

## BOLETIN MINERO

DE LA

**Sociedad Nacional de Minería**

SANTIAGO DE CHILE

Director: Fernando Benítez

## SUMARIO

	Pág.
El Informe de la "Royal Commision of the Coal Industry" . . .	508
El Impuesto de exportación al cobre . . . . .	513
Rasgos geológicos de las vetas estañíferas de Bolivia, por F. R. Koeberlin . . . . .	516
El enriquecimiento secundario de las menas de estaño . . . .	534
Informe sobre los humos de la Oroya emitido por el Cuerpo de Ingenieros de Minas del Perú . . . . .	536
Concentración de los minerales por la flotación, por Edwin Edser . . . . .	547
Construcciones desmontables apropiadas para empresas mineras, por el Ingeniero Sirio Contrucci . . . . .	553
El teléfono en las minas, por José Castells . . . . .	556
SECCIÓN SALITRERA.—La industria del salitre, por Emiliano López S. . . . .	559
Investigaciones sobre el nitrógeno. El costo del salitre en Chile, por H. Fóster Bain y H. S. Mulliken ( <i>Continuación</i> ) . .	575
Sulfato de aluminio . . . . .	582
Bibliografía . . . . .	583
Estadística de metales . . . . .	586
Cotizaciones . . . . .	589

NOTA.—En la página 435 del "Boletín" de Abril, línea 15, debe leerse:  
4.400,000 toneladas métricas.

# EL INFORME DE LA "ROYAL COMMISSION OF THE COAL INDUSTRY"

Después de algunos meses de laboriosos estudios, la Comisión inglesa del carbón presentó a su Gobierno un informe detallado y completo acerca de las causas que, a su entender, tenían postrada a la industria hullera inglesa, y en el que también se preconizan una serie de medidas, algunas de ellas radicales por su trascendencia, sino por su novedad, que los miembros de la Comisión estiman indispensables para solucionar la grave crisis por que la industria atraviesa.

El informe fué recibido con satisfacción y hasta con entusiasmo por la gran mayoría del pueblo inglés, cansado de las eternas disputas entre propietarios y mineros, entre la Asociación y la Federación, cuyo resultado final siempre era el mismo: el público tenía que pagar los vidrios rotos en forma de precios más subidos por su carbón, que en Inglaterra es tan necesario como el pan. Que esa satisfacción y ese entusiasmo no eran superficiales, quedó ampliamente demostrado en la reciente huelga general que sufrió ese país, huelga que fué declarada apenas el Gobierno Británico manifestó su propósito de llevar a la práctica las conclusiones unánimes de la Comisión, que habían sido aceptadas en todas sus partes por la Asociación de Productores. En esta ocasión y con motivo de la huelga, el gobierno de Mr. Baldwin pudo contar con la adhesión entusiasta y la cooperación espontánea de la gran mayoría de la nación, que no estaba dispuesta, en manera alguna, a que todas sus actividades quedaran totalmente paralizadas por una mera disputa entre los patronos y obreros de una sola industria, aun cuando esa industria fuera de tanta importancia como la del carbón.

Las conclusiones principales a que llegó la Comisión del Carbón inglesa, integrada, entre otros, por los señores: Sir Herbert Samuel, Presidente; Sir William Beveridge; General Sir Herbert Lawrence; y Mr. Kenneth Lee, fueron las siguientes:

1.º Rechazo total y decisivo de la política de nacionalizar la industria, propuesta por la Federación de Mineros. La Comisión aconseja que la industria continúe, como hasta ahora, dirigida por el interés particular. El proyecto de los mineros fué sujeto a un examen detallado y se llegó a la conclusión de que no era práctico y que no ofrecía buenas perspectivas de obtener ganancias económicas y sociales. Según los miembros de la Comisión, contenía graves peligros económicos y, "no encontramos en él ninguna ventaja que no se pueda alcanzar tan fácilmente, o aún más fácilmente, por otros medios". La demanda de grandes cambios en la organización y mejoras en la eficiencia de la industria y de una expansión en la influencia de los mineros sobre las condiciones que gobiernan su vida de trabajo, se describe como "legítima" y los miembros de la Comisión creen que estas medidas se pueden efectuar sin embarcarse en una operación tan vasta y tan peligrosa como la nacionalización. "Es uno de los objetivos principales de este Informe el sugerir las maneras de llevarlas a cabo."

2.º El derecho a la propiedad minera debiera ser adquirido por el Estado por compra donde tiene un valor nacional y por medio de una ley, en el caso de carbones no probados o de carbones a grandes profundidades que no tienen, en el presente, valor comercial.

Se nombraría una Comisión del Carbón, bajo la presidencia del Ministro de Minas, para efectuar la compra y administrar la propiedad minera.

3.º “Que el subsidio a las minas de carbón cese el 30 de Abril, fecha hasta cuando estaba autorizado y que nunca más se repita”. El Informe, dice que es indefensible que la gente que trabaja en otras industrias tenga que pagar impuestos para poder dar utilidades a los empleadores o para mantener los salarios de los trabajadores en la industria particularmente afectada, ya que las utilidades y los salarios en las otras industrias no son con frecuencia mejores y, algunas veces, aún peores. La Comisión no sólo condena un subsidio general, sino también un subsidio limitado a: 1.º A las minas de carbón que estén al margen de las utilidades como una medida temporal; o 2.º A aquella parte de la industria que exporta su producción. Un subsidio al carbón exportado tendría el efecto de una regalía a las industrias extranjeras del hierro y del acero que compran carbón inglés, y es posible que Alemania, nuestro principal competidor en la exportación de carbón, adopte una medida similar.”

“Cada una de las dos naciones haría, entonces, impuesto una carga adicional a su presupuesto, mientras que sus posiciones relativas permanecerían, al final, en el mismo lugar que al principio.”

#### *Revisión de los Salarios.*

Si para el próximo Mayo, las entradas y los costos permanecen cerca de sus niveles actuales, y si el subsidio se suspende, la industria quedaría en bancarrota; una gran proporción de las minas de carbón se vería obligada a cerrar sus puertas; cientos de miles

de mineros quedarían sin ocupación, las mejores minas quedarían trabajando y obtendrían mayores precios por su carbón, estos mayores precios intensificarían la depresión en las industrias del hierro y del acero y en la de las construcciones navales y afectarían seriamente a otras industrias; los mercados de exportación, tanto para el carbón como para las manufacturas se perderían, lo que causaría, a su turno, una mayor depresión con la consiguiente reacción adversa sobre la industria del carbón.

#### *El acuerdo de 1924.*

Es necesario revisar el aumento del porcentaje mínimo a los salarios básicos estipulados en el convenio de 1924. Esto no quiere decir que se vuelva al mismo mínimo de 1921, ni tampoco una reducción uniforme en el mínimo actual. En algunos distritos se necesitará menos; en algunos distritos, más. En algunos distritos es imposible el pensar en una reducción de los salarios, suficiente aún, para equiparar las entradas con los costos, tales como estaban en el último trimestre de 1925, y “sobre esta base no se puede pensar en utilidades.” Debe resguardarse la posición de los hombres peor pagados, como en la actualidad por medio de bonificaciones que garanticen su subsistencia. “Sólo se debate el porcentaje mínimo, y no el salario necesario para vivir, ni el salario actual que se pagaría bajo condiciones normales”. La rebaja del porcentaje mínimo no tocaría al trabajador que está recibiendo la bonificación que garantiza su subsistencia, pero afectaría los mineros mejor pagados que obtienen desde el “mínimo” hasta £ 4 y más. Si la investigación de los libros, mostrara entradas sufi-

cientes para pagar más que el nuevo mínimo en cualquier distrito, se pagarían salarios más altos automáticamente.

La Comisión da énfasis a su opinión de que "la revisión del porcentaje debiera depender de la aceptación por todos los interesados de aquellas medidas de reorganización que procuren a la industria un nuevo período de prosperidad que conduzca a mayores salarios." También se sugiere la idea de que antes de pedir cualquier sacrificio a aquellos ocupados en la industria, "se llegará a un acuerdo definitivo entre dichas partes para tomar todas las medidas prácticas para mejorar la organización y aumentar la eficiencia de la industria tan pronto como las circunstancias lo permitan."

#### *Las Negociaciones sobre Salarios.*

Los principios generales para los acuerdos sobre salarios debieran dictarse para todo el país. Debiera existir, sin embargo, un grado grande de flexibilidad en los salarios de los diferentes distritos. Como primer paso para la confección de un nuevo acuerdo, la Asociación de Propietarios y la Federación de Mineros debieran reunirse nacionalmente. La cuestión del porcentaje mínimo puede razonablemente referirse a las Asociaciones de los distritos para que redacten las proposiciones, las que se presentarían a la Conferencia Nacional para su aceptación.

#### *El Día de Trabajo.*

La duración del día de trabajo no debe sufrir alteración. Debiera considerarse la redistribución opcional de las horas de trabajo dentro del total

semanal (42 horas) en cinco, en lugar de seis días. Debiera extenderse el sistema de los turnos múltiples.

"En el caso de que los mineros prefirieran alguna extensión de las horas con alguna menor reducción de los salarios, el Parlamento, sin duda, estaría preparado para autorizarlo. Nosotros esperamos, sin embargo, que esto no ocurra".

#### *La Amalgamación.*

La amalgamación de muchas de las pequeñas unidades actuales de producción es, además de deseable, práctica. Cualquier medida de amalgamación obligatoria y arbitraria sería perjudicial; las medidas que se tomen deben permitir que cada caso se trate individualmente. El Estado, como propietario del carbón, estaría en situación de ayudar cualquiera amalgamación deseable al conceder nuevos arriendos o al renovar los antiguos; debiera legislarse en el sentido de hacer posible la transferencia obligatoria de intereses bajo los arriendos existentes cuando las amalgamaciones deseables no puedan efectuarse por faltar el consentimiento de algunas de las partes interesadas, o, porque sus demandas no son razonables.

#### *Combinación Industrial.*

Debiera fomentarse una relación más estrecha entre la industria del carbón y sus aliadas. Los requerimientos de luz, fuerza motriz y calor de la Nación, debieran estar bajo la dirección constante de un Cuerpo constituido para este propósito. La Comisión propone el establecimiento de un Comité Nacional de Combustibles y Fuerza Motriz de carácter con-

sultivo, compuesto de representantes nombrados por el Gobierno entre las Asociaciones oficiales y aquellas otras interesadas.

### *Trabajos de Investigación.*

La industria debiera extender, con el apoyo del Estado, las medidas necesarias para intensificar los trabajos de investigación. El Estado debiera conceder ayuda financiera para continuar los experimentos sobre la carbonización a baja temperatura en escala comercial.

### *La Distribución.*

La Comisión recomienda la formación de agencias de venta bajo el sistema de cooperativas, que se necesitan especialmente en el comercio de exportación, y un muestreo y análisis oficial del carbón con el objeto de venderlo bajo especificaciones y garantías dadas. Debiera concederse a las autoridades locales el permiso necesario para tomar parte en las ventas al por menor. Debieran tomarse las medidas del caso para adoptar carros mayores en los ferrocarriles y obtener una mayor concentración en la propiedad de los vagones. Debiera formarse un Comité mixto del Ministerio del Transporte y del Departamento de Minas, para llevar a cabo estas medidas.

### *La transferencia de la Mano de Obra.*

La Comisión considera inevitable el cierre de un número de minas. Esta medida ocasionará la inevitable transferencia de mano de obra en una escala considerable. El Gobierno debiera

preparar de antemano las medidas necesarias para ayudar en lo que sea posible, y debiera consultar los fondos necesarios para este objeto.

### *Planes para la distribución de utilidades, etc.*

El principio de los acuerdos recientes sobre jornales es justo, pero son necesarios ciertos cambios en el sistema de averiguar las entradas de la industria, siendo el más importante aquel relacionado con los precios a que las minas venden el carbón a las industrias asociadas. Generalmente debieran establecerse comités mixtos.

Los obreros que no trabajan en los frentes de arranque del carbón debieran tener un interés directo en la producción.

Es deseable la introducción de un sistema de bonificación a las familias.

Debiera hacerse obligatorio y por ley el establecimiento de planes para la distribución de las ganancias en los que se asegure a los trabajadores una distribución de acciones en las Empresas.

Una de las condiciones para el establecimiento de nuevas minas de carbón, debiera ser la construcción de las casas necesarias para los obreros.

Es necesario el establecimiento de baños en las proximidades de los piques.

Cuando la prosperidad vuelva a la industria, debieran establecerse vacaciones anuales con sueldo.

### *El Camino hacia la Prosperidad.*

El Informe termina diciendo que el camino hacia la prosperidad en la industria minera del carbón se encuentra a lo largo de tres líneas principales

de progreso—una mayor aplicación de la ciencia al arranque y al empleo del carbón; mayores unidades de producción y distribución; una mayor cooperación entre empleadores y empleados. “En estos tres aspectos, el progreso tiene que venir principalmente de la industria misma. El Estado puede ayudar materialmente—por medio de subsidios que ayuden en los trabajos de investigación—removiendo los obstáculos a la amalgamación que existan bajo los permisos actuales de arriendo; como propietario del carbón, al determinar las condiciones de los nuevos permisos de arriendo; por medio de una legislación que establezca comités mixtos en las minas y de distribución de las ganancias y en otras maneras. El porvenir depende esencialmente de la política y del nivel general de opinión entre los propietarios y los mineros de Gran Bretaña.

Entre otras cosas interesantes, el Informe consigna las siguientes: “Que el tiempo perdido en la industria por hombre (no sólo por ausencias que pudieran evitarse) es igual a 12 semanas completas de trabajo en el año; que existen en el país 700,000 vagones de carbón que no hacen más que dos viajes cada uno en el mes; que el hollín que se descarga a la atmósfera anualmente representa la producción de tres días de todas las minas en el país, las que emplean más de un millón de hombres.”

La rehabilitación de la industria del carbón, tanto en Inglaterra como en Chile, depende de hacerle frente con hombría a hechos conocidos, tanto por los patrones como por los obreros, y no en descubrir las fallas de que adolece su organización, que son de todos conocidas.

Existe en todas partes el error muy generalizado de considerar estas comisiones como asambleas de magos

que pueden resolver los complicadísimos problemas económicos que estudian con soluciones revolucionarias y nuevas, que hasta ese entonces habían escapado a la inteligencia limitada de los simples mortales.

El objeto de estas comisiones, formadas por personas independientes y de reconocida imparcialidad y experiencia, a quienes los gobiernos encargan informar sobre estos complicados problemas, consiste en estudiarlos a fondo y en proponer las soluciones más apropiadas y prácticas, desde el punto de vista del interés general de la nación. Los gobiernos, reforzados entonces por la autoridad e imparcialidad indiscutible de la comisión, pueden entonces poner en práctica la política recomendada, en la seguridad de que cuentan con el apoyo incondicional de la mayoría de la nación. Puede suceder, y con frecuencia sucede, que los intereses lesionados de los patrones o de los obreros, o de ambos a la vez, se opongan a la realización de esa política, pero como ha sucedido últimamente en la huelga general inglesa, el gobierno de Mr. Baldwin pudo contar con el apoyo decidido y espontáneo de la nación, que no está constituida, ni en Gran Bretaña, ni en país alguno, por los patrones y obreros de una industria determinada, ni siquiera por los de todas las industrias juntas. El valor real de esas comisiones está en eso: en su imparcialidad y en su conocimiento de causa. Es, por consiguiente, absurdo pedirles que hagan milagros. Como muy bien dice “*The Times*” en un editorial en que comenta el informe de la Real Comisión “Los miembros de la Comisión no podían, dada la naturaleza de las cosas, prescribir remedios que fueran en su totalidad aplicables por un Acto del Parlamento. Su esquema envuelve la coordinación de detalles infinitos,

mucha paciencia e indulgencia, y de negociaciones a cada etapa”.

La Comisión ha celebrado 33 sesiones de información pública, ha oído a 76 informantes, ha visitado por sí misma o por sus delegados 67 minas, y ha reunido una inmensa cantidad de documentos. El dictamen, emitido por unanimidad, ocupa, con algunos anexos, un tomo impreso de 294 páginas, que hoy tiene allí en sus manos todo aquél a quien interese la cuestión,

sin perjuicio de que el Gobierno y el Parlamento lo examinen a su vez y resuelvan; con la ventaja, por este procedimiento, de que ambos poderes contarán asimismo con los juicios de los interesados, de la opinión y de la Prensa. El sistema que se ha seguido aquí de mantener reservados los informes emitidos en estos últimos tiempos por las Comisiones hulleras, no parece justificado ni de gran utilidad.



## EL IMPUESTO DE EXPORTACION AL COBRE

Cada vez que un hombre público hace declaraciones acerca de la precaria situación de las finanzas nacionales, o siempre que algún aficionado a la economía política discute en nuestra gran Prensa sobre posibles nuevas fuentes de ingresos, sale a relucir el Impuesto al Cobre. Con una sola honrosa excepción, ni los unos ni los otros, se han detenido un momento a pensar si dicho impuesto es justo, si es factible, ni siquiera si verdaderamente es necesario. Tampoco se ha molestado nadie en calcular a cuanto ascendería su monto, ni a especular cuál sería su influencia sobre la industria exclusivamente nacional, cada vez más pobre y más escuálida. Con algunas altisonantes, rebuscadas y patrioterías frases, de todos ya conocidas por lo viejas, tales como “se llevan el cobre y nos dejan el hoyo”, o “el acervo común de todos”, cierran el tema y pasando a otro, dejan en la mente del lector ignorante la errada idea de que el cobre, o mejor dicho, las compañías que lo exportan, no dejan en el país

otro beneficio que el de los sueldos y salarios y que el Estado no recibe de ellas derecho o impuesto alguno.

Ya dijimos en otro editorial que las Compañías exportadoras de cobre, pagaban al Fisco alrededor de 14 millones por el Impuesto a la Renta y que las cargas ocasionadas por las nuevas Leyes Sociales ascendían para sólo cuatro de las mayores compañías a cerca de \$ 11.000.000. Véase, pues, si el cobre deja o nó algún beneficio al país; esto sin contar con lo que las citadas compañías pagan por la Ley de Impuesto sobre Bienes Raíces, patentes de amparo a la propiedad minera, sueldos y salarios, fletes, consumo de combustibles y productos nacionales.

Con las cifras ya anotadas más arriba, creemos haber demostrado que las compañías exportadoras del metal rojo contribuyen con su debida cuota, como es justo, al mantenimiento de los servicios del Estado. Pasaremos ahora a discutir la justicia y procedencia del impuesto al cobre exportado. Las

naciones más adelantadas en política tributaria, tienden, desde hace muchos años, a eliminar los impuestos rígidos y directos, reconociendo su injusticia porque gravan en igual grado al pobre y al rico, sin tomar para nada en cuenta la capacidad taxativa del gravado. Con un impuesto rígido sobre el cobre exportado, pagarían igual derecho por tonelada, aquellas compañías que lo producen con una muy pequeña ganancia que aquellas que obtienen fuertes utilidades. Aparte de la evidente injusticia de un tal derecho, sus efectos sobre la industria del cobre netamente nacional serían desastrosos, porque son precisamente las compañías y los mineros nacionales los que no podrían soportar esa carga adicional de un derecho de exportación, en las circunstancias actuales en que las nuevas gabelas, tales como leyes sociales, impuesto a la renta y el alza continua de los fletes ferroviarios han cercenado considerablemente y hasta han hecho desaparecer sus utilidades en los precisos momentos en que el cobre ha bajado a £ 56-2-6 la tonelada, precio que si se mantiene por mucho tiempo será la causa del cierre de muchas de las pequeñas faenas que todavía se mantienen en trabajo en Chile.

