 Kgs.
Gas de antracita. .	1.250	2.00 m ³
Coke.....	7.000	0.41 Kgs.
Gas de coke.	1.150	2.20 m ³
Lignitas en briquetas.	4.800	0.60 Kgs.
Gas de Lignitas....	1.150	2.20 m ³
Gas de altos hornos	950	2.55 m ³
Gas de hornos de coque.....	4.500	0.55 m ³

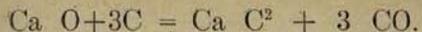
Se ve pues, que los datos del funcionamiento de una central son muy variables, dependen de las condiciones especiales de cada caso, llegándose hasta el caso extremo de Rumania con sus ricas fuentes naturales de gases combustibles.

Todo lo anterior hace resaltar la importancia que puede tomar el problema de la producción de energía; por ello se comprende el hecho que subsistan aún ciertos procedimientos, a pesar de los nuevos encontrados como por ej. la producción del ácido nítrico en los países escandinavicos, a pesar del enorme consumo de energía que con ellos se hace.

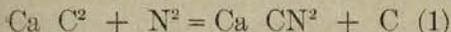
Las cifras que hemos venido dando nos servirán en forma especial para discutir la posición de la cianamida de calcio, que, como lo hemos visto, en el cuadro del comienzo de este capítulo, queda en una situación intermedia entre los diversos métodos de extracción del ázoe.

5.—Producción de la cianamida de Calcio.

Esta operación se efectúa en dos faces; se prepara el carburo de calcio en el horno eléctrico mediante el carbón y la cal.



En seguida se hace reaccionar el ázoe sobre el carburo pulverizado, obteniéndose una mezcla de cianamida y de carbón.



Recientemente **Kameyama** ha tenido éxito en preparar la Ca CN^2 calentando urea con cal al rojo, o dieciadiamida con cal de 900° a 1000° . Así se ha podido establecer definitivamente que el calor de formación partiendo de los elementos (94.800 cal), y la tonalidad térmica de la reacción (1) corresponde a 77.800 cal.

Los estudios sobre la preparación de la cianamida de calcio son bastante conocidos y por ello no los resumiremos. Debe recordarse si, que la reacción se efectúa con una velocidad conveniente alrededor de 1000° o que la exotermidad de ella no hace necesario el calentamiento sino en la primera fase del proceso.

Aparte de algunos ensayos, que hasta el momento no han tenido gran aceptación, la nitrificación continúa, en general, no se emplea (Ljungga Werk de la "Superfosfat Fabrik Aktiebolag") sino que se usa el procedimiento intermitente.

Los inconvenientes principales del proceso continuo son los siguientes:

1.º Requiere una gran cantidad de mano de obra, las instalaciones son complicadas y comprenden un gran número de unidades pequeñas;

2.º Un aprovechamiento muy pequeño del ázoe (se usa más de 265% del nitrógeno que se logra fijar).

A pesar de lo anterior, este método de trabajo, introducido por **FRANK** y **CARO**, es el más empleado actualmente y ha sido adoptado por los Estados Unidos de Norte América

en la inmensa usina construída en Muscle Shoals durante la guerra.

La "A. G. für Stickstoff Düngen" ha adoptado en la usina de Knapsak un procedimiento continuo con calefacción exterior ideado por **Polzenius** y también es empleado en la fábrica rumana de Dicio-San Martín.

En el procedimiento **Polzenius**, el carburo de calcio pulverizado que se va a someter a la acción del nitrógeno está contenido en unos recipientes de $0,50 \times 0,30 \times 0,20 \text{ m}^3$; quince de ellos se colocan en un carrito y cerca de 30 de estos carros se colocan de una vez en un horno tubular. Los carros recorren toda la extensión del horno que alcanza a 35 metros. El diámetro del horno es más o menos dos metros y está hecho con gruesas armaduras de 6 centímetros; en una longitud de 20 mts. está rodeado por albañilería refractaria y en ella se quema el gas de la calefacción.

La temperatura se mantiene alrededor de 800° . En Knapsak, se emplea gas de lignitas, porque la fábrica se encuentra ubicada en el gran yacimiento de lignitas al suroeste de Colonia. En Dicio-San Martín se usa gas de metano, y la producción de energía eléctrica se hace por turbogeneradores alimentados por calderas que se calientan con metano; el gas de la combustión, que teóricamente debería satisfacer la siguiente ecuación: $\text{CH}^4 + 2\text{O}^2 + 8\text{N}^2 = \text{CO}^2 + 2 \text{H}^2\text{O} + 8 \text{N}^2$ contiene algo más de un 80%, de ázoe además del anhídrido carbónico y del oxígeno. Una simple pasada por cobre al rojo y por una torre con cal permite hacer una purificación y obtener el nitrógeno necesario, en forma económica.

Para bajar la temperatura de tra-

bajo, se agrega un catalizador (5% de Ca Cl^2), y con esto la cianámidá resultante tiene una ley menor en ázoe que la que se obtiene con el procedimiento intermitente de **Odda** pero el método es ventajoso en aquellas regiones escasas en energía eléctrica, pero ricas en combustibles baratos.

Por ejemplo la fábrica Knapsak tiene una capacidad productiva de 10.000 toneladas de cianámidá de calcio por mes y consume 140.000 toneladas de lignitas y 3.000 toneladas de briquetas.

La fábrica rumana con una producción de 2.500 tons. por mes consume en plena marcha 15.000 m³ de gas por hora.

