

BOLETIN MINERO

DE  LA
SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

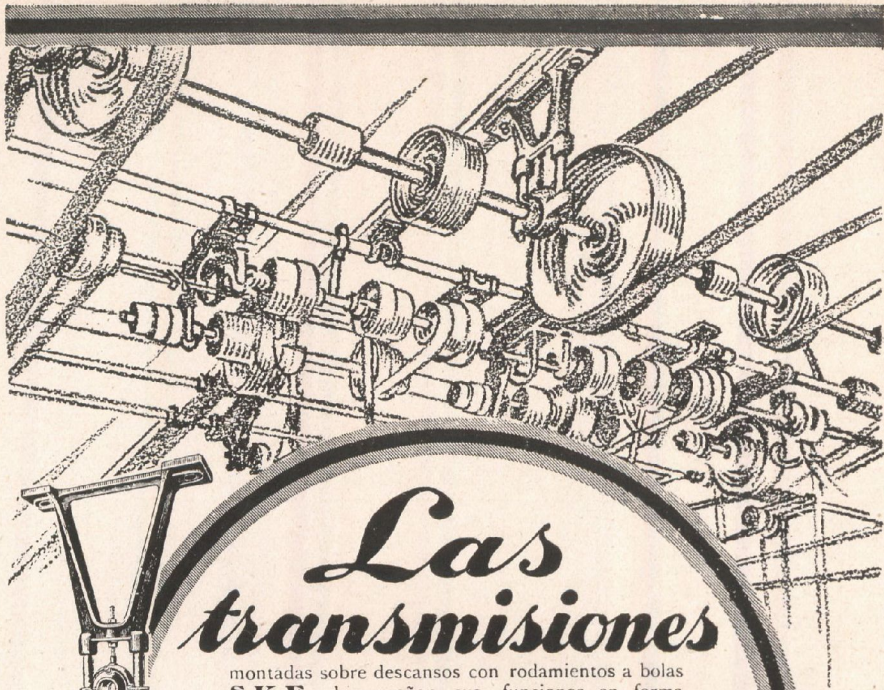
Año XLI

Santiago de Chile
Mayo de 1925

Vol. XXXVII
Núm. 313



El Teniente.—Nueva planta de Fundición de Caletones.



Las transmisiones

montadas sobre descansos con rodamientos a bolas **SKF**, desempeñan sus funciones en forma EFICIENTE, ECONÓMICA Y SEGURA.

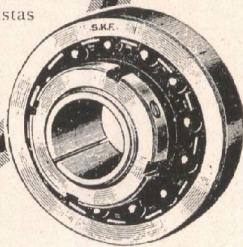
Fuera de su alta calidad y esmerada fabricación los cojinetes **SKF** poseen grandes ventajas por su OSCILACION y AJUSTE AUTO-MÁTICO.

Por consiguiente

no importa que los ejes se tuerzan—que los soportes se aflojen,—que los pilares se doblen—que las máquinas se asienten—que las correas se estiren. si las transmisiones y las máquinas están provistas con

Cojinetes Oscilantes.

SKF



Nos ofrecemos a la disposición de todo interesado para consultas, sobre cualquier informe para instalaciones nuevas o reformas de las existentes, con **Cojinetes SKF**.

Compañía Sud-Americana S K F

— SANTIAGO —

Estado 50 — Casilla 207

Dirección Telefónica "ROLUEMEMT"

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

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Págs.
El Aluminio.....	241
Lo que gana el capital y el trabajo.....	244
Don Otto Harnecker.....	246
Las últimas teorías sobre la formación de las vetas, por O. M. Brown.....	249
Cómo se distribuye cada dólar que ingresa a la United States Steel Corp., por J. H. Hill.....	255
Notas sobre la práctica de fundición, por R. Moldenke.....	257
La lixiviación por el amoníaco de los relaves de Calumet & Hecla, por C. H. Benedict y H. C. Kenny.....	260
La Anaconda Copper Co. reanuda los trabajos de Potrerillos.....	266
Las vetas de Chañarcillo, por W. L. Whitehead.....	269
Condiciones para la compra de minerales.....	275
SECCIÓN CONSULTAS.—Nómina de Sociedades Mineras.....	276
SECCIÓN CARBONERA.—La combustión espontánea del carbón.....	277
SECCIÓN SALITRERA.—Sobre el empleo del salitre chileno, etc.....	287
BIBLIOGRAFÍA.....	290
COTIZACIONES.....	293

EL ALUMINIO

De los metales de importancia en las industrias ha sido el aluminio el que ha alcanzado mayor desarrollo en los últimos años. A principios del presente siglo hasta el nombre del liviano metal era casi desconocido de la mayoría de las personas, y su uso en las industrias y en las artes era limitado.

Hoy día el consumo mundial de aluminio pasa de 200,000 toneladas anuales y su empleo aumenta casi en progresión geomé-

trica hasta el punto que ha llegado a ser un serio competidor para el cobre en las industrias eléctricas y especialmente en la transmisión de la corriente a altas tensiones. Cuando se empezó a emplear el aluminio en las industrias, el metal tenía que luchar con sus competidores bajo dos grandes desventajas; a saber: su alto costo y su poca resistencia a los esfuerzos. En la actualidad esas dos desventajas han sido vencidas por los investigadores. El

horno eléctrico moderno para la producción del metal de la alúmina ha solucionado la primera y las aleaciones con otros metales que aumentan enormemente su resistencia lo ha colocado casi a la altura del acero y muy por encima de las aleaciones de otros metales.

Una de las propiedades más importantes del aluminio es su poco peso, 27 comparado con 64 para el cobre, 56 para el hierro y 207 para el plomo. Si comparamos volúmenes iguales, su peso es sólo un tercio del de cualquiera de los metales no ferrosos de uso común. Otra de las propiedades físico-químicas del aluminio es que el aire atmosférico no lo corroe como al hierro; y además tiene a su favor lo atrayente de su color natural que aunque no lo parezca, tiene cierta importancia tanto en los hombres como en los metales. Su defecto más importante es su falta de resistencia cuando se le sujeta a grandes esfuerzos, bien sean de tensión o compresión.

Como conductor eléctrico el aluminio es el que tiene menos resistencia específica después del cobre y de la plata, 3.2 comparada con 1.3 y 1.6. Esta relativamente elevada conductibilidad eléctrica del aluminio ha hecho que haya reemplazado en parte al cobre para la conducción de la energía eléctrica a altas tensiones, especialmente en Alemania, donde a falta de cobre se emplea el aluminio como sustituto. Ignoramos si los lectores del "Boletín Minero" se darían cuenta de un dato asaz sugestivo.

En el artículo sobre "El Costo de Construcción y Operación de Plantas de Concentración" la importante casa alemana Siemens-Schuckert Ltda., al cotizar precios para centrales hidro-eléctricas especifica conductores de aluminio para la transmisión de la corriente a 15,000 voltios.

El defecto más importante del aluminio, su falta de resistencia ha sido vencida gracias a su aleación con otros metales, de los que sólo se requiere un 10%. El primero en descubrir una aleación de aluminio liviana y de gran resistencia, el "durelumin", fué el alemán Wilm, invento que hizo posible la construcción de los Zepelines. Este importante descubrimiento le dió un gran ímpetu a los trabajos de investigaciones en los laboratorios de Inglaterra, Francia y Alemania, y en la actualidad hay en el mercado una serie muy variada de aleaciones de aluminio que por su gran resistencia son muy superiores al "durelumin" y que se emplean con éxito en muchas industrias, especialmente en la de automóviles y de aeroplanos. La gran aceptación que han alcanzado las aleaciones de aluminio le ha dado un gran impulso a la industria de este metal. Los Estados Unidos, como en las otras industrias metálicas, marchan a la cabeza del mundo. Luego sigue Noruega, Alemania, Inglaterra, Francia, Suiza e Italia.

Si bien es verdad que el aluminio es el tercer elemento de mayor abundancia en la corteza terrestre, 8% comparado con

47 para el oxígeno y 28 para el silicón; que la gran mayoría de las rocas son ricas en aluminio y especialmente los feldespatos, sin embargo en éstos la alúmina no se encuentra en estado libre y todo el aluminio que se produce hoy día, se obtiene de la bauxita, uno de los tres hidróxidos de aluminio, cuya fórmula es $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ con 74% de Al_2O_3 . Los fabricantes de aluminio exigen un mínimo de 52% de alúmina libre en la bauxita para su compra, pero hoy día hay un exceso de bauxita en el mercado y es fácil de obtener minerales de 60 y más por ciento de Al_2O_3 libre.

Los Estados Unidos consumen medio millón de toneladas de bauxita al año y el país tiene reservas apreciables. Los yacimientos franceses son importantísimos como también los que existen en las Guayanas Inglesas y Holandesas por su abundancia y alta ley. En Europa se encuentra una abundancia de bauxita en Istria, Dalmacia, Rumania y Rusia. El Imperio Británico es bien rico en bauxita, pues, además de los yacimientos de la Guayana, hay otros muy extensos en la India, en la Costa del Oro y en otras Colonias.

Ultimamente se le ha encontrado un nuevo empleo a la bauxita que con el transcurso del tiempo puede llegar a ser más importante que todos los actuales. Nos referimos a los cementos de endurecimiento rápido, llamados por los norteamericanos "quick-setting cements", y que ya se fabrican en gran escala en Fran-

cia bajo el nombre de "Ciment-fondu" y que en Gran Bretaña se les llama "Ferrocrete". El porvenir de este tipo de cemento en las industrias de construcción es muy grande debido a su propiedad de secarse y endurecerse rápidamente y también por su gran resistencia.

Estos cementos deben exclusivamente sus propiedades a la bauxita, pero todavía no se ha llegado a establecer definitivamente si para la fabricación del CIMENT-FONDU se podrán utilizar bauxitas de menor ley de alúmina libre que la que se requiere para la manufactura del aluminio metálico.

En Europa, y especialmente en Alemania durante la guerra, se hicieron grandes esfuerzos para obtener el aluminio metálico de otros minerales que no fueran la bauxita, como ciertas clases de feldespatos, kaolin y greda y aunque se obtuvieron resultados técnicos muy halagüeños no se llegó a obtener un procedimiento comercial.

Sin embargo, debiera tenerse en cuenta que el alto costo de la producción del aluminio no se debe a un alto precio de la bauxita, sino a los procedimientos necesarios para su manufactura que son dos: El primero consiste en un tratamiento químico caro para obtener un alúmina casi pura (Al_2O_3), de la bauxita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), y el segundo la reducción en un horno eléctrico del óxido (Al_2O_3) al estado metálico (Al). El costo de la bauxita es un ítem peque-

ño, \$ 5.50 a \$ 8.50 U.S. Cy., por la tonelada molida y seca.

En la actualidad el precio del aluminio de 98% de ley en Londres, es de £125 por tonelada de 2,240 libras.

Parece que hay pocas expectativas de que el precio del metal se reduzca por los sistemas actuales de beneficio, pero el procedimiento Serpek en que se obtiene amoníaco y alúmina como sub-productos, parece ofre-

cer buenas expectativas. Otro procedimiento que ofrece halagüeñas esperanzas es uno alemán en que las escorias aluminosas que se obtienen en la fundición de ciertos minerales de hierro tipo "minette" se utilizarían para obtener primero la alúmina y luego el aluminio.

Esta operación sería continua y el calor absorbido en la escoria se utilizaría en las siguientes etapas del procedimiento.

CUADRO DE LA PRODUCCION MUNDIAL DE ALUMINIO

Compañías	Fábricas en	Producción en toneladas
Aluminium Co. of América.....	Estados Unidos, Canadá y Noruega. . .	101,000
Northern Aluminium Co. Ltd.....	Canadá.....	16,500
British Aluminium Co. Ltd.....	Inglaterra, Escocia y Gales.....	12,000
Aluminium Corporation Ltd.....	Gales.....	1,000
L'Aluminium Française.....	Francia, Suiza, Noruega.....	17,000
Aluminium Industrie Aktren Gesellschaft	Suiza, Austria, Alemania.....	17,000
Fábrica del Gobierno Alemán.....	Alemania.....	13,000
L'Aluminio Italiano, Italia.....	Italia.....	1,500
	TOTAL.....	179,000



LO QUE GANA EL CAPITAL Y EL TRABAJO

Entre los artículos de interés general que publicamos en este número figura uno muy interesante de Mr. J. H. Hill, Editor Financiero de la United States Steel Corporation, la admirable organización que dirige el no menos admirable E. H. Gary. El artículo, rotundamente conciso, con esa concisión que dan los números, nos da una idea bien clara de cómo se distribuyen los dólares que ingresan a la pode-

rosa Compañía Americana. Vemos que de cada dollar que fluye a sus arcas, 52.4 centavos son absorbidos por los salarios y que los accionistas sólo reciben unos modestos 10.9 cts. Pero lo peor del caso es la tendencia que se nota hacia un aumento lento, pero marcado, en la proporción que exige el obrero comparada con el excedente que, cumplidas sus exigencias, queda para gastos generales, dividendos a los

accionistas, impuestos, depreciación de las plantas e interés de bonos y deventuras.

Los servicios públicos, o sea el Estado, por su parte, cada vez demanda una mayor proporción de las ganancias de las empresas y si estas demandas del estado y del obrero siguen aumentando de año en año como hasta ahora, no sería arriesgado el predecir la bancarrota total de las grandes empresas industriales por muy bien organizadas que estén, a causa de las exigencias cada vez mayores del Estado moderno por una parte y de las organizaciones obreras por la otra. Esta política de matar "la gallina que pone los huevos de oro", tiene necesariamente que conducir con el tiempo a que el ahorro busque otras inversiones menos arriesgadas y que produzcan un interés más alto que el que ofrecen las empresas industriales, hoy día entre la espada y la pared, es decir, entre el estado y el obrero organizado que las amenazan si no a una muerte violenta, por

lo menos a una consunción lenta. Sin grandes capitales estas grandes empresas no pueden existir. La producción en masa que requiere para su continuación nuestra civilización mecánica, bien sea cobre en barras, fierro en lingotes, madera, trigo, carne congelada, transatlánticos o camiones, necesita indispensablemente fuertes capitales. Sin fuertes capitales no puede haber fuertes organizaciones industriales que produzcan en grande escala y barato, y sin las fuertes organizaciones no existirían los grandes cerebros organizadores que tanto han ayudado a crearlas como Gary, Ford, los Guggenheims, Stinnes, Hoover, Ratheneau, Jackling y tantos otros.

En otra interesantísima estadística que publicaremos en el próximo número, W. H. Manss, Presidente de Williams Products C.º de Chicago, hace la siguiente distribución del costo de los artículos de mayor importancia y consumo, tomando como base los precios al por mayor.

Mano de obra.....	80%
Impuestos y Seguros.....	3%
Depreciación y alquileres.....	2%
Intereses.....	2%
Ganancia sobre materias primas y semi-manufacturadas.....	3%
Varios, pérdida, distribución.....	4%
Ganancia sobre los productos elaborados.....	6%
Precio de venta al por mayor.....	100%

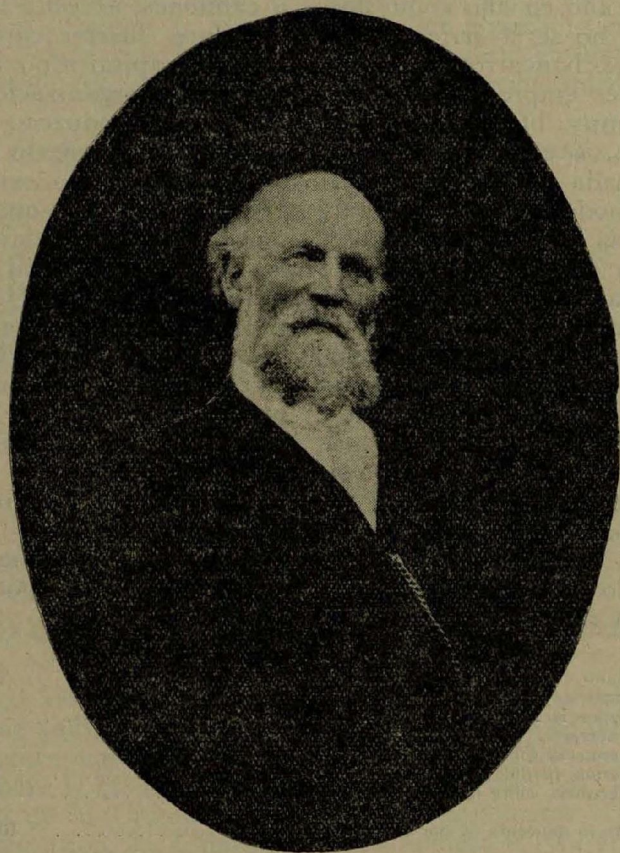
Y todavía se quejan los obreros!



DON OTTO HARNECKER

Designado Miembro Honorario de la Sociedad Nacional de Minería

Don Otto Harnecker nació en Berlín en 1845 y se trasladó a Chile en 1852, pasando su niñez en Valdivia, donde su padre era arquitecto e ingeniero de caminos de la provincia. En 1863 vino a



Santiago, y merced al apoyo de don Diego Barros Arana ingresó al Instituto Nacional. En 1869 se tituló Ingeniero de Minas en la Universidad del Estado, habiéndose costeadado él mismo sus estudios, dando clases particulares, tarea penosa y de continuos afanes, pero de la que el señor Harnecker supo salir airoso, poniendo de relieve desde muy joven sus dotes excepcionales de luchador infatigable y esforzado. Terminados sus estudios pasó al norte como ensayador

primero y luego como ingeniero en el mineral de Labrar, en Huasco, Con sus ahorros fundó en 1873 un establecimiento para beneficiar minerales, que funcionó durante varios años. El desierto de Atacama, meta por aquel entonces de todos los espíritus valientes y luchadores como el suyo, absorbió por muchos años todo el saber, la inteligencia y la energía del joven ingeniero.

Primero en Caracoles como minero de plata; luego en Pisagua y Tocopilla explotando y beneficiando salitre, el señor Harnecker dejó en aquellas lejanas y áridas regiones honda huella de su vida inteligente y de su constancia y tesón en el trabajo. Más tarde, gracias a un descubrimiento suyo, consiguió abaratar el costo de producción del salitre en 25 centavos oro por quintal español en las oficinas Bearnés y Santa Catalina, cedidas por el Gobierno del Perú para que fueran transformadas a su sistema, mediante un informe favorable del célebre Raimondi. Mal de su grado todos los grandes productores de salitre se vieron obligados a hacer esa rebaja en el precio de la sal elaborada.

Siendo Gerente de la Compañía Elaboradora del Toco, construyó el muelle y bodegas de la caleta Duendes de Tocopilla, e instaló las oficinas "Unión del Toco", "Buena Esperanza", "Rica Ventura" y "Porvenir", para beneficiar salitre por su sistema. La industria del salitre debe al señor Harnecker su más vigoroso impulso productivo. A él se debe la fijación del impuesto de exportación en 75 centavos oro por quintal español. El señor Harnecker es autor de los siguientes trabajos: Exposición sobre el privilegio de don Otto Harnecker y sus contratos con el Gobierno". "Cuestión Salitrera". "Breves apuntes sobre las relaciones entre los salitreros y comerciantes de Pisagua y la Empresa del Ferrocarril" y "Terremotos y Temblores".

Cuando el Gobierno de Chile puso fin a los contratos de elaboración de salitre subscriptos por el del Perú, el señor Harnecker se consagró a la agricultura. De carácter sumamente emprendedor y acostumbrado a la vida ruda y de continua batalla, propia del minero, el ingeniero no pudo acostumbrar su espíritu a la vida rutinaria del campo y regresó a las faenas de su industria favorita, y no queriendo andar otra vez el camino recorrido, dió nuevos rumbos a su vida dedicándose a la explotación y fundición del cobre para cuyo objeto construyó en su hacienda de La Ligua, un importante establecimiento de fundición denominado "Peña Blanca". Explota además, en los alrededores, las minas "Maquis", "Patagua" y "San Pedro" por los sistemas más modernos, que las hacen un verdadero modelo en su género.

El señor Harnecker fué el organizador y primer Presidente de la Compañía de Ascensores Mecánicos de Valparaíso en 1881. En 1894 fué elegido primer Vice-Presidente del gran Congreso Minero, cuya celebración tuvo una tan grande y beneficiosa influencia en el desarrollo minero e industrial de la República.

La estadística Minera de 1903, de la Sociedad Nacional de Mi-

nería, decía del establecimiento de Peña Blanca lo siguiente: "En la parte central del país fué éste el primer establecimiento planteado para el empleo de los hornos de manga o de viento y el señor Harnecker, desde su instalación en Peña Blanca, nunca ha dejado de hacer activa propaganda en favor de esos hornos tan ventajosos sobre los antiguos reverberos. Con su ejemplo, con su consejo y con frecuentes publicaciones de sus resultados, ha contribuído mucho a provocar la instalación de nuevos planteles de esta clase de hornos, que se han sucedido en los últimos años en la región central, y que poco a poco van haciendo de ella una región industrial-minera, en la cual hay, hoy mismo, mucho que imitar y mucho que aprender.