Si bien es verdad, que Chile ocupa hoy día el segundo lugar como país productor de cobre, un somero análisis de la estadística nos conduce inmediatamente a la dolorosa conclusión que la producción nacional (incluyéndolo en ésta a Naltagua), es sólo un 12% del total y que el gran incremento en la exportación, a partir del año 1913, se debe exclusivamente a la inversión de grandes capitales norteamericanos en los yacimientos de baja ley de "El Teniente" y "Chuquicamata". Así, mientras en 1913 la producción nacional era de 34,100 tons. en un total

de 42,200 (81%), en el año 1924, fué nada más que de 12%, 22,700 tons. en un total de 189,500 tons. Estas cifras no pueden ser más desconsoladoras, como lo son igualmente las que añadimos a continuación. En el año 1911 existían en Chile 22 establecimientos de fundición, repartidos entre Lota y Gatico. El año pasado, sólo fundían 4 establecimientos, los de El Teniente, Chagres, Naltagua y Cabildo. Este último, cabe advertir, no produce sino ejes de 40% y su cuota a la exportación nacional no pasó, en 1924, de 103 toneladas de cobre fino. La consecuencia directa del cierre de tantos establecimientos de fundición ha sido un descenso gradual, pero sostenido, en la ley de los productos nacionales exportados. Mientras en 1916 la pequeña industria exportaba 18,070 toneladas de cobre en forma de barras, en 1924, se exportaron solamente 7,640, una tercera parte del cobre nacional exportado en todas formas, que fué de 22,700 toneladas de fino. El ingeniero señor Garcés, calculó que por este capítulo pierde el país \$ 14 millones al año, ya que la tonelada de mineral tiene un menor valor de \$ 1,000 m/c., suma que perdemos casi íntegramente al ser beneficiados estos minerales en el extranjero.

Debemos añadir que el cierre de esos 18 establecimientos de fundición desde el año 1911, ha significado la paralización de muchas faenas pequeñas que hoy día no pueden explotar los minerales con leyes de 10% aproximadamente, porque estos minerales no pueden soportar los altos fletes a fundiciones extranjeras.

De todo lo expuesto anteriormente, se deduce sin lugar a la menor duda que los precios y las condiciones mundiales generales han sido del todo adversas para el desarrollo de la industria nacional de fundición del cobre, y



que esta industria, antes tan próspera, está a punto de extinguirse, con el consiguiente transtorno para la economía y minería nacionales. Ya hemos precisado en ocasiones anteriores cuán seriamente han sido afectadas las finanzas de las dos únicas fundiciones, Chagres y Naltagua, que todavía le quedan al país, con todos los últimos gravámenes. Añadir uno más, el de la exportación al cobre, sería darles el golpe de muerte, y Chile dejaría de producir 7,600 toneladas de cobre fino, o sean \$ 16.500,000 m/c., que quedan en su totalidad en el país.

Lo que sí, es justo y razonable, sería establecer un impuesto a la exportación de los minerales en bruto, tantas veces preconizado por la *Sociedad Nacional de Minería*, sin que hasta el presente el Supremo Gobierno se haya dignado tomarlo en cuenta. El cobre exportado en esta forma, deja en el país el mínimo de utilidad, ya que su valor medio no es más de \$ 1,200 la tonelada, contra \$ 2,200 que entran por la exportación de una tonelada de cobre en barras cuando éste es producido por alguna de las fundiciones nacionales. El cuadro que publicamos a continuación muestra el aumento progresivo que ha habido en la exportación de minerales en bruto a partir del año 1917.

Años	Toneladas de minerales	Ley en cobre %	Cobre fino, toneladas
1917	32,580	21	6,862
1918	5,340	23.3	1,246
1919	15,236	16.9	2,571
1920	24,769	17.1	4,246
1921	69,248	16.3	11,279
1922	97,148	15.2	14,733
1923	113,760	16.0	18,214
1924	92,588	15.3	14,200

El derecho de exportación a los mi-

nerales en bruto tendería a encauzar esa fuente de riqueza sin elaborar, que hoy se nos escapa, hacia las pocas fundiciones nacionales que quedan, y sería, posiblemente un aliciente para que algunas de las paralizadas reabrieran sus puertas, dando vida de nuevo a distritos mineros que, por carecer de una fundición a que vender sus minerales, no pueden, en la actualidad, explotarlos.

Pero este problema tiene también su aspecto delicado: un impuesto de exportación liso y llano perjudicaría a los mineros y antes de dictarlo hay que asegurar a los productores un mercado seguro en el país para que beneficien sus minerales.

Con frecuencia se habla de protección y ayuda a las industrias nacionales, pero todo lo que se dice no deja de ser, las más de las veces, palabrería hueca que nunca se traduce en realidades efectivas.

Los industriales están ya cansados de oír hablar en Chile, de toda clase de impuestos. Lo que las industrias y el país necesitan para su progreso y desarrollo, no son nuevas y más pesadas gabelas, sino por el contrario, una reducción razonable de las últimamente dictadas sin estudios ni conocimiento de causa; la minería más que ninguna otra, ya que ni un solo centavo de los pesados impuestos que paga se dedica a fomentarla y ayudarla. El país está postrado financieramente, no porque el Fisco carezca de las entradas necesarias para financiar los gastos públicos, sino porque en éstos dos últimos años se le ha sangrado sin tasa ni compasión.



## RASGOS GEOLOGICOS DE LAS VETAS ESTAÑÍFERAS DE BOLIVIA <sup>(1)</sup>

Demostración de que sólo un procedimiento de enriquecimiento secundario puede explicar el origen de muchos de los yacimientos descubiertos hasta la fecha.

POR

F. R. KOEBERLIN,  
Geólogo de Minas.



F. R. Koeberlin

La literatura que trata de los yacimientos estañíferos de Bolivia no es muy abundante. Muy raras veces se han intentado aquí estudios geológicos comparables con aquellos que se han hecho de la mayoría de los distritos mineros importantes en otras partes del mundo. El ingeniero que investiga las vetas estañíferas de Bolivia no tiene a su disposición un rico archivo de datos geológicos publicados que le sirvan de punto de partida, sino que, generalmente, tiene que

resolver su problema desde el principio. Por esta razón una descripción de algunos de los rasgos geológicos que tienen una influencia económica más directa, observados por mí en el curso de mi experiencia profesional durante un período de años en esta parte del mundo, pueden, posiblemente, ser de algún interés a otros miembros de la profesión, o quizás pueden contribuir un poco a nuestros conocimientos de la geología de los criaderos de estaño en general.

La dependencia genética que existe entre las vetas estañíferas de todo el mundo y las rocas ígneas persilíceas es bien conocida, y las vetas estañíferas de Bolivia no son una excepción a esta regla. Antes del desarrollo de los yacimientos bolivianos, se creía que las vetas de estaño estaban restringidas a los granitos o a las rocas sedimentarias que se encontraban inmediatamente encima de las masas graníticas; pero, en Bolivia, estas vetas ocurren no sólo en el granito, sino también en las rocas de grano fino equivalentes al granito: en el pórfido cuarcífero y en la riolita. Sin embargo, la diferencia entre

(1) Traducido de "Engineering and Mining Journal Press" de Abril 17 de 1926 por F. Benítez.

estos tres tipos de rocas ígneas está sólo en su textura y no en su mineralogía, y es muy probable que en Bolivia, en la faja estañífera, estas tres rocas correspondan a un solo período de solevantamiento magmático perteneciente probablemente al terciario posterior. La faja en que se encuentran las vetas de estaño tiene alrededor de 600 kms. de largo por 100 kms. de ancho; y sobre toda esta zona ocurren afloramientos de las rocas ígneas-ácidas, aunque no siempre en la vecindad inmediata de las vetas de estaño. En la mitad norte de esta faja, estas rocas son granito; en la sur, pórfido riolítico.

#### Dos grupos: vetas normales de estaño y vetas de estaño-plata

Las vetas mismas pueden clasificarse, de una manera general, en dos grupos principales: vetas normales de estaño y vetas de estaño-plata. Existen todas las graduaciones entre estos dos grupos, las vetas de estaño-plata pasan gradualmente, además, a vetas de plata-plomo-zinc, en las que no se encuentra estaño o sólo en indicios. La graduación de las vetas desde estaño puro a plata pura, y a plomo-zinc, corre paralela con la transición desde el granito en el norte de la faja mineralizada de Bolivia, pasando a través de las etapas del pórfido cuarcífero y riolita y siguiendo al sur hasta la región de las corrientes de lavas andesíticas superpuestas. Este hecho ha sido bien explicado por Miller y Singewald en su libro "Mineral Deposits of South America", y la idea fué

desarrollada todavía más lejos por Davy (1) en una excelente monografía basada en un estudio microscópico de menas representativas de diferentes partes de la faja boliviana de estaño y estaño-plata. Davy muestra un cambio gradual de norte a sur en la mineralización de las vetas de estaño, las que pasan a través de sucesivas etapas como sigue: tipo de la casiterita y turmalina; tipo de la casiterita, cuarzo y piritita; tipo de la casiterita, estanita, piritita y tetrahedrita argentífera, terminando con el tipo de la tetrahedrita argentífera, piritita, esfalerita, galena y chalcopiritita, en el que no se encuentra estaño o sólo en muy pequeñas cantidades. Estos son los tipos principales de Davy, omitiendo sus subdivisiones menores. Como esta serie coincide aproximadamente con la transición del granito a la riolita, o, digamos, la sumergencia del núcleo del granito, Davy llega a la conclusión que el cambio en la mineralización de las vetas corresponde con la temperatura de deposición, como queda evidenciado por el carácter de las rocas ígneas vecinas y genéticamente relacionadas, bien sean granitos que se solidificaron bajo condiciones de gran presión, o pórfidos que se enfriaron a profundidades moderadas. Esta interpretación se ajusta en verdad a muchos de los hechos tales que se observan en el terreno y está, además, de acuerdo con las últimas ideas respecto a la distribución en zonas de la mineralización primaria.

(1) Davy W. Myron, "Bolivian Tin Silver Deposits". *Econ. Geol.*, Vol. XV, pp. 463-496; 1920.



Mapa Minero de Bolivia

### La importancia relativa de las vetas, tomando como base los hechos observados en el terreno

La naturaleza de las rocas ácidas-ígneas vecinas o que encierran las vetas sólo constituye, sin embargo, un termómetro aproximado para medir las temperaturas relativas a que se depositaron los minerales. Bien sea en el caso de cajas de granito o de cajas de pórfido riolítico, la roca tuvo que estar lo suficientemente fría para que se pudiera quebrar; de lo contrario, el yacimiento no pudo haber tomado la forma de una veta. Davy, (2) al tratar de adaptar las menas de Llallagua-Uncia en su esquema, estira un poco el punto al clasificar el pórfido de Llallagua como si pasara hacia los tipos graníticos. Este pórfido pertenece tanto al tipo granítico como el pórfido riolítico de Oruro, el que encierra vetas típicas de estaño-plata o el pórfido de Chocaya, donde se encuentra el famoso yacimiento de estaño-plata de Animas. El factor determinante no es, probablemente, tanto el calor de la roca en la que los minerales se depositaron, como lo es el calor de la roca o recevoir desde donde originó la solución mineralizadora o el magma metalífero. La profundidad de la fractura que sirvió de conducto a las soluciones o al magma es una consideración importante. Las vetas que se encuentran en granito de grano grueso fueron, probablemente, los conductos más cortos hasta el origen del estaño de alta temperatura, y es natural que estas vetas muestren un relleno de minerales de alta temperatura como la turmalina

y la casiterita. No es necesario que tales vetas se formen en fracturas muy profundas, desde el momento que el punto de origen de su relleno estaba muy cerca. Las vetas que se encuentran en el pórfido riolítico o cualquier roca distante del núcleo del granito están más separadas del punto de origen de los minerales de alta temperatura, pero no están tan distantes de las fuentes de los minerales de una temperatura más baja como aquellos del grupo del estaño-plata. Estas vetas, en cambio, no es necesario que se formen en fracturas muy profundas, cuando el relleno consiste en los minerales pertenecientes al grupo del estaño-plata, que tiene una temperatura inferior. Pero (y este es uno de los puntos geológicos que tiene una influencia económica importante y al que yo he tratado de dar énfasis en esta monografía) si una veta que se encuentra en el pórfido o en cualquier otra roca que se presume está distante del núcleo del granito muestra la serie de los minerales de alta temperatura con exclusión de la serie de los minerales de temperatura más baja, indica que la veta es realmente importante, habiéndose formado en una fractura profunda o, digamos, en una gran fisura. Esta es una de las razones que explica la anomalía aparente de Llallagua. El panizo consiste de pórfido riolítico y las rocas sedimentarias intruídas. Se encuentra, probablemente, muy separado del núcleo del granito; y su mineralización, por inferencia, debiera ser del tipo de estaño-plata. En lugar de ser así, su composición mineralógica primaria — casiterita, cuarzo, arsenopirita y pirita—pertenece claramente al grupo de alta

(2) Op. cit., p. 480.

temperatura, del todo diferente de la serie de la tetrahedrita, casiterita, estanita y galena que es común a las vetas típicas de estaño-plata.

En esta mina, la veta de San Fermín, que es probablemente la veta estañífera más grande del mundo, se formó sobre una fractura de falla, en la cual la componente horizontal del desplazamiento por sí sola alcanza a alrededor de 500 metros. La enorme profundidad a que debe extenderse una fractura tan poderosa, antes de extinguirse es fácil de imaginar, y de ello puede también deducirse la capacidad de dar salida a una fuente muy distante de minerales de alta temperatura. Aquí se encuentran dos sistemas de vetas: uno es el tipo de la veta de falla como la San Fermín. El otro comprende vetas muy numerosas que varían en ancho desde el filo de un cuchillo hasta 1 metro. Estas últimas vetas muy pocas veces son continuas por más de cien metros a lo largo del rumbo o de la inclinación, sino que se angostan, ramifican y desaparecen. El material de la veta se encuentra estrechamente pegado a las paredes, "helado". No hay brecciación, y las cajas son limpias y firmes. No existe, además, desplazamiento relativo de las cajas; un lado se puede ajustar con el otro. Tales vetas son claramente fisuras de contracción. Como éstas mantean verticalmente y las vetas de falla, por el contrario, se inclinan a  $70^\circ$ , con sólo una pequeña diferencia en el rumbo, las vetas de falla se juntan a las fisuras de contracción según toman profundidad, en la mayoría de los casos a partir de la caja alta.

Una corta sinopsis de las vetas primarias de estaño en Llallagua

debería decir, poco más o menos, como sigue: "Durante el tiempo del enfriamiento del pórfido se formaron numerosas fisuras paralelas de contracción; posteriormente se formaron fallas profundas, que cortaron y desplazaron estas fisuras; soluciones mineralizadoras de los magmas metalíferos ascendieron a lo largo de las fallas y se extendieron por las fisuras, muchas de las cuales nunca llegaron hasta la superficie". Estas vetas de fisura, por consiguiente, sangraron las vetas de falla con respecto a la mineralización primaria, pero desempeñaron el papel de alimentadoras con respecto al enriquecimiento secundario. Una sección transversal de los dos sistemas de vetas se parecería a la silueta de un árbol, las vetas de falla formarían las ramas principales y las fisuras de contracción, las ramas chicas. Las vetas de falla, a su turno, se juntan entre ellas, desde el momento que el manto de algunas de ellas tiene una dirección contraria a la de las otras.

Con relación a esto debiera tenerse en cuenta que la sección transversal de la veta de falla es siempre una "Y", y no una "X" o una "N", a pesar de que la sección transversal de una falla pre-mineral podía muy bien ser una "N", aunque no posiblemente una "X". En Llallagua, es probable que una de las vetas de falla, probablemente la San Fermín, reuna en profundidad finalmente todas las otras, formando así el tronco del árbol. Al tratar de predecir cuál de estos sistemas de vetas formará eventualmente el tronco, yo me inclino a favor de aquel que muestra el mayor desplazamiento anterior a la mineralización, como la que ha

tenido más probabilidades de recoger las fuentes más distantes y también las más cercanas de los magmas metalíferos; o, siguiendo otra línea de razonamiento, una que mantee en la dirección de la apertura ígnea más bien que hacia las rocas sedimentarias.

Al tratar de avaluar las posibilidades futuras de una veta en un distrito desconocido, inspiraría confianza, con respecto a su persistencia una veta que llenara una fractura con un desplazamiento mayor que el de una con una pequeña dislocación. Sin embargo, no siempre es posible—puede aún decirse que es generalmente imposible—el obtener una representación estratigráfica o fisiográfica de las formas del terreno que sirva como base o punto de partida para medir la magnitud de la falla. En la ausencia de esta evidencia directa, el criterio mineralógico arriba sugerido puede algunas veces ser de valor. En Chocaya, por ejemplo, la veta Colorada de la Compañía Oploca aflora en un pórfido riolítico, y su clavo de mineral de estaño tiene más de 1,000 metros de largo y ha sido ya abierto hasta una profundidad de alrededor de 500 metros bajo la superficie. No puede haber duda alguna acerca de la importancia de la veta, pero la fisiografía de la superficie no da ningún indicio para juzgar la extensión del movimiento a lo largo de la fractura que la veta ocupa. El relleno de la veta, sin embargo, es casi exclusivamente pirita y casiterita, que es una combinación típica de alta temperatura. No obstante, la veta aflora en pórfido riolítico que pasa por transición a toba. Además, la muy rica veta de estaño y plata en la vecindad de la

mina Animas de la Compañía Aramayo descansa sobre la misma masa de pórfido. Esta última veta es típica del grupo de temperaturas más bajas caracterizado por la fórmula de la tetrahedrita-estanita. Así tenemos, en el caso de la veta Colorada (pirita - casiterita) una veta típica de alta temperatura en el mismo horizonte que una veta de baja temperatura. Para obtener este resultado, la veta ha debido formarse sobre una fractura mayor y de gran alcance que pasa a través de la zona del pórfido y que sirvió de conducto a una fuente distante de minerales de alta temperatura.

### El caso de la veta Colorada

La veta Colorada ha sido cortada por la veta de la mina Animas, que es rica en estaño-plata, pues la diferencia en rumbo es alrededor de 20°. Esto muestra que la falla en la que se formó la veta de estaño-plata fué post-mineral con respecto a la mineralización de estaño solo, pero fué pre-mineral con respecto a la época del estaño-plata. Se han encontrado, en verdad, pequeños empegos de mena de plata en la veta Colorada, los que, por encontrarse separados de la mena de estaño puro, fueron probablemente introducidos durante la segunda época. Miller y Singewald<sup>(3)</sup> no están de acuerdo con Armas en considerar que una mineralización de plata puede ser superpuesta a una mineralización de estaño anterior, debido a la reapertura de las vetas, aunque esto parece ser un fenómeno no muy raro,

(3) "Mineral Deposits of South America", pp. 97-98.



Muestra de la Veta Colorada, Chocaya.

Fragmentos de brecha rodeados por bandas alternadas de casiterita y pirita con algunas bandas de cuarzo. 1. Fragmento de brecha. 2. Bandas de casiterita. 3. Bandas de pirita: 4. Cristales flotantes de pirita. 5. Cuarzo. Aumentado  $1\frac{1}{2}$  veces.

especialmente cuando, como en este caso, un sistema posterior de vetas de estaño-plata no difiere mayormente en rumbo con un sistema de vetas de estaño anterior. Las fracturas viejas se abren de nuevo con facilidad cuando la nueva fuerza es casi en la misma dirección.

Hasta el presente, sólo se ha desarrollado una veta de estaño en este distrito, pero hay, además, un cierto número de vetas de estaño-plata, como también de vetas de plata-plomo-zinc. ¿Serán estas últimas tan persistentes a lo largo del rumbo y en profundidad como la veta de estaño? Quizás no. Se encuentran demasiado cerca a su

punto de origen. Cualquier fractura pequeña puede rellenarse cuando está a corta distancia de la fuente. La frecuencia relativa de las vetas de estaño-plata y de plata-plomo, comparada con las vetas de estaño sólo es, en sí misma, significativa. Sin embargo, si una veta del grupo estaño-plata llegara a encontrarse en un horizonte relativamente más alto—digamos, por ejemplo, en un sombrero grueso y posterior de andesita que cubriera la zona de pórfido riolítico—una veta tal inspiraría confianza, puesto que implica una fuente distante de mineralización, con el corolario necesario de una fractura mayor



que sirviera de conducto hasta esta fuente.