Hoy en todas partes se emplea el procedimiento intermitente y este requiere, en cifras redondas, 0,5 Kw. por cada tonelada de cianámidá de 20% de N. Hemos visto que en Knapsak se necesitan 14 tons. de lignitas por cada tonelada de cianámidá, sin incluir en esta cifra el coque; pero sí, tomando en cuenta la cantidad necesaria para la transformación en amoníaco (cerca de 20%). De todos modos, admitiendo la cifra de 10.000 tons. se ve fácilmente que esta solución puramente térmica puede convenir en condiciones muy especiales. Antes de la guerra, 10 tons. de lignita en la boca de la mina valían, por término medio, en Alemania, 25 Mks. y este precio podía bien sostener la competencia de los 0,5 Kw. año de las condiciones corrientes.

La importancia de la industria de la cianámidá de calcio ha sido muy grande hasta el advenimiento de los procedimientos de síntesis directa del amoníaco, y aún, en el mismo momento del estallido de la guerra, el primer esfuerzo de Alemania para

satisfacer sus necesidades de nitrógeno fué de obtenerlo de la cianámidá cálcica.

¿Qué ocurrirá con esta industria con la competencia del proceso de síntesis directa?

Pasemos a examinar las condiciones económicas de la producción, de las dos etapas que comprende:

1.º Preparación del carburo de calcio;

2.º Nitrificación del carburo.

Para cada tonelada de carburo de calcio se necesita:

Cal.....	950Kgs.
Antracita o coke.....	650 »
Electrodos.....	25 »

Energía eléctrica 4.000 Kw. en hornos de gran potencia.

La producción puede mejorarse en las grandes unidades (**Helpenstein**) del tipo de aquellas en que se puede pensar en la recuperación de un gas rico en CO. En la práctica el empleo de grandes unidades no se ha extendido mucho, pues en instalaciones de potencia de dimensiones medianas, el uso de grandes hornos disminuye la flexibilidad de la usina frente a las fluctuaciones de la energía disponible, porque, a excepción de algunos casos, se tiene siempre centrales de proporciones medias y de régimen variable según las estaciones del año, y entonces no conviene utilizar unidades muy grandes. En esta dirección, la industria de cianámidá en vez de ceder terreno podía realizar notables progresos. El aprovechamiento por primera vez del electrodo continuo, tipo **Sörderberg**, en Knapsak en hornos de 6.000 Kw. ha dado muy buenos resultados.

Partiendo del carburo de calcio, la nitrificación necesita en total para trituración, producción de nitrógeno,

fuerza motriz, calefacción y preparación, cerca de 300 Kw.-hora por tonelada de cianamida.

Tenemos:

	Por ton. de cianámida	Por ton. de N.
Cal.....	760 Kg.	3.800 Kg.
Antracita o coke.....	520 »	2.600 »
Electrodos ..	20 »	100 »
Energía eléctrica ...	3.500 Kw-h.	17.500 Kw-h.

Al finalizar la guerra los yankees han publicado algunas referencias económicas sobre la famosa usina de Muscle Shoals "Nitrogen Plant N.º 2" Basándose en esos datos se puede calcular que el costo de producción en tal fábrica a plena carga (220.000 ton. por año) como se ve en el cuadro que sigue:

	Cantidad anual en Tons.	Costo unitario \$	Costo por ton. de cianámida
Cal.....	440.000	1,75	\$ 3,50
Coke.....	118.800	6,00	3,24
Carbón.....	57.200	3,50	0,91
Electrodos.....	4.840	120,00	2,64
Energía en Kw-h.	608.300.000	0.0045	12,44
Varios.....	2,68
Mano de obra.....	4,61
Total.....	\$ 30,02
Imprevistos.....	4,50
Total.....	\$ 34,52
Sueldos.....	3,12
Censos.....	3,13
Total.....	\$ 40,77
Preparación para el empleo del abono.....	2,50
Total.....	\$ 43,27

El costo de la energía eléctrica es por cierto muy elevado. Los norteamericanos desde hace tiempo esperan obtener, gracias al tranque Wilson sobre el Tennessee, un costo de \$ 0.001 por Kw-hora, pero tales deseos están parece muy lejos de la realidad pues los expertos creen que sólo con trabajos costosísimos se podrán alcanzar los 600.000 Kw. que se esperan.

Del análisis del costo norteamericano, se deduce una cifra cercana de 0,2 \$ por kilo de ázoe producido, lo que actualmente es un precio conveniente, pero quien sabe si lo será más tarde. Es cierto que durante algún tiempo la cianámida tendrá que soportar las operaciones sucesivas que la transforman en amoniaco o en ácido nítrico; pero debe tratarse que llegue a su empleo directo como abono nitrogenado.

Numerosas objeciones se han hecho a este respecto, en parte a causa de ideas preconcebidas, en parte a razones efectivas, pues en los primeros tiempos la cianámida presentaba ciertos inconvenientes, que en la actualidad, se han remediado en su mayor parte. Ahora se fabrica corrientemente como un producto perfecto, sin cal libre en exceso, que no da mucho polvo al desparramarlo en suelo para su aplicación.

En el cuadro que sigue damos algunas cifras sobre la producción de cianámida:

PAISES	1914	1916	1918	1920	1922	1923
Alemania.....	66.000	170.920	178.000	240.000	238.000	..
Austria.....	(24.000)	(24.000)	(24.000)
Francia.....	14.607	13.713	31.328	15.189	29.000	39.500
Italia.....	15.556	25.105	12.300	26.900	30.840	44.300
Noruega.....	14.670	26.409	(180.000)	30.000
Polonia.....	69.168	39.371
Suecia.....	13.328	24.409	21.528	14.534	20.296	31.304
Suiza.....	7.500	29.500	40.000	40.000
Estados Unidos y Canadá.....	(58.000)	(58.000)	(58.000)	(65.000)	(35.562)	(60.000)
Japón.....	4.128	209	2.731	(110.000)	101.713	110.987
Totales.....	177.789	374.265	347.887	539.623	524.579	325.462

Es muy interesante observar el desarrollo de la producción alemana, que representa aproximadamente la mitad de la producción mundial: esto se debe a la circunstancia que Alemania tuvo que hacer frente a sus necesidades de la guerra con este método, creando las grandes fábricas de Piesteritz (175.000 tons.) Chorzow (150.000 tons. ahora en territorio polaco) y Knapsak (140.000 tons.)