Es este establecimiento el único que tiene tarifas para minerales, desde una ley de 4% de cobre, compras que se hacen a precios bastante halagadores, para los mineros exclusivamente con el objeto de que el minero pueda tener algún beneficio aún de sus minerales pobres y pueda así seguir sus trabajos en busca de mejores resultados.

Si este ejemplo fuera imitado por todos los establecimientos de fundición, se vería luego levantar la abatida cabeza de la minería del cobre y el país ocuparía el lugar que merece entre los productores".

El señor Harnecker, a pesar de sus 80 años de vida intensa y laboriosa, continúa trabajando como en sus mejores tiempos y constituye para las nuevas generaciones un ejemplo vivo y saludable de lo que es capaz de realizar una voluntad férrea, una fe inquebrantable, una constancia decidida e inflexible.

La Sociedad Nacional de Minería, de la cual el señor Harnecker ha sido uno de sus socios más activos y entusiastas, lo nombró al cumplir los 80 años de su ejemplar vida, Socio Honorario, merecida distinción que la Sociedad otorga por vez primera en sus 43 años de existencia.

El BOLETIN MINERO se complace en rendir este, su humilde homenaje, al señor Harnecker, reliquia viva de aquella desaparecida generación de valientes, rudos y esforzados mineros y cateadores del desierto que tan grande y glorioso papel desempeñaron en la exploración, cateo y explotación de las ignotas riquezas del desierto de Atacama.



LAS ULTIMAS TEORIAS SOBRE LA FORMACION DE LAS VETAS

Por O. M. BROWN, A. R. S. M. (1)

Durante muchos años, la teoría más aceptada por los geólogos de minas ha sido aquella que atribuía el relleno de las grietas o fisuras de las rocas a soluciones mineralizadoras. Se asumía que estas soluciones provenían de magmas ígneas, ácidos o graníticos que estaban bajo altas presiones gaseosas y que, al reducirse su temperatura y presión, los minerales contenidos en las soluciones se precipitaban o cristalizaban.

Anteriormente a esta teoría otros geólogos consideraban que los metales (ores) provenían de los minerales que se encontraban en estado gaseoso, los que se cristalizaban cuando la temperatura se reducía demasiado para que pudieran continuar existiendo en ese estado y se depositaban como sólidos. Sin embargo, las investigaciones de aquellos geólogos que se han dedicado preferentemente a los estudios físico-químicos, han demostrado que los minerales no se encuentran en un estado gaseoso en la corteza terrestre y, por lo tanto, esta teoría ya ha pasado a la historia.

En primer lugar, ¿qué se entiende por magma? En lenguaje vulgar se puede decir que es simplemente una masa de rocas en estado de fusión y en la cual los componentes de la ganga y los metales que juntos constituyen los minerales de valor comercial (ores) se encuentran en un estado muy fino de sub-división o dispersión.

La formación de los minerales (ores) que tienen su origen en las magmas, depende de ciertas reacciones químico-térmicas y para esclarecer bien este punto es necesario analizar someramente los principios más elementales de esta ciencia para llegar a una comprensión exacta del génesis de los yacimientos.

Los minerales se encuentran disociados en átomos en el magma, bajo gran presión y alta temperatura, y estos átomos reaccionan entre sí para formar nuevos grupos que actuando unos sobre otros forman moléculas. En este proceso se absorbe calor, y al enfriarse estas moléculas se disocian de nuevo para formar otras moléculas o grupos de átomos que, a su vez, producen más calor.

Por lo tanto, en esta disociación de moléculas se produce (1) calor y (2) se forman nuevas moléculas.

Según se enfría el magma se forman nuevas moléculas que vuelven a disociarse para formar otras con una temperatura de fusión

(1) Traducido por F. Benítez.

más baja, y este proceso continúa hasta que ciertos grupos de moléculas llegado a un estado de equilibrio estable, se solidifican, o, lo que es lo mismo, forman un mineral. Al seguir enfriándose las soluciones depositan nuevos minerales de acuerdo con sus temperaturas de solidificación, y queda por fin el licor madre con algunos minerales y sílice.

Estas soluciones al ascender en la corteza terrestre se van enfriando paulatinamente y los minerales (ores) se depositan a diferentes temperaturas, primero los de estaño y tungsteno, luego los de cobre y por último, los de plomo y zinc. Mientras dura este ciclo la sílice se cristaliza en forma de cuarzo. Sin embargo, debe tenerse muy en cuenta que no siempre todos estos minerales se encuentran juntos en una misma veta. Un magma puede contener uno o varios metales en solución, pero hay que tener presente también el efecto producido por la erosión. Por ejemplo, supongamos una veta formada durante el Paleozoico conteniendo en su parte inferior estaño y tungsteno, con cobre en sus niveles superiores y plomo y zinc en su afloramiento. Durante el transcurso de este enorme período de tiempo, aquella parte de la veta que contenía el plomo y zinc habría sido destruída por la erosión, y, por lo tanto, el afloramiento contendría el cobre; o podía suceder que la porción cuprífera hubiera también sido destruída por la erosión y sólo existiera aquella parte que encerraba el estaño y tungsteno. Existen vetas cuyos afloramientos se explotaron por el cobre que contenían y que al ganar hondura se convirtieron en vetas de estaño y tungsteno; como por ejemplo, muchas de las famosas vetas del condado de Cornwall, en el Oeste de Inglaterra. Otras que han sido explotadas desde su superficie hasta grandes profundidades por zinc, se convirtieron en hondura en vetas de cobre.

Esta teoría que explica la presencia de los minerales (ores) en las vetas, ha sido la que ha tenido más aceptación entre los geólogos de minas hasta el presente, pero la cuestión de si estos minerales fueron en realidad depositados en el estado en que se les encuentra por soluciones ha sido rebatida por algunos, y especialmente por el célebre Spurr en los Estados Unidos (*The Ore Magmas*) y como consecuencia de sus teorías una nueva escuela ha empezado a ganar terreno, la que supone una inyección final en forma de ganga gelatinosa conteniendo los metales en lugar de la solución. A esta nueva teoría se le conoce por el nombre de Dique-Veta (*Vein-Dike*).

Al entrar a estudiar ambas teorías sobre el terreno, se pueden aducir hechos que soportan a las dos y el ingeniero tendría que investigar cada caso por separado y según sus propios méritos, para llegar a determinar cuál de las dos teorías es la más probable.

En muchas vetas se podrá observar inclusiones de trozos de roca en la ganga, los que provienen indiscutiblemente de las paredes o cajas de la veta. Parece razonable el suponer que estos pedazos de roca se quebraron o separaron de las cajas mientras la masa viscosa ascen-

día por la fisura y, que debido a la viscosidad de la masa, permanecieron suspendidos o flotaron en ella durante su enfriamiento, o también podemos suponer algún fragmento que, habiéndose quebrado, fué elevado por la masa ascendente hasta que ésta se solidificó.

En otros casos se han observado trozos grandes que, aparentemente, se habían separado de las cajas y rajado y en los cuales la ganga, habiéndose infiltrado en las rajaduras, rompió los trozos en pedazos.

En contra oposición a esta teoría se han citado casos bien claros en que las vetas han sido formadas por soluciones que han efectuado reemplazamientos, es decir, aquellas en que las fisuras han sido rellenas por fragmentos que más tarde han sido más o menos reemplazados por las soluciones ascendentes. En algunos casos no hay duda que fué éste el origen de ciertas vetas, pero en otros las aristas bien pronunciadas de los trozos vienen a demostrar que no se puede aceptar la teoría de la solución para todos los casos.

Un caso menos probable sería asumir que al mismo tiempo que la solución ascendía y antes de su solidificación o cristalización se produjo un movimiento sísmico, que tuvo por consecuencia la rotura de trozos de las cajas de la veta, los que quedaron incluídos en la masa al solidificarse.

LAS VETAS EN FORMA DE FAJAS.—(Ribbon Structure o Banding).
La forma que con frecuencia se puede observar en ciertas vetas, en las cuales hay trozos diferentes que simulan fajas o bandas, ha servido en muchos casos de apoyo a la teoría de que los minerales de las vetas han sido depositados por soluciones. En este caso, podemos asumir que la solución al cristalizarse se contrajo en volumen y que al contraerse se separó de una o de las dos paredes o cajas de la fisura. Si suponemos la ascensión de otra solución posterior, ésta, al solidificarse, se cristalizaría entre las cajas y la ganga depositada anteriormente, y así sucesivamente con las otras soluciones que ascendieran hasta que todo el ancho de la fisura se hubiera relleno, lo que daría por resultado una serie de fajas o bandas, de la misma manera que los mantos o estratos se forman por la sedimentación.

Existen, sin embargo, vetas en las que las fajas son de una anchura tal, que parece improbable que una solución al solidificarse pudiera dejar un espacio tan grande entre las cajas y la ganga. Este fenómeno podría explicarse suponiendo una cristalización fraccional llevada a cabo bajo un enfriamiento gradual y de progresión constante.

Los defensores de la teoría del Dique-Veta, mantienen que las bandas pueden formarse de igual manera según esta teoría, es decir, que la masa gelatinosa primitiva se separó de la caja al enfriarse y contraerse, lo que permitió el paso de otra inyección posterior por el espacio que quedó y donde se solidificó. En apoyo de esta aseveración se han citado casos concretos.

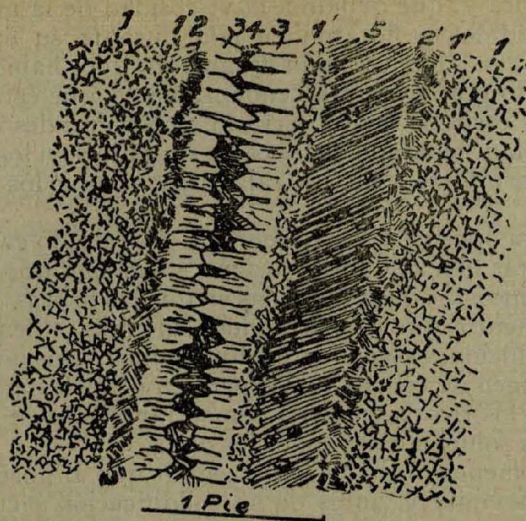


Figura 1.—Sección que indica la sucesión de los minerales en Mendota, veta de Smuggler, Telluride, Colorado 1, Roca encajante; 1', roca encajante cerisitada e impregnada; 2, blenda con calita; 2' blenda con galena; 3, cuarzo blanco, 4, rodocrosita (1); 5, cuarzo azul con sulfuros finamente diseminados. Según C. W. Purington, del Servicio Geológico de los Estados Unidos.

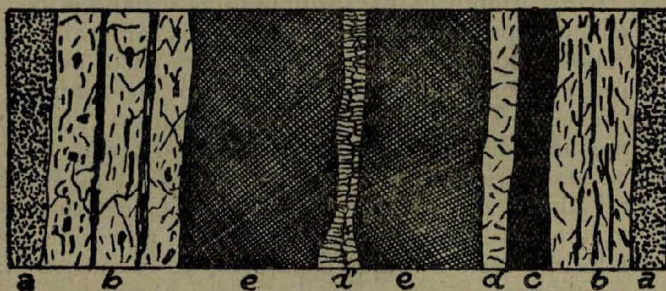


Figura 2.—Sección transversal de una veta en forma de bandas (banded vein) cerca del piqu London, Silverton, Colorado (a) Roca encajante, (b) cuarzo y calcopirita; (c) tetrahedrita; (d, d') cuarzo, (e) galena. Ancho de la veta: 15 cms. Según F. M. Ransome, del Servicio Geológico de los Estados Unidos.

Se ha observado con frecuencia, que la línea de demarcación entre dos bandas o fajas, está señalada por la presencia de pequeños fragmentos de materia micácea o talcosa. Esta materia proviene, aparentemente, de las cajas de la veta: se ha adherido a las paredes del primer depósito y ha sido encerrado por el segundo

La anchura extraordinaria que algunas veces alcanzan a tener

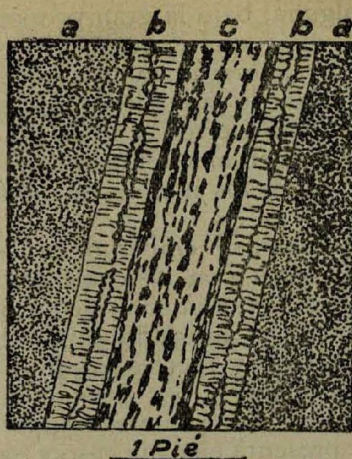


Figura 3.—Sección Transversal de la veta Japan, Silverton, Colorado, en que se ve la estructura producida por la repetida apertura de la fisura primitiva. (a) roca encajante; (b) cuarzo; (c) mineral. Según F. M. Ransome, del Servicio Geológico de los Estados Unidos.

las fajas, que es muy difícil de explicar por medio de la teoría de la solución, puede, por el contrario, explicarse fácilmente por medio de la hipótesis del Dique-Veta, si se tiene en cuenta que una masa viscosa ejercería gran presión lateral al ascender y podría ensanchar la fisura dejando lugar para la deposición de una faja de gran anchura.

LA ALTERACION DE LAS ROCAS ENCAJANTES.—Se nota con frecuencia que las paredes o cajas de las vetas han sufrido alteraciones o han experimentado metamorfismo de contacto, es decir, los minerales de las rocas que se encuentran más allá de las cajas, esto es, el panizo, han sufrido cambios en su composición y con frecuencia la mineralización se ha extendido a distancias considerables en el panizo. Según la teoría de la solución este fenómeno puede explicarse fácilmente, pues es lógico suponer que las soluciones mineralizadoras hayan percolado a través de las cajas y mineralizado el panizo, y que las reacciones químicas que por necesidad tendrían que producirse hayan cambiado la composición química de los minerales de las rocas encajantes y al mismo tiempo hayan depositado parte de los metales en solución. Por el contrario, existe la duda de que las soluciones mineralizadoras pudieran mantener su alta temperatura durante un lapso de tiempo bastante largo para depositar los minerales a distancias mayores de unos cuantos centímetros de la veta. Partiendo de la teoría del Dique-Veta, una masa viscosa

podría, sin duda alguna, bajo la gran presión a que sería inyectada exudar parte del agua que contenía, la que podría penetrar las paredes de la veta a mayores distancias que bajo las condiciones que existirían con la teoría de la solución. La naturaleza de esta agua sería tal, que produciría ciertos cambios en los minerales y podría, probablemente, mantener una temperatura bastante alta que permitiera la deposición de los metales a distancias considerables de la veta.

Se encuentran vetas, sin embargo, en las que no ha habido metasomatismo de contacto y en las cuales las paredes están silicificadas, lo que indica que tuvieron su origen a bajas temperaturas.

Por consiguiente, ha quedado establecido que ambas teorías tienen sus puntos débiles y fuertes y que la verdad puede que esté en un justo término medio y por consiguiente, el estudiante de los yacimientos metalíferos tiene que examinar lo mismo que un juez la evidencia que se presenta en cada caso y dar su fallo. No hay duda que algunas vetas se han formado de igual manera que los diques, y éstas son de origen profundo. También se ha probado que éstas mantienen sus valores a grandes profundidades y, por lo tanto, se puede asegurar que si se puede establecer el génesis de una veta se puede decir si hay probabilidades de explotar con éxito los minerales de la zona hipógena.

Por ejemplo, en el condado de Cornwall, en Inglaterra, algunas de las vetas de estaño se siguen explotando a profundidades mayores de 1,000 metros y no hay todavía signos de broceo. En Morro Velho, en el Brasil, una veta de oro con ganga de cuarzo se explota a una hondura de 2,000 metros con una ley relativamente buena. En Bendigo, Australia, vetas cuarcíferas con oro se explotaron con éxito a profundidades mayores de 1,500 metros. Las vetas de Porcupine, en el Canadá, aunque todavía no han alcanzado grandes profundidades, tienen las características de ser del tipo Dique-Veta y, por lo tanto, es de esperar que los beneficios continúen a gran hondura.

A. N. Winchell, ha descrito una Veta-Dique en National, Nevada, que es, sin duda alguna, de origen profundo (deep-seated) y W. H. Emmons y E. S. Larsen, han descrito un yacimiento parecido en Creede, Colorado.

En la mina Duluth-Cananea, Cananes, México, existe un gran yacimiento de cobre que presenta todas las características de haber tenido su origen en la inyección de una masa viscosa y aunque no se han citado estos ejemplos como prueba de que en una veta de origen profundo haya seguridad de que los beneficios continúen a grandes honduras, no hay duda alguna que un estudio detallado y cuidadoso de las condiciones probables del génesis de una veta, ayudaría al ingeniero de minas a decidir cuáles serían las expectativas que ofrecerían las exploraciones en honduras.

Los estudios sobre el génesis de las vetas ofrecen todavía un campo vastísimo al investigador de su origen y sólo coordinando los datos y resultados obtenidos por muchos observadores y por el cambio continuo de ideas entre éstos, es posible llegar a aproximarse a la verdad.

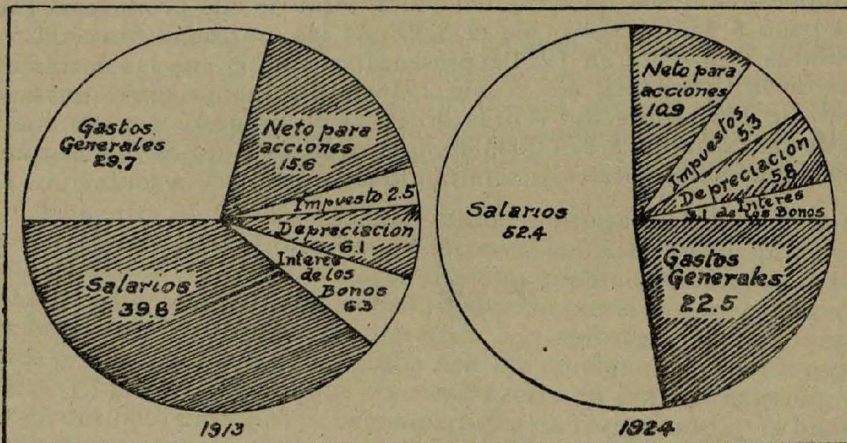


COMO SE DISTRIBUYE CADA DOLLAR QUE INGRESA A LA U. S. STEEL CORPORATION

Por J. H. HILL.

Con cada año que pasa los obreros reciben una proporción mayor de cada dollar que ingresa a las arcas de la United Steel Corporation y, por consiguiente, los accionistas reciben cada vez menos. De cada dollar que ingresó a la Compañía por la venta de sus productos en 1923, los salarios absorbieron 39,8 centavos, y en 1924 esta suma subió a 52,4. El total que quedó sobrante para distribuir dividendos a los dueños de acciones ordinarias y preferidas en los años anteriores a la guerra, fué 15,6 centavos por dollar y el año pasado sólo 10,9 centavos.

El aumento en la proporción de lo ganado por la mano de obra en 1924 comparado con 1913, fué de 31%. La reducción en lo ganado por el capital fué de 30%. Los grabados que se acompañan indican cómo se distribuyó el dollar en los años 1924 y 1913.



En 1914 el monto total de las ventas de la Compañía, incluyendo todos los productos de hierro y acero que se embarcaron, el cemento, carros y coches de ferrocarril y otros negocios, no estimados por toneladas, fué de \$ 842.969,442, o sea, una reducción de 15% comparada con el total de 1923. El total que se pagó en jornales en 1924 fué de \$ 442.458,577, lo que sólo significó una reducción de 5.8% comparado con la de 1923. En 1913 el monto total de las ventas de la Compañía alcanzaron a \$ 518,999,605 y los jornales a 207 millones 206 mil pesos.

El Presidente de la Compañía, Sr. E. H. Gary, llamó la atención al hecho de que en 1924 las entradas netas no representaron un interés adecuado con respecto al capital invertido. La industria del hierro y del acero requiere la inversión de un capital inmenso. En general se puede decir que se requieren casi dos años para un "turnover" completo. Para recibir un interés razonable de 10% sobre el capital invertido la parte que le corresponde a cada dólar debiera ser de 20 centavos por año. Después de la guerra ha sido un poco más de 8%.

Si exceptuamos la pequeña disminución en los gastos generales, el único otro ítem que arrojó una reducción apreciable en comparación con 1913, fué el interés de los bonos.

Esto se debió a la política seguida por la Compañía de reducir su deuda en bonos. En 1913 la deuda en bonos de la Compañía, era de \$ 627.366,681 y el 31 de Diciembre de 1914 sumaba \$ 511.272,929, o sea, una disminución de \$ 116.093,752. Desde el primero de Abril de 1909 hasta fines de 1924 el total de bonos e hipotecas que se pagaron, fué de \$ 261.745,747.

Los impuestos Federales y de los Estados absorben, en la actualidad, el doble que en los años anteriores a la guerra. En 1913, el primer año del impuesto Federal a la renta, la Compañía pagó \$ 13.225,882 en impuestos, o sea un 2,5% del valor total de sus productos. En 1924 pagó \$ 45.276,854 o sea el 5,3% de las entradas brutas. Los impuestos a la renta en 1924 representaron un 20% de las entradas netas de la Compañía. En el año 1918 la Compañía sufrió un impuesto de 24% sobre sus ventas brutas, y el impuesto pagado a título de renta fué de \$ 274.000,000, que equivale a un 31% más que las entradas netas totales, descontando el impuesto a la renta.