Por consiguiente, en mi opinión, uno de los primeros puntos que debe determinar el geólogo, al valorizar una veta desconocida de estaño en Bolivia, es la magnitud relativa de la dislocación en la fisura que ocupa. Los criterios estratigráfico y fisiográfico, son los más positivos y seguros, pero, en la ausencia de éstos, las consideraciones mineralógicas delineadas más arriba pueden dar un poco de luz sobre la cuestión. Las vetas, por regla general, se ajustan muy bien al concepto de Spurr de las vetas-diques, pero puede argumentarse que una dislocación no es esencial a la formación de una fisura profunda y larga como recipiente para el relleno de la veta; porque, si la veta es un dique, nosotros conocemos innumerables ejemplos de diques anchos y potentes que se han abierto a sí mismos un camino, pero con muy poco desplazamiento relativo de las cajas y no hay razón para que un magma metalífero no pudiera actuar de igual manera. Sin embargo, el dique de roca tiene probablemente tras de él las fuerzas de un *recevoir* de magma de proporciones batolíticas, mientras que es difícil imaginar condiciones parecidas en el caso de un magma metalífero. En cualquier caso, aunque no se ha probado que una veta no pueda abrirse un camino por sí misma de igual manera que algunos diques, no hay duda que un canal ya formado es un factor favorable y que cuanto más profundo y más largo sea este canal, mejor resulta el antecedente para que la veta sea persistente y tenga larga vida.

### Enriquecimiento Secundario.—Intentos para explicar el origen de los yacimientos

El enriquecimiento secundario de las vetas de casiterita es una cuestión que ha sido frecuentemente esbozada en la literatura que trata de los yacimientos de estaño, pero el asunto es generalmente dejado a un lado con unas cuantas generalidades acerca del estaño de madera, la oxidación de la estanita, la separación de los constituyentes solubles de la ganga y otras cosas parecidas. La corriente de opinión ha sido que, aunque la migración descendente del estaño en solución se sabe que ha tenido lugar en una extensión limitada, la fuente primaria del estaño, en tales casos, ha sido probablemente la estanita u otro sulfuro complejo de estaño. Se creía que si la casiterita se disolvía, sería en una escala insignificante, una curiosidad científica más bien de interés académico que económico. El enriquecimiento de la zona de oxidación en muchas minas bolivianas se ha achacado a la oxidación de la piritita asociada y a su separación en solución como sulfato y también a su alteración para formar el mineral menos pesado, limonita. Este proceso, sin duda alguna, puede ser la causa de algo del enriquecimiento en la zona de oxidación, pero no explica todo el proceso, excepto, quizás, en algunas menas excepcionalmente piríticas. También se ha invocado la influencia de otros agentes para explicar obvias manifestaciones de enriquecimiento. Se sugirió que el transporte mecánico de la casiterita libre por aguas meteóricas que percolaban

hacia abajo a través del material poroso y oxidado de una veta podría ser un factor que produjera enriquecimiento; pero una acción tal de separación, en el mejor de los casos, es un fenómeno excepcionalmente local y no tiene significación económica ninguna.

El único proceso realmente adecuado que puede razonablemente explicar la mayoría de los casos de enriquecimiento de las vetas de estaño tal como se ven en la faja estañífera boliviana es: solución de la casiterita en las partes superiores de la veta; percolación descendente; redeposición como peróxido de estaño en los niveles inferiores. Sin embargo, no es sorprendente que la mayoría de los observadores sean aparentemente reacios a aceptar esta explicación.

Uno sólo necesita imaginarse los lavaderos de casiterita, en los que este mineral es transportado muchas millas desde su origen, en el estado más fino de subdivisión, para ser impresionado por su naturaleza extremadamente inerte y su insolubilidad. La tendencia general es hacia conceder que el estaño que se encuentra en la forma de estanita ( $\text{Cu}_2\text{Fe S}_1$ )  $\text{S}_4$ , frankeíta ( $\text{Pb}_5\text{Sn}_2\text{Sb}_2 \text{S}_{12}$ ), teallita ( $\text{PbSn S}_2$ ) y otros sulfuros complejos pueden con facilidad oxidarse y formar compuestos solubles, y de éstos reprecipitarse como casiterita secundaria. La idea de la oxidación de estos sulfuros y la solución del estaño como un sulfato simple o mezclado, no implica una violación a nuestras nociones preconcebidas, y está basada sobre reacciones comparativamente simples y bien conocidas. Sin embargo, la objeción fatal a esta explicación simple es que, en la mayoría de las minas en

que son especialmente notables las zonas de enriquecimiento, estos minerales sulfurados de estaño no se encuentran ni aproximadamente en cantidades adecuadas. Además, la concentración del estaño proveniente de una veta de estanita de baja ley para formar una zona rica de casiterita, envolvería, de todas maneras, muchos ciclos de redisolución y redeposición paralelos a la erosión de la veta, y a partir del mismo segundo ciclo de la serie tendríamos que encontrarnos con la condición del estaño en la forma de óxido.

### La casiterita es soluble bajo ciertas condiciones

Que el estaño en esta combinación (casiterita) es soluble bajo ciertas condiciones que ocurren en la Naturaleza, es la conclusión a que yo he llegado después de haber tenido la oportunidad de estudiar con atención muchas minas bolivianas y, lo que es de mayor importancia, de haber podido observar algunas de ellas por un período de años durante su desarrollo mientras pasaban por la etapa crítica de la zona de transición. Desgraciadamente, debido a la falta de trabajos de investigación en el aspecto químico de la cuestión sólo es posible especular acerca de cuáles son estas condiciones naturales prerequisites. Puede ser que la oxidación de la pirita asociada tenga una acción reductora sobre el  $\text{SnO}_2$  que facilite su disolución en la forma de compuestos de menor valencia; puede ser que la presencia de minerales de cobre produzca una estanita de transi-

ción. A este respecto se notó que en los casos más pronunciados de enriquecimiento, el cobre se encontraba siempre presente en un nivel un poco más alto, generalmente como chalcopirita o como una eflorescencia de sulfato de cobre. En la actualidad, yo sólo puedo citar la evidencia geológica y dejar su corroboración química o su refutación pendiente mientras se hagan trabajos de experimentación similares a los que se hicieron en relación con los procesos de enriquecimiento secundario de otros metales.

### **Las minas son generalmente superficiales**

Por regla general, las minas estañíferas de Bolivia no son profundas. Muchas de ellas se han trabajado sólo en la zona de oxidación, cuyas menas son, con frecuencia, muy ricas. La ley de las menas de sulfuros, por el contrario, es generalmente mucho más baja, especialmente en las vetas menores. Como ya se ha dicho, la sola separación de los minerales solubles asociados, como la pirita, lo que dejaría sola a la casiterita, no es suficiente para explicar este enriquecimiento de la zona de oxidación, pero la redisolución sucesiva y la redeposición del estaño, según la veta vaya siendo destruída por la erosión, es un proceso que haría probable todos los grados posibles de enriquecimiento.

La zona primaria de los sulfuros marca el límite de la oxidación y la acción disolvente de las aguas de la superficie. Cuando se llega a esta zona, la ley de la mineralización del estaño no enriquecido puede no ser lo bastante alta que

justifique su explotación. En las vetas de menor importancia, la zona de los sulfuros primarios generalmente se encuentra inmediatamente debajo o cerca de la zona de oxidación, pero en las vetas más importantes—es decir, en aquellas formadas en las fracturas mayores—puede existir una faja de sulfuros secundarios entre la zona oxidada y la primaria, debido a las facilidades más grandes para la circulación que dan las fracturas mayores. En las vetas de menor importancia existe un paralelismo estrecho entre el contorno de la superficie de la veta y su zona primaria. Muchas de estas vetas sólo tienen laboreos poco hondos sobre su afloramiento. Otras han sido trabajadas por socavones sucesivos sobre la veta, según que ella corre hacia abajo por la ladera del cerro, pero tales socavones sobre las vetas menores muy raras veces continúan en menas que dejen utilidad después que se internan mucho bajo tierra y en la zona de los sulfuros, aun cuando la veta misma no muestre signo de disminución. Dicho de una manera concisa, la mena parece estar limitada a una faja más o menos concéntrica con la superficie. Esta era una característica tan común de las vetas estañíferas bolivianas, antes del desarrollo de Llallagua, que se creía generalmente que estas vetas no encerraban perspectivas atrayentes para llegar a ser minas profundas.

### **No es probable que la ley de las menas dependa de la topografía**

Es, sin embargo, difícil de concebir cómo la aparente dependencia de las leyes de las menas en la

configuración de la superficie pueda deberse a los factores de la mineralización primaria. ¿Qué relación posible puede existir entre la topografía actual y aquella que existía cuando se rellenaron las vetas? Miller y Singewald, (4) después de pesar la evidencia, llegaron a la conclusión de que estos yacimientos pertenecen al Plioceno. Aunque es verdad que el Terciario posterior es relativamente reciente, hablando geológicamente, no obstante la erosión que ha tenido lugar en Bolivia desde entonces es enorme, como queda demostrado por los valles que han sido formados a través de sombreros de riolita de esa época, que han alcanzado hasta 500 y más metros de profundidad bajo dichas rocas. Este punto es importante, puesto que indica claramente que la concentración de los valores cerca de la superficie actual que indiferentemente corta todos los horizontes, debe achacarse a otros factores que aquellos de la diferenciación primaria.

No puede haber duda alguna acerca de la acción de los procesos secundarios. El único punto dudoso es éste: la extensión a la cual pueda atribuirse el enriquecimiento debido a la lixiviación de los constituyentes solubles de la ganga en la zona de oxidación más bien que a la solución y redeposición de la casiterita. Yo no creo que la explicación que tiene como base la casiterita residual sea en sí misma adecuada, excepto en casos muy raros, y en relación con esto debiera ser interesante estudiar algunos de los fenómenos que ocurren debajo de la zona de la casi-

terita residual y bajo la zona de oxidación, en ejemplos que traten de las vetas más importantes sobre fracturas mayores y que no dependen tan estrechamente de la configuración de la superficie.

### Una bonanza en la veta San Fermín

En Llallagua se encontraron menas muy buenas en la zona de oxidación, pero no tan ricas ni tan anchas como en la zona de los sulfuros, a corta distancia bajo las partes oxidadas y lixiviadas de las vetas. Refiriéndonos de nuevo a la veta San Fermín, la que, como ya se ha dicho, está formada sobre una enorme dislocación, existe un clavo de mineral de más de 100 metros de largo, donde la parte oxidada de la veta estaba casi sin ley, y su relleno consistía en limonita y cuarzo esponjoso y quebradizo. Este material persistió por una distancia vertical de alrededor de 80 metros. Descansando inmediatamente debajo de esta zona estéril se encontró una faja de alrededor de 10 metros de espesor de mena de casiterita moderadamente rica asociada con marcasita y chalcantita. Esta faja de transición fué seguida en su turno por la verdadera bonanza de la mina, donde la veta tenía 8 metros de ancho con menas de estaño de 40 a 50% de ley. El mineral de estaño era casiterita y su asociado principal marcasita. Otros minerales asociados fueron el cuarzo, la pirita, la blenda de zinc, la greenockita, la wolframita y la bismutina. La zona fenomenalmente rica se extendió hacia abajo alrededor de 30 metros y en-

(4) Op. cit., p. 100.

tonces empezó gradualmente a disminuir en ley. La marcasita fué substituída por la pirita y la arsenopirita; la greenockita y la blenda también ocurrían en menor abundancia. La veta misma se hizo más compacta. La mena rica con marcasita persistió hasta mayores profundidades en uno de los extremos del clavo de mineral, como una lengua descendente donde la veta había sido cortada por la falla post-mineral acompañada por una zona ancha, porosa y quebrada. Las leyes de estaño debajo de la faja de la bonanza, aunque mucho menores, fueron más uniformes y aquellas variaciones que se notaron pueden bien deberse a factores primarios. Tenemos, por consiguiente, en el caso de esta veta, una zona oxidada que varía de leyes bajas a estériles y que consiste en su mayor parte de limonita; segundo, una zona angosta de transición con eflorescencias de sulfato de cobre; tercero, un aumento muy repentino en el porcentaje de casiterita, con marcasita, como asociado principal; y cuarto, un descenso gradual en la mena excepcionalmente rica en estaño para llegar a una ley primaria más o menos uniforme, con desplazamiento paralelo de la marcasita por pirita y arsenopirita. Las otras vetas en el distrito de Llallagua muestran una historia similar, aunque los hechos muy raras veces resaltan tan claramente como en el caso de este clavo particular de la San Fermín; y puede decirse, de paso, que con frecuencia es una cuestión de suerte el encontrar una relación geológica en una forma particularmente simple y lúcida, que indique la llave en otros casos donde las relaciones son más complicadas.

### La presencia de la marcasita indica soluciones lixivadoras descendentes

Aquí la ocurrencia del mineral marcasita es esencialmente interesante. Este ha sido generalmente aceptado como un mineral de baja temperatura, un asociado muy poco probable de la casiterita primaria. Pero dejando a un lado este punto, su ocurrencia en las vetas de Llallagua sugiere de muchas maneras el descenso de soluciones lixivadoras. Se manifiesta en estructuras que se aproximan a la estalactítica; en masas celulares y en forma de panales incrustadas en lugares con pirita que es, aparentemente, de la segunda generación; en fajas en forma de hojas que alternan con la blenda y la frankeíta. Viéndolo en su lugar en la veta, hay que llegar a la conclusión que es un mineral secundario, formado por la alteración de su progenitor, la pirita primaria del relleno de la veta. Otro mineral secundario, sin duda alguna, es la greenockita, sulfuro de cadmio que ocurre como una capa polvorienta sobre la marcasita. Sin embargo, el carácter secundario de la marcasita y la greenockita no sería en sí misma evidencia suficiente para llegar a la conclusión que la casiterita asociada también es, en parte, por lo menos, secundaria. Indica simplemente una zona de sulfuros inestables en la cual se están llevando a cabo intercambios químicos que la distinguen de la zona primaria inalterada. Es concebible, por supuesto, que la marcasita pueda reemplazar la pirita *in situ* dejando la casiterita primaria intacta; esto es, la casiterita primaria mezclada con marcasita secundaria. Sin embar-

go, es difícil reconciliar la idea de la casiterita primaria no enriquecida en presencia de una evidencia tal como la ya previamente citada: una zona de oxidación estéril; un enriquecimiento repentino en la zona de la marcasita y de los sulfuros; una lengua descendente de casiterita y marcasita ricas cerca de la zona de la falla post-mineral, donde la circulación del agua sería naturalmente aumentada; descendiendo lentamente en profundidad hasta una mena de menor ley, pero uniforme, con ausencia de la marcasita y greenockita.

En el caso ya citado de la veta de San Fermín, tenemos también la circunstancia favorable de que la veta misma se formó sobre una enorme falla pre-mineral, con el rompimiento consiguiente del panizo adyacente, lo que produjo un buen medio circulatorio en relación con un nivel estático debajo del agua, que permite una corriente continua y descendente dentro de la zona saturada. Este bajo nivel estático del agua es debido a la situación de Llallagua en el lado del Atlántico en que está dividido el continente, donde no se interrumpe el drenaje hasta el mar, como es el caso de las minas situadas en las vertientes occidentales que tienen la hoya interior del altiplano boliviano formando una barrera alta que dirige el drenaje hasta el mar, o en otras palabras, una zona alta estancada que no es favorable a las reacciones secundarias.

### **En Oruro, la plata es más persistente que el estaño en hondura**

En las minas importantes de Oruro, que es un distrito de plata-

estaño, las menas de alta ley de plata y estaño se encontraron en los niveles superiores. Con mayor profundidad la ley de la mena en cualquiera de los dos metales disminuye muchísimo más, pero la plata es mucho más persistente que el estaño y en algunos de los labores más profundos las vetas se están explotando por plata sola, con el estaño todavía presente, pero de una ley excepcionalmente baja. De acuerdo con nuestro concepto actual de la distribución en zonas de la mineralización primaria, debiéramos esperar encontrar estaño debajo de la plata y no lo contrario. En este distrito, el relleno de mineral primario aparentemente constituye una mena de plata con valores muy bajos en estaño. Debido a procesos secundarios repetidos (solución y redeposición), que siguieron a la denudación de la veta, la ley de la mena de plata alcanzó leyes de bonanza y la del estaño proporciones explotables. Siguiendo hacia abajo, con influencias secundarias que disminuían, la ley de ambos metales decrece, hasta que en la zona primaria la mena sólo se puede explotar como mena de plata. Como este distrito se drena hacia la hoya interior y alta, difícilmente es de esperar una zona de enriquecimiento secundario de mucha profundidad.

En la mina Totoral, la zona de oxidación estaba marcada por varias vetas anchas y paralelas con buenos valores en estaño. Estas vetas se unen en manto para formar una sola veta, que en profundidades comparativamente superficiales en la zona de los sulfuros se hace angosta, con bajas leyes en estaño asociado con piritita y blenda. La propiedad vecina de Antequera

muestra una historia similar de regiones superiores ricas, que se volvieron muy pobres a poco de llegar a los sulfuros. Más hacia el oeste, en la misma montaña, se ha explotado la propiedad Avicaya hasta niveles mucho más profundos, pero, aparte de que esta propiedad se encuentra probablemente sobre vetas primarias más potentes, los afloramientos siguen la superficie hacia abajo, lo que la hace diferir del caso de Totoral y Antequera, donde el afloramiento no varía mayormente en elevación a lo largo del rumbo. La mina más honda está situada sobre las vetas donde los afloramientos alcanzan los niveles inferiores—pero, según la topografía actual y no la del Plioceno.

### El zinc debajo del estaño en las vetas del Salvador

Hacia el noroeste del grupo anteriormente mencionado se encuentran las vetas de estaño-plata de la Compañía El Salvador. Las vetas afloran desde el punto bajo del nivel del río ascendiendo directamente por la ladera de la montaña, cubriendo un intervalo vertical de alrededor de 500 metros. Estas vetas fueron trabajadas extensivamente por los españoles por plata, pero se han encontrado buenas menas de estaño a profundidades que generalmente no eran mayores a 50 metros de la superficie. La topografía se presta admirablemente a una exploración por socavones, y con éstos se intentó cubicar vastos tonelajes de menas de estaño que correspondieran con las expectativas que habían dado las menas en las partes superiores de las vetas.

Sin embargo, estos socavones pronto demostraron que debajo de la mena de estaño, y más allá de la mena de estaño internándose horizontalmente hacia el interior del cerro, la mineralización cambió a una mena bastante buena en ley de blenda de zinc, pero con leyes muy bajas de estaño-plata. Esto es, el zinc debajo del estaño, otra contradicción aparente de nuestras ideas respecto a la distribución en zonas de la mineralización primaria. La zona de estaño-plata se encuentra en las regiones superficiales de las vetas, cuyos afloramientos cubren una distancia vertical de 500 metros. Esta faja, por consiguiente, depende estrechamente de la topografía; también de la topografía actual y no de la del Plioceno. Es simplemente un caso de una veta primaria de blenda de zinc con leyes bajas de plata y estaño. A medida que las vetas eran destruidas por la erosión, los minerales de estaño y plata pasaron a través de muchos ciclos de solución y deposición, hasta que, finalmente, formaron la masa concentrada que se encontró en el presente en las partes superiores de las vetas. La débacle espectacular que la Compañía que posee estos yacimientos dió hace un año podía haberse evitado si estos factores geológicos hubieran sido debidamente apreciados.

### Las menas de la veta Colorada son, sin duda, primarias

Sin embargo, no todas las vetas de estaño bolivianas han experimentado un enriquecimiento secundario. Un buen ejemplo de una veta primaria típica que no ha sido enriquecida por procesos secunda-

rios, puede verse en la ya citada veta Colorada de la Compañía Oploca, en Chocaya. Esta veta ha demostrado una constancia extraordinaria en ley sobre un intervalo vertical de por lo menos 300 metros. El relleno mineral es, en su mayor parte, pirita y casiterita, con menores cantidades de cuarzo. Estos minerales ocurren como una serie de bandas que se repiten alternativamente cubriendo las cajas y encerrando fragmentos de brecha con anillos concéntricos. (Véanse Figs. 3 y 4). Los fragmentos son generalmente angulares de pórfido y de pizarra, con frecuencia mezclados y sin orientación fija con respecto a las cajas. Se encuentran rodeados por bandas muy definidas de casiterita y pirita y, algunas veces, de cuarzo, que se depositaron claramente una banda sobre la otra, desde el fragmento hacia afuera y no desde afuera hacia adentro, como uno supondría naturalmente si se tratara de un reemplazamiento progresivo de un trozo de laja desde la pared. También hubo aparentemente movimiento durante la deposición. Algunos de los fragmentos se quebraron y se movieron tomando nuevas posiciones. Bandas de casiterita y pirita fueron otra vez depositadas sobre las nuevas caras y a través de las bandas anteriores quebradas, formando lo que podríamos llamar "disconformidades" de textura. Las paredes en el extremo norte de las vetas consisten en pizarra y en el extremo sur, pórfido; pero fragmentos de cualquiera de las dos rocas se encuentran próximos a las cajas de la otra.