Al mismo tiempo crecía, pero en proporciones mucho mayores, la industria del amoníaco sintético que, actualmente, puede fabricar cerca de 250.000 toneladas de amoníaco por año, lo que es el quíntuplo del ázoe fabricado como cianámid.

Por otra parte, en Estados Unidos de Norte América, en la planta del gobierno, la "Nitrogen Plant N.º 1" la síntesis del amoníaco fué un fracaso técnico, pero ahora se trabaja con este sistema y se anuncian nuevas investigaciones desarrolladas, mientras que en la fábrica de cianamida, la planta N.º 2, a pesar de encontrarse en estado de funcionar, ha paralizado su trabajo desde la firma del armisticio.

La cianamida tiene que resignarse a abandonar terreno cuando no puede emplearse directamente.

En verdad, se esperaba de todos modos que la caída fuera más rápida que lo que ha sido, porque las razones con que se sostenía esto no eran del todo claras.

Una de las causas importantes de ello se puede atribuir a que los constructores de las costosas fábricas de amoníaco sintético, esperan tenerla amortizada para entonces empezar la competencia comercial; y salvo que se produzca algún acuerdo entre las grandes agrupaciones financieras, este hecho se puede producir de un momento a otro, y los alemanes, a

causa del enorme esfuerzo realizado están en condiciones muy ventajosas para hacerlo.

Limitando su aprovechamiento a la agricultura, la industria de la cianamida se ha orientado en los últimos tiempos hacia la preparación de abonos que contengan nitrógeno y fósforo. Sin hablar de la mezcla pura y simple, basada en la propiedad que tiene el fosfato básico de estabilizar la cianámid, se puede mencionar especialmente el "fosfato de Gall" fabricado por la Sociedad de Electroquímica.

Se ha preparado una solución de cianamida descomponiendo por anhídrido carbónico el producto bruto: se separa el precipitado compuesto de CO_2 Ca y de grafito, se agrega ácido sulfúrico y se produce la hidrólisis con la formación de urea que pasa al estado de sulfato.

Esta solución concentrada de sulfato de urea, mezclada con más ácido sulfúrico hasta obtener una densidad de 50° Bé, se usa en la preparación del superfosfato y se obtiene finalmente un abono mixto que contiene cerca de 11% de ázoe y otro tanto de $\text{P}^2 \text{O}^5$ soluble.

Este "fosfazoe" ha dado en la práctica excelentes resultados.

Sin embargo la cianamida no podrá mantenerse como producto intermedio para la producción del ácido nítrico; pero, siempre que no se descubra algo nuevo, podrá luchar con el sulfato de amonio sintético en la calidad de abono directo.

6.—Producción de amoníaco sintético.

Con la enunciación de su principio sobre el equilibrio móvil por Le Chatelier, se inició el camino de la síntesis industrial del amoníaco. El

gran químico francés fué el primero en pensar que la síntesis del amoníaco sería uno de los más hermosos ejemplos que agregar a la serie de todos aquellos que habria dado, en apoyo de su principio, a fines de 1901, e hizo patentar el procedimiento por síntesis que reivindicaba el empleo de altas presiones y de catalizadores, indicando la preferencia que debía reconocerse al fierro.

Desgraciadamente, a causa de una enojosa circunstancia, Le Chatelier no pudo continuar las investigaciones comenzadas; las cuales fueron más tarde proseguidas por Haber, que llegó a los resultados que engendraron su polémica con Nernst.

Esta polémica indujo a Haber a perseverar en sus investigaciones y precisó todas las condiciones del equilibrio en una serie de memorias, que con justo derecho se han hecho célebres, las cuales fueron publicadas en colaboración con un cierto número de los discípulos de Haber, entre los cuales debemos citar particularmente al químico inglés Le Rossignol.

El interés demostrado por la "Badische Anilin und Soda-Fabrik" por las investigaciones de Haber, y la colaboración del técnico de primer orden, Dr. Bosch, condujeron a la realización práctica del procedimiento, por primera vez en Alemania, en la usina de Oppau.

Es fácil demostrar que el problema de la síntesis del amoníaco, aparte de las cuestiones técnicas complicadas que envuelve en sí, es, en primer lugar, un problema de producción de hidrógeno.

Para cada kilogramo de amoníaco, se necesita en la práctica 2,2 m³ de hidrógeno y 0,7 m³ de ázoe. Este último se puede obtener relativamente

a poco costo gracias a los procedimientos de licuefacción, pero el primero, como lo hemos visto, exige o bien procedimientos complicados con altos consumos de combustibles, o bien grandes cantidades de energía.

El "Nitrogen Products Committee" ha hecho un cálculo exacto del costo de producción de una tonelada de amoníaco fabricada por el procedimiento sintético. En el cuadro que sigue daremos esas cifras, pero sin atribuirles un valor absoluto encontramos en ellas la comprobación del acerto que más arriba hacíamos.