NOTAS SOBRE LA PRACTICA DE FUNDICION

Por el Dr. R. MOLDENKE

La producción de piezas fundidas de buena calidad requiere hoy la aplicación de profundos conocimientos científicos y el someter todos los materiales a un cuidadoso análisis químico y a pruebas físicas. La aplicación de los principios necesarios al buen éxito del trabajo, requiere conocimiento de química metalúrgica, mucha experiencia en la aplicación de las leyes de tratamiento de los metales, mucho sentido común y un estudio íntimo de todos los elementos que influyen en la producción del efecto deseado.

En la producción de piezas fundidas de hierro y acero, los principales cuerpos simples empleados son el hierro, el carbono y el manganeso. Según viene del alto horno, el hierro contiene también azufre y silicio. Las propiedades físicas de una pieza fundida son resultado del efecto de estos elementos combinados en la fundición bajo la dirección de un perito metalúrgico.

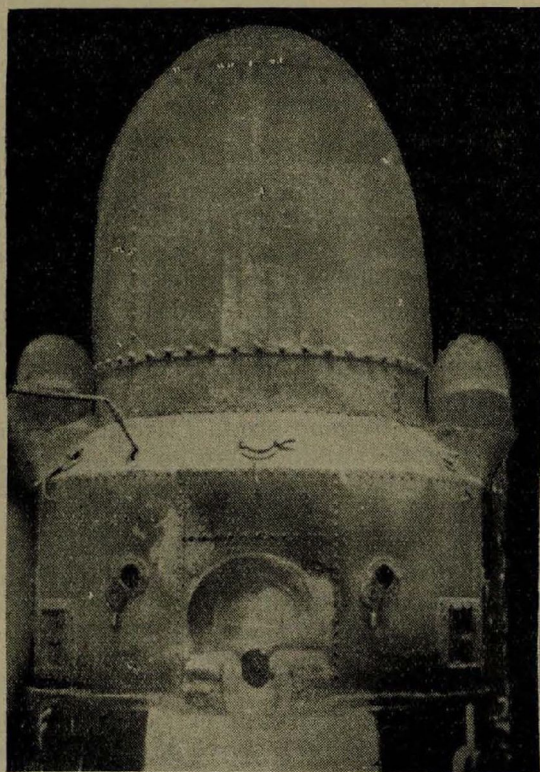
El carbono existe en dos formas, en forma cristalina o grafito y deshecho en la masa, combinado con el hierro. La proporción de las dos formas de este componente en el material determinan en gran parte el grado de dureza obtenido, y con una cierta proporción se obtiene el acero cuyas propiedades son bien conocidas. Cuanto menor sea la proporción de grafito mayor será la dureza del metal. El silicio que en combustion con el oxígeno produce arena ordinaria, perjudica la dureza del material cuando existe en gran proporción, pues tiende a convertir el carbono en grafito y, por consiguiente, a ablandar el producto.

A pesar de esto, es algunas veces un gran auxiliar en la química metalúrgica, pues facilita la alteración de la calidad del material y permite obtener sin dificultad hierro blando, acero durísimo o fundición dura y quebradiza, produciendo también importantes alteraciones en las propiedades físicas del hierro y del acero en resistencia, dureza, color, etc.

El azufre y el fósforo existen también siempre en alguna cantidad y, por lo general, esto es un inconveniente. El efecto principal producido por el azufre, es hacer el metal quebradizo cuando se calienta al rojo, y el efecto principal producido por el fósforo es hacerlo quebradizo a temperaturas inferiores. Sin embargo, algunas veces estas propiedades constituyen una ventaja en algunos trabajos especiales. El hierro fundido que contiene azufre en gran proporción, es muy adecuado para piezas con superficies de rozamiento, y el hierro fundido que contiene una gran proporción de fósforo se mantiene

líquido durante bastante tiempo antes de solidificarse, lo cual es de gran ventaja cuando se trata de piezas fundidas de forma muy intrincada, como ornamentos, etc.

El manganeso es un metal pesado íntimamente relacionado con el hierro, siendo muy empleado cuando se desean piezas fundidas de acero de gran dureza y resistencia. En la producción de fundición de hierro se aprovecha la ventaja de la mayor afinidad del manganeso al oxígeno, en relación al hierro, carbono o silicio. La adición de una cierta cantidad exacta de manganeso a la mezcla en la cúpula, hace neutralizar el efecto de cualquier exceso de oxígeno existente, permitiendo calentar los otros componentes hasta el grado deseado sin que haya peligro de oxidación excesiva al fundirse éstos.



Creemos interesará a nuestros lectores conocer algunos datos sobre la proporción más conveniente de los varios componentes secundarios de la fundición. El hierro crudo de fundición contiene, por lo general, de 2,5 a 4 por ciento de carbono, con un promedio de 3,75 por ciento. Cuando la proporción de carbono es excesiva se

reduce ésta adicionando alguna cantidad de acero o hierro con un contenido menor. De este modo se obtiene material de mucho mayor resistencia. El silicio debe entrar en proporción de 1,25 a 3 por ciento, y cuando se desea obtener material de gran resistencia debe ser más reducida. Ordinariamente, las piezas que deben ser ajustadas a máquina contienen aproximadamente 2 por ciento. Piezas pequeñas de dureza menor contienen aproximadamente 3 por ciento. La proporción de azufre no debe exceder aproximadamente de 0,80 por ciento. El contenido de fósforo debe ser de 0,20 por ciento o menor, y el de manganeso como 0,60 a 0,80 por ciento.

La selección del combustible (coke por lo general), el dosaje del fundente, la disposición de las varias capas de materiales en la cúpula y la regulación de la intensidad de la corriente de aire, son detalles de gran importancia, exigiendo bastante experiencia y aún mayor buen sentido que otros.

El análisis químico preciso y detallado es de gran importancia para determinar las manipulaciones necesarias del dosaje de silicio, azufre, manganeso, fósforo, coke y castina, a fin de producir el material necesario para cada serie de piezas de fundición y asimismo para mantener su calidad uniforme. Para esto, cada establecimiento de fundición de alguna importancia, tiene su laboratorio químico bien montado y con personal competente.

La serie de operaciones de fundición en lo que dice respecto a los metales, puede resumirse del modo siguiente:

Primero obtener materias primas de la calidad necesaria—hierro de fundición crudo, chatarra de hierro y acero, combustible, fundente, arena para moldes, polvo para superficies, etc.

Habiéndose obtenido materias primas de fundición de calidad adecuada, lo importante es, naturalmente, alimentarlas al horno en proporción debida. Cuando se trata de obra de fundición en gran escala, se procura encontrar métodos que faciliten el trabajo y permitan obtener el mejor resultado posible. Para esto los ingenieros a cargo de estas operaciones han ideado una combinación especial de dispositivos mecánicos que aseguran una proporción exacta de los pesos de los materiales alimentados a la cúpula. El empleo de sistemas mecánicos en todo lo posible elimina los errores resultantes de la irregularidad de dosaje manual. Los materiales más pesados como hierro de fundición crudo y chatarra de varias clases, se depositan en compartimentos amovibles en el almacén, izándose éstos por medio de una grúa para llevarlos al interior de la fundición. Un carro con balanza y recipiente de carga maniobrado por un motor eléctrico pasa por delante de estos depósitos, cargándose el recipiente por la acción de una serie de palancas con materiales en proporción exacta y pesándose automáticamente la cantidad exacta de cada material en la misma operación, la cual es indicada en marcadores convenientemente dispuestos. Habiéndose mezclado los componen-

tes en la proporción debida, el recipiente avanza con el carro, descargándose el contenido de aquél en la cúpula por aberturas con portezuelas. Con este sistema se obtiene una calidad de hierro que se derrite fácilmente y resiste a una temperatura muy elevada. La ventaja consiguiente de poder el horno suministrar hierro de composición exacta y a alta temperatura todos los días no puede ser despreciada por todo perito metalúrgico.

Después de estas operaciones viene la de fundir el metal con los otros materiales en condiciones que permitan convertir la mezcla preparada del modo indicado en metal fundido de un buen grado de pureza y bien adecuado a la índole de las piezas que se desea obtener. Terminado el trabajo de fundición del metal, resta solamente tener los moldes dispuestos convenientemente para aprovechar las buenas cualidades del metal para producir piezas de buena calidad y textura, lo cual depende de haberse empleado arena de calidad adecuada, de haberse cubierto la superficie interior de los moldes de polvo adecuado a las propiedades del metal y de disponer los moldes de modo que el metal se solidifique en condiciones que aseguren forma y densidad uniformes en las piezas.



LA LIXIVIACION POR EL AMONIACO DE LOS RELAVES DE CALUMET Y HECLA

(C. H. Benedict y H. C. Kenny; Lake Linden, Mich).

(Descripción de una planta que ha estado en operación casi continua por espacio de siete años, junto con las alteraciones hechas a la planta original, las razones de estos cambios y los resultados obtenidos en cada caso).

Una planta de lixiviación por amoníaco de 2,000 toneladas de capacidad, fué instalada por la Compañía Minera Calumet y Hecla, en Lake Linden, Mich., y ha estado funcionando casi sin interrupción desde Febrero de 1917, a excepción de un paro desde Abril de 1921 a Abril de 1922, durante el período de depresión que siguió a la guerra europea. Una descripción de esta planta ha sido ya publicada en otro lugar (1).

El presente artículo describe la operación de la planta a partir de 1917 y al mismo tiempo considera los cambios sufridos por el procedimiento. A pesar de que esta planta y la de Kennecott Copper Co.,

(1) Trans. Amer. Ins. of Mining and Metallurg, 1924. Traducción de Carlos Mc Donald S.

son las únicas que operan en gran escala, se han hecho muchos trabajos experimentales sobre lixiviación por amoníaco de minerales oxidados; y es para ayudar a éstos y a otros investigadores que hacemos la presente descripción detallada. Para mayor comodidad de aquellos que no conocen el artículo original, damos el resumen siguiente, como introducción a una descripción más detallada del proceso y las razones que rigen en la práctica actual.

Resumen del artículo anterior (2)

La lixiviación en escala comercial se inició en Julio de 1916, y en Febrero de 1917 la planta de 2,000 toneladas de capacidad ya estaba en marcha. El mineral tratado es un conglomerado que contiene cobre nativo sin sulfuros ni cobre oxidado. Antes de la lixiviación el mineral se tritura en pisonés a vapor y molinos Hardinge de piedras hasta una fineza de 28 mallas por pulgada. El cobre que había sido liberado se separaba por concentración gravitacional, en maritatas "Woodbury" y mesas Wilfley y los lodos coloidales se separaban en Clasificadores Dorr Cuadruplex para su tratamiento por Flotación.

La arena que queda contiene como 2% de material de 28 mallas y 15% de 200 mallas y contiene de 8 a 14 libras de cobre por tonelada, según la ley de la materia prima que se trabaja. Esta arena se trata por lixiviación. El disolvente empleado es una solución acuosa de carbonato de amoníaco o más bien, una solución de carbonato de cobre y amoníaco. La química del proceso de lixiviación es la siguiente:

Carbonato Amonio—Cúprico+Exceso de Carbonato Amonio+Cobre Nativo=Carbonato Amonio Cuproso.

Como el cobre nativo es el único mineral de valor que existe en el mineral, se saca partido de las dos valencias del cobre en solución acuosa para efectuar su oxidación en forma soluble, el cobre nativo es casi insoluble en carbonato de amonio en ausencia de algún agente oxidante. Una porción de la solución cuprosa se transforma nuevamente a la forma cúprica para servir nuevamente de solución lixivadora, transformación que se efectúa por oxidación con aire, según:

Carbonato Amonio Cuproso+Oxígeno (aire)=Carbonato Amonio Cúprico.

La recuperación del cobre del resto de la solución cuprosa se efectúa por destilación durante la cual el carbonato de amonio se volatiliza y se recupera; y el cobre se precipita en forma de óxido, el que se envía a la fundición para su refina. Teóricamente no hay pérdida de reactivos y sólo el oxígeno del aire se consume en el proceso, pero en la práctica derrames, escapes y falta de eficiencia, etc., son causa de pérdidas de pequeñas cantidades de carbonato de amo-

(2) C. H. Benedict: «Ammonia Leaching of Calumet Tailings». Eng. and Min., Jul. (1917) 104. 43.

nio, y por razones que la práctica exige, ciertas cantidades se abandonan en los relaves y en las soluciones gastadas de la solución.

La lixiviación se hace en estanques de acero de 54 pies de diámetro y 12 de altura, de los cuales hay dos hileras de 4 cada una. Una grúa movable sobre los estanques se encarga de manejar las tapas, los distribuidores de arena y otros aparatos. Los estanques se mantienen tapados mientras se hace la lixiviación para impedir la pérdida por volatilización del amoníaco y también para evitar el mal olor. Estas tapas son de planchas de acero con nervios para la resistencia que se hacen descansar sobre las paredes de los estanques. El cierre entre la tapa y el estanque se obtiene por medio de un fierro ángulo fijo en la tapa, que entra en la canaleta circular del estanque, la que se llena con agua; de este modo se evita la pérdida de amoníaco por los bordes de la tapa. Los estanques se cargan con arena por medio de un distribuidor portátil del tipo "Butters y Mein" y van provistos de puertas de descarga al costado y al fondo. La arena descansa dentro del estanque sobre un fondo de filtro de lona estirado sobre tela de coco que descansa sobre un emparrillado de madera. En la lixiviación se usa sólo percolación descendente.

El almacenamiento de soluciones para toda la planta se hace en 18 estanques de acero, de 22 pies de diámetro y 11 de alto. Para el almacenamiento de las soluciones más concentradas de carbonato de amonio, se usan estanques más pequeños.

En 1917, el ciclo de operación por medio de la lixiviación era el siguiente: Se llenaba un estanque con arena por medio de una canaleta, hasta una profundidad de unos 10'6" o sea, más o menos 1,000 toneladas de arena seca; se separaba por decantación el agua superficial, se nivelaba la superficie y se rompía la capa superficial del fango que se formaba. Se hacía entrar en seguida la solución de carbonato amonio cúprico por encima, dejando que percolara, desplazando el agua contenida con la mayor velocidad posible. Al aparecer la solución amoniacal por la abertura de escape ésta se cerraba, para reducir la velocidad de percolación a una cifra fijada de antemano, y el líquido que se separaba se enviaba a la cañería del caso. Una vez que había pasado por la arena la cantidad apropiada de solución, se seguía ésta por una segunda solución más pobre en cobre que la primera, en seguida por un lavado de agua amoniacal y finalmente por uno de pura agua. La primera solución efluyente era pobre en cobre y amoníaco, y después de la oxidación llegaba a constituir lo que llamaremos disolvente 2.º. Después de esta solución se obtenía un líquido más rico en cobre, que se enviaba a la destilación, mientras que los líquidos restantes llegaban a constituir sucesivamente los disolventes restantes.

En el procedimiento de la destilación se emplea un tipo especial de alambique primario. Este es un recipiente cilíndrico de hierro fundido que tiene una serie de divisiones horizontales ligeramente

cóncavas, cada una provista de un rastrillo unido a un eje central. Cada división lleva una abertura la que va alternada con las contiguas, de modo que la solución al descender debe hacer un trayecto de zig-zag, atravesando cada división de un lado a otro. Por la parte inferior del alambique se admite el vapor, el cual debe fluir en contracorriente a la dirección de la solución por las mismas aberturas de las soluciones. La temperatura del vapor eleva la solución al punto de ebullición, desprendiéndose el amoníaco y el anhídrido carbónico (CO_2) que son arrastrados por la corriente de vapor hasta la abertura de la parte superior del alambique. El NH_3 y el CO_2 se refrigeran y se absorben en agua, para ser usados en una fase posterior del proceso. El óxido de cobre se precipita sobre las divisiones del alambique primario, es arrastrado por los rastrillos hacia las aberturas, donde sigue con el resto de la solución hacia la parte inferior del aparato. Estos alambiques primarios son muy eficientes para separar el óxido de cobre, pero las soluciones que salen de ellos no son estériles, y por este motivo deben llevarse a una segunda unidad llamada alambique final, que es un aparato recuperador de amoníaco muy eficiente. En ésta, la recuperación del cobre del amoníaco y del anhídrido carbónico es completa.

En el artículo original, se decía que la capacidad de la planta se iba a duplicar. Esta extensión se hizo a principios de 1918. La planta contiene en la actualidad 16 estanques de lixiviación para 1,000 toneladas de arena cada uno, en hileras de 8 y 25 estanques para el almacenamiento de las soluciones. El número de unidades en la planta de destilación se aumentó de 2 a 4. Hay en la actualidad capacidad de sobra para beneficiar todo el material de ley apropiada para la lixiviación que puedan proporcionar los pisones y la planta de clasificadores. No obstante que la capacidad según el ciclo de operaciones primitivos era de 4,000 toneladas diarias, las alteraciones han mejorado de tal modo el tiempo de la lixiviación que se han beneficiado más de 8,000 toneladas diarias y a no faltar la materia prima, esta capacidad podría mantenerse.

La lixiviación

La primera dificultad que se encontró después de las inherentes a poner en marcha la planta, fué en el poder disolvente de la solución lixivante al tratar de aumentar la capacidad. Los relaves no resultaban de ley uniforme en cobre, como se esperaba y se encontró que aún cuando las soluciones lixiviantes eran de la concentración adecuada, su acción no era tan rápida como debería ser, y el contenido de cobre de las soluciones concentradas que se separaban, era menor que lo esperado. Esto se atribuyó acertadamente a la falta de oxidación de las soluciones, una necesidad que se había notado desde los comienzos del trabajo experimental. Después de desarrollar un

método analítico para determinar la razón de cobre cúprico a cuproso en la solución, se encontró que el cobre cúprico era muy escaso; y se sabe que es el cobre cúprico amoniacal el que disuelve el cobre nativo, de modo que se trató de oxidar inmediatamente las soluciones lixivadoras por medio de aire. Después de determinar por experimentación el tamaño apropiado del equipo necesario, se erigieron dos torres de acero, de 8 pies de diámetro y unos 36 pies de altura cada uno para oxidar el cobre; y una tercera de 6 pies de diámetro y 15 de alto, para recoger el amoníaco que pudiera ser arrastrado por la corriente de aire que pasa por las torres oxidantes. Estas torres oxidantes se llenaron de emparrillados de madera para formar una superficie extensa para la oxidación por medio del aire. La solución se introducía por la parte superior y se permitía que percolara a lo largo de las torres, para extraerla por su parte inferior. El aire se introducía por medio de un soplador por la parte inferior, pasando por las torres en serie y finalmente por la torre absorbente. Había una torre para cada solución lixivante, y como en la actualidad sólo se emplea una solución se usan las torres en paralelo, dividiéndose la solución en dos porciones, es muy poco el amoníaco que se escapa en el aire y para recuperarlo se usa una lluvia de agua en la torre de absorción. Basta con 5 m³ de agua por hora. Esta agua, después de la absorción llega a constituir parte del lavado de agua amoniacal. Las pérdidas de NH₃ y CO₂ en el escape del aire, son insignificantes.

Después de instalar esta planta para la oxidación, el poder disolvente de las soluciones aumentó marcadamente y desde entonces se ha acostumbrado mantener el cobre cúprico de las soluciones a un porcentaje de 90% del cobre total.

Se emplea un exceso de aire, como puede deducirse de un experimento reciente, en el que 100 m³ de solución con 34,5 gramos de cobre 61,9% del cual era cúprico, se oxidó, obteniendo un 90,4% de cobre cúprico. El aire usado que escapaba del aparato, contenía 7,2% de oxígeno, lo que indica un consumo de cerca de 66% del oxígeno total. Este exceso de aire es conveniente para asegurar una oxidación de 90% aún en el caso de variaciones en la concentración de las soluciones.

No se han presentado inconvenientes con este aparato y no hay corrosión aparente. El agua empleada en la absorción contiene cantidades considerables de cloruro de calcio, y como el aire arrastra al aparato anhídrido carbónico junto con el amoníaco, se forma un precipitado de carbonato cálcico sobre el emparrillado, el que debe retirarse cuando la resistencia que opone es considerable.

Una vez alcanzada la oxidación deseada la planta pudo fácilmente beneficiar 4,000 toneladas diarias, pero como las plantas que están antes de la lixiviación aumentarán su capacidad y su rendimiento, fué necesario beneficiar toneladas mayores. Esto se traducía

en práctica en una aceleración de los ciclos y la manera natural de hacer esto, era aumentar el poder de las soluciones lixiviadoras, tratando de mantener bajo el escape de amoníaco al mismo tiempo.