En el caso de esta veta, parece que algunas de las condiciones naturales pre-requisitorias y favora-

bles a la solución del óxido de estaño se encuentran ausentes, pues la mena es, sin duda alguna, primaria. Puede deberse a alguna condición física peculiar de la veta, o quizás a la ausencia de minerales cuya acción contribuye a la solución de la casiterita. Por su influencia sobre este punto puede decirse que el cobre muy rara vez se encuentra en esta veta. En verdad, se ha encontrado marcasita, pero como una envoltura en una reapertura subsiguiente de la veta, y no directamente asociada con la casiterita. Probablemente ha habido acción secundaria, pero la condición esencial necesaria para llevar a cabo la solución de la casiterita estaba ausente.

Los ejemplos anteriormente citados permiten una clasificación aproximada en sus líneas económicas más o menos como sigue:

1.º Vetas cuyo relleno primario es de una ley demasiado baja para que se puedan trabajar con utilidad, pero las que en las porciones superiores han sido colocadas dentro del límite económico por procesos de enriquecimiento secundario. Ejemplos: la gran mayoría de las minas de pequeño desplazamiento trabajadas en Bolivia.

2.º Vetas cuyo relleno primario es en sí mismo explotable con ganancia, pero que han mostrado, además, una zona de enriquecimiento secundario con valores excepcionalmente altos. Ejemplos: Llallagua-Uncia, Potosí, Oruro.

3.º Vetas cuyo sólo relleno primario constituye la base de la explotación y que no han sido enriquecidas por procesos secundarios. Ejemplo: Chocaya (veta de estaño Colorada).

La primera clase debiera esti-





Muestra de la Veta Colorada, Chocaya

Fragmentos aislados que muestran pequeños núcleos rodeados por bandas de casiterita y pirita que se alternan. 1 Casiterita con una pequeña cantidad de cuarzo. 2 Pirita. Dos veces el tamaño natural.

marse con cuidado. Si las vetas ocurren en número suficiente en un distrito cualquiera, pueden constituir una aventura minera perfectamente sana. La advertencia va dirigida contra la práctica muy común de basar un programa ambicioso y caro de desarrollo de la explotación en profundidad en las indicaciones de mineral en la zona secundaria superior.

### En las menas primarias descansa el futuro de la mayoría de las bonanzas bolivianas

La segunda clase incluye la mayoría de las minas de bonanza de Bolivia. Sus expectativas futuras en hondura deben basarse sobre la ley de las menas primarias. No se

excluyen en estas vetas nuevos y no esperados desarrollos favorables, pero éstos serán de proporciones relativamente moderadas y se deberán a factores primarios, tales como nuevos clavos de mineral, intersecciones de vetas, cambios de pañizo y otros parecidos. No hay que esperar que las bonanzas secundarias excepcionalmente ricas se repitan en los niveles inferiores. Sin embargo, tales vetas son generalmente vetas de falla mayores y, como tales, pueden ofrecer perspectivas muy halagadoras a lo largo de las líneas de extensión de las fallas, ensanchamientos periódicos después de angostamientos en una roca no favorable; intersecciones distantes con otras vetas y bajo condiciones parecidas, más especialmente en tales casos en que estas

contingencias geológicas puedan esperarse que tengan lugar bajo sombreros de roca o de detritus, que habrían escondido las indicaciones de los ojos adiestrados del cateador nativo.

La tercera clase, vetas cuyo relleno es en sí mismo lo bastante rico para su explotación es el tipo de yacimiento que presenta la cantidad mínima de inseguridad para el futuro. La ley de las menas en cualquier clavo de mineral dado en tales vetas, fluctuará entre límites mucho más estrechos que en el caso de las menas con enriquecimiento secundario, y la veta puede esperarse que mantenga una ley uniforme a mayores profundidades. Estas vetas, además, mantienen la esperanza de que quizás en alguna parte, en sus extensiones no exploradas, pueda encontrarse una nueva serie de condiciones que hubieran facilitado las reacciones secundarias, tal como intersecciones con otras vetas, que trajeran un nuevo grupo de minerales, cuya acción contribuyera a la solución de la casiterita; o fallas posteriores a la mineralización que fracturaran la veta y produjeran zonas de circulación más libre. Si una veta primaria de buena ley fuera enriquecida por procesos secundarios, el resultado sería, probablemente, una bonanza.

Es posible una cuarta clase de yacimiento. La consideración de los fenómenos relacionados con las tres clases de yacimientos anteriormente mencionados no puede menos de sugerir, como una posibilidad muy atrayente, una cuarta clase eventual. Ésta clase comprendería las vetas que muestran características secundarias en los afloramientos, localizadas en regiones

estañíferas con rumbos y manteos que correspondan aproximadamente a aquellos de vetas de estaño en los distritos vecinos; pero que son, o bien estériles, o muestran valores de baja ley en estaño y plata en sus afloramientos. La posibilidad atractiva reside en que el estaño podría haber sido más o menos completamente lixiviado en la superficie y redepositado en profundidad. Tales vetas que no muestran valores en sus afloramientos, no habrían sido cateadas hasta la profundidad necesaria, porque debe tenerse en cuenta que el concepto del enriquecimiento secundario es nuevo y que toda la minería boliviana hasta el presente ha sido siempre basada en las leyes que se encuentran en la superficie misma. Las vetas pertenecientes a esta clase son numerosas; y si se probara que en verdad ha habido una acción tal como la arriba bosquejada, los hechos desarrollados abrirían en seguida una enorme reserva que no ha sido tocada todavía en Bolivia. Naturalmente, habría que emplear algún discernimiento geológico, puesto que no todos los afloramientos estériles en la faja del estaño implicarán vetas de estaño enriquecidas por procesos secundarios en profundidad.

#### La solución de la casiterita y su redeposición en hondura es un proceso natural

Yo podría dar otros ejemplos típicos de enriquecimiento secundario en las vetas estañíferas bolivianas, pero como la información la obtuve en exámenes profesionales, yo no tengo, por el momento, la libertad de entrar en detalles. Sin

embargo, los ejemplos ya dados cubren una gran parte de terreno e incluyen las minas más importantes de Bolivia; de manera que no puede decirse que son meramente casos aislados que no tienen influencia sobre la generalidad de los procesos. Los hechos observados en el terreno me han obligado a la conclusión que la solución de la casiterita en las vetas y su re-deposición en los niveles inferiores, muy lejos de ser una curiosidad científica de interés académico solo, es un proceso natural de la más vital importancia económica en Bolivia. Sería interesante oír la opinión de los ingenieros en otros distritos estañíferos, especialmente en Australia, Sud-Africa y la Península de Malaya, donde las condiciones climatéricas, topográficas y mineralógicas son diferentes. Esta monografía fué escrita con la esperanza que originaría algunos comentarios o que produjera alguna evidencia desde estos distritos tendiente, bien sea a corroborar o a negar las conclusiones arriba bosquejadas.

### **Son probables nuevos descubrimientos con la ayuda de los estudios geológicos**

Bolivia es todavía un país con grandes posibilidades para el descubrimiento de nuevos yacimientos de estaño y en la búsqueda actual de tales yacimientos, Bolivia es la región que probablemente presenta las mejores expectativas; pero

debe ahora ser explorada de una manera científica. Los yacimientos que podían haber sido descubiertos por el cateador indio, han sido ya encontrados hace mucho tiempo. Esta simple etapa ha pasado ya. El problema en relación con muchos de estos yacimientos con "valores en la superficie" estriba en saber cuándo detenerse, puesto que se ha gastado y se está gastando mucho dinero en cateos sin esperanza. El descubrimiento de nuevos yacimientos de estaño debe ser guiado en gran parte por estudios geológicos, porque en este respecto Bolivia es todavía un país prácticamente virgen. Los cateos eléctricos, basados en tales estudios preliminares podían, probablemente, emplearse con ventaja en algunos casos, puesto que muchas vetas bolivianas, especialmente en el sur de Bolivia, contienen una proporción muy alta de pirita.

Hasta el presente, los trabajos geológicos más serios que se han hecho en este país han girado alrededor del microscopio. Muy raras veces se han hecho estudios detallados del terreno. Sin que esto quiera disminuir el valor del microscopio como evidencia colateral, yo creo que las relaciones topográficas tienen una influencia económica mucho más directa. En Bolivia, donde no existen mapas, el teodolito es, quizás, un elemento más útil que el microscopio y el geólogo económico obtendrá, probablemente, más luz del mensurador y del fisiógrafo que las que obtendría del petrógrafo.



## EL ENRIQUECIMIENTO SECUNDARIO DE LAS MENAS DE ESTAÑO

Comentario de "Engineering and Mining Journal-Press"

La monografía de Mr. Koeberlin, sobre los yacimientos de estaño, que aparece en este número, es de verdadero interés económico y científico. El punto principal de Mr. Koeberlin, basado sobre años de estudio en el terreno, es que ha habido un grado muy importante de concentración de menas de estaño, bajo los afloramientos y, en gran parte, directamente debajo de la zona de oxidación, por lo que se llama comunmente enriquecimiento secundario. Este enriquecimiento ha, aparentemente, disuelto y concentrado en una zona secundaria rica, contigua a la superficie, el óxido de estaño prevalente, casiterita, bien reconocido como uno de los minerales más resistentes a la oxidación, como queda demostrado, entre otras cosas, por su ocurrencia importante en los placeres de estaño.

Los datos que Mr. Koeberlin cita, sin embargo, impresionan; y uno se ve obligado a respetar sus conclusiones que la casiterita ha sido disuelta y redepositada como casiterita en la zona secundaria debajo de la zona de oxidación, en una escala considerable de gran importancia comercial. Mr. Koeberlin no intenta explicar la química de este proceso; él ha seguido el verdadero método geológico de averiguar con los datos geológicos acumulados, por el método inductivo de razonamiento, lo que ha tenido lugar, de-

jando para el futuro la dilucidación del por qué. Su conclusión, como él mismo indica, es de grandísimo interés por su aplicación al desarrollo y al financiamiento futuro de las minas de estaño de Bolivia.

Aceptando los hechos tal como han sido explicados, se insinúa el hecho que puede ayudar a explicar esta condición aparentemente anómala de fácil solubilidad y redeposición de un mineral que se sabe que es, en general, sumamente refractario a los solventes atmosféricos. Mientras esta concentración secundaria libre puede existir en otros distritos estañíferos del mundo, la descripción que de ella da Mr. Koeberlin no tiene similar entre los datos publicados de otras partes. A este respecto, es conveniente recordar que muchos de los yacimientos bolivianos son químicamente peculiares por la ocurrencia importante del estaño como sulfuro, además de como óxido, y en la íntima asociación del estaño con otros metales, tales como la plata, el plomo, el zinc y el cobre, con antimonio y arsénico, en minerales complejos. Puede ser significativo que los casos notables de enriquecimiento secundario citados muestran esta asociación de la casiterita con otros metales. Así, en el caso de la veta San Fermín, la casiterita está asociada con blenda de zinc y pirita, y otros minerales metálicos; y la lixiviación y la redeposi-

ción concentrada han sido aparentemente notables. Otro distrito donde el enriquecimiento secundario parece haber sido muy importante es Oruro, un distrito de plata-estaño; aquí tanto el estaño como la plata están concentrados debajo de la zona de oxidación. La pirita y la blenda, con otros minerales metálicos, acompañan el estaño.

Por el contrario, algunas de las vetas de estaño no han experimentado aparentemente este proceso, esto es, en ellas el estaño no ha sido atacado por la oxidación y las otras influencias de las aguas subterráneas, aunque están bajo idénticas condiciones atmosféricas y de las aguas subterráneas que aquellas otras vetas donde esta acción ha sido aparentemente completa. Una tal veta químicamente estable es la veta Colorada, en Chocaya. Especulando con respecto a las causas de su estabilidad, Mr. Koeberlin expresa la opinión que puede ser debida "quizás a la ausencia de minerales cuya acción contribuye a la solución de la casiterita. Por su influencia sobre este punto, puede decirse que el cobre muy rara vez se encuentra en esta veta".

En verdad, podemos deducir, de lo anterior, que la poco usual solubilidad de la casiterita en los casos descritos depende de la estrecha asociación con ciertos otros minerales metálicos, bien sean de cobre o alguna combinación de dos o más. Posiblemente se puedan encontrar eventualmente reacciones químicas simples que expliquen el fenómeno. Existe, también, la teoría un poco más atrayente de que la electroquímica supla la pista desconocida. Que la acción electrolítica es importante en la oxidación de los criaderos minerales es un hecho bien conocido: uno de los métodos eléctricos conocidos para encontrar minerales—el de Schlumberger—está basado en la actividad de las corrientes eléctricas que se generan, y su indicación por el galvanómetro. Que la estabilidad de los minerales en el baño formado por las aguas subterráneas superficiales depende, hasta un grado todavía no avaluado, en los minerales asociados, ha sido claramente indicado por tales experimentos como los de Gettshlk y Buehler <sup>(1)</sup>.

(1) Economic Geology, Vol. VII, 1912, pp. 15-34.



## INFORME

### SOBRE LOS HUMOS DE LA OROYA EMITIDO POR EL CUERPO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU

#### INTRODUCCION

La elección de los métodos que se deben proponer para suprimir los daños que están causando los humos de la fundición de la Oroya, constituye un problema técnico cuyo planteo y resolución exigen un amplio conocimiento de todas las circunstancias que rodean a la producción de los humos, y a su esparcimiento en la atmósfera, así como de la naturaleza y extensión de los daños causados; pues como es fácil suponer, la clase de remedio no sólo debe depender del género de daño, determinado por el elemento dañino y el objeto que recibe la acción sino también de la amplitud del daño y los elementos para combatirlo que existan o se puedan crear fácilmente en la localidad.

Por esto que en el presente trabajo vamos a comenzar por una somera descripción de la Fundición de la Oroya, únicamente en la amplitud indispensable para dar idea de las operaciones metalúrgicas generadoras de los humos; después examinaremos la naturaleza de éstos humos y el modo como son evacuados, lo que nos dará idea completa de la calidad del producto arrojado en la atmósfera y del estado físico y procedencia de sus distintos elementos; trataremos en seguida de la distribución de los humos en la atmósfera estudiando los factores que influyen sobre ella, los cambios que experimentan en su composición y el resultado de la distribución puesto de manifiesto por los análisis químicos del aire y del suelo que se han practicado. Vendrá, en seguida, el estudio de los daños causados, examinando su naturaleza y extensión; y, por último en vista de todos estos elementos estudiaremos los medios de suprimir o remediar los daños para elegir y recomendar los más convenientes.

Contendrá pues nuestro informe las siguientes partes:

- 1.º—La fundición de la Oroya.
- 2.º—Los humos producidos y las condiciones de su evacuación.
- 3.º—Modificaciones que experimentan los humos después de su salida por las chimeneas.—Condiciones geográficas y climatológicas de la región.
- 4.º—Los efectos dañinos de los humos.
- 5.º—Manera de evitar los daños producidos por los humos.
- 6.º—Resumen y Conclusiones.

A pesar de que la cuestión de los humos de las fundiciones no es nueva, ni aun en su faz aguda originada por la enorme amplitud de la metalurgia norteamericana, en las obras generales de metalurgia se le trata muy a la ligera y la literatura especial es muy escasa.

Debemos hacer presente que este trabajo es el resultado de una verdadera colaboración entre el Ing. José R. de La Puente, ex-jefe del Laborato-

rio del Cuerpo de Ingenieros y el que suscribe; y que tanto el personal superior de la Cerro de Pasco Copper Corporation y muy en especial los señores B. T. Colley y Antenor Rizo Patrón, como los gerentes y administradores de las haciendas ganaderas de la región nos han prestado toda clase de facilidades.

#### I.—LA FUNDICION DE LA OROYA.

La Fundición de la Oroya situada en la margen derecha del Mantaro, inmediatamente al Este de la población de su nombre, beneficia los minerales de cobre argentíferos que se producen en las minas del Cerro de Pasco, Morococha, y Casapalca, así como los concentrados mecánicos que se obtienen en las oficinas de Casapalca y Quilacocha, obteniendo como resultado final del tratamiento barras de cobre que contienen la plata y el oro de los minerales.

La fundición, que es una de las más modernas, más completas y de mayor capacidad que existen en el mundo, ocupa una amplia extensión comprendida entre la línea férrea que va de la Oroya a Huancayo y el citado río Mantaro; y en ella, además de los aparatos e instalaciones destinadas a beneficiar los minerales, existen todos los talleres y plantas auxiliares que le permiten trabajar con perfecta independencia, bastándose a sí misma para sus reparaciones y aún para nuevas instalaciones.

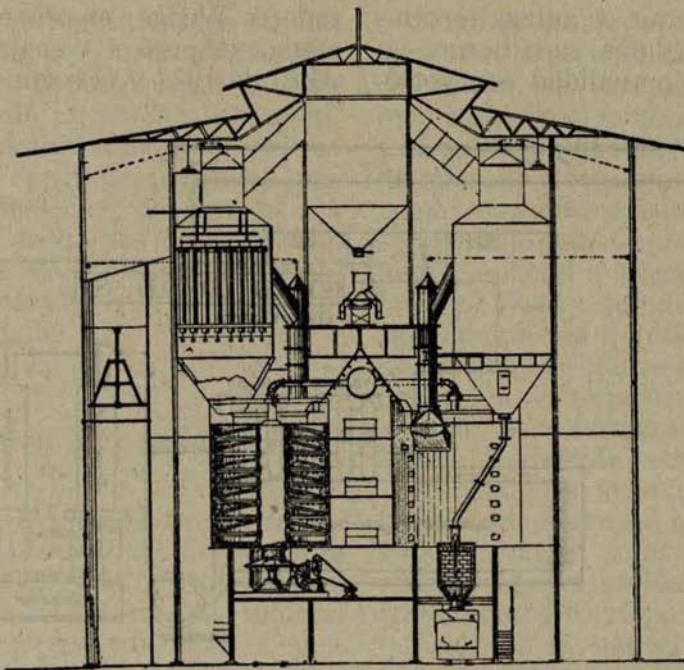
No vamos a hacer una descripción minuciosa de la fundición ni de las distintas operaciones que constituyen

el tratamiento de los minerales, porque esto se ha hecho ya repetidas veces y resultaría innecesario. En "Mining & Metallurgy", publicación del American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, se ha publicado ya desde el año pasado una amplia descripción, que fué extractada para publicarse en castellano en el Boletín de Minas. También el Boletín de la Dirección de Minas publicó un artículo sobre el mismo tema. Nosotros por eso nos limitaremos aquí a las indicaciones que pueden ser necesarias en el curso del informe para el planteo del problema especial de que trata.

El tratamiento que se da a los minerales es el conocido de fundición por mata y conversión en cobre, que sustancialmente consiste en las siguientes operaciones: un TOSTADO para separar parte del azufre y otros elementos volátiles; una FUNDICIÓN del mineral tostado, para concen-

trar todo el cobre, la plata y el oro de los minerales en un producto llamado MATA, que es un sulfuro complejo de cobre y hierro; y tercero una insuflación de aire a través de la mata fundida para quemar todo el azufre y oxidar el hierro dejando como residuo el cobre metálico, que es la operación que se llama CONVERSIÓN.