	Costo de producción de la ton. de NH ³	% del total
a) Hidrógeno 2,180 m ³	9,625	61,6
b) Azoe, 736 m ³	0,650	4,2
c) Salarios (exceptuando la sección gas.)	0,234	1,5
d) Energía necesaria para la compresión y para la calefacción de los catalizadores (a 0,25 d. por Kw.-h) 1,500 Kw.-hora	1,562	10,1
e) Reparaciones (sección catalizadores) 10%	1,000	6,4
f) Vigilancia	0,060	0,4
g) Gastos generales	0,300	2,0
h) Gastos fijos	0,300	2,0
i) Depreciación 10%	1,000	6,4
k) Depreciación y reparaciones de todo el resto del establecimiento 10%	0,840	5,4
Libras esterlinas.	15,571	100,0

Como se ve el hidrógeno entra el 61% del costo de producción industrial, sin considerar el interés del capital invertido.

A.—PROCEDIMIENTO HABER Y BOSCH

Este procedimiento se emplea en las usinas de Oppau y de Mersebourg. La primera tiene una capacidad de producción cercana a 200 tons. por día, y la segunda, que se está constantemente ampliando, debe alcanzar en la actualidad al triple o cuádruple de la cifra de Oppau.

Las características esenciales del procedimiento Haber-Bosch, aparte de la producción de la mezcla gaseosa, son las siguientes:

Trabaja a una presión de 200 atmósferas y obtiene una concentración en amoníaco alrededor de 5%; en seguida se absorbe el amoníaco con agua formándose una solución saturada, el gas se utiliza en ciclos mediante el empleo de bombas apropiadas para la circulación.

En conjunto, el procedimiento requiere, por cada tonelada de amoníaco producida en forma de solución de 20%, las siguientes materias primas:

Coke.....	1,500 Kgs.
Lignitas (de 4.200 calorías).....	2,500 Kgs.

La energía necesaria al procedimiento alcanza más o menos a 1,500 Kw-h. de las cuales la mitad se usa en la preparación de los gases (gasógeno, insuflación de aire, circulación de líquidos en las torres absorción, etc.), la otra mitad se consume en la síntesis (compresión y circulación de los gases, circulación del agua para la absorción del amoníaco.)

Una de las características de la usina de Oppau es el notable sistema de recuperación del calor desprendido en la torre de catalisis, gracias a lo cual

parece ser superfluo calentar los catalizadores, requiriéndose hacerlo sólo a la puesta en marcha.

Contrariamente a lo anterior, en muchos otros procedimientos, se prefiere reducir notablemente la recuperación, calentando el catalizador con una resistencia apropiada, lo que naturalmente se traduce en un aumento del consumo de energía que llega alrededor de 200 a 250 Kw-h. por tonelada de amoníaco extraída; pero con esto se consigue una simplificación en el equipo.

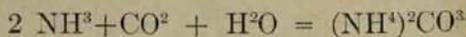
En general no se emplea el amoníaco en la forma de solución; se prefiere transformarlo en sulfato de amonio o bien oxidarlo hasta ácido nítrico. Por esta causa en las usinas de esta clase, es necesario tener columnas de destilación; el consumo de vapor en ellas alcanza alrededor de 1 Kg. por cada kilo de amoníaco. Más adelante veremos todos los perfeccionamientos que se pueden introducir en este sentido.

Si se considera la necesidad de fijar el amoníaco en forma de sales, se presenta una gran ventaja para el procedimiento Haber-Bosch, pues se dispone de anhídrido carbónico como sub-producto.

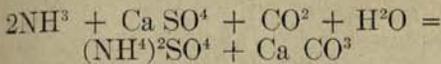
Alrededor de la mitad del hidrógeno que se usa proviene de la acción reductora del CO sobre el vapor de agua. En cifras redondas, por cada kilogramo de amoníaco que se fija, se obtiene tomando en cuenta las pérdidas, 2 Kgs. de anhídrido carbónico, es decir, 0,77 moléculas-gramo de CO² por molécula gramo de NH³.

Este anhídrido carbónico puede utilizarse de diversas maneras:

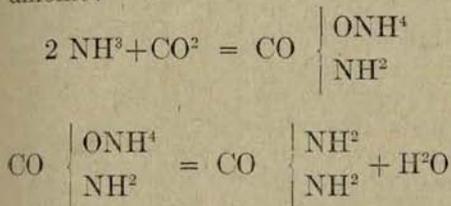
1.º Preparación del carbonato de amonio:



2.º Preparación del sulfato de amonio por medio del yeso:

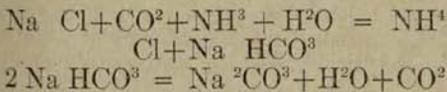


3.º Preparación de la urea, por deshidratación del carbonato de amonio:



En todas estas reacciones se requiere por cada $\frac{1}{2}$ molécula de CO^2 una molécula de NH^3 .

4.º Se llega a un consumo equivalente fijando el amoníaco en la forma de cloruro, en el ciclo de fabricación del carbonato de soda según el procedimiento de Schreib, como Claude lo ha propuesto recientemente.



Cada uno de estos sistemas permiten fijar el amoníaco sin desgaste ulterior de los reactivos.

El primer sistema ha sido adoptado en la usina de Billingham, en Inglaterra, la cual funciona según el procedimiento Haber, ligeramente modificado. Pero se presenta el inconveniente que esta sal se descompone fácilmente, lo que trae por consecuencia pérdidas en amoníaco.

A causa de esto, en Billingham y también en Mersebourg, se prefiere fijar el amoníaco en forma de sulfato aplicando el segundo procedimiento. Esto es indiscutiblemente más ven-

tajoso, cuando se tiene a disposición y próxima una cantera de yeso.