La solución lixiviante que se empleó en muchos de los trabajos de experimentación, contenía alrededor de 12 gramos de NH_3 por litro con CO_2 y Cu , en proporción. Muy pronto se encontró que para obtener el rendimiento deseado en el tiempo fijado de antemano, sería necesario aumentar la potencia de la solución más allá de ese valor, y se adoptó una de 20 gramos de NH_3 por litro. Esto dió por resultado una pérdida de NH_3 en los relaves, de cerca de una libra por tonelada, pues era prácticamente imposible lavar completamente la arena. Se estimó con toda razón, que las pérdidas serían mayores cuanto más concentradas fuesen las soluciones. Las demandas de mayor capacidad de la planta durante la guerra, se suplieron aumentando la concentración de las soluciones, lo que resultó en un aumento en las pérdidas hasta $1\frac{1}{4}$ libra por tonelada. Con un precio del amoníaco de 35 centavos la libra, este ítem llegó a ser el más considerable de los gastos de elaboración, representando más de la mitad del total. Era muy necesario encontrar un medio de disminuir esta pérdida, sin perjudicar al mismo tiempo, la capacidad de la planta. El uso del vapor para expulsar el amoníaco de los productos beneficiados, es una de las características de las primeras patentes sobre lixiviación por amoníaco y la cantidad de amoníaco absorbida en la arena después de los lavados, se estimó de esta manera en el laboratorio. Se vió claramente que una aplicación afortunada de este método en los estanques de lixiviación, traería una marcada economía en la operación. La Kennecott Copper Co., que operaba una planta de lixiviación por amoníaco en Alaska, había desarrollado un sistema muy eficiente de lavado al vapor de sus relaves.

En esta operación se admitía el vapor al estanque de lixiviación por encima de la masa de arena y se le hacía pasar a través de toda la arena bajo presión, volatilizando el amoníaco existente, el que salía por el fondo del estanque, para ser condensado y recuperado. Para este trabajo se necesitaban tapas que no sólo cerraran bien, sino también bien reforzadas.

A principios de 1918, se hicieron experimentos en pequeña escala, con la intención de emplear este procedimiento en el caso de encontrarle aplicación. Desde un principio se manifestaron los inconvenientes. Las tapas de los estanques no estaban construídas para altas presiones y con juntas herméticas, de modo que se vió la necesidad de construir tapas especiales, y se concibe que la construcción de una tapa móvil de 54 pies de diámetro, capaz de soportar una presión de 10 libras de vapor, o un vacío probable, es un problema de ingeniería en sí mismo. Más aún, la experimentación demostró que el procedimiento a presión no era apropiado. La arena es muy fina, y la carga, por consiguiente, no es fácilmente

permeable. Se necesitaba una presión considerable de vapor para mantener la circulación en la arena fina, y el tiempo ocupado en el lavado al vapor era demasiado largo para ser aplicable el procedimiento. Como los estanques de lixiviación no están aislados, un período prolongado de aplicación de vapor arrastraría una pérdida considerable de calor por radiación.

(Continuará).



LA ANACONDA COPPER CO., REANUDA LOS TRABAJOS EN POTRERILLOS (1)

Se han reanudado los trabajos de cubicación y construcción en la mina de Los Andes Copper Mining Co., (Potrerillos), que, como se sabe, pertenece a la Anaconda Copper Co. Esta Compañía posee 272,000 acres de pertenencias en Potrerillos, Chile, a 90 millas de la Costa. La mina está ubicada en la Cordillera de Los Andes. El puerto de Chañaral está unido a las minas por un Ferrocarril de 60 millas, parte de las cuales fueron construídas especialmente por el Potrerillos Railway Co., para facilitar el desarrollo de las minas.

La Compañía cesó sus trabajos en 1921, después de gastar \$ 19,000,000 y cubicar 137.400,000 toneladas de mineral de cobre con una ley media de 1,51%. La producción calculada es de 190 millones de libras de cobre por año, a un precio medio de costo de 6,672 centavos oro americano por libra, sin tomar en cuenta depreciación, amortización del mineral explotado, intereses e impuestos. No se cree que se pueda alcanzar esta producción sino en unos cuatro años más por lo menos, puesto que hasta ahora no se ha avanzado nada en la construcción de los planteles metalúrgicos.

La National City Co., se ha encargado de flotar el empréstito de \$ 40.000,000 oro americano en deventures al 7%, convertibles en 44 acciones de la Compañía por cada \$ 1,000 de deventures. El capital de la Compañía se aumentará hasta 3.600,000 acciones, de las cuales 1.760,000, o sea, el 99.87 del capital suscrito estará en manos de la Anaconda y 1.760,000 se mantendrá en reserva para pagar las deventures. La Anaconda no se compromete a garantizar el nuevo empréstito, pero retendrá en su poder la mitad del interés y el control de la propiedad.

La Compañía de Potrerillos ha gastado en sus últimos 8 años,

(1) Traducido del «Engineering and Mining Journal-Press.

cerca de \$ 20.000,000 (oro americano) en investigaciones, experimentos y en cubicar el yacimiento; en comprar la maquinaria para las minas; en la construcción de la ciudad, del Ferrocarril y en los muelles del puerto. El producto de este empréstito de \$ 40.000,000 U. S. Cy., según se vaya cubriendo, se empleará en completar la cubicación de las minas; en la construcción de los plánteles metalúrgicos; en las centrales de fuerza y líneas de transmisión; en comprar material para el ferrocarril y en facilitar el capital de trabajo una vez que el mineral esté en estado de producir.

Las reservas de mineral probado y cubicado, incluyendo aquel que tiene un contenido de más de 1% de cobre, es de 137.400,000 toneladas con un término medio de 1,51% de cobre y que consiste de 48.400,000 toneladas de mineral oxidado y 89.000,000 de toneladas de mineral con sulfuros. Sobre la base de una producción calculada de 190.000,000 de libras de cobre por año, una vez que el programa de construcciones esté terminado, estas reservas, sin incluir un tonelaje considerable de mineral probado de menos de 1% de cobre y sin incluir otros depósitos que se sabe existen en los terrenos de la Compañía, pero que no están cubicados, aseguran a la mina una vida de producción mucho más larga que la fecha del vencimiento de las deventures según asegura la National City Co.

Se cree que el primer trabajo que se tome de la mano será la construcción de una concentradora para tratar 12,500 toneladas diarias de mineral con sulfuros. Este trabajo se demorará de dos a tres años y después de la terminación de este plantel se comenzará la construcción de una planta de lixiviación capaz de beneficiar 7,500 toneladas de mineral oxidado por día. Un punto nuevo e interesante en el procedimiento para beneficiar minerales oxidados será el uso del SO_2 , después de la cementación por el hierro, para la precipitación del cobre. Experimentos llevados a cabo en una planta de experimentación grande han dado un rendimiento consistente de 92% del cobre en el mineral oxidado.

Este programa, una vez terminada la construcción de una central eléctrica movida por turbinas a vapor en el puerto de Chañaral y las líneas transmisoras necesarias, colocará a la mina en estado de producir y se calcula que demorará cuatro años; y, por lo tanto, la producción total de 190.000,000 de libras por año no se alcanzará sino en 1929.

El yacimiento, según los datos que se han recogido en la cubicación, tiene alrededor de 1,800 pies de largo, 900 pies de ancho y 850 pies de profundidad. Se trata de un pórfido impregnado istruído en calizas. En contraposición al depósito de Chuquicamata (Chile Copper Co.), esta mina será necesario explotarla por un sistema de derrumbe bajo tierra, pues la capa de rocas estériles que cubre el depósito es demasiado profunda para que sea económico su retiro a tajo abierto.

El costo de colocar una gran mina de cobre en estado de producir se ilustra muy bien con los siguientes ítems de los gastos hechos hasta el día por la Anaconda Copper Co., en Potrerillos: Cubicación \$ 3.863,781; construcciones \$ 4.922,374; gastos generales \$ 3.149,062 trabajos de equipo \$ 660,821; ferrocarril de Potrerillos \$ 3.464,110; trabajos de experimentación e investigación en Potrerillos \$ 458,671. Gastos en Nueva York y Montana \$ 1.552,063.

Para cubicar por completo la mina y construir el molino, la planta de lixiviación y la fundición se necesitarán unos \$ 32.300,000 más. Con esta suma el total que se necesitará para colocar la mina en estado de producir será más de \$ 51.000,000 y además se necesitarán unos \$ 6.500,000 para dotar a la Compañía de materiales para cubrir los gastos iniciales de explotación, capital de trabajo y para hacer frente al capital que representa el cobre en tratamiento en la mina y en el molino. Es decir, Potrerillos necesitará un capital para cubicar y equipar la mina de más o menos \$ 1.00 por cada 4 libras de cobre de su producción anual.

Los directores de la Andes Copper Co., estiman que, una vez que se complete el programa de preparación, el cobre se podrá colocar desde las minas hasta Nueva Inglaterra a un costo medio sin tomar en cuenta los gastos de depreciación, amortización, intereses e impuestos, de 6,672 centavos oro americano la libra. Sobre esta base, la renta calculada para intereses e impuestos, sin contar depreciación y amortización y tomando en cuenta una producción anual calculada en 190.000,000 de libras de cobre, varía entre \$ 12.057,877 con un precio medio de 13 centavos oro americano por libra de cobre, y \$ 21.585,277 con un precio medio de 18 centavos oro americano por libra. El interés anual sobre esta nueva emisión alcanza a \$ 2.800,000.



LAS VETAS DE CHAÑARCILLO (1)

POR

W. L. WHITEHEAD

(Continuación).

Las Fallas

En el período que siguió a la mineralización primaria de las vetas, pero del cual está separado por un intervalo de tiempo indefinido, las rocas y las vetas del distrito sufrieron dislocaciones ocasionadas por las fallas. La primera parte de este período, caracterizado por fallas de desplazamiento apreciable, está representada en Chañarcillo por una sola falla. Esta falla, conocida por el nombre de falla Loreto, tiene un rumbo N. O.—S. E.; su buzamiento es hacia el Sud-Oeste y es una falla normal. Su desplazamiento, medido sobre el plano de la falla, es hacia abajo en el lado Sud-Oeste y mide 50 metros. Esta falla separa las partes norte y sur del distrito y en realidad los bloques norte y sur y el consiguiente desplazamiento ha sido la causa de la diferencia en la mineralización de las estratas, que son idénticas en los dos bloques. Las fallas posteriores no ocasionaron desplazamientos importantes. La falla que tiene rumbo N. 55° O, en la parte norte del distrito y que corta el pique de la mina Bolaco Viejo, bota las vetas de la Corrida Colorada y Manto de Ossa, alrededor de 140 metros horizontalmente; pero el desplazamiento vertical es pequeño. La falla de San Francisco tiene rumbo N. 75° O., pasa a través de la parte central del distrito y ha producido un desplazamiento lateral predominante de unos 30 metros. Las fallas de San Blas en el extremo sur del mineral, son de una naturaleza similar. Causaron un desplazamiento horizontal marcado; pero dislocaron muy poco las estratas en sentido vertical.

Durante el período en que se desarrollaron las grandes fallas, se formaron pequeñas fallas que botaron vetas y diques. Las vetas se desplazaron sobre los diques, pero con menor frecuencia con relación a las vetas de atravesio; los diques se quebraron, ofreciendo canales para la percolación de las soluciones de la superficie hacia el interior; y las vetas se abrieron de nuevo y se fracturaron de una manera general.

Por lo tanto, luego que se formaron las fallas del primer período,

(1) Boletines 309, 310, 311 y 312 de Enero, Febrero, Marzo, Abril y Mayo de 1925.

las rocas del distrito se quebraron formando dos bloques que que daron con una diferencia de elevación de 50 metros; después del segundo período los desplazamientos fueron grandes aunque con frecuencia carecieron de importancia, pero las vetas, diques y rocas se quebraron y abrieron de tal manera que esta quebrazón de las formaciones tuvo marcada influencia sobre los procesos que afectaron las vetas después del quebrantamiento.

La Erosión

A la época en que se formaron las fallas siguió el período de erosión, durante el cual la superficie del distrito se rebajó paulatinamente a partir de un horizonte que debió haber estado por lo menos cientos de metros sobre la superficie actual. Los ciclos anteriores de la fisiografía, parecen poco importantes en su relación con las vetas. Durante largos períodos del pasado, el clima parece haber sido algo parecido al actual o quizás más árido, y como consecuencia de esta inferencia deducimos que los actuales procesos de índole superficial que afectan las vetas también se llevaron a cabo en el pasado. Cualquiera que haya sido las concentraciones supógenas de plata que se formaron durante las primeras etapas fisiográficas, bien hayan sido áridas o húmedas, han sido con certeza modificadas y sus minerales redistribuidos durante la última etapa de la erosión.

Por lo tanto, la discusión de las vetas se refiere solamente al período actual de erosión y sus variantes. La topografía del distrito y de sus alrededores nos prueba claramente que este período ha sido de erosión simple. Quebradas y valles profundos conducen el drenaje de Chañarcillo hacia el sur, hasta el valle ancho de la Quebrada de Pajonales. Esta quebrada, que llega hasta el mar, está llena en parte de aluvión. La topografía es, por lo tanto, joven en las alturas de los alrededores de Chañarcillo, más madura en los valles principales y en estas últimas localidades indica una pequeña depresión de reciente formación.

Esta interrupción de la erosión, sin embargo, no ha afectado los cerros del distrito. En éstos ha persistido desde el principio la etapa joven. Los profundos cortes de las quebradas han sido la causa de que, al profundizarse, hayan estimulado la circulación de las aguas de la superficie. Posiblemente antiguas concentraciones de plata en horizontes actualmente destruidos por la erosión, han sido llevadas hacia los niveles inferiores de las vetas por las soluciones descendentes y precipitadas de nuevo. La erosión no ha marchado más a prisa que la solución y la deposición, desde el momento que nunca se encuentra a los sulfuros expuestos en los valles, sino que los dos procesos han avanzado de una manera ordenada y con igual rapidez; y,

con la misma velocidad que la erosión esculpía la temprana topografía del distrito progresaba la actual concentración supógena en las vetas.

Enriquecimiento

Hondura.—Los minerales primarios se encuentran por primera vez influenciados de una manera apreciable por procesos supógenos o secundarios a una profundidad de 160 a 300 metros en la zona norte del distrito, y de 350 a 400 metros en la parte sur. La zona de esta primera alteración primaria en hondura de los minerales hipógenos, o, lo que es lo mismo, la zona de enriquecimiento, se encuentra en la parte norte del mineral ubicada en la Caliza Negra, y en la parte sur, en la Caliza del Delirio. Por consiguiente, varía en espesor de 120 a 150 metros. Se encuentra por regla general, en el segundo horizonte de calizas a partir de la superficie; y separándola de la zona inalterada de mineral primario se encuentran las tobas del Ahuesado y de la Constancia.

Las zonas.—En la zona de enriquecimiento se conserva mucha de la estructura y muchos de los minerales de la zona primaria. En la parte inferior de la zona supógena los efectos han sido débiles y poca la alteración. Sin embargo, en la zona superior y cerca de las fallas y fracturas, el enriquecimiento ha borrado la mineralización que dió origen a los sulfuros primarios. Aunque la zona de enriquecimiento se halla definida de una manera clara y poco común por los mantos de tobas que se encuentran formándole tapa y piso, esta zona de enriquecimiento está delineada más bien por los procesos que dieron origen a la formación del metal que por el resultado cuantitativo de tales procesos.

Carácter.—La deposición secundaria de la plata está caracterizada por la predominancia de los reemplazamientos. Los clavos de mineral enriquecidos son pseudomorfos tras los primarios; su forma, tamaño y relaciones generales ya descritas permanecen inalteradas; pero debido a la precipitación de minerales que contienen mayores porcentajes de plata que aquellos de deposición hipógena los clavos de metal de origen primario han aumentado apreciablemente en riqueza. Los minerales pearcita, proustita, polibasita y pirargirita en la relación que es típica de las vetas primarias, han sido reemplazados por estefanita, argentita, pequeñas cantidades de una segunda generación de pearcita, polibasita y por mucha discrasita y plata nativa. Se han notado muy pocos reemplazamientos de la ganga en los minerales desarrollados durante el período de enriquecimiento. Los minerales enriquecidos de Chañarcillo han debido su desarrollo de una manera predominante al reemplazamiento de los sulfuros de la primera precipitación por sulfuros supógenos y plata nativa.

Mineralogía.—Estas relaciones se pueden observar claramente en el microscopio bajo luz reflejada. En las primeras etapas del enriquecimiento los rosiclors han sido reemplazados por la argentita, estromeyerita, estefanita y trazas de polibasita y pearcita. La distribución típica de los minerales de origen supógeno toma la forma de bandas concéntricas alrededor de los núcleos de los rosiclors que no han sido alterados. En esta etapa la pirargirita ha sido afectada primero por reemplazamientos secundarios; pero la proustita es más resistente. Cuando el enriquecimiento se hace más intenso, aparecen la discrasita y pequeñas cantidades de plata nativa y amalgama de plata. Los metales, incluyendo a la discrasita, se desarrollan en áreas irregulares de forma dentrítica, primero en la pirargirita, más tarde en la proustita, pearcita y polibasita. Según se desarrolla su deposición los minerales citados reemplazan por completo los sulfuros más tempranos y por último, en la parte inferior de la zona de enriquecimiento, penetran los primeros sulfuros de la etapa de enriquecimiento, la argentita, estefanita, pearcita y polibasita en masas en forma de plumas que son típicas de los procesos de reemplazamiento.

El enriquecimiento más intenso ha producido clavos de discrasita y plata nativa. Rara vez se encuentran estos minerales cristalizados y han sido depositados en oquedades; en algunos sitios han sido evidentemente reemplazados en parte por la calcita y se encuentran penetrando cristales de calcita a lo largo de los clivajes; pero la mayor parte de la plata de estas vetas ricas ha reemplazado los sulfuros de más temprano desarrollo. Esta última etapa indica de una manera evidente un proceso de oxidación; pero es uno de los caracteres distintivos de la zona de enriquecimiento.

ENRIQUECIMIENTO

Carácter	Primera etapa	Proceso
(Enriquecimiento de los sulfuros)	Estefanita. (Pearcita). Sulfuros de plata. (Polibasita). (Estromeyerita). Argentita.	Reemplazamiento de los sulfuros tempranos.
	Segunda etapa	
Elementos simples. (Oxidación de los sulfuros)	Discrasita. Plata nativa. Amalgama de plata.	Reemplazamiento de todos los sulfuros anteriores y de la ganga. (Reileno de oquedades).

Las vetas de cobre en esta zona, indican que procesos similares las han influenciado. La calcocita y con menor frecuencia la estromeyerita reemplazan la calcopirita, bornita y tetrahedrita en las vetitas cruzadas que son típicas de la deposición secundaria del cobre; pero que está ausente de las estructuras supógenas de las vetas de plata, lo que es extraño. Sin embargo, en la zona de enriquecimiento de las vetas de cobre no ha habido una concentración apreciable de plata.

Los factores que afectan los clavos de mineral.— Los factores del medio ambiente han afectado en menor grado al enriquecimiento que a la deposición primaria. El enriquecimiento, sin embargo, ha progresado más rápidamente en las vecindades de las fallas, sobre las vetas reabiertas y cerca de las rocas fracturadas y porosas de los diques. El cruzamiento de las vetas, con la consiguiente apertura de oquedades debido a los movimientos post-primarios han servido de excelentes vías para la circulación de las soluciones supógenas.

La mayor parte del enriquecimiento ha sido, sin embargo, determinado por los clavos de mineral primario.

Oxidación

Posición estratigráfica.— Sobre la zona de enriquecimiento y separada de ésta por un manto de toba, el Ahuesado en la parte sur y el Verde en la parte norte, está situada la zona de oxidación. Esta zona se encuentra en las calizas que afloran en la superficie, o, donde afloran las tobas, en el primer manto de caliza debajo del manto de toba. De esto se deduce que en el norte del mineral la caliza de la Descubridora es la roca encajante de las vetas oxidadas y, en la parte sur, los mantos del Negro forman el horizonte general de deposición. La zona de oxidación alcanza en el norte un espesor de 190 metros, mientras en el sur, que es donde se la encuentra bajo el Verde, es solamente de unos 50 metros de espesor, pero se extiende a una profundidad bajo la superficie de quizás unos 100 metros.

Esta zona se caracteriza por la deposición de los halógenos, de la plata y óxidos de hierro. Estos últimos minerales penetran las cajas de las vetas y prestan sus vivos colores rojos a la roca. Los mineros han llamado por esto, a la zona de oxidación "panizo cálido" o zona templada.

Los clavos de metal.— Los clavos de metal en esta zona son completamente diferentes en tamaño, forma y carácter de los de la zona de oxidación y enriquecimiento. Las vetas se han ensanchado de manera apreciable y en ciertos lugares se las encuentra de 16 metros de ancho. Alcanzan a obtener una distancia vertical de 30 a 50 metros y una extensión horizontal con metal que no se interrumpe en una distancia de 200 metros o más. Las leyes fueron altas en plata y se ha dicho que han llegado a 2 y 2,5% de plata. Los caserones de esta zona son, por lo tanto, más anchos y de mayor extensión vertical y horizontal y consistían probablemente en mineral de más alta ley que en los niveles inferiores que produjeron metal.

Los ricos clavos de metal, extraídos de los caserones de la zona de oxidación, han sido concentrados aparentemente, al juzgar por los datos que se tienen, en estrecha relación con ciertos factores geo-

lógicos. En primer lugar, se encuentran limitados, como los minerales de las zonas inferiores, a las estratas de calizas. Los diques, en los sitios donde cruzan las vetas, han tenido una influencia evidente en la deposición y han sido la causa de que los clavos de metal se extiendan a mayores profundidades que donde no hay diques. Este efecto en algunos casos es debido a la interrupción de las aguas circulantes de la superficie. En otros casos es causado por el quebrantamiento de los diques y de las rocas que los circundan. Fracturas cruzadas de mayor edad que la primaria, han producido enriquecimientos locales similares, pero quizás la causa de mayor trascendencia que ha influenciado la precipitación de la plata en los clavos de mineral oxidado han sido las fracturas de edad más reciente, paralelas a las vetas y cerca de sus cruzamientos.