La primera operación, el TOSTADO, no es general para todos los minerales que entran en la fundición, ella sólo se aplica a las menas pulverulentas, mientras que las que llegan en trozos gruesos, pasan directamente a la fundición. La operación se realiza en diez hornos circulares de tipo WEDGE, cada uno de los cuales tiene capacidad para tratar 100 toneladas al día, que se encuentran en un edificio especial situado al SO. de la fundición. Cada uno de éstos hornos está provisto de un aparato COTTRELL para recoger las partículas

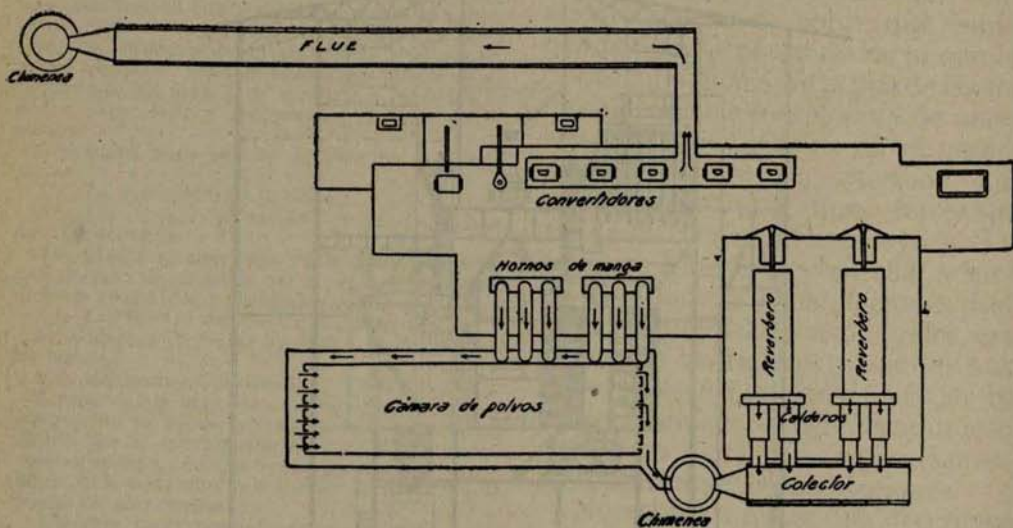


Croquis de los hornos de Tostado y Cottrells anexos

de mineral que la corriente de humos arrastra mecánicamente, y todos comunican con un colector común de hierro que recoge los humos y los conduce a una chimenea adosada al edificio, que tiene 7m. 60 de diámetro por 9 m. de altura. Esta planta, que comenzó a funcionar en octubre de 1922, se está ensanchando actualmente con ocho nuevos hornos idénticos a los anteriores, colocados en su continuación y que serán servidos por el mismo colector de humos y la misma chimenea. De esta manera la planta que tiene actualmente capacidad para 1,000 toneladas de mineral al día llegará a tenerla para 1,800.

En un edificio separado de los anteriores se efectúa la FUNDICIÓN PARA MATA y la CONVERSIÓN de esta última en COBRE METÁLICO. Para la fundición existen dos clases de hornos, de REVERBERO y de MANGA, contándose con dos unidades de cada tipo. Los reverberos funden el mineral tostado al que se agrega escorias de los convertidores; cada horno, calentado en la actualidad con petró-

leo, pero que también puede utilizar el polvo de carbón, tiene 30 metros de largo por 7 metros 60 centímetros de ancho, y puede tratar en 24 horas alrededor de 800 toneladas de mineral y 200 de escorias de convertidores. Los hornos de manga destinados a fundir minerales crudos y en trozos, tienen cerca de 12 m. de largo por 1.50 m. de ancho a la altura de la insuflación del aire, y su capacidad para fundir es también de 800 toneladas de mineral al día cada uno. Una sola chimenea de 9 m. de diámetro por 91 m. de altura, sirve a las dos clases de hornos recibiendo de cada lado los colectores que vienen de ellos. Los humos de los reverberos, después de calentar cuatro calderos, se reúnen en un colector; los que provienen de los hornos de manga, pasan por una cámara para que se depositen los polvos arrastrados, y llegan en seguida a la chimenea. El primer horno de reverbero se encendió simultáneamente con los tostadores Wedge; el primer horno de manga empezó a trabajar el 1.º de Abril de 1923 y el segundo, el 27 de



Croquis del recorrido de los humos en los aparatos metalúrgicos de la Fundición de la Oroya.



Agosto del mismo año; el segundo horno de reverbero sólo funcionó por primera vez en Abril de 1924.

Los aparatos para la conversión de la mata en cobre, los CONVERTIDORES, como se llaman, están situados en frente de los anteriores, de manera que el producto fundido puede ser trasladado con facilidad a ellos mediante grandes baldes de hierro manejados por una grúa eléctrica; hay cinco convertidores de 3.70 m. de diámetro por 6 m. de largo, con capacidad para tratar 250 toneladas de mata en 24 horas cada uno de ellos; y los humos que desprenden, después de reunirse en un colector, son vertidos al exterior por una chimenea especial de 6 m. de diámetro por 91 m. de altura.

Además de estas instalaciones, existe una planta de máquinas tostadoras del tipo Dwight-Lloyd destinada a tostar y aglomerar mineral para fundirlo en los hornos de manga; ella se encuentra en un edificio aparte y tiene también su chimenea propia, pero hasta ahora no ha funcionado y probablemente no funcionará, según lo que nos han manifestado los actuales jefes de la Cerro de Pasco Copper Corporation, porque su intención es dar preferencia a la fusión en hornos de reverbero, dejando los de manga únicamente para los minerales que no requieran tostado previo.

### Tratamiento metalúrgico

TOSTADO.—A los hornos de tostado de que hemos hablado se carga diariamente 725 tm., de materiales, de los cuales, 702 son de mineral crudo, que en promedio tiene la composición centesimal siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO	S
20.5	3.1	25.3	0.7	1	31.6
	Zn	Pb	Cu		
	3.4	1.9	6.89		

además contiene

Ag	Au
13.5 oz.t	0.036 oz.t

Las otras 23 tm., de la carga están formadas por materiales que se añaden para favorecer este tratamiento y las operaciones subsiguientes; por lo cual la composición final de la carga que entra a los tostadores es:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO
20.5	3.1	25.7	0.1	1
	S	Zn	Pb	Cu
	30.6	3.3	1.8	6.71

Como es sabido, por el tostado se trata de desprender la mayor parte del azufre, del arsénico y del antimonio que en el mineral crudo se encuentran combinados con los metales que se quiere extraer, constituyendo los sulfuros, sulfoarseniuros y sulfoantimoniuros que son las especies minerales predominantes en la carga. Para este propósito se utiliza la propiedad que tienen los cuerpos citados de unirse con el oxígeno del aire, a temperatura más o menos elevada, para formar sustancias volátiles fácilmente eliminables.

Al producto tostado, que es una mezcla de minerales que no han sufrido alteración y de productos formados bajo la acción oxidante del tratamiento, corresponde una composición en la cual el azufre, el arsénico y el antimonio se encuentran

en menor proporción que en el mineral original, porque la mayor parte de estos elementos combinados con el oxígeno como sustancias gaseosas, son expelidos a la atmósfera, junto con pequeñas cantidades de zinc y de plomo volatilizados y de proporciones variables, según las condiciones locales, de partículas de mineral que son arrastradas por el tiro de la chimenea.

El mineral que se tuesta, es el que tiene un diámetro menor de un centímetro, se alimenta mecánicamente por la parte superior de las cubas cilíndricas, de 6 m., 85 de diámetro, que constituye cada tostador Wedge, y va bajando a través de los siete pisos en que interiormente están divididos éstos, hasta que alcanzando el grado de tostado deseado, se reúne en la tolva que forma el extremo inferior del aparato de donde, a intervalos regulares, cae por la acción de su peso en los carros que han de conducirlo a los hornos de fusión.

El calor necesario para obtener la temperatura requerida por el tostado, es producido por la combustión del azufre del mineral mismo y sólo para encender el horno, se necesita el empleo de combustible extraño.

El aire que se debe suministrar es inyectado a una presión de 35 cm., de agua por tres ventiladores que desplazan 741.560 m<sup>3</sup>., por segundo, cada uno, accionados por tres motores de 50 HP.

FUSIÓN.—La mayor parte de este mineral tostado, o sean "LOS CALCINADOS", se trata por fusión en hornos de reverbero.—La composición de estos productos es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO
23.7	3.5	29.6	1.2	1.1

S	Zn	Pb	Cu
11.4	3.8	2.1	7.74
Ag.		Au.	
15.1 oz.t		0.040 oz.t	

Los calcinados al ser introducidos a los reverberos se mezclan con proporciones determinadas de escorias de los convertidores, de polvos de mineral depositados en los aparatos Cottrell y en las cámaras de humos, y de los fundentes apropiados para la operación. Sin embargo, estas últimas sustancias forman únicamente una pequeña parte de la carga total, que es de 85.5 tm., en 24 horas.

La composición media de la carga es vecina de la correspondiente a los calcinados, como puede observarse por el resultado de su análisis, que se da a continuación:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	MgO	S
24.3	3.3	32.1	1.4	9.6
Zn		Pb	Cu	CaO
3.7		1.9	6.91	1.4
Ag.			Au.	
14. oz.t			0.03 oz.t	

Constituída la carga por sulfuros y especies oxidadas de diversas clases da lugar, a la elevada temperatura que reina en el horno, a una serie de reacciones entre estas dos categorías de compuestos químicos, que en definitiva se resuelven en la formación de la mata, mezcla compleja de sulfuros de hierro y de cobre, y en la de la escoria, vidrio silicatado en cuya constitución entran las sustancias estériles que acompañan a los minerales que contienen los metales.

Igualmente se forma un volumen apreciable de substancias al estado gaseoso, que, como en el caso del tostado, arrastran al salir del horno, aunque en menor proporción, las partículas de mineral que por su poco peso pueden ser levantadas por la corriente de gases.

La composición centesimal de las matas producidas es la siguiente:

Cu	Fe	S	Zn	Pb
26.30	40	26	3	2
Ag.		Au.		
40 a 50 oz.t		0.25 oz.t		

En los hornos de manga para fusión, al contrario de lo que sucede en los reverberos, la proporción de calcinados que entra en la carga es mínima y puede decirse que prácticamente está formada por los minerales crudos, siendo su composición media la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO	
20.9	2.2	26.5	8.6	0.8	
S		Zn		Pb	Cu
19.9		1.7		0.7	5.51
Ag.			Au.		
8.4 oz.t			0.07 oz.t		

Esta circunstancia no influye sensiblemente en la naturaleza de la mata ni en la de la escoria que en ellos se obtiene para diferenciarlas de las producidas en los hornos de reverbero. En cambio, en el volumen de los productos gaseosos y en las proporciones relativas de sus cons-

tituyentes hay notables diferencias, debidas a que en las partes superiores del horno de manga los sulfuros simples desprenden por calentamiento relativamente leve una parte de su azufre; estando la zona de fusión propiamente dicha, en las secciones inferiores del mismo aparato; de manera que a los productos gaseosos desprendidos por la fusión se suman los eliminados en la parte alta y que corresponden, dentro de ciertos límites, a los de un tostado. Además, como consecuencia de la insuflación de aire, con la presión necesaria para vencer la resistencia que a su paso ofrece la columna de mineral que llena la cuba rectangular que constituye el horno, hay un mayor arrastramiento de polvos, que en el caso de los reverberos.

CONVERSIÓN.—En los convertidores se tratan diariamente, al rededor de 454 tm., de mata, a la que se añade como fundente 165 tm., de mineral silicoso argentífero.—Estos productos ofrecen la siguiente composición:

	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	
Mineral	58.1	5.1	10.5	0.6	
Mata	....		39.8	*	
	MgO	S	Zn	Pb	Cu
Mineral	0.3	10.2	2.7	3.7	1.9
Mata	....	25.6	2.9	2.1	27.4
Ag.			Au.		
44.2 oz.t			0.028 oz.t		
60.7 <			0.26 <		

Con este tratamiento se obtienen como productos fundidos, cobre metálico, conteniendo plata y oro, y una escoria, compuesta casi exclusivamente por silicatos de hierro; y una gran cantidad de gases entre los que predominan el anhídrido sulfuroso proveniente de la combustión del azufre de la mata—reacción que

es la base de la operación—acompañado de cantidades relativamente débiles de los metaloides que accesoriamente entran en la composición de aquel producto, de los metales volatilizados a la elevada temperatura producida por la oxidación del azufre, y de las partículas sólidas arrastradas por la corriente gaseosa que se inyecta a fuerte presión en la masa fundida que constituye la carga del convertidor.

## II.—LOS HUMOS PRODUCIDOS Y LAS CONDICIONES DE SU EVACUACION.

### Humos de los hornos de tostados

Los humos que se producen en los hornos de tostado, están constituidos por las siguientes substancias: oxígeno, nitrógeno, anhídrido carbónico; vapor de agua; anhídridos, sulfuroso, sulfúrico, arsenioso y antimonioso; óxido de zinc; y polvos del mineral, tanto crudo como tostado.

De estas substancias, las tres primeras son gases permanentes y no experimentan ninguna alteración durante la marcha de los humos desde los hornos hasta la chimenea; ellos provienen casi totalmente del aire insuflado. En cambio, el anhídrido sulfuroso, el sulfúrico, el arsenioso y el antimonioso, que son generados por la oxidación de los sulfuros, la descomposición de los sulfatos y la oxidación de los sulfoarseniuros y sulfoantimoniuros, respectivamente; el vapor de agua, que proviene principalmente de la humedad del mineral, y el óxido de zinc que resulta de la oxidación del sulfuro correspondiente; se comportan a partir del momento de su producción en el in-

terior del horno, de una manera variable según su naturaleza y según los cambios de temperatura que experimentan en su recorrido para salir al exterior.

En la Oroya los humos salen de los hornos a una temperatura de 230° y siguen por conductos cilíndricos de 1.22 m. de diámetro y de 6 m. de longitud que ponen en comunicación el horno con su respectivo aparato Cottrell, la velocidad en estos tubos es de 8.20 m. por segundo y el volumen en el mismo tiempo de 67.790 m<sup>3</sup>., ellos llevan en suspensión en cada 24 horas, 81.5 tm., del polvo del mineral.

Ya en el interior mismo del horno, entre los 440° y 338° centígrados, el anhídrido sulfúrico se ha combinado con el vapor de agua presente, formando vapor de ácido sulfúrico que a temperatura inferior a 338° se condensa como una nube de minúsculas gotitas que son arrastradas por la corriente gaseosa; de manera que, en el recorrido posterior, efectuado a temperatura inferior a 200°, habrá que considerar sólo el ácido sulfúrico que reemplaza al anhídrido correspondiente de la mezcla gaseosa.

En estas condiciones llegan a los aparatos Cottrell, donde su temperatura y velocidad bajan a 200° y a 1.61 m. por segundo; aquí el anhídrido arsenioso ha principiado ya a condensarse, pero la mayor parte se encuentra todavía al estado de vapor; de manera que la acción de precipitación que deben realizar esos aparatos es muy poco eficaz en lo que respecta a la eliminación del anhídrido arsenioso; esto se pone en evidencia cuando se comparan las cantidades relativas de arsénico y de partículas de mineral que acusa el ensayo de los polvos que allí se

recogen. Dado pues el lugar en que están colocados y la temperatura con que llegan los humos a ellos, el papel de los Cottrell no es el de purificarlos, eliminando algunos elementos dañinos—en este caso el anhídrido arsenioso—sino el de recuperar los valores de plata y cobre que contienen los polvos minerales arrastrados mecánicamente por la corriente de gases.

La cantidad de polvo recogido por los Cottrell en 24 horas es de 58 tm., y su composición centesimal es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Fe	CaO	MgO	S
22.3	15.8	0.8	....	12.3
Sb	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Pb	Zn	Cu
2.1	5.3	7.3	7	5.5

Ag.

41. oz.t

Los tubos de descarga de humos de cada Cottrell se conectan a un colector general que los conduce a la chimenea.

A lo largo de este colector la temperatura varía de 180° a 175° y la corriente de los gases tiene una velocidad de 5.49 m., por segundo.

En esta parte del recorrido, a causa del descenso de temperatura, el anhídrido arsenioso, cuya presión de vapor disminuye rápidamente con la temperatura, se va sublimando en cantidades crecientes; pero, como las partículas formadas son sumamente pequeñas, ellas son arrastradas por la corriente gaseosa siendo insignificante la porción que se deposita en el colector.

Aparte de estas circunstancias sólo hay que anotar otra modificación

y es la determinada por el ácido sulfúrico que afectando ya un estado francamente líquido, principia a combinarse con los óxidos metálicos, especialmente con el óxido de zinc, para formar sulfatos.

Los cambios experimentados por los gases en el colector anterior, que es simplemente un tubo de conexión, se continúan durante su travesía por la chimenea. La variación de temperatura en este recorrido es muy pequeña, pues la apreciación de la temperatura hecha en la estación de toma de muestras que se encuentra a los tres cuartos de la altura de la chimenea da para ésta la de 170°. Por esa estación pasan los humos con una velocidad de 3,72 metros por segundo y llevan en suspensión 23.5 tm. de partículas de sólidos en cada 24 horas, siendo su volumen total en este tiempo el de 13.762,940 metros cúbicos.

Los análisis de las muestras de humos tomadas en esa estación, que dada su proximidad a la boca de la chimenea y la naturaleza de este órgano pueden aceptarse como correspondiendo a su composición a la salida al exterior, han dado el siguiente resultado:

CO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>	SO <sub>2</sub>
0.18	0.00516	1.04
O <sub>2</sub>	N	CO
18.78	80	....

La proporción de anhídrido arsenioso en los gases no ha sido determinada, pero se le puede calcular teóricamente, teniendo en cuenta que por haber anhídrido arsenioso los gases tienen que estar necesariamente saturados de su vapor; sin

embargo, puede prescindirse de esa determinación que aparte de arrojar una proporción pequeña no tendría objeto práctico desde que, a los pocos segundos de la salida de los humos, el descenso de la temperatura habrá determinado la sublimación del  $As_2O_3$ .

La cantidad de partículas sólidas arrastradas es de 1.7 gramos, por metro cúbico y su composición centesimal en promedio es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO	S
11	3.1	4.8	0.2	0.2	8.3
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sb	Zn	Pb	Cu	
38.1	6.2	10.8	0.4	3.3	

Teniendo en cuenta las modificaciones experimentales en el recorrido descrito, se puede deducir teóricamente que los humos que salen por la chimenea correspondiente a los hornos de tostado deben contener substancias que se encuentran en tres estados físicos diferentes: gases, aerosols o sea sólidos en un estado de división muy grande dispersos en la masa gaseosa y que provienen de la condensación de los vapores causada por el enfriamiento y partículas arrastradas mecánicamente. Los primeros contienen: nitrógeno, oxígeno, anhídrido carbónico, vapor de agua, anhídrido sulfuroso y anhídrido arsenioso que aunque en pequeña cantidad debe incluirse entre éstos, pues a la temperatura de 170°, la tensión de su vapor, aunque pequeña, es todavía apreciable. Entre los aerosols figuran el anhídrido arsenioso, el anhídrido antimonioso, el ácido sulfúrico, el óxido de zinc y los sulfatos, principalmente de zinc y en pequeñas cantidades de plomo,

de plata y aun de cobre. Por último entre los POLVOS O PARTÍCULAS DE MINERAL ARRASTRADO existen sulfuros, sulfo-arseniuros y sulfo-antimoniuros de cobre, hierro, plomo, plata y zinc, que han escapado a la acción oxidante sufrida en el horno y durante el trayecto; óxidos, sulfatos, arsenitos, arseniatos, antimonitos y antimoniatos de los mismos metales, sílice y silicatos.

Aunque no es posible determinar experimentalmente las proporciones relativas en que se encuentran los polvos y los condensados dispersos en el humo, se puede deducir que la proporción de los primeros tiene que ser inmensamente mayor. Esta previsión teórica la confirma el análisis, pues la ley en sílice es de 11%; y, técnicamente, se consideran como polvos los materiales que tienen más de 5% de sílice y como mezcla de sólidos dispersos y condensados los que tienen menos de la cantidad indicada.

### Humos de los hornos de reverbero

Los constituyentes de estos humos son casi los mismos que los de los tostadores. Las diferencias provienen de la presencia del óxido de carbono, como consecuencia de una combustión incompleta del petróleo empleado como agente calorífico; y de la existencia de vapores de zinc, plomo, plata, cobre y oro, resultantes de la volatilización de estos metales a la temperatura elevada en que se realiza la fusión. Sin embargo, el origen de las substancias contenidas es distinto, así como sus proporciones relativas. Mientras que en el caso del tostado la formación de los gases oxidados es debida a la acción directa del aire atmosférico,

en los hornos de reverbero ella es el resultado de las reacciones entre los óxidos, sulfatos y sulfuros que contiene el mineral tostado.

El volumen de humos que sale de los hornos en cada segundo, es de 63.676 metros cúbicos y su temperatura en el momento de la salida de 1150° centígrados; en esta condición los vapores de plata están ya parcialmente condensados, y los de plomo y zinc, condensados y oxidados.