Tal sistema de preparación del sulfato de amoníaco presenta las ventajas siguientes:

- Supresión del gasto relativo de ácido;
- Supresión de la destilación del amoníaco.

Pero el procedimiento exige que el yeso se muela muy fino; se requiere un modo de operar muy cuidadoso, y las soluciones obtenidas se deben evaporar en aparatos de múltiple efecto. Naturalmente que este procedimiento es un privilegio de las usinas que disponen de anhídrido carbónico como sub-producto sin valor.

Parece que se puede decir lo mismo del cuarto procedimiento, que exige además la vecindad de una mina del salgema, condición indispensable para la producción económica del carbonato de soda.

A este respecto, es interesante hacer notar que apesar de haberse realizado la asociación de ambas industrias, en Oppau, antes del armisticio, este método de trabajo no se difundió como se había previsto.

Debe considerarse que el procedimiento Solvay está hoy día, desde el punto de vista industrial, en un estado de perfeccionamiento tal, que sólo consume apenas 2 kilogramos de amoníaco por cada tonelada de carbonato producida, y antes que los demás procedimientos lleguen a este grado de perfección habrá que esperar mucho tiempo; por otra parte, es superfluo hacer resaltar la importancia que el consumo de amoníaco pueda tener en el costo de producción del producto.

Queda finalmente que decir algunas palabras sobre el tercer procedimiento, la preparación de la urea.

La importancia de este producto se ha puesto en relieve en el curso del presente informe en razón de su alta ley en ázoe (46%) es aún más elevada que la del nitrato de amonio (36%).

El profesor Matignon se ha entregado recientemente a investigaciones a fondo en esta cuestión y ha indicado las características esenciales del procedimiento de preparación en dos fases: formación de carbonato de amonio y deshidratación. Sin entrar en detalles haremos notar solamente que en lo que se refiere a la aplicación industrial posible, de este producto, quedan aún puntos oscuros.

Según los datos publicados por Matignon, no se llegaría a una transformación del carbonato en urea de más de 45%, todo el resto se descompondría en CO_2 y NH_3 que deben emplearse en la preparación del carbonato de amonio o hacerlos entrar al ciclo de la fabricación del carbonato de soda.

Hasta ahora no se poseen referencias completas sobre el procedimiento de la B. A. S. F. aplicado en Mersebourg; pero parece que aún no se alcanza a producir un tonelaje de importancia.

Aunque el procedimiento Haber-Bosch está restringido a sólo dos fábricas, es, el que funciona en instalaciones de la mayor capacidad productiva, alrededor de 1,000 tons. de ázoe diarias, 200 en Oppau y cerca de 800 en Mersebourg. A raíz de la confiscación de las patentes alemanas, este procedimiento se ocupa, con algunas modificaciones, en Billingham, en Inglaterra, usina que pertenece a la "Synthetic Ammonia and Nitrate Ltd". compañía filial de la "Brunner Mond Co."

Este establecimiento ha sido cons-

truído con el fin de producir de 100 a 120 tons. de sulfato de amoníaco al día; pero actualmente trata de triplicar su capacidad de producción

Finalmente, el Gobierno francés, después del armisticio ha negociado un arreglo con la B. A. S. F., para conseguir su concurso técnico en una usina que se instalará en Toulouse, y que tendrá una capacidad de 100 toneladas diarias.

Como resultado de largas discusiones técnicas y de examen comparativo hechos por los técnicos militares franceses, esta usina, en Toulouse, se construirá para seguir el procedimiento Haber-Bosch, en lo que se refiere a la producción del gas, y en cuanto a la síntesis emplearán el método Casale.

B.—PROCEDIMIENTO FAUSER

Después de numerosos ensayos ejecutados en una usina experimental, en Novara (Italia), el ingeniero Giacomo Fauser, se ha decidido por un método de trabajo a una presión de 250 atmósferas. Las características esenciales de este procedimiento residen en la construcción de la bomba catalizadora, que tiene un simple recuperador interior, de modo que hay que calentar, parcialmente, el catalizador con una resistencia eléctrica. Este método, como ya lo hemos dicho más atrás, tiende a simplificar notoriamente la instalación y es conveniente en los casos que se dispone energía a poco costo.

En el conjunto la usina del sistema Fauser se caracteriza el procedimiento de producción del hidrógeno por vía electrolítica, con un tipo especial de electrolizador, de una gran simplicidad de construcción, a la vez de un sencillísimo funcionamiento. Se puede llegar a grandes unidades (7 a

14.000 amperes) con muy poca confusión y con un volumen restringido de líquido, sin circulación (lo que presenta un gran interés económico cuando se emplean soluciones de KOH con el objeto de tener una débil resistencia eléctrica), y en fin con una diferencia de potencial poco elevada, aunque la densidad de corriente sea relativamente grande (7 amperes por dm^2).

Habíamos hecho alusión más arriba al procedimiento Fauser para la producción de ázoe.

Debe notarse también que Fauser emplea el vapor de agua, desprendido durante la neutralización del H^2SO^4 por el NH^3 , para destilar, después de una ligera compresión las aguas amoniacales.

Las patentes de Fauser, comprenden aun muchos, puntos de detalles, que no indicamos aquí para no extendernos demasiado, han sido ad-

quiridas por la Sociedad de Montecalini para desarrollar en Italia un vasto programa de fijación del ázoe.

Ya se han construído dos usinas y están funcionando: una en Novara, de una potencia instalada de 20 toneladas por día, pero que actualmente no produce sino 5 toneladas a causa de la falta de energía eléctrica; otra en Agordo, de 10 toneladas diarias de capacidad.