Donde estos factores favorables se han reunido en relación con los clavos de metal de edad más antigua, se han formado riquísimas masas de cloruros, bromuros y yoduros de plata y de plata nativa.

Mineralogía.—Los minerales de la zona de oxidación en secciones pulidas muestran una secuencia típica e interesante. Áreas de plata nativa y discrasita de la última etapa de enriquecimiento han sido reemplazadas en sus contactos con la ganga por los halógenos de la plata. Los halógenos que son, por regla general, minerales de color verdoso conteniendo plata, yodo, bromo y cloro e identificados por el nombre de yodobromita, se desarrollan irregularmente a lo largo de los márgenes de la discrasita y penetran a este último en forma de venitas de cantos ásperos y toscos. Muchas áreas de yodobromita y cerargirita que parecían puras contienen ampollas redondeadas de discrasita. Venitas de plata nativa y discrasita han interrumpido su crecimiento al convertirse en parte en yodobromita a lo largo de pequeños trozos. Donde la argentita, los rosicleres u otros sulfuros de plata han persistido inalterados para sufrir después los procesos de oxidación, se observan frecuentemente reemplazados en parte por los halógenos de plata. Pequeños puntos de rosicler se encuentran en muchos sitios rodeados y penetrados por la cerargirita y yodobromita.

Es frecuente el relleno de las oquedades por los halógenos, y la cerargirita y yodobromita se encuentran tapando las fracturas y rellenando las oquedades. Sin embargo, el reemplazamiento es el proceso que predomina en la deposición de estos minerales. La calcita ha sido parcialmente reemplazada a lo largo de los planos de su clivaje por óxidos de hierro de color rojo y estas líneas de forma rómbica se encuentran con frecuencia en áreas de los halógenos de la plata. Venitas de yodobromita también penetran los cristales gemelos de calcita. Estas relaciones parecen probar bien el reemplazamiento de la calcita por los halógenos de la plata, y sin duda explica en gran parte la mucha anchura de las vetas en la zona de oxidación. Sin embargo, en ciertos sitios la calcita se halla inalterada y la discrasita

que se encuentra en los planos de clivaje de la calcita ha sido reemplazada. Por lo tanto, bajo ciertas condiciones la calcita ha sido reemplazada por los halógenos de la plata; bajo otras, ha habido reemplazamientos de la discrasita, de la plata nativa y de los sulfuros de edad temprana y, bajo todas las circunstancias del caso, los halógenos han rellenado parte de las oquedades.

En las vetas de cobre se puede deducir una secuencia diferente, pero probablemente paralela. Áreas de cobre nativo, sin duda derivadas de la calcocita del enriquecimiento de los minerales primarios, han sido reemplazados en sus contactos con la ganga por bandas de plata nativa. La plata ha sido, en cambio, reemplazada en sus contactos inmediatos con la ganga, por delgadas capas de cuprita, y cristales de este mineral se hallan indentados en la plata. La deposición de la plata en estas vetas parece ser aproximadamente contemporánea con respecto a la de los halógenos de las vetas de plata.

La etapa siguiente en los procesos que han afectado las vetas de plata, consiste en el reemplazamiento de los halógenos de los minerales oxidados por la plata nativa y por la argentita. Bordes estrechos, representados en las secciones pulidas por meras líneas a pesar de una magnificación de 500 diámetros, se encuentran en los contactos de la calcita y yodobromita y son de plata nativa. Venitas en forma de plumas penetran áreas de halógenos por regla general. También se ha observado la argentita cubriendo masas de yodobromita. Sin embargo, el desarrollo de estos dos minerales cierra la secuencia de precipitación de las vetas de Chañarcillo.

(Concluirá).



CONDICIONES PARA LA COMPRA DE MINERALES

Oro en piritas

Generalmente se deducen 3 gramos de la ley en cada tonelada métrica de concentrado y se paga el resto del oro contenido a razón de \$ 18 U. S. Cy., la onza troy (31.1035 gms.) Se descuenta del valor obtenido una suma por cada tonelada de concentrado para cubrir gastos de embarque, fletes, desembarque, comisiones, etc., (entre 15 y 20 dollars, según sean las condiciones de fletes marítimos obtenibles, calidad del concentrado, contenido de oro, etc.)

Minerales de oro

Las condiciones para su venta dependen de la calidad del mineral y de su contenido de zinc u otros metales que acompañen al plomo y que sean nocivos en el beneficio del plomo. En los casos en que el mineral de plomo contiene metales nocivos se aplica un castigo por cada unidad de mineral inconveniente.

Se paga el 90% del precio del plomo en Nueva York. De este valor se deduce:

1.º El impuesto de importación a Estados Unidos (1½ centavos U. S. Cy., por libra de plomo) sobre todo el contenido de mineral.

2.º El costo de la refina, que puede estimarse entre 1¼ a 1½ centavos U. S. Cy., por libra de plomo contenido.

3.º Los gastos de fundición, embarque, desembarque, comisiones, etc., que dependen de la cantidad y calidad del mineral y que pueden variar entre \$ 15-20 U. S. Cy., por tonelada de mineral bruto.

Si el mineral contiene leyes en plata superiores a 50 gramos por tonelada de mineral, se abona el 95% al precio de la plata en Nueva York.

En todos los casos las condiciones del negocio son indicadas por la firma compradora después de conocer el tonelaje disponible y la calidad del mineral.



SECCION CONSULTAS

Pregunta: ¿Podría publicarse la nómina completa de las actuales Sociedades o Comunidades mineras, salitreras, carboníferas, etc. que pagan impuestos o contribuciones, indicando el capital y el valor de cada acción nominal y el que tenga en la Bolsa, y de igual modo la nómina de las sociedades que reparten dividendos y cuál fué el último que repartieron?

I. POLLE,
Taltal, Casilla 22.

Respuesta: La Sociedad Nacional de Minería está terminando una nómina completa de todas las sociedades mineras, salitreras y carboníferas con domicilio social en Chile, que se publicará próximamente.

mente en un folleto especial con todos los datos que Ud. menciona y otros muchos de importancia. Con respecto al pago de impuestos, contribuciones, etc. estos datos sólo se pueden obtener de la Dirección de Impuestos Internos y este Servicio no los hace públicos.

El valor nominal y bursátil de las acciones de las Compañías Mineras más importantes lo puede obtener Ud. mes a mes en la Sección Cotizaciones del **Boletín Minero**.

No existe una nómina de las sociedades que reparten dividendos y tan sólo la Revista Jackson, de Valparaíso, publica una lista de las principales. Si Ud. se interesa por conocer los dividendos de algunas Compañías determinadas podría indicarnos cuáles son, y trataríamos de formarle un cuadro lo más completo que fuera posible.



SECCION CARBONERA

LA COMBUSTION ESPONTANEA DEL CARBON

POR J. S. HALDANE, M. D. F. R. S.

Director del Laboratorio de Investigaciones del Carbón de los Propietarios de Minas,
Universidad de Birmingham.

(*Conclusión*)

Con frecuencia se encuentran cristales de sulfato ferroso, bien sea en forma de incrustaciones en el carbón, como pequeñas acumulaciones o en masas en una colpa de pirita de hierro que se ha oxidado. Las aguas ácidas debidas a las oxidaciones de las piritas son bien conocidas en relación con la corrosión de las cañerías y bombas. Las piritas, sin embargo, están generalmente asociadas con carbonato de calcio, magnesio o carbonato ferroso; y debido a su reacción con los productos de la oxidación, el hierro se deposita como hidrato férrico, mientras que el ácido carbónico se desprende y se forman sulfatos de magnesia o calcio.

Con frecuencia se notan los depósitos amarillos de hidrato férrico y algunas veces de cloruro férrico amarillo, cuando el carbón contiene cloruro de sodio.

La teoría de la pirita parece estar muy de acuerdo con muchos de los fenómenos relacionados con la combustión espontánea del carbón. Como en el carbón sólo se encuentra presente una cantidad pequeña

de pirita esto parece darnos la clave del por qué la cantidad total de oxidación a las temperaturas ordinarias es tan pequeña. Por el contrario, la liberación del ácido carbónico del carbonato serviría para explicar la presencia del porcentaje de este gas que generalmente se encuentra en los gases de las minas, bien sea en minas de carbón, minas metalíferas o en las norias o pozos. Al tratar esta materia junto con Mr. F. G. Meachem en 1898, yo me mostré partidario provisionalmente de la teoría de las piritas, aunque otros investigadores la habían rechazado por razones que a mí me parecen inconclusivas (8). A una de estas razones ya me he referido. Otra era que la facilidad con que el carbón está sujeto a combustión espontánea no está en proporción con el tanto por ciento de piritas presente en el carbón. Con respecto a este último argumento era evidente, como dijimos nosotros, que diferentes muestras de pirita variaban mucho en cuanto a su tendencia a oxidarse; así que la mera cantidad de piritas presente no puede ser una guía a la potencia de la oxidación pirítica.

Los experimentos de Winmill y de Ivon Graham vinieron a esclarecer mucho esta materia con observaciones nuevas e interesantes (9). Winmill descubrió que cuando se quebraban colpas de piritas que eran muy resistentes a la oxidación superficial, las piritas se oxidaban con facilidad. Graham examinó entonces cristales cúbicos de piritas muy perfectos de los que se encuentran en las pizarras de Ballachulish. Estos cristales cuando se exponen a la atmósfera en los techos de las casas, se sabe que resisten la oxidación perfectamente, pues permanecen lustrosos durante períodos indefinidos de tiempo. Sin embargo, apenas se les muele se oxidan rápidamente en el aire.

Sin embargo, la oxidación disminuye con el tiempo, aun cuando se extraigan los productos de la oxidación. Parece, por lo tanto, que las partículas que conservaban su forma cristalina intacta podían resistir todavía la oxidación. Esto sugiere la idea de que en los otros casos en que la oxidación disminuye, a pesar de existir todavía una abundancia aparente de la materia que todavía estaba oxidándose, la resistencia a la oxidación puede posiblemente depender del estado físico de agregación de las moléculas, más bien que en su composición química. De cualquier manera, un estado fino de subdivisión o una cristalización perfecta, parece determinar la tendencia a oxidarse a las temperaturas ordinarias.

Era evidente que hasta qué punto la oxidación de las piritas era responsable de la oxidación y el calentamiento del carbón sólo podía decidirse midiendo simultáneamente la desaparición del oxígeno y la formación de sulfatos.

Winmill e Ivon Graham llevaron a cabo numerosos experimentos de esta clase con diferentes clases de carbones. Se obtuvo un resultado

(8) Haldane and Meachem, loc. cit.

(9) Sumariado por Ivon Graham junto con experimentos nuevos de una monografía leída ante el Instituto de Ing. de Minas de Staffordshire del Sur y de Warwickshire. Publicado en las Trans. Inst. M. E. Vol. 17. Pág. 100.

bien claro y este fué que con ciertas clases de carbón—como por ejemplo, el que se obtiene del manto de Barnsley en Yorkshire del Sur—existe abundante oxidación sin que haya casi oxidación de las piritas. En el carbón de otros mantos, sin embargo, se encontró que la oxidación pirítica era la causa de la mayor parte o de casi la totalidad de la oxidación. En general, la menor parte de la oxidación era debida a las piritas más bien que a las otras substancias en el carbón. ¿Cuáles son entonces estas otras substancias?

En vista de los hechos relativos a la pirita se puede también preguntar si no será, por lo menos en parte, el estado físico de esta substancia más bien que el químico, el responsable de su tendencia a oxidarse. Nuestros conocimientos sobre esta materia son todavía muy limitados, debido principalmente a las grandes dificultades con que se tropieza al investigar la constitución química de la substancia negra y carbonífera que llamamos carbón. El Dr. Marie Stopes ha distinguido a simple vista y por sus caracteres microscópicos, cuatro componentes en el carbón: *fusain*, *durain*, *vitrain* y *clarain*. Parece, sin embargo, que todos estos componentes están expuestos a oxidarse a bajas temperaturas. Debido a la facilidad con que *fusain* se desintegra, parece que fuera más fácil de oxidarse que los otros componentes. Los experimentos de Winnill, confirmados después por Graham en el caso de *fusain* obtenido de otros mantos, y expuesto fresco a la atmósfera, dieron por resultado, sin embargo, que *fasain*, consume menos oxígeno que pesos iguales de los otros componentes del carbón (10). Por el contrario, Tideswell y Wheeler (11), encontraron que en una muestra de *fusain* la oxidación a baja temperatura era mayor en el caso de esta substancia, aunque en otras muestras el hecho no se repetía. En sus experimentos el carbón se precalentó a 200° C., y se extrajo el aire antes de permitir que se oxidara. Es posible, aunque muy poco probable, que esto explique la divergencia aparente en los resultados. La explicación más probable es que diferentes clases de *fusain* varíen mucho en su tendencia a oxidarse.

Con respecto a la naturaleza de los compuestos que se forman cuando el oxígeno actúa sobre las substancias del carbón a temperaturas ordinarias, el primer punto que tiene que tenerse en cuenta es que se desprende muy poco CO₂ en comparación con el oxígeno que se absorbe. Esto es así, como Graham lo demostró, por muy largo que sea el tiempo que el carbón está expuesto al aire. Sin embargo, y sin esperararlo, yo encontré en 1898 que junto con el CO₂ se desprende un poco de CO (12). Este punto se ha confirmado con frecuencia, y Graham y Winnill demostraron que cuanto más alta sea la temperatura a que se efectúa la oxidación, mayor es la proporción de monóxido de carbono y de anhídrido de carbono que se desprende. Graham descubrió que

(10) Ivon Graham, Trans. Inst. M. E., 1923-1924. Vol. XVI. Pág. 41.

(11) Tideswell and Wheeler, Trans. Chem. Soc. 1919. Vol. CXXV. Pág. 633.

(12) Haldane y Meachem, loc. cit.

durante la reacción se forma una cantidad considerable de agua. El segundo punto es que, según demostró Winnill, el calor que se produce con un consumo dado de oxígeno ocasionado por el carbón es solamente alrededor de la mitad del que se produciría si el oxígeno formara anhídrido de carbono y agua, como en la combustión ordinaria del carbón (13).

Otro hecho muy significativo que ha salido a luz gracias a los experimentos de Wheeler y sus colegas, y confirmado por Cole, es que cuando un carbón que ha absorbido todo o casi todo el oxígeno que puede absorber, a temperaturas ordinarias, y se calienta a 200° C., *en vacío*, no sólo desprende una buena cantidad de anhídrido de carbono, sino que de nuevo adquiere la propiedad de absorber oxígeno con facilidad a temperaturas ordinarias. Se presume que se ha disociado un compuesto de oxígeno en el carbón con la liberación de anhídrido de carbono y calor; pero, ahora se puede formar mayor cantidad de este compuesto a las temperaturas ordinarias, aunque, a juzgar por experimentos recientes de Cole, que no se han publicado todavía, la amplitud de la revificación disminuye marcadamente con la repetición del proceso. Hasta qué punto tienen influencia los cambios físicos en la substancia del carbón, (si es que en realidad la tienen) en el proceso de revificación, tal como sucede cuando se revifica la pirita al machacarla, es una cuestión que se aclarará probablemente en el futuro.

Como es bien sabido, Bedson descubrió que puede disolverse una cantidad considerable de una substancia soluble en el carbón, empleando pyridine como disolvente. Había razones para sospechar que esta substancia soluble pudiera contener el constituyente fácilmente oxidable del carbón. El asunto fué investigado por Ivon Graham y Hill (14), quienes descubrieron, sin embargo, que es el residuo y no la materia soluble la que contiene la substancia que se oxida a bajas temperaturas y que causa el calentamiento (15).

Con respecto a la oxidación de la pirita, el calor calculado producido por un consumo dado de oxígeno es alrededor del doble producido en la oxidación del carbón a temperaturas ordinarias. Determinaciones directas de Winnill del calor de la oxidación de las piritas, demostró la exactitud del cálculo. La oxidación de las piritas a temperaturas ordinarias produce, por lo tanto, dos veces más calor que la oxidación de la substancia del carbón, y es tanto más peligrosa en la producción de la combustión espontánea.

Debido a la facilidad con que el calor escapa de una cantidad pequeña de carbón, es difícil seguir en el laboratorio el proceso de la combustión espontánea del carbón. Con ayuda de la botella de vacío de Dewar se puede reducir considerablemente la velocidad del escape del calor. Aun con una botella de vacío, sin embargo, la velocidad del esca-

(13) Winnill, Trans. Ins. M. E. 1914, 1915. Vol. XLVIII. Pág. 508.

(14) Ivon Graham and Hill, Trans. Inst. M. E., 1917-1918. Vol., LIV. Pág. 197.

(15) Winnill, *Ibid.*, 1915-1916. Vol. LI. Pág. 504.

pe es demasiado grande en una botella pequeña para demostrar la combustión espontánea, a menos que se tome la precaución de colocar la botella en un baño que esté siempre a una temperatura un poco inferior a la del carbón que se está oxidando en la botella. Winmill construyó un aparato para demostrar esto y con su ayuda consiguió seguir con un termómetro la elevación de la temperatura en una muestra pulverizada de carbón de Barnsley, mentenido en oxígeno, hasta el punto en que se fundieron la botella y el termómetro (16). La elevación de la temperatura fué muy pausada al principio, pero se hizo cada vez más rápida según se elevaba la temperatura, de manera que a la terminación del experimento, cuando el vidrio se fundió después de unas 24 horas, la temperatura se estaba elevando muy rápidamente. Si al carbón se le añadía una pequeña cantidad de pirita en polvo, el tiempo necesario para que el carbón se incendiara, disminuía considerablemente.

Con algunas clases de carbones es imposible producir el incendio por el método de Winmill, porque la elevación de la temperatura al principio del experimento no puede continuar, desde el momento que la materia oxidable se termina antes de que se obtenga la suficiente elevación de la temperatura que haga oxidable una cantidad suficiente de la substancia del carbón. Sería, sin embargo, un completo error llegar a la conclusión que un carbón tal no es susceptible de incendiarse espontáneamente. Sólo es necesario, como ya he indicado, el establecer una corriente de aire en una dirección a través de una masa suficiente de carbón para producir el incendio espontáneo con cualquier clase de carbón.

Algunos carbones son, en la práctica, mucho más propicios a la combustión espontánea que otros. Esto depende, no sólo de la cantidad de las substancias oxidables que el carbón contiene, sino en la susceptibilidad de las colpas de carbón a quebrarse, como por ejemplo, al cargarlo, como también en la proporción de carbón sucio (slack) que el carbón contiene, y si este carbón sucio ha estado ya expuesto por algún tiempo a la atmósfera. El carbón fino que ha estado ya expuesto al aire un tiempo suficiente ha perdido, por supuesto, su poder de calentarse espontáneamente. Otro factor de importancia es la temperatura inicial del carbón. Los cargamentos de carbón cargados durante un tiempo tropical caluroso son mucho más susceptibles de incendiarse que si el carbón se carga frío (17) y el aumento en la temperatura de las minas con la profundidad aumenta considerablemente la susceptibilidad del carbón, siempre que las otras condiciones sean iguales, a los incendios espontáneos.

El incendio espontáneo del carbón en las minas, depende de la existencia de cantidades suficientes de carbón quebrado, a través del cual pase una corriente de aire, que sea lo bastante grande para suplir el

(16) Winmill, *Ibid.*, 1914-1915, Vol. XLVIII. Pág. 535.

(17) Threlfall y Pitman, *loc. cit.*

oxígeno necesario, pero no demasiado grande para que se lleve el calor que se produce.

El riesgo de los incendios puede evitarse, si pudiera evitarse la quebrazón del carbón, o si no se dejara atrás carbón quebrado; pero, el evitar la quebrazón del carbón requiere más y más cuidado según aumenta la profundidad del carbón. La experiencia ha demostrado, sin embargo, que este problema tiene solución cuando las condiciones de esa solución se comprenden.

El riesgo puede también evitarse si el *goaf* (18), en el caso de que contuviera carbón, pudiera cerrarse en su parte posterior, de manera que no pudiera atravesarlo ninguna corriente de aire, y todos los espacios se llenaran simplemente con grisú. La importancia de cerrar completamente las puertas sin uso es evidente. Cuanto más profundo se halle un manto, más fácil se hace el aprensar fuertemente el *goaf*, y especialmente si las galerías del aire son lo bastante anchas para evitar una diferencia considerable en la presión del aire a través del *goaf* en sus proximidades al frente de trabajo y por lo tanto donde no ha tenido tiempo todavía de consolidarse por completo. Bajo las condiciones existentes en relación con ciertos mantos, la prevención de los incendios en los *goafs* o áreas de calentamientos es, por supuesto, una cuestión que origina una ansiedad constante y que requiere una vigilancia extrema.