Un análisis parcial de los gases en este tramo ha dado el siguiente resultado:

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	N	SO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>
13.27	1.80	0.7	83.4	0.73	0.002

En la cámara de los calderos los gases experimentan un considerable enfriamiento pues su temperatura baja hasta 265°; y al mismo tiempo se diluye y se oxidan. El óxido de carbono se convierte totalmente en anhídrido carbónico; el anhídrido sulfúrico se combina con el agua y los vapores de ácido sulfúrico formados se condensan en parte; el anhídrido sulfuroso se oxida en insignificante proporción; el anhídrido antimonioso se sublima casi totalmente; mientras que el anhídrido arsenioso permanece al estado de vapor, pues a esa temperatura su tensión de vapor es elevada y la cantidad en que se encuentra insuficiente para saturar todo el volumen gaseoso.

Los vapores de plata se condensan completamente y los de plomo y zinc acaban también de condensarse y de oxidarse, mientras que los polvos arrastrados se oxidan total o parcialmente.

Según las determinaciones hechas la cantidad de sólidos que entran

al *flue* cilíndrico es de 23 toneladas métricas, cada 24 horas y su composición centesimal la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO	S
8.4	7.4	6.8	0.77	0.3	4.1
Zn	Pb	As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sb	Cu	
8.9	13.7	20.2	0.7	4.6	
		Ag.			
		13.1 oz.			

Pero estas determinaciones necesitan una corrección, pues a consecuencia del modo como se ha hecho el análisis, el anhídrido arsenioso que se encuentra al estado de vapor ha sido considerado y dosado como sólido.

La suma de los anteriores elementos arroja 75.8. Supuesto que 24.2 unidades corresponden a los elementos no dosados, desquitando las 20.2 unidades de As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, y recalculando en porcentajes se obtiene la siguiente composición:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO
10.52	9.28	8.52	0.87	0.37
S	Zn	Pb	Cu	Sb
5.14	11.15	17.17	5.76	0.87

Elem. indet.

17.80

Las 20.2 unidades de As<sub>2</sub>O<sub>3</sub> sobre las 23.5 t. m., de polvos representan 4.760 t. de As<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en 24 horas, que al estado de vapor a 0° y 760 mm., ocupan un volumen de  $4.760 \times 112.8 = 538\text{m}^3$ , que

sobre los 5'501.606 m<sup>3</sup>. de humos que salen del horno de reverbero representan 0.97% de su volumen.

En el *flue* cilíndrico la velocidad de los humos es de 4.47 m., por segundo y su temperatura varía de 265° a 240°, manteniéndose los componentes en el mismo estado en que entraron, salvo los polvos de los cuales se depositan 10.88 toneladas en 24 horas, con la siguiente composición:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO
14.6	5.9	11.9	0.9	0.2
S	Zn	Pb	Cu	
4.6	6.6	10.1	7.92	
Ag.				
12.7 oz.t.				

El análisis parcial de una muestra de los gases tomada en el *flue* cilíndrico ha dado el siguiente resultado:

CO <sub>2</sub>	O	CO	N	SO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>
9.1	8.2	nada	81.9	0.73	0.002

A las substancias anteriores hay que añadir el As<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, que como se ha indicado se encuentra todo al estado de vapor formando 0.97% del volumen de los gases. Este análisis pone de manifiesto la dilución de los gases, el aumento de la proporción de oxígeno y la oxidación del óxido de carbono a que antes nos hemos referido. Si la proporción de anhídrido sulfuroso permanece la misma a pesar de la dilución, ello se debe a que las partículas sulfuradas de los polvos arrastrados van experimentan-

do una oxidación que produce nuevas cantidades de este gas.

Al entrar en la chimenea los humos tienen una temperatura de 240° y su condición es prácticamente la misma que tenían en las cámaras de los calderos y en el *flue*. La cantidad de partículas sólidas llevadas en suspensión por la corriente gaseosa es de 12.7 t. m., y su composición es la siguiente:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO	S
3.0	8.6	2.4	0.6	0.3	3.1
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sb	Zn	Pb	Cu	
37.4	1.2	11.2	16.8	1.67	
Ag.					
13.5 oz.t.					

Estas determinaciones necesitan ser corregidas en idéntica forma que las hechas a la entrada del *flue* cilíndrico, pues aquí también todo el anhídrido arsenioso debe encontrarse al estado de vapor, por efecto de la temperatura.

Las 37.4 unidades de anhídrido arsenioso sobre las 12.7 toneladas métricas de sólidos arrastrados, representan exactamente 4.750 toneladas de anhídrido arsenioso, es decir, una cantidad prácticamente igual a la que corresponde al 20.2% de las 23.6 toneladas métricas de polvos que son arrastrados en el *flue* cilíndrico y que han pasado casi totalmente a la chimenea. Esta identidad de proporciones del mismo constituyente obtenida en dos sitios distintos—que implica una deposición nula— se explica plausiblemente por el hecho de que el transporte se ha realizado al estado de vapor. Comparando las



proporciones relativas de los demás constituyentes sólidos arrastrados por la corriente gaseosa y que se han determinado anteriormente puede apreciarse que las sustancias que en mayor cantidad se depositan en el flue cilíndrico son las que tienen o llevan en su composición hierro, plomo, cobre y azufre, siendo mínima esta deposición para el zinc, la cal y la magnesia y nula para el anhídrido arsenioso.

Deduciendo, pues, el porcentaje de anhídrido arsenioso de las partículas llevadas en suspensión por la co-

rriente gaseosa al entrar en la chimenea, y recalculando los por cientos se obtiene para los sólidos arrastrados en la chimenea por el tiro la siguiente composición:

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	CaO	MgO
4.77	13.73	3.83	0.96	0.48
S			Pb	Cu
4.95	Sb	Zn	26.8	2.66

(Continuará).



## LA CONCENTRACION DE LOS MINERALES POR LA FLOTACION

POR

EDWIN EDSER. A. R. C. SC., E. PH. S., F. INST. P.

### Introducción

Muchas sustancias pulverizadas cuyas partículas tienen una densidad mayor que la unidad flotan con facilidad cuando se polvorean sobre la superficie del agua. El polvo de oro, el tungsteno finamente pulverizado, el molíbdeno, el silicio, el azufre, el talco, el trióxido de arsénico, el carbón, el grafito, la galeña, la molibdenita, la blenda, la pirita, y muchas otras sustancias poseen esta propiedad. Las virutas de hierro o bronce flotan con facilidad. Sucede con frecuencia que las sustancias más densas son las que flotan con mayor facilidad; como,

por ejemplo, el polvo de oro, la galeña y la molibdenita. En general, aquellas sustancias que flotan en un líquido no se disuelven en él con facilidad; por el contrario, algunas sustancias solubles flotan con gran persistencias como, por ejemplo, el ácido bórico, que flota con gran facilidad en el agua mientras se está disolviendo. Para que un cuerpo flote de esta manera, no es necesario que esté finamente pulverizado. Un diamante en bruto con lados de 3 mm. y de un peso de 0.05 grs. flota con gran facilidad en el agua durante horas enteras. Una varilla de tungsteno de  $3.9 \times 0.7 \times 0.5$  cms. y con un peso de 26.25 grs., flota con

facilidad en mercurio, aunque la densidad del tungsteno es alrededor de 18 comparada con 13.6 del mercurio. Al observar uno de estos cuerpos que flotan, como el diamante (Fig. 1), se nota que la superficie del líquido se ha deprimido formando un hoyuelo o depresión, en cuya parte inferior el cuerpo descansa como si estuviera suspendido en el líquido. Además, el ángulo entre la superficie formada por el líquido, el aire y la interfase líquido-sólido, donde estas dos fases se encuentran, es aproximadamente constante para un líquido y un sólido dado; y el ángulo que resulta se llama el ángulo de contacto (Figura 2).

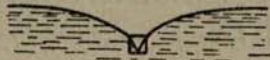


FIG. 1.

Mientras algunos cuerpos flotan con facilidad en el agua, otros no flotan. El vidrio pulverizado, la arena de cuarzo limpia, los feldespatos y otras muchas sustancias no flotan con facilidad. Por el contrario, aquellos que no flotan por sí solos, se les puede hacer flotar cubriéndolos con una película de cera o grasa, y a los que flotan por sí solos se les puede mejorar su flotabilidad de la misma manera. Así, un pedazo de tela metálica de hierro (de diez alambres por pulgada), de 12 cms. cuadrados y de un peso de 30 gramos, flota con facilidad después que se le ha cubierto con una película tenue de cera de parafina. Existe la creencia general de que

ninguna sustancia flotaría a menos que estuviese cubierta con grasa o aceite, pero los siguientes hechos demuestran lo contrario. Virutas de hierro o bronce, obtenidas de un pedazo completamente limpio y recién cortadas por medio de una lima limpia, si se les deja caer sobre la superficie del agua, según se les va cortando, flotan con facilidad. Algunas sustancias químicamente limpias flotan con facilidad en el agua. Láminas de oro muy finas, que se han hervido en ácido nítrico concentrado y que después se han lavado en agua sin contaminar, flotan con la mayor persistencia.

Para poder flotar cuerpos muy pesados en agua, es necesario ase-

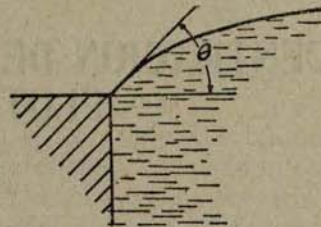


FIG. 2.

gurarse de que ésta no ha sido contaminada con grasa u otras sustancias que reduzcan la tensión de su superficie. Así, cuando el diamante ya citado estaba flotando en agua pura, podría hundirse inmediatamente tocando la superficie del agua con una aguja cubierta con una película minúscula de ácido oleico; el contaminar el agua con trazas de alcohol amílico o con una solución de jabón, produciría el mismo efecto.

Se ha tratado de separar la galeña de su ganga, después de haber chancado la mena, mezclándola con agua y haciendo que la masa pulverizada se pusiera en contacto con la atmósfera y después sumergiéndolo-

la gradualmente. La galena y la blenda flotan en forma de agregados de discos en el fondo de una pequeña depresión en la superficie del agua. La desventaja de este método de concentrar minerales son dos. En primer lugar, la galena y la blenda, en forma de partículas finamente divididas o lodos, no flotan en su mayoría. En segundo lugar, se necesita una superficie de agua con un área enorme para flotar una cantidad apreciable de mineral; por ejemplo, una tonelada de galena flotada bajo las condiciones más favorables, cubriría una superficie de agua de 0,1 de acre (400 metros cuadrados).

Para modificar el procedimiento ya descrito y hacerlo comercialmente posible, se necesita una gran superficie de agua que no cubra un área horizontal tan grande. La manera de llegar a este resultado es "enrollar" esa misma superficie en una multitud de pequeñas cavidades, o, lo que es lo mismo, producir una espuma. Esto no puede hacerse efectivamente con agua pura o con cualquier líquido puro; pero, cuando se añaden pequeñas cantidades de ciertas substancias al agua, ésta tiene la propiedad de formar espuma cuando se la bate con aire. Entre las substancias que confieren esta propiedad al agua se encuentra el jabón, la sapolina, el alcohol amílico, ciertos aceites, como la trementina y el eucaliptus; los compuestos aromáticos, como el alcanfor; ciertos derivados de la bencina, como la anilina, el cresol, el fenol, y una multitud de otras substancias. La estabilidad de la espuma que se produce varía grandemente según sea la substancia que se añade, y las substancias que producen las espumas más estables no son

necesariamente los reactivos más útiles para flotar los minerales.

La flotación de los minerales puede estudiarse de la manera siguiente: llénese una botella con agua, tápese y agítese violentamente antes y después de añadir una gota o dos de cualquiera de los reactivos ya mencionados. Por muy violenta que sea la agitación, no se producirán burbujas pequeñas en el interior del agua pura; y las burbujas que se forman coalescen rápidamente para formar mayores que, ascendiendo hasta la superficie, estallan instantáneamente. Es claro que no se pueden formar pequeñas burbujas, bajo estas condiciones, porque el proceso de subdividir las burbujas grandes se acompaña por la coalescencia de las pequeñas. Añadiendo una gota de cresol al agua, se obtiene esta condición. Después de agitar el agua, ésta presenta una apariencia lechosa debida a la multitud de pequeñas burbujas que se han formado y que se elevan lentamente a través del líquido para formar una espuma evanescente en su superficie. A este proceso de formar una multitud de burbujas minúsculas en el interior de un líquido se le llama "aereación".

Si a esta agua contaminada se le añaden 100 gramos de una mena pulverizada que consista de partículas de galena, blenda y cuarzo y se agita la botella violentamente y se la deja en quietud durante algunos minutos, se verá que se ha formado una espuma estable que contendrá numerosas partículas de galena y blenda y algunas partículas de cuarzo. En esta espuma habrán flotado algunas partículas de cuarzo, mientras que otras partículas de galena y blenda se habrán hundido hasta el fondo de la botella cuando

cesó la agitación. Por consiguiente, la separación es imperfecta.

Para mejorar este resultado, se necesitan dos cosas. En primer lugar, es necesario que la flotación de la galena y de la blenda sea más estable, de tal manera que todas las partículas de estas substancias queden incluídas en la espuma. En segundo lugar, se requiere poner las partículas de cuarzo en un estado que sea prácticamente no flotable, para que la espuma sólo incluya el mínimo posible de partículas de esta substancia.

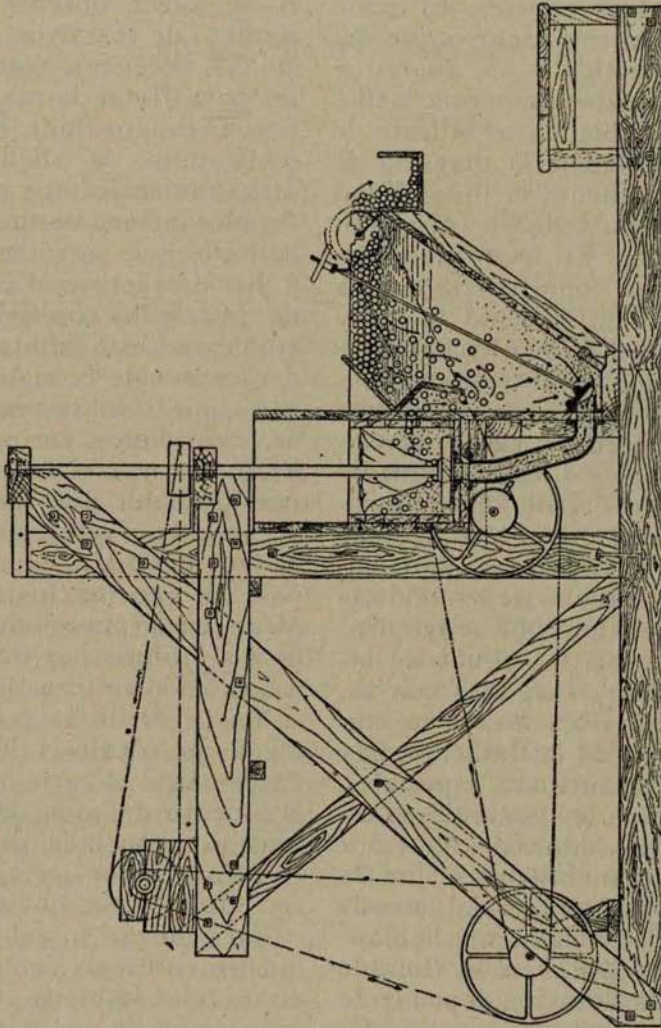
Los hidrocarburos saturados, desde el pentano hasta el aceite ordinario de parafina, no son capaces de causar la aereación del agua, y no pueden emplearse para otorgar al agua la propiedad de formar espuma. Por el contrario, una partícula sólida que haya sido cubierta con una película minúscula de aceite de parafina, flotará con mayor estabilidad que sin esta película. Por consiguiente, si se añade una gota o dos de aceite de parafina al contenido de la botella, la espuma que se forma después de la agitación será más estable que antes, debido al mayor número de partículas sólidas que incluirá. Tales aceites, como el de la parafina, se les conoce, por lo tanto, con el nombre de "estabilizadores de la espuma". Si se añade aceite de parafina al agua que haya adquirido la propiedad de formar espuma, debido a la adición de cresol, la espuma que se produciría es menos estable si no hubiere partículas de sólidos presentes, de lo que se desprende que las ventajas que se obtienen de añadir aceite de parafina se deben a la acción de este reactivo sobre las partículas sólidas y no a su acción sobre la superficie de las burbujas.

En verdad, la parafina aumenta el ángulo de contacto entre la superficie aire-líquido y la interfase agua-sólido de la galena y de la blenda. La espuma que obtendríamos ahora no sería todavía satisfactoria, porque contendría demasiado cuarzo y la próxima etapa debiera estar dirigida a disminuir la flotabilidad de esta substancia. Esto puede conseguirse de muchas maneras, una de las cuales es añadir un ácido mineral, tal como ácido sulfúrico, al contenido de la botella. Cuando se añade unos cuantos centímetros cúbicos de una solución al 20 por ciento de ácido sulfúrico al contenido de la botella, se la agita de nuevo, y se la deja descansar; es aparente, en seguida, que hemos obtenido nuestro objetivo. La espuma es ahora copiosa y estable y está exclusivamente cargada con partículas de galena y blenda. Las partículas mayores de cuarzo se hunden rápidamente al fondo de la botella, pero las partículas más finas de esta substancia permanecen temporalmente en suspensión, dando al agua una apariencia lechosa. Esta observación nos permite introducir una generalización muy importante, que discutiremos con más amplitud más adelante; **cuando una substancia pulverizada se ha colocado en el estado de una suspensión en agua, o lo que es lo mismo, se ha "defloculado", ya no flotará más; la substancia floculada se puede flotar cuando la aereación es suficiente.** La defloculación que produce el ácido sulfúrico no es permanente; después de un pequeño lapso se observará que las partículas de cuarzo se aglomeran lentamente y se hunden y que el agua acaba por ponerse clara y transparente. Empleando álcalis,

como el silicato de sodio, en lugar de un ácido, se obtiene una defloculación permanente. Las partículas de galena y blenda están más o menos floculadas, y el grado de floculación es una medida de la estabilidad de la espuma. Las partículas más pequeñas de galena y blen-

sospechado, en la floculación de los precipitados químicos y experimentos que se mencionarán más adelante, confirman esta conjetura.

Por consiguiente, y hablando en términos generales, en la flotación se necesitan reactivos que desempeñen tres papeles:



da flotan generalmente hacia la superficie en masas floculadas y unidas por minúsculas burbujas de aire. Esta observación nos sugiere la idea de que las minúsculas burbujas de aire desempeñan un papel importante, aunque hasta aquí in-

1.º Un reactivo que produzca espuma, cuyo papel específico es ayudar en la producción de minúsculas burbujas de aire en el agua

2.º Un reactivo que estabilice la espuma, cuyo deber específico es aumentar la flotabilidad de las par-

tículas de mineral que deseamos incluir en la espuma; y

3.º Un reactivo que modifique la ganga, cuyo deber específico es hacer que las partículas de la ganga no puedan flotar.

En la práctica se ha encontrado un solo reactivo que puede desempeñar estos tres papeles. El ácido sulfúrico, al mismo tiempo que deflocula las partículas de cuarzo y las hace no flotables, aumenta la flotabilidad de la blenda; el silicato de sodio, que deflocula la mayoría de las gangas, aumenta la flotabilidad de la calcopirita y de los otros sulfuros de cobre. El aceite de eucalipto funciona como reactivo para producir espuma y como reactivo estabilizador; el ácido oleico, la trementina y muchas otras sustancias se desempeñan de la misma manera. En algunos casos, la calcopirita se puede flotar por medio de la ayuda del cresol, sin la adición de otro reactivo, siempre que la molienda haya sido lo suficientemente fina. Mucho depende de la naturaleza del agua que se emplea; en muchos casos, las aguas de las minas están muy cargadas con sales solubles, y si es necesario emplear esta agua en la flotación, hay que tomar precauciones especiales. No hay ninguna ley general que establezca que los minerales de valor tienden a flotar mientras que la ganga, sin valor comercial, tiende a hundirse. Potencialmente hablando, **cualquier** substancia es flotable y el éxito en la flotación depende de la selección del reactivo apropiado. En la recuperación de ciertos minerales de valor de una mena, el problema resulta complejo, puesto que la mena puede contener cinco o seis componentes, sólo uno de los cuales se desea flotar; en tales ca-

sos, el problema de impedir que los componentes sin valor comercial de la mena floten, puede presentar mucho mayores dificultades que el problema de flotar los componentes de valor. Los sulfuros son los minerales que flotan con mayor facilidad, en el sentido de que el éxito se puede obtener con un gran número de reactivos. Por el contrario, se necesitan reactivos especiales para flotar la malaquita, la barita, el espatofluor, la casiterita, la wolframita, la shelita y muchos otros minerales que quedan bajo la denominación de minerales "oxidados".