Por otra parte hay otras dos fábricas en un estado de construcción muy avanzado: una en Merano, que producirá 50 toneladas diarias, y otra en Coghinas (Sardaigne), de capacidad de 20 toneladas por día.

En fin, se tiene el proyecto de instalar en Cotrone y muy luego se iniciará la construcción de otra fábrica que aprovechará en parte la energía eléctrica de la Sila.

(Continuará).



INDUSTRIA DEL SALITRE

Resultados generales para la industria del salitre en 1925

POR

RAFAEL CORREA C.

Ingeniero del Cuerpo de Ingenieros de Minas.

Los datos obtenidos sobre la industria salitrera son muy poco conocidos por la mayoría de los chilenos, debido a que los salitreros se resisten a proporcionarles y pretenden justificar su silencio alegando que sería proporcionar armas al salitre artificial, competidor poderoso del abono nacional.

Esta sería una razón, siempre que se hubiera cerrado las puertas a comisiones de ingenieros extranjeros que han permanecido en la pampa durante largo tiempo estudiando a fondo la industria del salitre. Tales comisiones han informado en sus países de la situación de nuestra industria, de la cual se deduce que en

el extranjero se conoce mejor que en nuestro propio país.

Sin embargo, con datos aislados, tomados de una y otra parte, se ha podido confeccionar, de una manera aproximada, el estado de la industria salitrera para el año 1925, que se puede ver a continuación.

Producción

25.255.361 Q. M.

(Tomada de la "Semana del Salitre")

Valor de la producción

Para el cálculo, hemos tomado el precio medio fijado por la Asociación de Productores de Salitre para el quintal de salitre puesto a bordo: este precio es de 20 chelines por Q.M. o sea:

Precio por Q. M. 20 ch = \$ 40.—
que multiplicado por la producción se obtendrá el valor de ella:
 $25.255.361 \times 40 = \$ 1.010.214.440.$

Operarios ocupados en la industria.

60.380 hombres

(Dato dado por la Delegación Fiscal de Salitreras)

Salario medio

El Sr. Barroilhet ha dado como inversión en salarios el 36% del costo del quintal de salitre, que según un trabajo del Sr. Lemaitre es de \$ 21 por Q. M.

$$36 \times 21 = \$ 7.66$$

100

Si la producción ha sido de 25.255.361 Q. M. en el año, se tiene que en salarios se habrá invertido:
 $25.255.361 \times 7.56 = \$ 190.930.529.$

Suponiendo que sólo se haya trabajado 330 días al año, se tiene que el total diario en salarios es de

$$190.930.529 : 330 = \$ 578.577$$

Dividiendo este valor por el número de operarios, se llega a un salario medio por operario de

$$578.577 : 60.380 = \$ 9.58$$

Transporte a la costa

En la "Semana del Salitre", dió el Sr. Barroilhet los factores en por ciento del costo del quintal de salitre, sin hacer figurar la cuota que corresponde a leyes sociales y bienestar. Haciendo figurar este último factor, que el mismo señor Barroilhet da en otra parte, cambiarán los porcentajes de costo:

	Con bienestar y leyes sociales	Sin bienestar y leyes sociales
Extracción.....	23.83	22.7
Elaboración.....	14.47	13.78
Acarreo.....	12.39	11.85
Envase.....	12.66	12.05
Fletes por F.C....	9.27	8.83
Embarque.....	2.74	2.61
Gastos generales.	9.49	9.04
Varios.....	15.15	14.43
Bienestar y leyes sociales.....	..	4.71
	100.00	100.00

Tomando de este cuadro la cuota que corresponde a flete, se tiene que

por quintal de salitre hay que pagar un flete de:

$$\begin{array}{r} 21 \times 8.83 = \$ 1.85 \\ \hline 100 \end{array}$$

Luego, en flete por F. C. se han invertido, para el total de la producción:

$$25.255.361 \times 1.85 = \$ 46.722.417.85$$

(Dato aproximado)

Embarques

La cantidad de salitre exportado asciende a 25.170.994. Q. M. (Tomado de la "Semana del Salitre"). En embarque se invierten 2.61% del costo; luego se tiene:

Valor del embarque por Q. M.

$$\begin{array}{r} 21 \times 2.61 = \$ 0.55 \\ \hline 100 \end{array}$$

Valor del embarque del total de la exportación:

$$25.170.994 \times 0.55 = 13.844.046.70$$

Carbón importado

La Delegación Fiscal de Salitreras da como consumo de carbón en las salitreras la suma de 345.393.90 Q. M. y por declaraciones que se hicieron en la "Semana del Salitre" el consumo de carbón nacional es nulo. Luego, debe considerarse esta cifra como de carbón importado:

Carbón importado. . 345.393.90 Q. M.

Petróleo importado

En la elaboración del salitre se consume, según la Delegación Fiscal, 3.991.928.95 Q. M. de petróleo, suma a la cual habrá que agregar un 10% más, que se ocupa en otras secciones de la industria salitrera. Se tiene:

Petróleo para elaboración:
3.991.928.95 Q. M.

Petróleo que se ocupa en otras secciones:

$$10 \times 3.991.928.95 = 399.192.90 \text{ Q. M.}$$

$$\hline 100$$

Petróleo importado:

$$4.391.121.85 \text{ Q. M.}$$

Precio de venta

Este valor se ha dado más arriba, al calcular el valor de la producción, y alcanza a un término medio de:

$$\$ 40 \text{ p. Q. M.}$$

Utilidad líquida

De un estudio hecho por el ingeniero Sr. Delcourt, sobre la industria salitrera, se desprende, sin exagerar, que la ganancia líquida media es alrededor de \$ 8 p. Q. M. y como la producción del año fué de 25.255.361 Q. M., se llega a una ganancia total para los salitreros de:

$$8 \times 25.255.361 = \$ 202.042.888$$

Porcentaje de capital nacional y extranjero invertido en la industria.