Para descubrir los calentamientos serios en el *goaf* no existe ningún instrumento científico que se pueda comparar con la nariz. No obstante, análisis exactos del aire son con frecuencia de valor. Según se calienta el carbón comienza a desprenderse una proporción cada vez más grande de monóxido de carbono, en relación con el oxígeno que desaparece. En las primeras etapas del calentamiento, la proporción de monóxido de carbono en el aire es demasiado pequeña para que pueda ser notada por los sistemas ordinarios de análisis de gases, o por su efecto en los hombres o animales; pero, Ivon Graham ha desarrollado un método por medio del cual se puede notar hasta 1,0 parte de monóxido de carbono en 100,000 partes de aire en las minas. Este método pone de manifiesto en seguida cualquiera anomalía en las proporciones entre el porcentaje deficiente en oxígeno y el porcentaje de monóxido de carbono en el aire devuelto en cualquier lugar, y ha demostrado ser de un valor real en descubrir las primeras etapas del calentamiento.

Cuando el calentamiento espontáneo del carbón o de otra sustancia oxidable ha progresado hasta cierta temperatura, se efectúa un cambio dramático en la naturaleza del procedimiento químico: la sustancia empieza a "quemarse". El incendio o la combustión es algo completamente diferente del mero procedimiento de oxidación que hemos considerado hasta ahora. En un incendio, el calentamiento se extiende a partir de un foco de ignición, mientras que la oxidación y el calenta-

(18) En Inglaterra se llama *goaf* a la broza con que se rellenan y soportan las labores en aquellas partes de la mina de las cuales se ha extraído el carbón.

miento que hemos considerado hasta ahora se lleva a efecto simultáneamente en innumerables lugares a través de la substancia que se está oxidando. Existe por lo tanto una diferencia clara y distinta entre la combustión y la mera oxidación.

La combustión puede ser o no ser acompañada de una llama. Un fuego que arde en rescoldo, y que no está acompañado de llama, es combustión aunque la llama esté ausente. En un fuego de *goaf* no hay llama a menos que el fuego haya llegado al aire libre, y quizás ni aún entonces. La llama se debe a la combustión del gas, y para la combustión del gas no sólo debe desprenderse gas, sino que debe haber además una cierta proporción de oxígeno en el aire. Así la llama de una vela se extingue cuando el tanto por ciento de oxígeno en el aire se reduce de 20.9% a alrededor de 17.5%. La llama no sólo tiene que arder sino que suplir suficientemente calor local para fundir la esperma y volatilizarla según asciende por el pábilo. La llama se extingue cuando el calor extra que se requiere para calentar el nitrógeno extra u otros gases incombustibles en el aire deja un margen insuficiente para volatilizar la esperma. Aún, sin embargo, si la llama es simplemente una llama de gas, en la que no se requiere calor de volatilización, la mezcla de gases llega a ser incapaz de propagar la llama cuando el tanto por ciento de oxígeno se reduce a un cierto nivel, que depende de la naturaleza del gas. En una mezcla de metano, aire y nitrógeno este nivel es alrededor de 12% (19). El calor absorbido por el gas diluyente e incombustible es demasiado grande para permitir la propagación de la combustión en una mezcla de gases; además, cuanto más pequeño sea el margen en el tanto por ciento de oxígeno sobre este límite, más tardía será la propagación de la combustión en la mezcla de gases; y más fácil será por lo tanto el soplar y extinguir la llama. Un chorro de gas combustible, como el hidrógeno, se apaga con facilidad en el aire con un considerablemente reducido tanto por ciento de oxígeno si se permite el escape del gas con cierta velocidad.

Hace algunos años demostré que es posible determinar con gran exactitud el tanto por ciento de oxígeno presente en el aire, por la facilidad con que una cerilla encendida y colocada en un tubo de vidrio de tal manera que ocasione una corriente de aire, se extingue.

En la combustión de un líquido, es el vapor o el gas que se desprende del líquido el que se quema. El líquido mismo se mantiene tan frío por su propia evaporación que no puede incendiarse; y es esta la razón por qué es tan fácil extinguir los fuegos causados por el incendio del petróleo, etc., por medio de gases incombustibles o extinguiendo la llama. Para que un sólido, tal como el carbón, se queme o propague la oxidación a partir de un foco, son necesarias varias condiciones. En

(19) Aldane y Atkinson. Trans. Inst. M. E., 1894-95. Vol. VIII, Pág. 549. Investigaciones más recientes y exactas por Burgess y Wheeler dió 13.4%. (Trans. Chem. Soc. 1914. Vol. CV. Pág. 2,598).

primer lugar, la temperatura en el foco, debe ser suficientemente alta para émpezarse la oxidación. En segundo lugar, debe haber presente suficiente oxígeno para que continúe la oxidación. En tercer lugar, el sólido alrededor del foco debe estar lo bastante caliente para impedir que el calor causado por la oxidación sea instantáneamente absorbido por la radiación o la conducción a la substancia que rodea inmediatamente el foco. Esta última condición es especialmente prominente en relación con la ignición de un sólido, pero es en realidad también esencial para la ignición de una mezcla gaseosa. Se requiere, por ejemplo, una chispa muy buena para dar fuego a una mezcla de metano y aire.

Se puede impedir la verdadera combustión de una substancia añadiéndole suficiente material inerte que haga la combustión imposible debido a la cantidad de calor absorbido por la substancia inerte, y aún cuando la combustión sea todavía posible, podemos hacer que sea muy difícil o lenta añadiendo material inerte. Sobre este principio depende el "taming" de los explosivos y el uso del polvo de las rocas para impedir las explosiones del polvo de carbón.

En la superficie expuesta de un combustible sólido lo mismo que en una mezcla de un gas combustible y oxígeno, las moléculas individuales del oxígeno se están combinando con moléculas individuales de la substancia combustible a temperaturas considerablemente inferiores a la temperatura de ignición.

La gran diferencia en velocidad entre las moléculas individuales presentes, de acuerdo con la teoría de las probabilidades, no permite comprender el por qué de este fenómeno. Pero, el calor liberado en estas combinaciones individuales y separadas se disipa instantáneamente entre las moléculas más frías que las rodean, de manera que no hay ignición. Sólo a la temperatura de ignición cesa de predominar esta disipación de calor, es decir, cuando una masa suficiente de moléculas situadas a su alrededor son elevadas a la temperatura de ignición. La combustión puede, entonces, extenderse continuamente a partir del foco y generar suficiente calor que envuelva una cantidad cada vez mayor de la substancia combustible.

En una mezcla explosiva de gases las moléculas de la substancia combustible y del oxígeno están ya mezcladas de tal manera que se obtiene una combustión que se extiende hacia las tres dimensiones del espacio. La característica más importante de la explosión de un gas es, sin embargo, que en ningún punto la extensión de la combustión se encuentra obstaculizada porque el oxígeno o material combustible no sea suficiente. La combustión puede seguir adelante continuamente, dejando atrás muy poca o ninguna materia calentada exceptuando sus propios productos de la combustión. En la ignición del polvo del carbón y aire tenemos las mismas características generales. En la combustión de un sólido, sin embargo, las condiciones son muy diferentes, a menos que el sólido sea un explosivo, en cuyo caso tendría él mismo el oxígeno necesario. La extensión de la combustión en el caso de un

sólido tal como el carbón está, por supuesto, limitada a la superficie expuesta al oxígeno. Pero la combustión no puede propagarse rápidamente a lo largo de la superficie, porque en seguida falta el oxígeno necesario. La combustión no puede propagarse excepto por medio del calor comunicado de molécula a molécula, y como, en una propagación rápida, una cantidad considerable de moléculas de la substancia, tendrían que calentarse antes que el calor aprovechable fuera reforzado por la combustión de una nueva molécula, la propagación rápida se hace imposible, y la propagación tendría que reducirse. Debe, como si dijéramos, esperar hasta que lleguen las moléculas de oxígeno. Desde el momento que las moléculas de oxígeno llegan, principalmente por difusión, y aunque las moléculas individuales de un gas tal como el aire se están siempre moviendo a enormes velocidades, chocan con una cantidad tan innumerable de moléculas de nitrógeno, anhídrido de carbono y vapor en su trayectoria hacia la superficie incendiada que su progreso es sumamente lento. Por lo tanto, la combustión sólo puede propagarse a una velocidad muy reducida. Soplando aire hacia la superficie incendiada se puede inmediatamente aumentar enormemente la velocidad de la propagación. Esto es así porque, aunque la velocidad de la corriente de aire es casi nula comparada con la velocidad con que las moléculas individuales de aire se mueven, la velocidad de la corriente de aire es infinitamente mayor que la velocidad media de difusión. Esto nos prueba por qué un incendio se propaga mucho más rápidamente en una atmósfera de oxígeno puro. Cuando el oxígeno es puro, sus moléculas no son solamente más numerosas sino que también sólo tienen que chocar con moléculas de anhídrido de carbono y vapor cuando se dirigen a la superficie incendiada. Esto nos explica también, por qué un fuego arde casi tan bien en un aire rarificado, como el de una montaña alta, como en aire al nivel del mar; puesto que la rarificación aumenta considerablemente en velocidad de difusión, debido a la disminución en el número de los choques. Por consiguiente, las moléculas de oxígeno, a pesar de la reducción en su concentración, llegan a la superficie incendiada tan rápidamente como cuando no hay rarificación.

Una vez que el carbón calentado alcanza la temperatura de ignición, la ignición puede extenderse a partir desde el foco incendiado. Un mero calentamiento se convierte entonces en un incendio, y el incendio puede extenderse en una dirección contraria a la corriente de aire, o hacia los lados. De esta manera un incendio en un "gob" puede correrse hacia el aire libre, y allí convertirse en un incendio con llamas y dar fuego a cualquier acumulación de gases que esté presente, por ejemplo, en el espacio de aire que queda detrás de un frente que avanza. En los desmontes de las minas de carbón y en cualquier acumulación de basuras que contenga suficiente materia orgánica, podemos observar en cualquier momento la aparición de las llamas.

Una forma muy interesante de combustión lenta en el carbón ha sido descrita recientemente por Sinnat y Slater (20), quienes descubrieron que cuando un punto minúsculo de combustión sin llama se ha establecido en un montón de partículas finamente pulverizadas de carbón, la combustión sin llama se propagará lentamente hasta que todo el montón se haya consumido. También hicieron el significativo descubrimiento que cuando la provisión de aire se restringe de manera que el carbón tendría que arder en aire impuro, otra forma de combustión que se nota fácilmente por el cambio de calor que produce, se propagaba en el polvo de carbón. En esta clase de combustión la temperatura es relativamente baja, y se desprende muy poco anhídrido de carbono, de manera que el carbón apenas ha perdido en peso. La oxidación es, por lo tanto, similar a aquella que se desarrolla cuando el carbón se oxida espontáneamente a bajas temperaturas. Sin embargo, el proceso tiene todos los caracteres distintivos de una verdadera combustión, aunque sólo afecte parte de la materia oxidable en el carbón, y puede, por lo tanto, clasificarse como a una clase de combustión aparte o diferente.

En esta monografía yo me he concretado a las principales cuestiones científicas que se desprenden del origen de la combustión espontánea del carbón. Hay, además, un sinnúmero de puntos sobre los cuales no he querido siquiera tocar; y varias otras cuestiones sobre las que nuestros conocimientos científicos son inadecuados, como es evidente. Espero, sin embargo, que esta monografía sirva para abrir la discusión y en la que estimo tomarán parte aquellos ingenieros de minas, químicos, etc., que han tenido experiencia con los contratiempos peligrosos y pérdidas de dinero causadas por el calentamiento espontáneo y la combustión.

A los señores Winmill, Ivon Graham y a otros de mis colegas de Laboratorio de los Propietarios de Minas de Doncaster y del Laboratorio de Investigaciones de Minas de la Universidad de Birmingham, les debo, por supuesto, una gran parte de las observaciones que se han sumariado en esta monografía.

(20) Sinnatt and Slater, Fuel, June and July, 1923.



SECCION SALITRERA

Nota sobre el empleo del salitre chileno en el cultivo de la caña de azúcar en la provincia de Tucumán.—(Ingenio Sta. Lucía), República Argentina.

POR EL INGENIERO

ALBERTO MOULE

Todos sabemos que las plantas necesitan, para vivir, de ciertos elementos indispensables. Estos elementos son: el ázoe, la potasa, el ácido fosfórico y la cal. Cada cosecha quita al suelo cierta cantidad de estos elementos, y al cabo de un tiempo, más o menos largo, las tierras serían completamente estériles si no se les restituyera lo que las plantas han tomado.

Maxwell en sus investigaciones sobre los suelos de las islas Hawai, hizo análisis de tierras vírgenes y de tierras que habían suministrado diez cosechas de caña de azúcar. El resultado de los análisis es del más alto interés:

ELEMENTOS	Tierras vírgenes	Tierras cultivadas	Diferencia en %
Cal.	0.415%	0.248%	40.20%
Potasa.	0.324%	0.270%	16.60%
Acido fosfórico.	0.248%	0.243%	2.02%

Los ensayos hechos con tierras de la Guayana Inglesa, han dado los siguientes resultados:

ELEMENTOS	Tierras de 5 años	Tierras de 60 años	Diferencia en %
Cal.	0.64%	0.11%	82.80%
Potasa.	0.11%	0.10%	10.90%
Acido fosfórico.	0.08%	0.05%	37.50%

En Tucumán, los análisis de tierras han dado las cifras siguientes:

ELEMENTOS	Tierras vírgenes	Tierras cultivadas	Diferencia en %
Cal.....	0.310%	0.258%	16.77%
Acido fosfórico.....	0.192%	0.117%	60.87%
Azoe.....	0.494%	0.180%	63.50%

Los cuadros precedentes presentan una diferencia notable en las composiciones de las tierras vírgenes y de las cultivadas.

Naturalmente, las cañas plantadas en tierras vírgenes, toman, primero, los elementos del suelo que son fácilmente asimilables. De año en año, estos alimentos disminuyen y después de cierto tiempo, la caña de azúcar encuentra difícilmente en el suelo las materias indispensables para su desarrollo. Esto es lo que sucede en Tucumán: los suelos en que la caña de azúcar ha sido cultivada desde hace muchos años, están a punto de agotarse. De aquí la necesidad de restituirles, bajo la forma de abonos, lo que las cosechas han quitado.

A mi llegada al Ingenio Santa Lucía, uno de mis primeros trabajos fué el de analizar las tierras cultivadas. El término medio de los análisis es el siguiente:

Análisis mecánico

Tierra secada al aire 0/00.	Piedras.....	Calcáreas.	0.0
		Silicosas.....	75.6
	Casquijo.	Calcáreo.....	0.0
		Silicoso.....	50.2
Tierra fina.			874.3

Análisis físico-químico

Tierra fina 0/00. . .	Humedad.....		17.55
	Arena gruesa. ...	Calcárea.....	0.0
		Silicosa.....	654.6
	Arena fina.....	Calcárea.....	0.0
		Silicosa.....	207.0
	Residuos orgánicos		35.8
Arcilla.....		79.8	
Tierra vegetal.....		5.8	

Análisis químico

Azoe.....		1.68	0/00
Cal.....	} Al estado de carbonato.....	0.0	0/00
		Fosfato y silicato.....	4.30 0/00
Acido fosfórico.....		1.78	0/00
Potasa.....		7.65	0/00

Según el análisis, se ve que estamos en presencia de terrenos silicosos, ácidos, provenientes de la desagregación de rocas ígneas. En el lecho de los ríos no se encuentra más que rocas silicosas: pórfidos, sobre todo y granito, pero ningún vestigio de rocas calcáreas. La cal al estado de carbonato en las tierras, no existe. Una cantidad de tierra tratada por el ácido clorhídrico, no produce ninguna cantidad de gas. El agua de pozo no contiene más que 50 miligramos de residuo seco por litro, sobre todo sílice, vestigios de cal, ácido sulfúrico y cloro: 0.00.

La potasa y la arcilla provienen de la descomposición de los granitos (mica, feldespato, sílice). El feldespato es silicato doble de alúmina y de potasa. Bajo la acción de agentes atmosféricos, se descompone en silicato de potasa y silicato de alúmina (arcilla). El ácido fosfórico proviene de la desagregación de algunas vetas de fosforita o de apatita.

Los residuos orgánicos, en cantidad notable provienen de las selvas que cubrieron antiguamente la tierra.

La ausencia de cal fácilmente asimilable hace que estos residuos orgánicos sean difícilmente nitrificados.

El ázoe está igualmente en cantidad insuficiente.

Las cañas se mantienen porque las lluvias de verano, muy numerosas, son lluvias tempestuosas, que contienen una cantidad notable de amoníaco y de ácido nítrico, provenientes de la combinación del ázoe y del oxígeno del aire, bajo la acción de las descargas eléctricas.

Cerca del Ingenio he hecho una experiencia que puede considerarse como concluyente: he dividido una hectárea en dos partes: en una parte se ha plantado caña sin poner nada. En la otra se ha puesto una mezcla de 500 kgrs. de cal impura (cal para construcciones), y 50 kgrs. de salitre chileno.

Los rendimientos de la caña han sido los siguientes:

Sin nada.....	25,840 kgrs.
Con cal y salitre.....	46,770 »

o sea un 81% más de rendimiento para la parte abonada.

La caña de azúcar, gracias al salitre, crece muy rápidamente y alcanza a dimensiones extraordinarias.

El salitre da, por decirlo así, un "latigazo" a las plantas y es lo que se necesita para las cañas de Tucumán, a fin de que se pueda comenzar a cosechar antes de las heladas del mes de Junio.

De la "Revista Industrial y Agrícola de Tucumán", de Octubre de 1910, tomo los siguientes datos:

«El salitre de Chile es muy soluble en agua, y aplicado al suelo
« se disuelve muy rápidamente. La caña puede asimilarlo directa-
« mente y si le ofrecen GRANDES cantidades de este abono, la caña
« empieza a crecer EXTRAORDINARIAMENTE. En verdad, la caña se
« DESARROLLA TAN RÁPIDAMENTE, que muchas de sus funciones
« naturales no pueden proceder normalmente. De consiguiente, se
« obtienen cañas muy grandes y gruesas; pero la caña no madura
« contiene mucha agua y un jugo muy pobre en sacarosa y rico en
« impurezas. Por esta razón hay que tener cuidado en la aplicación
« del salitre. El mejor plan es el de echarlo en PEQUEÑAS cantidades
« solamente, según las necesidades de la caña, y en la superficie del
« suelo. Empleado de esta manera, el salitre puede dar ESPLÉNDIDOS
« RESULTADOS. CUANDO LA CAÑA HAYA SUFRIDO DE CUALQUIERA
« ENFERMEDAD, O POR OTRA CAUSA NO SE DESARROLLA NORMAL-
« MENTE, PRESENTANDO UN ASPECTO RAQUÍTICO, A VECES NO HAY
« OTRO REMEDIO QUE LA APLICACION DE UNA PEQUEÑA CANTIDAD
« DE SALITRE».



BIBLIOGRAFIA

ANÁLISIS Y QUÍMICA

La captación del ázoe del aire.— Detalles salientes del desarrollo de esta industria en Noruega. J. M. B. Braham.—*Chemical and Metallurgical Engineering*, New York. Vol. 32, Febrero 23, 1925 pp. 321-2.

Paladio.—Nuevo método para determinar el paladio. H. E. Zschiegner.—*Industrial and Engineering Chemistry*. New York. Vol. 17. Marzo 1925, pp. 294.

Vanadio.—El Diphenylamine como indicador en la reducción del ácido vanádico.—(Naturaleza de la reacción de color; deter-

minación del cromo y del vanadio en los aceros y del vanadio en los minerales). N. H. Furman.—*Industrial and Engineering Chemistry*. New York. Vol. 17. Marzo 1925 pp. 314-6.

ENSAYES Y MUESTREO

Plata.—El método de Nepissing para el bulión de alta ley. (Método de Volhard, titulación y exactitud). A. P. Van Zwalenburg. *Engineering and Mining Journal-Press*. Nueva York. Vol. 119. Enero 31, 1925. pp. 203-4.

CARBON

Los accidentes en las minas.—Control del techo y su mantenimiento en las minas en relación con los accidentes. (La explotación en mantos muy inclinados; efecto del sostenimiento por medio de la roca; sistemas de enmaderación; objeto del soporte; disciplina y supervigilancia). T. Webster. *Colliery Guardian* London Vol. CXXIX. Marzo 6, 1925. pp. 573-4.

El carbón como combustible industrial.—(Factores que determinan la selección de un carbón; tipos de carbones; el carbón pulverizado). D. J. Demorest. *Chemical and Metallurgical Engineering*. New York. Vol. 32, N.º 7 Febrero 16, 1925. pp. 274-6.

Máquinas para cortar el carbón.—Máquinas para cortar carbón tipo M. & C. y transportadores. (Demostraciones de la máquina de cortar carbón Arcwall y Midget y el tipo de transportador para frentes en mantos angostos—*Colliery Guardian*, London, Vol. CXXIX. Marzo 13, 1925. pp. 635-6.

Sistema de limpiar el carbón en seco.—(Planta en West Canadian collieries, Blairmore Alberta). L. Lindoe.—*Canadian Mining Journal*, Vol. XLVI, Febrero 20, 1925. pp. 191-3.