En la práctica, la cantidad de cada uno de los reactivos que pueden emplearse está limitada por consideraciones de economía; es afortunado que sólo se requieran pequeñas cantidades, y es significativo el hecho de que el fracaso es mucho más probable que suceda empleando un exceso que usando una cantidad demasiado pequeña de reactivos. En general, los aceites se emplean en proporciones que varían de 1 a 3 libras por tonelada de mena; el ácido sulfúrico puede emplearse hasta 20 libras por tonelada de mena; los álcalis, tales como la soda cáustica, el carbonato de soda y el silicato de soda, hasta 3 ó 4 libras por tonelada de mena. Si se empleará jabón, el agua tiene que ser "dulce", por obvias razones.

Para llevar a cabo el procedimiento en escala comercial, se puede mezclar la mena con agua en la proporción de una parte en peso de mena por cuatro partes en peso de agua. Esta mezcla (llamada "pulpa") se alimenta a un recipiente cuadrado de madera.

(Continuará).

## CONSTRUCCIONES DESMONTABLES APROPIADAS PARA EMPRESAS MINERAS

POR

El Ing. SIRIO CONTRUCCI

Casilla 519 - Santiago.

Creo pueda ser de interés para los ingenieros y administradores de establecimientos mineros, el conocimiento de un tipo de barraca totalmente de madera y proyectada de tal modo que, una vez preparadas sus partes en un centro cualquiera de elaboración de madera, pueden ser embaladas, remitidas a la estación ferrocarrilera más próxima, llevadas en carreta, camiones o a lomo de mula hasta el campamento, y allí armadas en pocas horas por un exiguo personal, que no necesita ser especializado.

Este tipo de barraca ha sido ampliamente experimentado en otros países y le hemos visto prestar grandes servicios transitorios y aún por períodos de años, como alojamientos de emergencia para los comandos de grandes unidades militares, para almacenes de subsistencias, enfermerías, talleres, depósitos de aviación, etcétera.

No creo que en Chile se haya lanzado un tipo "standard" parecido, a pesar de que sus riquezas mineras—las más de las veces situadas a grandes distancias de los centros de abastecimiento de materiales y a considerables alturas sobre el nivel del mar, sin esperanzas de una línea férrea y con caminos impracticables para un transporte normal—estén pidiendo a

gritos construcciones, ni tan costosas como las adoptadas en las ciudades, ni tan primitivas como las rucas de piedra en seco, totora y barro, adoptadas en los cerros mineralizados.

Preconizamos un tipo "standard" que en su aspecto y características de conjunto, se puede ver en los esquemas reproducidos en la figura.

Desde luego, conviene observar que el largo de tales barracas puede variarse según se desee, bastando sólo agregar los tableros o paños correspondientes, que son todos iguales, y por ende, intercambiables.

Lo mismo téngase presente para la distribución de los compartimentos interiores, cuyos tabiques son también intercambiables, habiendo indicado en el dibujo sólo un ejemplo de disposición de los vanos.

Se ha adoptado un ancho "standard" de 5 metros que se presta fácilmente, en caso de alojamiento de empleados, operarios o enfermos, para la colocación de dos camas en sentido transversal, con pasillo central; esta misma dimensión de 5 metros se adapta a cualquiera otra destinación, como bodegas, oficinas, taller de reparaciones de maquinaria, etc. Por último, si se necesitare una superficie cubierta de mayor anchura, bastaría adosar tanta barracas como exija la dimen-





sión apropiada, resultando ésta un múltiplo de 5, y reemplazar por pilares los tabiques de contacto.

Los tabiques, pisos y techumbre, están compuestos de tableros perfectamente ajustables, y de dimensiones calculadas para el fácil transporte a lomo de mula, en carretas y camiones. Las piezas de tijerales también resultan apropiadas al objeto.

Tanto las paredes como los paños de techumbre tienen doble forro de madera, el exterior de tabla traslapada, con lo cual se consigue solidez y cierto aislamiento contra el frío y el calor, por la capa de aire intermedia; es reconocida la desventaja en este sentido de la techumbre de fierro galvanizado, que se caldea considerablemente, dando lugar a precauciones especiales para proteger depósitos de explosivos y materias inflamables o alterables.

Aunque una mano de pintura impermeabilizante bastaría para asegurar la techumbre contra goteras o filtraciones excesivas, se puede agregar una cubierta de tela embreada, o cartón alquitranado, tipo Revart, Fonolita o similares: esto se adoptaría en casos específicamente indicados.

En resumen, proponemos un tipo que estimamos se preste al mayor número de aplicaciones, variando la disposición de sus elementos confeccionados en serie, dentro de las exigencias impuestas por las eventuales dificultades de transporte.

Las ventajas de las construcciones que recomendamos a las administraciones de empresas mineras pueden resumirse así:

1.º *Rapidez de confección*, por tratarse de un agregado de elementos construídos *en serie*, bastando pocas semanas para la entrega después de

recibida la orden, si no hubiere un stock en fábrica para la entrega inmediata.

2.º *Economía en el costo*, como resultante de toda elaboración en serie.

3.º *Economía en los fletes*, en igualdad de tipo adoptado para ser construído en el terreno, como resultante de que con este tipo "standard" se paga sólo flete por peso *útil*, mientras que de otro modo hay que pagarlo también por los despuntes perdidos, exceso de escuadrías de las maderas comerciales, etc.

4.º *Economía en la obra de mano y en los gastos de pasajes*, por el escaso personal y el breve tiempo necesarios para el montaje en el terreno; esta ventaja no está incluída en la del menor costo del párrafo 2.º, que se refiere al de la producción en serie, comparado con el de la producción corriente, *en el mismo punto*.

5.º *Economía en los gastos de amortización*, por cuanto la índole de las faenas mineras raras veces permite decidir desde el primer momento construcciones de carácter definitivo y las que sirven para la primera época quedan totalmente inaprovechables o muy desvalorizadas al ser deshechas. Con el tipo desmontable se recupera un gran porcentaje del valor invertido, pudiendo venderse en buenas condiciones a otras empresas en formación, sin perjuicio de quedar en servicio permanente cuando sea el caso.

Esta ventaja debe ser debidamente considerada al proyectar instalaciones provisionales, sin dejarse impresionar por su menor costo comparadas con el tipo "standard" de nuestra referencia.

Por último, conviene todavía hacer notar, que las maderas compradas para construcciones en el terreno están sujetas a mermas durante el transporte y a frecuentes robos o despilfarros en la ejecución de las obras,

factor que cualquier administrador práctico del oficio ha podido constatar y que se elimina con la adopción del tipo "standard" desmontable.

Para mayores informaciones de detalles constructivos, presupuestos, etc., tendremos el mayor placer en atender consultas de los interesados que las soliciten de la Dirección de el "BOLETÍN MINERO".



## EL TELEFONO EN LAS MINAS

POR

JOSÉ CASTELLS,  
Ingeniero de Minas.

Todos los adelantos de una rama cualquiera de la técnica repercuten en todas las industrias particulares; pero hay algunas industrias, y es este el caso de la industria minera, en que la adopción de ciertos adelantos es particularmente difícil por causas inherentes a la propia naturaleza del trabajo, pues todo aparato destinado al uso en el interior de una mina debe revestir excepcionales condiciones de solidez y de sencillez de manejo, ya que al minero, falto de luz y de espacio y dedicado a un trabajo extraordinariamente rudo, no se le puede exigir un trato delicado de los elementos de trabajo que se le entregan. Además, la atmósfera de la mina, cargada de humedad y a veces con gases corrosivos, ejerce una acción destructora suficiente para hacer imposible la adopción en las labores del interior de aparatos delicados. Este es el caso del teléfono. El teléfono, utilísimo auxiliar de la industria moderna, cuyo enorme desarrollo no ha podido pasar inadvertido

para nadie, por haberse hecho necesario hasta en la vida privada, encontró dificultades especiales para ser aplicado en las explotaciones mineras, lógica consecuencia de la delicadeza de sus órganos. El teléfono de mina es, sin embargo, hoy, un problema resuelto; varias Compañías constructoras de teléfonos, americanas y europeas construyen, desde hace tiempo, aparatos de mina, que satisfacen a todas las condiciones exigibles a esta clase de aparatos. La importancia y la utilidad del teléfono en el interior de la mina, es hoy generalmente reconocida. La mejor prueba de este hecho, nos la dan legislaciones mineras de algunos Estados extranjeros, particularmente los Estados Unidos e Inglaterra, que prescriben su empleo, considerándolo no ya útil, sino necesario, para la buena marcha de una explotación minera. Su utilidad general, se demuestra por las numerosas líneas telefónicas de intercomunicación, que para las diversas instalaciones del exterior existen en mu-

chas de nuestras explotaciones mineras, pero aún es mayor la utilidad de una comunicación telefónica con el interior, precisamente, porque los lugares que relaciona son mucho menos accesibles, no tanto por la distancia como por las condiciones especiales de las labores del interior. El uso de tales instalaciones es uno de los factores de una explotación intensiva como se lleva a cabo en muchas cuencas mineras inglesas y americanas, porque acorta realmente la distancia entre el jefe de la mina y los frentes del interior, facilitando su trabajo.

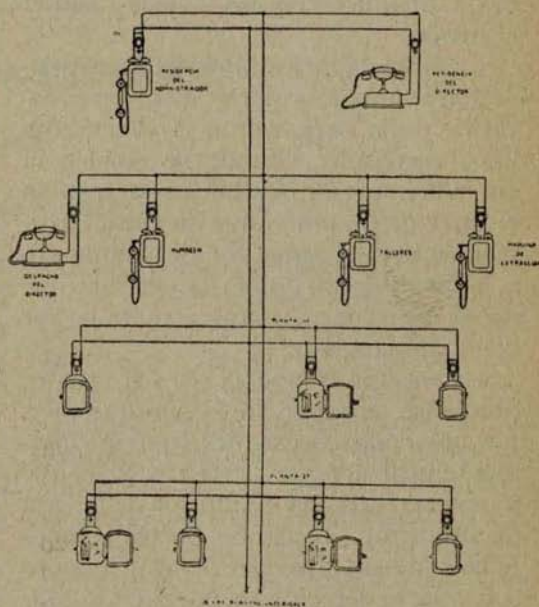
Hasta ahora ha existido en España una dificultad de orden económico para el empleo del teléfono en el interior de las minas, y era el precio de estos aparatos de construcción extranjera, que por estar encerrados en cajas de fundición muy pesadas resultaba muy sobrecargado por fletes y aranceles. El hecho de haberse comenzado en España la construcción de aparatos telefónicos de este tipo, presta nuevo interés al asunto de que vamos a ocuparnos brevemente.

Una vez conocido en esquema el sistema a emplear, pasaremos a estudiar las partes que integran un línea telefónica de este género, los aparatos y la línea misma.

Todos los aparatos de mina, contruidos por las diversas casas dedicadas a esta especialidad, son semejantes en principio. Estos aparatos van encerrados en fuertes cajas de fundición, lo que los hace prácticamente inatacables por el fuego o la humedad; el aparato, colocado en el interior, está protegido por una doble puerta; al abrir la primera quedan al descubierto las partes indispensables para establecer la comunicación, es decir, la bocina del micrófono, el teléfono y su cordón correspondiente y la manivela de la magneto de llamada. Las demás partes

que no deben ser accesibles al operador en condiciones normales, están protegidas por una segunda tapa de fundición, provista de charnelas y sujetas con tornillos al cuerpo de la caja.

Todas las partes de estos aparatos se someten a un tratamiento especial, con el objeto de aumentar su resistencia a la humedad, gases ácidos, etc., los cables de conexión, bobinas del teléfono y bobinas de inducción se pro-



togen con una composición impermeabilizable.

En el caso de línea común, que como indicamos al empezar, es el más generalmente empleado, la llamada se hace girando la manivela de la magneto con arreglo a una clave prefijada. Las magnetos empleadas en estas clases de aparatos, son bastante potentes para obtener una llamada eficaz con 40 aparatos derivados sobre una misma línea. A veces puede ser útil intercalar un condensador en el circuito del receptor, lo que facilitará la llama-

da desde un aparato cualquiera a todos los demás conectados en la línea, en el caso en que varios de ellos se hallen descolgados. Los timbres van colocados en la parte superior de la caja, quedando las bobinas y la armadura del martillo en el interior, y los timbres y martillo en el exterior, si bien protegidos por una cubierta fija a la parte superior de la caja de fundición; se emplean ordinariamente timbres de sonido grave, claramente audibles a larga distancia en las labores subterráneas.

La entrada de los hilos de línea, puede hacerse por la parte superior o inferior de la caja, según el sistema de línea empleado; cuando se emplea la entrada superior, los hilos penetran en el interior de modo que se evite la introducción del agua por deslizamiento a lo largo de los hilos; la entrada que no es utilizada permanece cerrada por un tapón roscado.

La energía necesaria para el funcionamiento del aparato es suministrada por dos pilas secas del tipo normalmente utilizado para este fin, pilas que van encerradas en el interior de la caja de fundición. Todas las partes componentes de un aparato de este género son, aparte del tratamiento especial impermeabilizantes, de los tipos empleados en los aparatos ordinarios.

Claro es que todos los demás aparatos conectados a una línea de mina, pero situados en lugares del interior, máquinas de extracción, oficinas, etc., serán de los tipos corrientes, pero, no obstante, deberá emplearse el mismo tipo protegido para todos aquellos teléfonos que aun estando en el exterior no estén en lugares protegidos suficientemente de los agentes atmosféricos.

Pasemos ahora a ver cómo ha de ejecutarse el tendido de una línea telefónica de mina, comenzando por el

tendido en el pozo. Varios son los sistemas que pueden seguirse, desde el hilo desnudo, apoyado en aisladores, hasta el cable armado; la elección entre uno u otro sistema no puede hacerse de un modo general, por ser muchos los factores a considerar, tales como las condiciones locales, la mayor o menor humedad de la mina, el coste de la instalación, la vida probable de la explotación, etc. Desde luego si las condiciones de la mina son difíciles y la instalación puede considerarse en cierto modo definitiva, se debe preferir el empleo del cable armado, por lo menos para el tendido en el pozo, pues todos los demás sistemas son mucho más atacables, incluso el cable bajo plomo que se presta a corrosiones por efectos de electrolisis entre el plomo de la cubierta y las grapas metálicas de sujeción; el problema es, en líneas generales, semejante al de instalación de una canalización eléctrica en el interior para energía o alumbrado, y todas las consideraciones que pueden hacerse en este último caso son aplicables a aquél.

El tendido a lo largo de crueros, galerías, etc., es más sencillo en general, pudiendo emplearse líneas menos protegidas. Casi en absoluto debe proscribirse el empleo de conductores desnudos, que al tocar en las paredes húmedas, produce ruidos molestos en los teléfonos, que pueden llegar incluso a hacer imposible toda comunicación. Un sistema tan elemental sólo podrá ser práctico en minas excepcionalmente secas y con terrenos sólidos, como es el caso en algunas minas metálicas de nuestra península. Un buen sistema de línea para condiciones excepcionalmente difíciles, consiste en tender un cable armado por el fondo de la galería dentro de una pequeña zanja rellena de arena; como prueba de la solidez de una instalación semejante, puede citarse el caso de la hullera Hulton, de

Inglaterra, donde después de un desprendimiento de toneladas de roca, que causó algunos cientos de víctimas, pudo continuarse la comunicación telefónica a través de una línea así es-

tablecida. En todo caso es el ingeniero de la instalación el que, como mejor conocedor de las condiciones locales, puede ilustrar sobre el sistema que debe adoptarse.



## SECCION SALITRERA

### LA INDUSTRIA DEL SALITRE

POR

EMILIANO LÓPEZ S.

Es evidente, que *la industria del salitre chileno* va llegando a su *punto crítico*. Sus costos medios de producción son bastante altos, lo que no permite bajar sus precios de venta y la competencia que se le hace en los mercados, es alarmante. Mas, ahora, que telegramas de Wáshington de 9 de Marzo último, han anunciado propósitos de que se trabaje desde luego en las poderosas instalaciones de Muscle Shoals, en Estados Unidos, para la producción del salitre sintético.

Las fábricas de salitre artificial que trabajan con fuerza hidráulica, lo producen a menor costo. Las poderosas instalaciones de Muscle Shoals, cuentan con el tranque Wilson, que debe proporcionar agua para 18 turbinas que producirán en todo 600,000 H. P. y la usina correspondiente podrá producir más de 200,000 toneladas de cianámid. El conjunto de estas instalaciones, tiene un valor de más de mil millones de pesos de nuestra moneda y forman sólo una parte reducida de las instalaciones que pueden montar.

Todo el mundo sabe que en Estados Unidos abundan los capitales y que el tesón americano, unido a esos capitales, vence todas las dificultades y consigue el éxito de los negocios que emprende; porque, generalmente, emplea grandes instalaciones y mucha maquinaria, bastante de la cual, no resulta y se pierde; pero, la reemplaza hasta tener éxito (como han hecho en Chuquicamata) y desde ese momento obtiene grandes utilidades, porque ha eliminado mucha obra de mano, que es lo caro en estos tiempos.

Con esos antecedentes, hay que aceptar que la industria del salitre artificial tendrá éxito en Estados Unidos y que se llegará a producirlo en breve plazo en grandes cantidades y a costos relativamente bajos. Y, como los precios de nuestro salitre natural, en las condiciones actuales, tienen que mantenerse relativamente altos, pronto esos costos bajarían, aproximándose a los precios nuestros y, desde ese momento, al salitre de Chile se le pondría impuesto de importación en Estados

Unidos (como acaban de hacerlo en Francia), para proteger así a la gran industria sintética, que llegaría a tener entonces precios más bajos que el salitre chileno y que lograría pronto abastecer de abonos a ese país; lo que produciría un enorme daño a nuestra industria, porque a Estados Unidos se ha encaminado ahora la corriente principal de las ventas.

Lo mismo puede hacerse en tiempo no lejano: en Alemania, en Inglaterra, en Suecia, en Noruega y en otros países que producen salitre artificial, y adonde se importa aún nuestro salitre, que pueden atender las necesidades de sus países y que van constantemente bajando sus costos, ya que la materia prima que ellos emplean no empobrece y los procedimientos químicos van lenta, pero seguramente, perfeccionándose. ¿Quiere decir esto, que los trabajos de la industria del salitre no se perfeccionan? De ninguna manera; los procedimientos de trabajo se han ido mejorando y perfeccionando siempre, sus instalaciones y máquinas que emplea se modernizan y se mejoran día a día; pero, la materia prima empobrece y su extracción se hace más difícil, lo mismo que la elaboración, y a la vez se grava a la industria con nuevos impuestos o condiciones onerosas.

Producido así, el menor precio de los salitre artificiales, se olvidarían las mejores condiciones del salitre de Chile y se le iría eliminando. Todo esto ha sido previsto desde hace algunos años y publicado en revistas y diarios.

La industria necesita, pues, reaccionar desde luego, para evitar esa competencia que le sería ruinosa a corto plazo.

De un nuevo procedimiento que me-

jore el costo a bordo en fuerte proporción, que reduzca con seguridad, siquiera en un 30% los costos medios de la industria—para poder bajar los precios del salitre de Chile, para seguir trabajando caliches de leyes bajas y para que se resuelvan los salitreros a cambiar parte importante de los dispositivos de sus Máquinas, a la vez que a pagar las regalías corespondientes—no creo se pueda disponer en Chile antes de unos cinco años; y, como las modificaciones de las Máquinas, de la mayoría de las oficinas en trabajo, no se harían antes de otro lustro, tendríamos que antes de diez años no estaría la industria en situación de aprovechar las ventajas de ese invento. Digo esto, porque creo conocer el proceso de desarrollo de los inventos y lo que demoran las transformaciones o reformas de las Máquinas; para lo cual hay que paralizar las Oficinas y preparar, por tanto, las oportunidades para hacerlo.