Calculando esta proporción según los datos proporcionados por la "Estadística", se ve, desgraciadamente, que el porcentaje de capital chileno va disminuyendo de año en año, y llega, en el año 1925 a ser un poco superior a la mitad del capital extranjero.

Capital chileno.....	38%
Capital extranjero.....	62%

Deficiencias de la producción

Posiblemente las leyes altas de los caliches explotados, como los grandes beneficios dejados a sus dueños por las salitreras, fué la causa de que se descuidara por completo la técnica de la industria del salitre. Es evidente que esta negligencia de parte de los salitreros, ha sido el factor principal para no poder explotar caliches con leyes inferiores a los que actualmente se explotan (en la actualidad sólo se pueden explotar caliches con leyes superiores a 12%), y que el costo de producción sea tan elevado que haya que temerle a la competencia del salitre artificial.

No debe buscarse los precios bajos del salitre en la baja de los derechos de exportación, porque si es cierto que el Estado remata sus pampas salitreras, en el mínimum por quintal de salitre que fija, toma muy en consideración los derechos que debe pagar el industrial al explotar sus productos.

La pobreza en las leyes de las

pampas que entran a la explotación, como la baja del costo de producción, exige la revisión de los métodos actuales de explotación en todas sus fases: extracción, acarreo, trituración, lixiviación, cristalización, secadura, ensacadura y fuerza motriz, o bien, la introducción de nuevos procedimientos.

Los norteamericanos han experimentado un procedimiento que se dice, podrá aprovechar caliches con leyes inferiores a 8% a costo más bajo que los actuales. Hoy día están terminando una gran oficina que elaborará caliche según este procedimiento.

Para bajar el costo de producción del salitre, también debe tenderse a la concentración de la elaboración, es decir, construir oficinas de gran capacidad productora. Lo dicho se encuentra probado por el hecho de que oficinas con capacidad productora inferiores a 50,000 Q. M. mensuales, en la actualidad, no son rentables.

RESUMEN 1925

Producción Q. M.	25.255.361
Valor de la producción.....	\$ 1010.214.440
Operarios ocupados en la industria salitrera..	60.380
Salario medio ...	\$ 9.58
Invertido en salarios.....	> 190.930.529
Transporte a la costa de la producción.....	> 46.722.417.85
Embarques Q. M.	13.844.046.70
Carbón importado Q. M.....	345.393.90

Petróleo importado. Q. M. 4.391.121.85
 Precio de venta por Q. M. \$ 40
 Utilidad líquida. > 202.042.888

Porcentaje de capital nacional y extranjero invertido nac. 38%; extr. 62%.

AÑO	Valor del quintal Esp. en la costa d.	Exportación en Q. M.	Producción en Q. Esp.	Fletes por F. C. a la costa d.	Sacos carguío y gastos en el puerto. d.	Derechos de exportación d.	Ganancia bruta d.	Costo en cancha d.	Amortización
1892.....	65.30	..	17.478.000	7.00	2.5	28.00	12.40	16.40	..
1902.....	77.50	..	35.750.000	4.8	3.2	28.00	19.5	22.00	..
1909.....	81.00	21.340.000	53.000.000	4.60	5.4	28.00	15.00	29.00	..
1910.....	80.00	23.350.000	53.596.000	5.00	5.50	28.00	14.00	28.00	..
1914.....	95.22	18.467.800	..	11.00	..	28.00	24.22	32.00	9
1916.....	145.56	29.191.800	..	12.00	..	32.00	29.00	72.00	9
1923-22... ..	108.25	..	(1) 15.000.000	13.04	(1)	27.00	(1) 31.30	(1) 33.91

(1) En 1922-23, la producción está tomada en Q. M.; fletes, sacos, carguíos y gastos en el puerto está en conjunto; la ganancia de 31.30 en margen que puede disminuir; en el costo en cancha va encerrada la amortización.



COTIZACIONES

PLATA

DIAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaiso kilo fino \$
Marzo 3.....	25 ¹⁵ / ₁₆ d.	141.—
> 17.....	25 d.	136.09
> 31.....	25 ¹⁵ / ₁₆ d.	139.91

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DIAS	A BORDO \$ POR qq. m.		
	Barras	Ejes 50%	Minerales 10%
Marzo 3.....	206.49	89.25 Con escala 206 cents.	11.04 Con escala 120 ¹ / ₂ cents.
> 17.....	198.17	85.13 Con escala 198 cents.	10.40 Con escala 114 cents.
> 31.....	193.88	83.05 Con escala 193 cents.	10.18 Con escala 111 ³ / ₄ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DIAS		Centavos por libra	DIAS		Centavos por libra
Marzo	3	13,37½	Marzo	17	13,37½
>	10	13,37½	>	24	13,30

DIARIA EN LONDRES

DIAS	£ por tonelada		DIAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
Febrero 18	53.17.6	54. 7.9	Marzo 11	56. 5.0	56.15.0
> 21	55. 0.0	55.10.0	> 14	55.15.0	56. 7.6
> 22	55. 0.0	55.10.0	> 15	55.12.6	56. 2.6
> 23	55. 5.0	55.17.6	> 16	56. 0.0	56.10.0
> 24	55.12.6	56. 2.6	> 17	56. 5.0	56.17.6
> 25	56. 7.6	56.17.6	> 18	56. 5.0	56.15.0
> 28	56.15.0	57. 5.0	> 21	56. 2.6	56.12.6
Marzo 1.º	56. 2.6	52.12.6	> 22	56. 2.6	56.12.6
> 2	56. 5.0	56.15.0	> 23	56. 2.6	56.12.6
> 3	56.17.6	57. 7.6	> 24	55.15.0	56. 7.6
> 4	56.15.0	57. 5.0	> 25	55.15.0	56. 7.6
> 7	56. 2.6	56.15.0	> 28	55. 5.0	55.15.0
> 8	56. 2.6	56.12.6	> 29	55. 0.0	55.12.6
> 9	55.15.0	56. 6.3	> 30	54.17.6	55. 7.6
> 10	56. 0.0	56.12.6	> 31	55. 7.6	56. 0.0