La carbonización del carbón a baja temperatura y su futuro desarrollo industrial (Costos; procedimientos de carbonización). H. C. Porter.—*Journal Franklin Inst. Philadelphia*, Vol. 199, Marzo 1925, pp. 381-94.

Sistema de explotación.—La explotación en mantos muy inclinados. D. C. Ashmead *Mining and Metallurgy*. Nueva York, Vol. 6 Febrero 1925. pp. 68-70.

Lámparas de seguridad.—Las lámparas eléctricas para minas Wolf-Alkaline desde 1914 a 1924.—W. Maurice.—*Transactions Int. of Mining Engineers*. London, Vol. LXVIII, Febrero 1925. pp. 431-46.

Harneado.—Nuevo equipo en una mina de Nottinghamshire.—*Colliery Engineering* Londres, Vol. 2. Marzo 1925. pp. 108-23.

Lavado.—La aplicación del procedimiento de flotación de la arena a la preparación del carbón betuminoso. T. M. Chance.—*Mining and Metallurgy*. Nueva York. Vol. 6, Enero 1925. pp. 34-5.

COBRE

Arizona.—Historia moderna de la Empresa de Nueva Cornelia. (Reservas, carácter del mineral; sistemas de explotación; pri-

meros procedimientos metalúrgicos; concentración; lixiviación; precipitación; equipo de la nueva planta). T. A. Rickard.—*Engineering and Mining Journal-Press*. Nueva York. Vol. 119. Febrero 14, 1925. pp. 285-9.

Katanga y el desarrollo de sus yacimientos metalíferos. (Los trabajos de la Unión Minière du Haut Katanga; historia; geología; la ocurrencia de los minerales; mineralización; oro; hierro; manganeso; estaño; cobalto; minerales radio-activos; principales minas de cobre; reservas; procedimientos metalúrgicos).—O. Letcher. *Engineering and Mining Journal-Press*. Nueva York. Vol. 119. Febrero 14, 1925. pp. 277-84.

POLITICA ECONOMICA DE LA MINERIA Y METALURGA

Fuerza Motriz.—La producción de fuerza motriz. (Carbón; petróleo y otras clases de energía). H. Louis. *Colliery Engineering*. Vol. 2 Marzo, 1925. pp. 105-107.

GEOLOGIA

California.—La mineralización en la vecindad de Ransburg, California. (Geología ígnea; las tres etapas de la mineralización; tungsteno, oro y plata; edad y génesis). C. D. Hulin.—*Engineering and Mining Journal-Press*. Nueva York. Vol. 119, Marzo, 1925. pp. 405-6.

Las pegmatitas del Canadá y sus minerales.—(Origen; concentración de los elementos raros en las pegmatitas; usos; áreas de las pegmatitas y sus posibilidades). H. V. Ellsworth. *Canadian Mining Journal*. Vol. XLVI Febrero 27, 1925. pp. 224-6.

Franklin Furnace.—Deposición del mineral en Franklin Furnace, New-Jersey. (Geología; forma y relación de los yacimientos de zinc a la roca encajante; pegmatitas; historia geológica). J. E. Spurry, J. V. Lewis. *Engineering and Mining Journal-Press*. Nueva York. Vol. 119, Febrero 21, 1925. pp. 317-28.

Africa del Sud-Este.—Los yacimientos de Tsumeb (Africa del Sud-Este) y sus problemas metalúrgicos. C. J. T. Kapp.—*Journal Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa*. Vol. XXV. Enero 1925, pp. 193-6.

Venezuela.—Geología del petróleo en Venezuela. A. H. Cardner. *Abstract Transactions American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*.—*Mining and Metallurgy*, New York, Vol. 6 Febrero 1925, pp. 92-94.

ORO

El Dragado del Oro en el río Fraser, Canadá. (Historia; tipos de dragas en uso; causas de los fracasos y posibilidades). W. A. Johnston.—Canadian Mining Journal, Vol. XIV, Febrero 27, 1925. pp. 229-32.

HIERRO Y ACERO

Hierro electrolítico.—(La producción de hierro y azufre de minerales sulfurados, y la recuperación de los metales preciosos y brutos; Empresas francesas y norteamericanas, procedimientos Eustis.)—Canadian Mining Journal, Vol. XIV, Febrero 13, 1925. pp. 167-71.

METALURGIA

Cianuración.—Los trabajos en el United Eastern Mill, Arizona. (Datos sobre el chancado y la molienda; esquema de la cianuración; el costo y el consumo de fuerza en todas las operaciones; tonelajes y rendimientos). E. M. Bagley.—Engineering and Mining Journal-Press, New York, Vol. 119, Marzo 14, 1925, pp. 436-9.

MINERÍA

Sistema de explotación en la United Verde, (Arizona). (La explotación a tajo abierto; las locomotoras y las palas a vapor; la construcción de piques y socavones; el equipo para elevar el mineral; el transporte; el sistema de explotación por cortes horizontales y de llenado y el sistema "shrinkage"; la eficiencia de la mano de obra). G. J. Young. Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Vol. 119, Febrero 28. pp. 357-60 y Marzo 7 de 1925. pp. 307-407.

Ventilación.—Como enfriar el aire de la mina. (Origen del calor en las minas profundas; planta para enfriar el aire y lugar donde debe localizarse en el interior de la mina; el sistema "Carrier"; uso del gráfico siquiométrico). J. H. Veasey. Journal Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa, Vol. XXV, Enero 1925, pp. 196-207.

MINERALES NO METALICOS

Canadá.—Algunos de los minerales no metálicos del Canadá. Revista de 15 años de progreso por los Miembros del Mineral Resources División. (Incluye: Abrasivos naturales; sales de sodio y magnesio; sílice; feldespatos; mica; grafito; barita; talco y asbesto). BOLETÍN N.º 155. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Marzo, 1925. pp. 232-81.

Yeso.—La industria del yeso en Manitoba. W. E. Armstrong. BOLETÍN N.º 155. Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Marzo, 1925. pp. 298-302.

Azufre.—La explotación del azufre en Texas. (Usos; azufre de Sicilia; la producción americana; las propiedades del azufre del golfo de Texas; geología; origen; sistemas de explotación actuales; al almacenamiento; sistema de cargarlo a bordo; la planta de fuerza motriz; la producción y las condiciones de la mano de obra, A. B. Colguhoun.—The Mining Magazine, Londres, Vol. XXXII, Marzo, 1925. pp. 154-9.

FUERZA MOTRIZ

El aire comprimido.—Un nuevo tipo de medidor de aire y la manera de medir el aire comprimido. (Enumeración de tipos anteriores; teoría del medidor de corriente F. M. L. Requerimientos del medidor; diseño del medidor de corriente; la lectura de los gráficos). E. J. Laschinger.—Journal South African Institution of Engineers, Vol. XXIII, Febrero, 1925. pp. 360-9.

Agua de alimentación.—Un sistema de tratar el agua para los calderos basado en el equilibrio químico. (Mecanismo de la formación de la costra; investigaciones en el laboratorio; condiciones necesarias para la formación de la costra; factores que determinan su tratamiento; manera de prevenir la costra de carbonatos). R. E. Hall.—Industrial and Engineering Chemistry, Vol. 17, Marzo, 1925. pp. 289-90.



COTIZACIONES

PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS

LAS COTIZACIONES DE LOS PRECIOS DE MATERIALES PARA MINAS LAS DEBEMOS A LA AMABILIDAD DE LAS PRINCIPALES CASAS IMPORTADORAS DE ESTOS ARTÍCULOS EN CHILE. EL «Boletín Minero» TENDRÁ SUMO AGRADO EN PONER EN COMUNICACIÓN AL SUBSCRIPTOR QUE ASÍ LO SOLICITE CON AQUELLA CASA QUE COTICE PRECIOS DE ARTÍCULOS POR ÉL NECESITADOS.

Explosivos

DINAMITA DE 40%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$	130.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso... £	3-0-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	3-0-7

DINAMITA DE 60%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$	153.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso... £	3-8-3
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	3-8-3

GELIGNITA DE 42%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$	140.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso... £	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	3-4-7
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso... >	2-16-0

GELIGNITA DE 62%:

El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... \$	165.— m/cte.
El cajón de 50 libras netas, marca "Novel", puesto en Valparaíso... £	3-15-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Tronador", puesto en Valparaíso... >	3-15-11
El cajón de 50 libras netas, marca "Elefante", puesto en Valparaíso... >	3- 2 -0

FULMINANTES ELÉCTRICOS N.º 6:

El mil en Valparaíso, marca "Tronador"..... \$	688.— m/cte.
El mil en Valparaíso, marca "Novel"..... £	15-19-11
El mil en Valparaíso, marca "Tronador"..... >	15-19-11
El mil en Valparaíso..... >	16-15- 0

ALAMBRES PARA FULMINANTES ELÉCTRICOS:

El rollo de 500', marca "Tronador", en Valparaíso..... \$	97.— m/cte.
El rollo de 500' Duplex N.º 14..... £	2-5-0

GUÍAS ORDINARIAS:

Los mil pies, marca "Negra", en Valparaíso..... \$	40.— m/cte.
Los mil pies, marca "Novel", en Valparaíso..... £	0-18-0
Los mil pies, marca "Negras comunes", en Valparaíso..... >	0-18-0

GUÍAS PARA AGUA:

Los mil pies, marca "W. C. G. P.", en Valparaíso..... \$	60.— m/cte.
Los mil pies, marca "Double Wove", en Valparaíso..... £	1-5-3

PÓLVORA NEGRA:

El quintal, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.	\$	50.—	m/cte.
El quintal, marca "San Bernardo", puesto en Santiago.	>	50.—	m/cte.

FULMINANTES N.º 3:

El mil, marca "Tronador", puesto en Valparaíso.	£	2-10-9
--	---	--------

FULMINANTES N.º 6:

Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.	\$	135.—	m/cte.
Los mil fulminantes, marca "Novel", en Valparaíso.	£	3-2-2	
Los mil fulminantes, marca "Tronador", en Valparaíso.	>	3-2-2	

ARGLONITA:

El cajón, marca "San Bernardo", puesto en la estación de Nos.	\$	110.—	m/cte
--	----	-------	-------

GELIGNITA DE 51%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante".....	£	2-19-0
--	---	--------

GELIGNITA DE 34%:

El cajón, en Valparaíso, marca "Elefante".	£	2-12-0
---	---	--------

Lubricantes

ACEITE PARA MÁQUINA DE VAPOR:

El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.	\$	1.80	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.	>	2.50	oro.

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Cilindro):

Dos latas de 5 galones cada una, marca "Internaco", en Santiago.	\$	124.60	m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.	>	2.00	oro
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.	>	2.75	oro.

ACEITE PARA MOTORES DIESEL (Descansos):

Las dos latas de 5 galones cada una, marca "Internaco", en Santiago. ..	\$	124.60	m/cte.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.....	>	1.90	oro.
El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galones.	>	2.75	oro.

ACEITE PARA MOTORES ELÉCTRICOS Y DINAMOS:

El cajón de 10 galones, marca "Buffalo", en Santiago.	\$	25.—	oro.
Las dos latas de 4 galones, cada una, marca "Internaco"; en Santiago. >		111.20	m/cte.
El galón en Santiago, marca "Standard Oil".....	>	1.90	oro.

ACEITE NEGRO:

El galón, marca "Buffalo", en Santiago, en tambor de 51 galón.	\$	1.30	oro.
El galón, marca "Standard Oil", en Santiago.	>	1.40	oro.

GRASA DE PINO:

El tarro de 37 kilos netos, marca "Buffalo", en Santiago.	\$	12.75	oro.
El barril, marca "Standard Oil", en Santiago.	>	17.00	oro.

GRASA CONSISTENTE:

El kilogramo, marca "Buffalo", en Santiago, en tambores de 200 kilos	\$	0.84	oro.
El kilogramo, marca "Standard Oil", en Santiago.	>	0.90	oro.

ACEITE DE ESPERMA:

El cajón, en Santiago.....	\$	78.—	m/cte.
El litro, en Santiago.....	>	1.75	m/cte.

KARBOLINEUM:

El litro, en Valparaíso.....	\$	1.80	m/cte.
------------------------------	----	------	--------

Pinturas

AZARCÓN:

El quintal, en Valparaíso.....	\$	36.—	oro.
--------------------------------	----	------	------

ACEITE DE LINAZA COCIDO:

El tarro de 6 galones, marca "Cóndor", en Santiago.....	\$	90.—	m/cte.
El tarro de 6 galones, marca "Genuino Inglés", en Santiago.....	>	27.75	oro

AGUARRAS:

El cajón de 10 galones, marca "Arbolito", en Valparaíso.....	\$	43.—	oro.
El cajón de 10 galones, en Santiago.....	>	43.—	oro.

PINTURA BLANCA DE ZINC:

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.—	oro.
El quintal, marca "Aconcagua", AAAA en Santiago.....	>	37.—	oro.

PINTURA BLANCA DE PLOMO

El quintal, marca "Tulipán", en Valparaíso.....	\$	40.—	oro.
---	----	------	------

Productos Químicos

ÁCIDO SULFÚRICO PURO, ESPECIAL PARA ACUMULADORES, DE 66° Bé.

Hasta 100 kilos, en Santiago.....	\$	4.—	m/cte. kilo
Hasta 500 kilos, en Santiago.....	>	3.50	m/cte. kilo
En partidas mayores.....	>	3.—	m/cte. kilo

ÁCIDO SULFÚRICO PURO, ESPECIAL PARA ANÁLISIS, DE 66° Bé:

Hasta 30 kilos, en Santiago.....	\$	6.—	m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	5.—	m/cte. kilo

ÁCIDO NÍTRICO PURO, DE 45° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.....	\$	6.—	m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	5.—	m/cte. kilo

ÁCIDO CLORHÍDRICO PURO, DE 22° Bé.

Hasta 20 kilos, en Santiago.....	\$	5.—	m/cte. kilo
En partidas mayores, en Santiago.....	>	4.—	m/cte. kilo

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, hasta 100 litros.....	\$	1.80	m/cte. litr.
De 20°, hasta 100 litros.....	>	2.05	m/cte. litr.
De 22°, hasta 100 litros.....	>	2.30	m/cte. litr.
De 25°, hasta 100 litros.....	>	2.70	m/cte. litr.

AMONÍACO HIDRATADO:

De 18°, en partidas mayores de 100 litros.....	\$	1.70	m/cte. litr.
De 20°, en partidas mayores de 100 litros.....	>	1.90	m/cte. litr.

De 22°, en partidas mayores de 100 litros.....	»	2.10 m/cte. litr.
De 25°, en partidas mayores de 100 litros.....	»	2.40 m/cte. litr.

SULFATO DE COBRE:

El cajón de 50 kilos, en Santiago.....	\$	0.60 oro kilo
--	----	---------------

Maderas

PINO OREGÓN:

Cualquier dimensión hasta 6×6" y 32' de largo.....	\$	0.95 pie cuadr.
Dimensiones superiores.....	»	1.— pie cuadr.

PINO ARAUCARIA:

Cualquier dimensión.....	\$	0.65 pie cuadr.
--------------------------	----	-----------------

ÁLAMO EN BRUTO:

Tablas ½×5×4 varas.....	\$	1.10 cada una
Tablas ¾×6×4 varas.....	»	1.60 cada una
Tablas 1×7×4 varas.....	»	2.20 cada una
Tablas 1½×9×4 varas.....	»	4.— cada una
Tablas 2×10×4 varas.....	»	5.— cada una
Cuartones 3×4×4 varas.....	»	2.40 cada uno
Cuartones 4×4×4 varas.....	»	3.— cada uno
Viguetas de 6 varas.....	»	4.50 cada una
Vigas de 8 varas.....	»	5.50 cada una

ROBLE:

Cualquier dimensión, por 4½ y 5 varas.....	\$	0.34 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 6 varas.....	»	0.36 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 6 y 7 metros.....	»	0.43 pie cuadr.
Cualquier dimensión, por 8-9 y 10 metros.....	»	0.46 pie cuadr.

LUMA:

10/12'×6 varas.....	\$	4.— cada una
12/14'×6 varas.....	»	6.— cada una
14/16'×6 varas.....	»	8.— cada una
16/18'×6 varas.....	»	11.50 cada una
18/20'×6 varas.....	»	14.— cada una
Pértigos de 9 varas.....	»	36.— cada uno
Pértigos de 8 varas.....	»	29.— cada uno

Varios

CREOSOTA:

El litro, en Valparaíso, en tambor de 200 litros.....	\$	1.10 m/cte.
---	----	-------------

ALQUITRÁN MINERAL:

El litro, en Valparaíso, tambor de 200 litros.....	\$	0.40 m/cte.
--	----	-------------

HILACHAS DE ALGODÓN:

El quintal, importadas, blancas, en Santiago.....	\$	70.— oro.
El paquete, nacionales de color, en Santiago.....	»	2.90 m/cte.

CEMENTO NACIONAL:

El saco, marca "El Melón", en Santiago.....	\$	12.— m/cte.
---	----	-------------

CARBURO DE CALCIO:

El tambor, en Valparaíso. \$ 30.— oro.

CLAVOS DE ALAMBRE, VARIAS DIMENSIONES:

El cajón, en Santiago. \$ 42.— m/cte.

CAÑERÍA PARA AGUA DE FIERRO GALVANIZADO:

El metro, en Santiago de $\frac{1}{2}$ " \$ 0.60 oro.
 El metro, en Valparaíso de $\frac{1}{2}$ " » 0.66 oro.
 El metro, en Valparaíso de $\frac{3}{4}$ " » 0.85 oro.
 Cañería para agua, de 1" » 1.14 oro.
 Cañería para agua, de $1\frac{1}{2}$ " » 2.10 oro.
 Cañería para agua, de 2" » 2.90 oro.
 Cañería para agua, de $2\frac{1}{2}$ " » 4.40 oro.
 Cañería para agua, de 3" » 5.30 oro.

CORREA BALATA DE 2".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . \$ 6.65 m/cte.
 " " " 3".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . » 9.80 m/cte.
 " " " 4".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . » 13.35 m/cte.
 " " " 6".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . » 26.70 m/cte.
 " " " 8".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . » 40.95 m/cte.
 " " " 10".—El metro, en Santiago, marca "Rublata" . . . » 55.15 m/cte.

CORREA DE CUERO DE 2".—El metro, en Santiago, marca "Schieren" . . \$ 9.80 m/cte.
 Id. marca "Duxbak" » 14.25 m/cte.
 Correa de cuero de 3".—El metro en Santiago, marca "Schieren" . . . » 14.70 m/cte.
 Id. marca "Duxbak" » 21.35 m/cte.
 Correa de cuero, de 4".—El metro, en Santiago, marca "Schieren" . . . » 19.60 m/cte.
 Id. marca "Duxbak" » 28.50 m/cte.
 Correa de cuero de 6".—El metro, en Santiago, marca "Schieren" . . . » 29.40 m/cte.
 Id. marca "Duxbak" » 42.70 m/cte.
 Correa de cuero de 8".—El metro, en Santiago, marca "Duxbak" . . . » 56.95 m/cte.

CORREA DE CUERO DE 2".—El metro, en Santiago. \$ 6.— m/cte.
 " " " 3".—El metro, en Santiago. » 9.— m/cte.
 " " " 4".—El metro, en Santiago. » 13.20 m/cte.
 " " " 6".—El metro, en Santiago. » 21.60 m/cte.
 " " " 8".—El metro, en Santiago. » 28.80 m/cte.
 " " " 10".—El metro, en Santiago. » 36.— m/cte.
 " " " 12".—El metro, en Santiago. » 43.20 m/cte.

ACERO OCHAVADO PARA MINAS, DE $7/8$ " :

El quintal, en Valparaíso. \$ 36.— oro.

PERNOS PARA ECLISAS:

El ciento, puesto a bordo en Valparaíso. \$ 9.— oro.

CLAVOS RIELEROS IMPORTADOS

El ciento, en Valparaíso, a bordo. \$ 62.— oro.

CARROS MINEROS:

Cada uno. \$ 250.— oro.

MINERALES Y METALES VARIOS EN NUEVA YORK (1)

(El signo \$ significa dollars U. S. Cy.)

- Aluminio.**—99%, \$ 0.28 la libra; 98%, 0.27.—Londres, 98% £ 125 tonelada de 2,240 libras.
- Antimonio.**—Standard en polvo a 200 mallas, \$ 0.11½ a 0.13 la libra.
- Blenda.**—Precio medio \$ 52.26 por tonelada de 2,000 libras.
- Bismuto.**—\$ 1.95 la libra en lotes mayores de 1 tonelada.—Londres 7½ d. la libra.
- Cobalto.**—\$ 2.50 a 3 la libra.
- Mineral de plomo.**—Precio medio sobre la base de 80% de plomo \$ 115.
- Magnesio.**—99.9%, \$ 0.90 a \$ 1 por libra.
- Molibdeno.**—99%, \$ 25 por kilo.
- Mercurio.**—\$ 79, por frasco de 75 libras.—Londres £ 12½0.
- Nickel.**—Electrolítico \$ 0.38 con 99.75% de ley.—Londres £ 175 por tonelada de 2,240 libras.
- Platino.**—Refinado, \$ 117 por onza; crudo \$ 114 a \$ 116.—Londres £ 24 por onza.
- Radio.**—\$ 70 por mg. de radio contenido.
- Selenio.**—Negro en polvo, amorfo, 99.5%, \$ 2.20 por libra.
- Tungsteno.**—En polvo, 97% a 98% \$ 0.95 a \$ 1 por libra de tungsteno contenido.