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DIAS		\$ por £	DIAS		\$ por £
Febrero 18		39.82	Marzo 7		39.82
> 19		39.86	> 8		39.82
> 20		39.86	> 9		39.82
> 21		39.86	> 10		39.84
> 22		39.86	> 12		39.84
> 23		39.86	> 14		39.78
> 24		39.85	> 15		39.77
> 25		39.82	> 16		39.76
> 26		39.78	> 17		39.73
> 27		39.78	> 18		39.71
> 28		39.81	> 19		39.70
Marzo 1.º		39.84	> 20		39.70
> 2		39.83	> 21		39.67
> 3		39.85	> 28		39.67
> 4		39.85	> 29		39.65
> 5		39.82	> 30		39.62
> 6		39.82	> 31		39.54

INFORMACIONES DE LAS COMPAÑÍAS MINERAS

Las informaciones de las Compañías Mineras que se publican a continuación, han sido facilitadas por las Gerencias respectivas.

Compañía Minera e Industrial de Chile

La explotación de carbón de las minas de esta Compañía durante el mes de Marzo del presente año, ha sido de:

Marzo de 1927..... 81,631 tons. mét.

Compañía Carbonífera y de Fundición Schwager

Durante el mes de Marzo próximo pasado, la producción gruesa de carbón de las minas que esta Compañía explota en Coronel, ha sido de:

Marzo de 1927..... 35,808 tons. mét.

Compañía Minas de Gatico

La producción de cobre fino de esta Compañía ha alcanzado durante el mes de Marzo a 215,2 toneladas métricas, repartida en la siguiente forma:

Minerales	1,225 Tons. Mét.
Conts.—Flotación.....	309 > >
	<hr/>
	1,534 Tons. Mét.

Minerales.	Ley 12.15% = 148.8375 Tons. Cu. fino
Conts. - Flo-	
tación.... >	21.50% = 66.4350 > > >

Ley 14.0334% 215.2725 Tons. Cu. fino

Compañía Minera de Oruro

Las producciones de plata y estaño de esta Compañía obtenidas durante el mes de Marzo, han sido las siguientes:

Marzo de 1927:

Barrilla de estaño de 58,9% .	107,1 tons. méts.
Sulfuros de plata.	942 kgs. finos de plata.

Compañía Minera Porvenir de Huanuni

Esta Compañía ha tenido durante el presente mes de Marzo la siguiente producción:

Marzo de 1927:

Barrilla de estaño.	1,279 quintales españoles de 60%.
Media barrilla de estaño. . . .	1,290 quintales españoles de 30%.
Cementos de plata y cobre. . .	36,008 onzas de plata fina.
Cementos de plata y cobre. . .	3,000 kilos de cobre fino.
Mineral descajado de Huanuni.	455 toneladas con 43,884 onzas de plata fina.

Ag	Zn	Pb
<hr/>	<hr/>	<hr/>
32 m. f.	32%	10%

Compañía Minera y Agrícola Oplaca de Bolivia

La producción de barrilla de estaño de esta Compañía correspondiente al mes de Marzo, ha sido la siguiente:

Marzo de 1927. . . 6,160 qq. esp. de barrilla 60%

Compañía Minas de Colquiri

La producción de barrilla de estaño de 60% de ley que esta Compañía ha tenido durante el presente mes, ha sido:

Marzo de 1927..... 787 qq. esp.

Compañía Estañífera Kala-Uyu

Esta Compañía ha tenido durante el presente mes de Marzo la siguiente producción de barrilla de estaño de 60% de ley:

Marzo de 1927..... 464 qq. esp.

Sociedad Minera y Beneficiadora de Plata de Condoriaco

Las producciones de oro y plata que esta sociedad ha obtenido durante el mes de Marzo, han sido como sigue:

Marzo de 1927:

Kilogramos de plata.	105,—
Kilogramos de oro.	1,38

Sociedad Fundición Nacional de Plomo

Durante el mes de Marzo, la producción de concentrados de minerales de plomo, ha sido la siguiente:

	Concentrados de 52% de ley en plomo
Marzo de 1927.....	252 toneladas

Compañía de Minas y Fundición de Chagres

La producción de cobre fino que esta Compañía ha tenido durante el mes de Marzo, ha sido como sigue:

Marzo de 1927.	285 tons. de cobre fino.
---------------------	--------------------------

Société des Mines de Cuivre de Naltagua

Durante el mes de Marzo la producción de cobre fino obtenida por esta Sociedad, ha sido la siguiente:

Marzo de 1927.	453,41 tons. mét.
---------------------	-------------------

Compañía Minera Disputada de Las Condes

Esta Compañía ha tenido durante el mes de Marzo la siguiente producción de concentrados:

Marzo de 1927:

1,433.08 tons. mét. con 21,18% de cobre.

Sociedad Minas de Plata de Caylloma

Durante el mes de Marzo, la producción de plata y oro de esta Sociedad ha sido la siguiente:

Marzo de 1927:

Plata.....	22,613 onzas
Oro.....	80 onzas