MINERALES METALICOS

- Cristales de galena para radio.**—De la mejor calidad \$ 0.50 por libra, en lotes de 500 libras f. o. b. en Philadelphia.
- Mineral de cromo.**—Por tonelada, c. i. f. en puertos del Atlántico, de Rhodesia \$ 22; de Nueva Caledonia \$ 24.
- Mineral de manganeso.**—\$ 0.42 por unidad en la tonelada de 2,240 libras en los puertos, más el derecho de importación. Para productos químicos, en polvo, grueso o fino de 82% a 87% de MnO^2 , Brasilerio o Cubano \$ 70 a \$ 80 por tonelada en carros.
- Molibdeno.**—\$ 0.60 a \$ 0.70 por libra de MoS^2 , de 85% concentrado de MoS^2 .
- Mineral de tungsteno.**—Por unidad, en Nueva York, wolframita, \$ 9 a \$ 9.50 de alta ley, Shelita, \$ 9.50 a \$ 10, de alta ley.
- Vanadio.**—Mínimo 18% B^2O^5 , \$ 1 a \$ 1.25 por libra.

(1) Tomado del "Engineering and Mining Journal-Press" de Nueva York.

MINERALES NO METALICOS

Los precios de los minerales no metálicos varían mucho y dependen de las propiedades físicas y químicas del artículo. Por lo tanto, los precios que siguen sólo pueden considerarse como una base para el vendedor, en diferentes partes de los Estados Unidos.

El precio final de estos artículos sólo puede arreglarse por medio de un convenio directo entre el vendedor y el comprador.

Asbesto.—Crudo N° 1, \$ 350 a \$ 425. Crudo N° 2, \$ 200 a \$ 275, en fibras \$ 100 a \$ 175. Planchas de fibras de magnesia comprimidas \$ 65 a \$ 100. Stock para techos \$ 45 a \$ 55. Stock para papel \$ 35 a \$ 40. Stock para cemento de \$ 15 a \$ 25. Desperdicios \$ 9 a \$ 12. Arena, \$ 6 a \$ 8.—Todos estos precios son por tonelada corta f. o. b. Quebec, el impuesto y los sacos están incluídos.

Azufre.—\$ 16 a \$ 18 por tonelada, para azufre doméstico, f. o. b. Texas y Louisiana; \$ 18 a \$ 20 para exportación f. a s. Nueva York.

Barita.—Cruda, \$ 7 a \$ 8 por tonelada gruesa f. o. b.; molida, sin color, \$ 14 la tonelada. Blanca, descolorada, \$ 17.

Bauxita.—Americana, f. o. b. por tonelada gruesa, molida y seca \$ 5.50 a \$ 8.50. Pulverizada y seca, \$ 14. Calcinada y chancada \$ 19 a \$ 20.

Bórax.—Granulado o en polvo y en sacos \$ 0.04 $\frac{3}{4}$ por libra. Entregado cristales \$ 0.05 mercado normal.

Cal para flujo.—Depende de su origen; f. o. b. en los puertos de embarque, por tonelada, chancada a media pulgada y a menos \$ 1.10 a \$ 1.70; chancada a tres pulgadas y más \$ 0.90 a \$ 1.50. Para usos agrícolas, \$ 1.50 a \$ 5.

Cuarzo en cristales.—Sin color y claro en pedazos de $\frac{1}{4}$ a $\frac{1}{2}$ libra, \$ 0.30 por libra en lotes de más de 1 tonelada. Para usos ópticos y con las mismas condiciones: \$ 0.60 por libra.

Feldespató.—Por tonelada de 2,240 libras f. o. b., en carro de Nueva York, N° 1 crudo \$ 8; N° 1 para porcelanas, a 140 mallas, \$ 22. Para enámel, 80 a 100 mallas, \$ 13.50 a \$ 16. Para vidrio 30 a 100 mallas \$ 19. (Virginia).

Fosfatos.—Por tonelada larga de 2,240 libras f. o. b. Florida, 75% \$ 5.25, 70% \$ 3.50.

Flouspató.—En colpa, con no menos de 85% de CaF^2 y no más de 5% de SiO^2 \$ 21.

Grafito.—De Ceylan de primera calidad, por libra, en colpa, \$ 0.06 $\frac{1}{2}$ a 7. En polvo \$ 0.02 $\frac{1}{2}$ a 4. Amorfo, crudo, \$ 15 a \$ 35 por tonelada, en hojas N° 1 y 2 de \$ 0.12 a 0.30.

Kaolina.—f. o. b. Virginia, por tonelada corta, cruda N° 1, \$ 7. Cruda N° 2, \$ 5.50. Lavada, \$ 8. Pulverizada, \$ 10 a \$ 20. In-

- glesa importada f. o. b. en los puertos americanos, en colpa \$ 12 a \$ 20. Pulverizada \$ 45 a \$ 50.
- Magnesita.**—Por tonelada, f. o. b. California, calcinada en colpa, 85% MgO \$ 35. Calcinada y molida a 200 mallas \$ 42.50.
- Mica.**—Precios de Carolina del Norte, despojos de \$ 17 a \$ 20 por tonelada neta; en plancha, por libra calidad N° 1, clara $1\frac{1}{4}''$ \$ 0.07.— $1\frac{1}{2}'' \times 2''$, \$ 0.16.— $2'' \times 2''$, \$ 0.30.— $2'' \times 3''$, \$ 0.75.— $3'' \times 3''$, \$ 1.25.— $3'' \times 4''$, \$ 1.75.— $3'' \times 5''$, \$ 2.35.— $4'' \times 6''$, \$ 3.— $6'' \times 8''$, \$ 4.50. Molida a 60 mallas \$ 65 por tonelada. A 140 mallas, \$ 125. En seco para techo \$ 30. En seco para techo a 160 mallas, \$ 70.
- Monacita.**—Mínimo de 6% de ThO_2 , \$ 120 por tonelada.
- Potasa.**—Cloruro de potasa de 80 a 85% sobre base de 80% en sacos, \$ 34.55. Sulfato de potasa de 90 a 95% sobre base de 90%, \$ 45.85. Sulfato de potasa y magnesia, 48 a 53%, sobre base de 48% \$ 26.35. Para abono de 30%, \$ 19.03. Para abono de 20% \$ 12.55.
- Piritas.**—Española, por tonelada de 2,240 libras c. i. f., en los puertos de los Estados Unidos, tamaño para los hornos, \$ 0.12. En colpa, \$ 0.11. Fino, \$ 0.11 $\frac{1}{2}$.
- Sílice.**—Molida en agua y flotada, por tonelada f. o. b. Illinois a 400 mallas, \$ 31; a 325 mallas, \$ 26; a 250 mallas, \$ 22; a 200 mallas, \$ 20; a 100 mallas, \$ 8.
- Cuarzita.**—En el Canadá de 99% SiO_2 , \$ 3 por tonelada neta; Arena para fabricar vidrios, \$ 2 a \$ 2.25 por tonelada; para ladrillo y moldear, \$ 2 a \$ 2.25.
- Talco.**—Por tonelada, en sacos de papel de 60 libras, molido a 200 mallas, extra blanco, \$ 10.50, más el saco. A 180 mallas medio blanco, \$ 9.50 a \$ 10 más el saco.
- Tiza.**—f. o. b. Nueva York, por libra, inglesa, muy liviana \$ 0.05. Doméstica, liviana \$ 0.04 $\frac{1}{4}$ a \$ 0.04 $\frac{1}{2}$. Por tonelada en cantidades \$ 5 a 5 $\frac{1}{2}$.
- Yeso.**—Por tonelada, según su origen, chancado \$ 2.75 a \$ 3; molido a \$ 6; para abono de \$ 6 a \$ 7, calcinado, \$ 8 a \$ 16.
- Zirconio.**—99%, \$ 0.06 por libra, f. o. b. Florida; pulverizado, \$ 0.07, por libra, f. o. b. Florida.

OTROS PRODUCTOS

- Nitrato de soda.**—\$ 2.65 por cada 100 libras. En los puertos del Atlántico.
- Oxido de arsénico.**—(Arsénico blanco) \$ 0.05 $\frac{1}{4}$ a 0.05 $\frac{3}{4}$, por libra, entregado.
- Oxido de zinc.**—Por libra, en sacos y libre de plomo: \$ 0.07 $\frac{3}{4}$ Francés, sello blanco, \$ 0.11 $\frac{7}{8}$.
- Sulfato de cobre.**—0.04 $\frac{3}{4}$ por libra.
- Sulfato de sodio.**—\$ 17 a \$ 19 por tonelada en Nueva York.

LADRILLOS REFRACTARIOS

Ladrillo de bauxita.—\$ 140 a 145 por M. en Pittsburg Pa.

Ladrillos de cromo.—\$ 48 a \$ 50 por tonelada neta f. o b.

Ladrillos refractarios.—Calidad superior \$ 43 a \$ 46 por M. en Ohio, Kentucky FF. CC. Pennsylvania Central. Ladrillos de 2ª clase, \$ 36 a \$ 40.

Ladrillos de magnesita.—De 9" derechos \$ 65 a \$ 68 por tonelada neta, f. o. b. en las fábricas. Quemados por completo, \$ 40 a \$ 42 por tonelada neta, en Chester Pa; \$ 29 a \$ 31 en Washington.

Ladrillos de sílice.—\$ 40 a \$ 42 por M. en Pennsylvania; \$ 45 a \$ 47 Alabama; \$ 49 a \$ 51 en Indiana.

PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
14.....	31 ¹ / ₈	174.43
28.....	31 ³ / ₁₆	180.34

COBRE

QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
14.....	220.32	95.83 Escala 220 cents. 98.90 ¹ / ₂	11.58 ¹ / ₂ Escala 125 ³ / ₄ cents. 11.95 ¹ / ₂
28.....	227.38	Escala 227 cents.	Escala 129 ¹ / ₂ cents.

SEMANAL EN NUEVA YORK

DÍAS	Centavos por libra	DÍAS	Centavos por libra
7.....	13 ³ / ₈	21.....	13 ³ / ₈
14.....	13 ³ / ₈	28.....	13 ³ / ₈

DIARIA EN LONDRES

DÍAS	£ por tonelada		DÍAS	£ por tonelada	
	Contado	3 meses		Contado	3 meses
1.....	59.10.0	60.10.0	18.....	60. 7.6	61. 7.6
4.....	59.17.6	60.17.6	19.....	60. 5.0	61. 2.6
5.....	60. 5.0	61. 5.0	20.....	60. 2.6	61. 0.0
6.....	60. 0.0	61. 0.0	21.....	60. 2.6	61. 2.6
7.....	59.17.6	60.17.6	22.....	60. 0.0	61. 0.0
8.....	60. 5.0	61. 2.6	25.....	61. 2.6	61. 0.0
11.....	60.10.0	61.10.0	26.....	60. 0.0	61. 0.0
12.....	60.10.0	61. 2.6	27.....	60. 0.0	61. 0.0
13.....	60. 5.0	61. 5.0	28.....	60. 2.6	61. 2.6
14.....	60. 5.0	61. 2.6	29.....	60. 5.0	61. 2.6
15.....	60. 7.6	61. 7.6			

CAMBIO Y RECARGO DEL ORO

DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18d.	Recargo del oro %	DÍAS	\$ m/c. por £	£ por oro 18 d.	Recargo del oro %
2	41.80	12.30	238.00	16	41.00	12.30	234.50
4	41.60	12.30	238.00	18	41.40	12.20	236.70
5	41.60	12.30	238.50	19	41.60	12.30	237.80
6	41.60	12.30	238.00	20	41.40	12.30	235.00
7	41.60	12.30	237.50	22	41.40	12.30	234.50
8	41.60	12.30	236.50	23	41.60	12.30	236.00
9	41.60	12.30	237.50	26	41.80	12.40	235.80
11	41.00	12.30	233.50	27	42.00	12.50	237.00
12	40.80	12.39	232.80	28	41.80	12.40	236.00
13	41.00	12.39	234.00	29	42.00	12.40	236.80
14	40.80	12.30	231.50	30	12.40	237.50
15	41.00	12.38	233.50				

SALITRE

14 Mayo.

El mercado ha estado tranquilo durante la pasada quincena y la demanda por salitre de la Asociación ha sido limitada, las ventas suben a más o menos 60,000 toneladas, de las cuales 30,000 toneladas corresponden a entregas Mayo/Junio y 30,000 toneladas para Julio, haciendo un total de ventas para embarque de Julio 1924 a Junio 1925, de 24.018,023 qtls. mét. y para Julio 1925 a Diciembre 1925, de 3.197,260 qtls. mét.

Se han vendido pequeños lotes a precios más bajos que la Asociación para entrega Mayo.

El mercado europeo está tranquilo, pero firme con algunas ventas para llegada pronto a £ 11.17.6 c.i.f. Amberes/Hamburgo y a £ 11.19.0 puesto playa en el Continente.

La producción durante el último mes, fué de 1.806,094 qtls. méts. con 84 oficinas trabajando, esto demuestra un aumento de 1.931,722 qtls. méts. comparado con el mismo período el año anterior cuando trabajaban 90 oficinas.

El total exportado durante Abril, fué de 1.727,067 qtls. méts. comparado con 1.443,866 qtls. méts. que fué lo exportado en Abril 1924.

La producción y exportación de los primeros 4 meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

Año	Producción	Exportación
1922	2.787,840 qtls. méts.	2.301,826 qtls. méts.
1923	» 5.490,771 »	» 8.958,900 »
1924	» 7.757,409 »	» 7.971,600 »
1925	» 7.868,589 »	» 9.239,223 »

El mercado de fletes por salitre, continúa muy tranquilo, con muy poco interés de parte de los exportadores para Reino Unido o Continente. Espacio por vapores de la carrera se ha ofrecido a 23/- para puertos alemanes y holandeses y a 26/6 para lotes mensuales de Junio a Marzo 1926 para Havre/Hamburgo. Para embarque durante toda la estación la cotización nominal es de 28/- a 29/- según el destino fijado. Para puertos del Atlántico norte de España los fletes que rigen es de 3/- más alto que para las antedichas cotizaciones respectivamente. Ha habido algún interés para contratar espacio para el Mediterráneo a 27/- para embarque Junio, y 29/- para Julio para Málaga/Génova. Espacio por vapores españoles se ha ofrecido a 29/- para embarques mensuales desde Junio a Diciembre para Cádiz o Barcelona sin encontrar interesados.

Para Estados Unidos Galveston/Boston la posición está ahora más firme y se dice que un vapor de ocasión embarque esperado en Julio se fletó a 5 dollars. Las compañías de vapores también están pidiendo este tipo para pronto, y para posiciones más adelante directamente a New York. Para la costa Occidental espacio Junio/Julio se puede obtener a 3.75 dollars para San Francisco y posiblemente para Puget Sound para cuya destinación se pide 4 dollars.

28 Mayo.

El mercado salitrero ha estado inactivo, la Asociación de Productores no ha vendido salitre durante la pasada quincena, y ha rehusado vender para entregas Junio/Julio sin precio fijo.

El comité designado por el Gobierno para informar sobre la reducción en los derechos de exportación del salitre aún no ha pasado

su informe, así es que el Directorio no ha fijado los precios para entregas futuras hasta no saber la resolución del Gobierno, pero como los estatutos dicen que los precios deben ser fijados a más tardar el 31 de Mayo, los miembros del Directorio han sido citados para el 30 y 31 del presente.

El mercado europeo también ha continuado tranquilo y las ventas registradas en el Continente son de £ 11.16.0 a £ 11.19.0 puesto playa; también se ha vendido un cargamento llegada pronto a £ 11.15.6 c.i.f. Rotterdam.

El total exportado durante la primera quincena de Mayo fué de 381,128 qtls. méts. comparado con 460,080 qtls. méts. en 1924.

El mercado de fletes cierra flojo e incierto debido a que los exportadores no tienen interés en operar hasta que la Asociación de Productores de Salitre fije sus precios a partir del mes de Junio. Para Reino Unido o Continente espacio para Junio está algo escaso y se cotiza nominalmente a 25/- para Havre/Hamburgo. Para Julio a Diciembre mensual la cotización es de 26/6 con 2/6 extra para opción de Burdeos, Brest, St. Nazaire y Nantes, y 5/- extra para puertos del Atlántico norte de España. Para Nov./Dic. 1925 y Julio/Dic. el tipo es de 21/- a 30/- según destino. Para el Mediterráneo Málaga/Génova espacio para Junio, se puede obtener a 26/6, pero para posiciones más adelante el tipo es de 32/-. Para Cádiz, Barcelona, Marseille y Génova espacio por vapores de pasajeros se podría obtener a 28/- para Junio a Septiembre.

Para Estados Unidos Galveston/Boston no se han hecho negocios durante la quincena, y el tipo de 5 dollars queda sin cambio para Julio/Agosto y Agosto/Septiembre por vapores de ocasión. Por compañías de la carrera el tipo es ahora de 4.85 dollars, para Junio a 5 dollars para más adelante para New York.

Para la costa Occidental espacio para Junio/Julio se cotiza a 3.75 dollars para San Francisco y 4 dollars para Puget Sound.

CARBON

14 Mayo.

No se han efectuado transacciones de importancia durante la pasada quincena y el mercado puede considerarse paralizado con precios bastante flojos.

Carbón australiano se cotiza ahora de 38/- a 39/- por velero salida esperada Julio/Agosto lo cual demuestra que los fletes están bajando.

Americano Pocahontas o New River queda sin cambio y se cotiza a 33/- para puertos salitreros por vapor para cualquier posición.

Cardiff Admiralty List en camino se cotiza a 43/- y para embar-

que más adelante 45/ West Hartley Mayo/Junio por vapor se ofrece a 36/- para puertos salitreros.

Nacional las mejores clases queda sin cambio a \$ 80.- m/c. c.i.f. Coquimbo-Arica para cualquier entrega.

28 Mayo.

El mercado ha continuado flojo con transacciones de poca importancia. En casi todas las clases de carbón el precio ha bajado.

Australiano, debido a que los fletes están baratos ha continuado de baja y los importadores desean tratar negocio a más o menos 37/6 para salidas futuras para puertos salitreros.

Americano Pocahontas o New River el precio queda sin cambio a 33/- para parte de cargamento en camino, pero posiblemente 32/- podría resultar para cargamento completo con descarga gruesa.

Cardiff Admiralty List Julio/Agosto se cotiza a 45/- por vapor. West Hartley ha bajado y se han efectuado negocios a 35/- para puertos salitreros por carbón en camino como también para embarques más adelante.

Nacional las mejores clases se han colocado a 36/- para entrega pronta c.i.f. puertos salitreros.

ACCIONES MINERAS EN LAS BOLSAS DE SANTIAGO Y VALPARAISO

PRECIO DE COMPRADORES

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DÍAS							
			8		15		22		29	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
ORO										
Dichas.....	\$ 40	..	32½	38	35	..
PLATA										
Condoriaco.....	\$ 10	6½	7½	..
Caylloma.....	5 ⅜
Huanuni.....	£ 1	86	86½	87
Nueva Elquí.....	\$ 10	..	4 ⅜	4¼	..
COBRE										
Disputada.....	\$ 25	..	31	..	35¼	..	36½
Las Chiles.....	\$ 20	\$ 20	2½	3¼	..

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DIAS							
			8		15		22		29	
	Pagado	Nominal	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
ESTAÑO										
Chacaltaya.....	£ 1	..	24	..	23 $\frac{3}{4}$..	23 $\frac{1}{2}$
Colquirí	\$ 5	..	28 $\frac{3}{4}$	8 $\frac{1}{4}$..	9	8 $\frac{1}{2}$	8 $\frac{1}{4}$
Kala-Uyu	£ 1	..	37	..	39	38 $\frac{1}{2}$..	38
Kumurana.....	£ 1	..	36 $\frac{3}{4}$..	38 $\frac{1}{2}$	35 $\frac{1}{4}$	32 $\frac{1}{2}$..
Morococala	£ 1	..	53	52 $\frac{1}{4}$	53 $\frac{1}{4}$..	52 $\frac{1}{4}$..	50 $\frac{1}{4}$..
Oruro	\$ 20	28 $\frac{1}{2}$..	27	..
Patiño	£ 1	..	283	302	298 $\frac{1}{2}$	297	289	..
Salvador	Sh 10	..	6 $\frac{3}{4}$..	6	..	6 $\frac{1}{2}$..	5 $\frac{3}{4}$..
Santo Cristo	\$ 10	..	8 $\frac{1}{4}$..	7 $\frac{1}{2}$..	7 $\frac{1}{2}$..	7	..
CARBON										
Máfil	\$ 50	30 $\frac{1}{4}$
SALES POTASICAS										
Potasa.....	\$ 10	7 $\frac{1}{2}$..	6 $\frac{1}{2}$
SALITRERAS										
Antofagasta	\$ 50	\$ 50	..	72	76	72 $\frac{1}{2}$	71 $\frac{3}{4}$	72 $\frac{1}{2}$	78 $\frac{1}{2}$	72
Perfetti	£ 1	11	..