---

Muchos inventos hay en estudio; pero, solamente el procedimiento Guggenheim Hnos. ha tenido el mérito de que esté siendo llevado a la práctica en una instalación de grandes proporciones.

#### *Procedimiento Guggenheim Hnos.*

Según su patente N.º 4,594, consiste: *en el uso de substancias denominadas estabilizantes, que reaccionan con la impureza sulfato de sodio, en los procedimientos de lixiviación fría o tibia del caliche con recuperación del nitrato por enfriamiento artificial y en los métodos cíclicos que combinan ambas operaciones.*

A la fecha, este procedimiento ha sido descrito con todo detalle en las re-

vistas "Caliche" y "Boletín Minero", siendo ahora posible referirse a él en todas sus partes, porque ha salido ya del secreto en que se verificaron sus pruebas.

La gran Oficina en construcción que lo aplicará, se levanta en "Coya Norte" en la región del Toco, después de haber sido ensayado cuidadosamente por técnicos de reputación, en la oficina "Cecilia" del cantón de Antofagasta, con caliches de distintas calidades y de gran número de oficinas.

La elaboración en tibio o en frío, ha impuesto el uso de ciertos reactivos para impedir que el sulfato de sodio forme con el nitrato, cuando están en cierta proporción molecular, la sal doble: nitro-sulfato de sodio, llamada Darapskita, que es insoluble en una disolución de nitrato de cierta concentración; esos reactivos, que son sales de potasio, de magnesio o de calcio, son llamados *estabilizantes* y tienen más afinidad por el sulfato de sodio que el nitrato y evitan también que el sulfato se precipite con el salitre durante la cristalización. La incorporación de esos estabilizantes, la han estudiado científicamente; varía la concentración de ellos para cada calidad de caliche y para las distintas temperaturas a que se trabaje; lo que exigirá un control científico de cada momento en las operaciones de la elaboración y ello será una complicación sobre el procedimiento actual.

---

El procedimiento Guggenheim en su conjunto, así como las instalaciones que emplea, son una novedad; pero, se han ensayado tantos procedimientos para la elaboración del salitre de Chile—recurriendo a las instalaciones del beneficio del oro, de la refinación del azúcar, del beneficio de las sales de po-

tasa, de la lixiviación de la soda bruta, de la del cobre, y a tantos otros medios y aparatos, seguramente originales, de los inventos salitreros—que es ya casi imposible que un procedimiento nuevo pueda recurrir a instalaciones y a medios que no se parezcan a los tantos ensayados. Por ello es que, el procedimiento Guggenheim, aunque original en su conjunto, no escapa a la similitud de sus detalles con los de muchos procedimientos conocidos o solamente ensayados.

El principio físico en que se basa el procedimiento Guggenheim, es el mismo en que se fundan el sistema Shanks actualmente en uso, y la casi totalidad de los inventos que han procurado reemplazarlo; principio que puede enunciarse, diciendo: *que el nitrato de sodio—lo mismo que la generalidad de las otras sales—aumenta su solubilidad en el agua, cuando se calientan las soluciones y precipita (cristalizando) cuando se enfrían.*

A pesar de la introducción de reactivos en el procedimiento Guggenheim, seguirá, pues, diciéndose: *que la industria de la Elaboración del Salitre es simplemente extractiva, que no emplea en sus procedimientos, reactivo alguno;* puesto que esos reactivos son simplemente para evitar la complicación que se produce—principalmente en la lixiviación fría o tibía—con la presencia del sulfato de sodio; porque siempre el nitrato se extrae del caliche en virtud del simple fenómeno físico de la solubilidad de dicha sal en el agua, que crece con el aumento de temperatura, y precipita por el enfriamiento de la solución.

Análogos estabilizantes—para impedir que en algunos casos parte del nitrato de sodio se haga insoluble y evitar que el sulfato precipite con el salitre, aumentando sus impurezas—se han empleado también desde hace mu-

chos años en la lixiviación corriente del sistema Shanks a temperaturas elevadas; pero, más bien de un modo práctico y no científico, como lo emplea ahora el procedimiento Guggenheim.

En varias Oficinas del cantón de Antofagasta, como en la "Arturo Prat", la "Araucana" y otras de esa región, el sulfato de sodio (además del cloruro) era abundante en sus caliches y, para las leyes de nitrato que contenían, sus soluciones o caldos resultaban a veces tan débiles, que no era posible, económicamente, obtener la concentración necesaria para que resultase la cantidad de salitre correspondiente a un rendimiento aceptable. En otros casos, las soluciones eran de densidades convenientes, pero el salitre salía con 3%, con 5% y a veces con más proporción de sulfato de sodio, haciéndolo así anti-comercial. Para evitar todo eso, se hacían mezclas del caliche sulfatoso con caliches que llevasen sulfato o cloruro de magnesia, o bien nitrato de cal—caliches llamados llorones por ser higroscópicos—que se encuentran entre los caliches de las mismas Oficinas, aunque en poca cantidad.

Ante este fenómeno, que provocaba la desesperación de los jefes de Máquinas y de algunos administradores de Oficinas—porque los caldos no subían de grados y el rendimiento de la elaboración era por consiguiente malo o porque el porcentaje de sulfatos con que resultaba el salitre era alto—los químicos de las compañías respectivas, no precisaban la formación de la Darapskita o de algún compuesto análogo del nitrato con el sulfato de sodio (como el que existe en algunos caliches y que describe don Ignacio Domeyko en su mineralogía, diciendo que se componía de 2 equivalentes de nitrato de sodio, 3 de sulfato y 2.5 de agua); sino que indicaban o confirma-

ban que las mezclas con las sales de magnesia o de cal, contenidas en los caliches llorones, corregían el defecto y la práctica iba indicando las proporciones.

En la Oficina "Araucana" no había suficientes caliches llorones y, para las mezclas, se recurría a una capa de costra casi sin nitrato, pero con sales de magnesia, que se presentaban formando una capa de regular espesor en una loma de fácil acceso a las carretas y se llevaba a la elaboración en la cantidad necesaria, regulada prácticamente, y se mezclaba en forma apropiada en la rampa de la máquina con el caliche y, con ello, la elaboración se hacía en condiciones normales, obteniéndose un rendimiento apropiado y el salitre salía con muy poca ley de sulfato.

En la Oficina "Arturo Prat", había sus manchas de caliches con sales de magnesia y con guías o venas de nitrato de cal, caracterizados porque el terreno en esas partes se presentaba de color obscuro por la humedad que retenían, permanentemente, hasta en la superficie; caliches, que llevados a la máquina en proporción conveniente, producían la reacción química que evitaba que el sulfato de sodio saliese con el salitre en cantidad perjudicial para su calidad y también el otro fenómeno, más raro ahí, de insolubilizarse parte del nitrato de sodio.

Sin embargo, en la Oficina "Arturo Prat", no se recurría sino rara vez a esos estabilizantes, porque generalmente se trabajaba con soluciones concentradas, un poco superiores a 100° Tw. y con temperaturas cercanas a 110° C.; lo que aumentaba la solubilidad del nitrato, disminuyendo la del sulfato y la del cloruro de sodio, que eran así desplazados en gran parte de las soluciones, resultando el salitre con menos de 1% de cloruro, menos de 0.5 de sulfato y 96% de nitrato, por la



poca humedad que retenía; o sea, resultaba *refinado*, por lo que generalmente se elaboraba en esa Oficina de esa calidad de salitre, que tiene mejor precio.

Además, para tener salitre ordinario de 95% de nitrato, en cualquier momento, no había más que cortar el caldo o suspender su salida, a grados Twaddles más bajos, trabajando también con caldos más débiles que en el caso anterior, no necesitando empezar a correr caldos, sino a menos de 100 Tw.; pues, no importa que en el salitre ordinario salga más sulfato y cloruro, con tal que haya 95% de nitrato; todo lo cual se regulaba fácilmente, manejándose con la mayor o menor concentración de los caldos y sus temperaturas, tomando en cuenta la ley y la calidad de los caliches.

Trabajando con caldos concentrados, caliches de leyes superiores a 18%, se guiaba uno por el siguiente cuadro de solubilidad, formado por el químico Dr. Julio Jörgensen con sales puras, publicado en el Boletín de la Sociedad de Fomento Fabril en Noviembre de 1908 con un interesante estudio sobre la Elaboración del Salitre, en los casos más complicados en que abundan en el caliche el cloruro de sodio y el sulfato:

Temperatura	Nitrato de Sodio	Cloruro de Sodio	Sulfato de Sodio
0° C.	300 grs.	195 grs.	3 grs.
10 "	390 "	180 "	10 "
20 "	450 "	170 "	15 "
30 "	545 "	165 "	42 "
40 "	650 "	158 "	45 "
50 "	770 "	148 "	40 "
60 "	900 "	138 "	36 "
70 "	1,035 "	130 "	32 "
80 "	1,190 "	120 "	28 "
90 "	1,340 "	115 "	23 "
100 "	1,540 "	107 "	20 "

Y si se trabajaba con caldos de densidades más bajas y con leyes inferiores a 18%, era más aproximado guiarse por el siguiente cuadro de solubilidad formado por el Ingeniero-Químico Sr. Julio Lortsch:

#### Contenido por litro de caldo

Temperatura	Salitre	Sal	Grados Twaddle
10° C.	270.—	235.—	—
6	280.6	229.1	—
0.5	306.6	221.7	84°
4	326.6	215.1	83°
8.75	345.9	210.—	82
17	384.9	197.9	84
24	422.3	187.5	85.5
30	451.8	179.1	87.5
40	505.2	165.8	91.5
50	565.4	151.7	93.—
60	628.7	137.5	97.5
70	682.5	127.8	99.5
80	706.4	121.1	99.5
90	720.3	131.9	98
98	726.4	138.5	95
100	727.4	139.1	—
105	728.6	143.4	93.5
110	729.1	148.1	92.5

En otras Oficinas, como en la "Blanco Encalada", del cantón de Antofagasta los grados Tw. obtenidos en los caldos eran muy altos, pero el salitre que se depositaba en las bateas, en la forma corriente, era poco y las aguas viejas quedaban con densidades hasta de 98° Tw. en vez de alrededor de 80° que tiene en la generalidad de las Oficinas y si los caldos se largaban a 102°, por ejemplo, se obtenía poco salitre en la cristalización y salía, además, hasta con 4% de sulfato. Esto se debía a la presencia de nitrato de potasa en fuerte porcentaje y por ello había que trabajar con caldos más concentrados aún, de 108 a 110° Tw., que

disminuían el porcentaje del sulfato de sodio en el salitre a una cifra aceptable y daban mejor rendimiento en cancha.

Más aún, hace más de veinte años, se recurría en algunas Oficinas del distrito de Taltal, a reacciones análogas entre el nitrato de calcio o de magnesia con el sulfato de sodio, el que figuraba entonces como verdadero reactivo; pues, en la elaboración del salitre en esa región, resultaban nitratos de cal o de magnesia—que existían en los caliches—y, que por ser delicuescentes no tienen aceptación en el comercio. Se recurría entonces a echar en los cachuchos, durante la lixiviación, cierta cantidad de sulfato de sodio (que era abundante en las pampas de ese distrito), que reaccionaba, produciéndose nitrato de sodio y sulfato de magnesia que quedaba en el agua vieja o sulfato de calcio que iba a los rípios, o quizá sulfatos dobles de sodio y magnesio o de sodio y calcio, que dejaban al nitrato de sodio en condiciones normales.

Sin embargo, como decía antes, estas incorporaciones de sustancias especiales en la lixiviación a temperaturas elevadas, aunque tenían generalmente su origen en investigaciones químicas, competentemente dirigidas, eran casi siempre manejadas prácticamente y, sin embargo, los resultados eran del todo satisfactorios. Pero, tratándose de la lixiviación a la temperatura ambiente o fría, con caliches que contienen más impurezas, las complicaciones son más importantes y de todo momento; por eso, las investigaciones han debido ser más amplias y completas, las precauciones hay que tomarlas a cada instante y valiéndose de un control completamente cientifi-

co. Por otra parte, como la ley media de los caliches que se trabajan—para conseguir largas duraciones de las pampas y beneficiar casi todo el salitre que contienen—es bastante baja, se van imponiendo grandes máquinas, aún para las medianas producciones, con mayor razón para las grandes. Y, como la industria actual del cobre, presenta mucha semejanza para las manipulaciones de las grandes masas de materia prima, con la del salitre, lógico era que los poderosos industriales que buscaban un nuevo procedimiento, recurriesen con sus químicos y técnicos a la gran industria del cobre, que habían impulsado tan vigorosamente, para tomar de ella dispositivos y procesos que pudieran adaptarse. De ahí ha resultado el procedimiento Guggenheim.

Consideremos ahora la parte económica de este nuevo procedimiento, que es lo principal para este estudio.

Ante todo, tomemos nota de que los inventores, después de una serie de experiencias, que han continuado en grande escala, sobre distintos trabajos del beneficio del salitre, *aseguran obtienen un aprovechamiento de 90% del salitre contenido en el caliche*, en vez de 55% que estiman, es el promedio de lo que se aprovecha actualmente. Y que *el costo real de producción en la Oficina será probablemente menor que la mitad del que se obtiene en el término medio de las Oficinas actuales*. Agregan, que el procedimiento es fácil de operar y que se parece en sus líneas generales a las operaciones de la planta de lixiviar minerales de cobre.

Y ante esas consideraciones, concluyen diciendo: *“después de cuidadosas investigaciones acerca de las posibilidades de la industria sintética del ni-*

*trógeno, nosotros creemos confiadamente que la nueva planta producirá el salitre a un precio que podrá competir con éxito con las plantas existentes o con los procedimientos para la producción de compuestos sintéticos nitrógenados."*

¡O sea, que habrá que bajar el costo actual del salitre en cancha en un 100% con el nuevo procedimiento, para tener recién confianza de poder competir con éxito con los procedimientos de compuestos sintéticos nitrógenados!

Esta declaración la estimo grave para la vida de nuestro salitre natural, dada la personalidad del ingeniero señor E. A. Cappelen Smith, que lo asevera; porque se había llegado a decir en publicaciones de los últimos tiempos, que no había necesidad de bajar los precios actuales del salitre de Chile para competir con los salitres artificiales; menos aún, la rebaja de 4, o siquiera, 2 chelines por quintal métrico, que se indicó al Gobierno por los industriales en el año pasado. Pues, si se necesita bajar los costos en cancha del salitre de Chile en un 100%—lo que es enorme para el sistema actual de beneficio—para poder competir con seguridad con los salitres artificiales, los sacrificios que tendría que hacer la industria nacional para que su producto no sea desplazado de los mercados extranjeros, tendrían que ser importantes.

---

Para apreciar la importancia de estas aseveraciones, tendré que describir rápidamente el nuevo procedimiento y precisar las mejoras y ventajas económicas del sistema Guggenheim, sobre el actual en uso; con el cual, no dudo podrá competir, aunque al actual se le hagan todas las mejoras que

son del dominio público—que consultarán en el procedimiento Guggenheim y que se han usado ya en algunas Oficinas o en otras industrias—porque el actual sistema de lixiviación, emplea grandes cantidades de combustible, cuyo valor será siempre considerable.

Por las descripciones que se han hecho, de las mejoras que se introducirán en la gran Oficina que levanta la Cia. Anglo-Chilian Consolidated Nitrate Corporation en "Coya Norte", esas mejoras se llevarán no solamente a la lixiviación por el sistema Guggenheim, sino a todos los distintos órdenes o secciones de trabajo.

Así, en la pampa, adonde las Oficinas actuales se han limitado sólo a experiencias o a trabajos limitados a sectores reducidos, con perforadoras y palas mecánicas para la *extracción* y para el *carguío* del caliche, en "Coya Norte" se proyecta generalizar el uso de perforadoras y palas mecánicas, para disminuir la mano de obra, que en la sección pampa ha encarecido tanto últimamente los trabajos del beneficio del salitre.

Los *acarreos* serían hechos, no ya por carretas y convoyes de tracción a vapor, sino por camiones—como se hace en varias Oficinas—y por convoyes de tracción eléctrica. Con estas mejoras, el costo de la extracción y acarreo de caliches, que en muchas Oficinas, ambos, llegan al 50% del costo total del salitre en cancha, esperan tener un porcentaje importante de economías.

Como *Central de Fuerza* habrá una valiosísima batería de motores Diesel, que con toda economía producirán la fuerza para la electrificación y darán sus calores perdidos para la lixiviación.

Para la *lixiviación* a la temperatura ambiente o tibia, levantan una máquina que consulta todas las mejoras, que las experiencias en algunas de las Ofi-

cinas de las actuales o en otras industrias, se han evidenciado como convenientes. Así, para la lixiviación llamada en frío, se ha propuesto antes grandes cachuchos para tratar grandes masas de caliches pobres, con mayor razón los han adoptado ahora en "Coya Norte", haciéndolos de cemento armado, montándolos al nivel del suelo y con un segundo fondo filtrante, constituido por emparrillados de madera esteras de coco, gravas, etc., sobre el fondo de cada estanque. La *trituration* del caliche la harán, como se hace ahora en la Oficina "Francisco Puelma" del cantón de Antofagasta, en dos etapas, y posiblemente, en tres, agregando una primaria poderosa para grandes trozos; pero, consideremos solamente dos etapas: la primera de chancado grueso, con clasificación para separar el fino que se produzca del pequeño apropiado a la lixiviación; y, la segunda, del chancado grueso que se tritura en cilindros, para dar otra cantidad de fino, que se junta con el anterior para tratarlos aparte y el pequeño graneado, que va a la lixiviación junto con el clasificado antes. En la preparación mecánica de los minerales metálicos y de los caliches, se comprueba que la *trituration* en dos o más etapas, es la más económica y la que da menos polvo o finos que, tratándose del caliche, molestan para la circulación de líquidos y tienen un proceso más caro de lixiviación.

El transporte de material triturado y harneado a la máquina, se hará por correas, que por ahora es lo más económico. La carga de los cachuchos, se hará—y es aquí adonde empiezan las características del sistema Guggenheim—con ese material pequeño y uniforme, que se humedece previamente con relaves pobres, a fin de evitar la clasificación al vaciar y se carga mediante dispositivos especiales, para que

la masa quede homogénea para la buena circulación de los líquidos; sin la acomodación dispareja con huecos y compacidades, que resultan de la clasificación que se produce por la especie de chorros, como cae de los carros o conductos por donde llega a los cachuchos actuales. Cada batería de cachuchos en el nuevo procedimiento, se compone de seis grandes estanques: el 1.º, que es el último, que se ha llenado con caliche triturado, es para preparar de la disolución; el 2.º, hace de cachucho de cabeza por donde sale el caldo; el 3.º y el 4.º, son los alimentadores, entrando por el segundo de éstos el agua vieja; y el 5.º, está para lavado y estruje del ripio; quedando el 6.º, que está en desripio, para entrar a cargarse con el caliche luego después.

Llegan en seguida los líquidos para la lixiviación, en los cuales se incorporan los estabilizantes en proporción de 15 a 25 gramos por litro, según las cantidades de sulfato de sodio que contenga el caliche; la lixiviación se efectúa por percolación, penetrando lentamente los solventes a través de la masa de caliche y por traspasos, en forma análoga que en el sistema Shanks, produciéndose una circulación continua de los líquidos, pasando por aparatos intercambiadores de temperaturas al salir de cada estanque para entrar a otro, porque al disolver nitrato y sales se enfrían y, para entrar a otro estanque a continuar su concentración, necesitan aumentar su temperatura, para lo que toma en los intercambiadores parte de la temperatura que lleva el caldo, que al enfriarse algo empieza a depositar salitre, y toman también parte del calor que viene de las fuentes que lo entregan en este sistema, que son: el agua de enfriamiento de las camisas de los cilindros de los motores Diesel que consul-

tan y de las compresoras, del enfriador de lubricantes y de los gases de la combustión en los motores.

El caldo sale permanentemente por el cachucho que hace de cabeza y va camino de las enfriaderas mecánicas. En camino contrario al caldo, viene el agua vieja—que sale permanentemente casi a 0° de las enfriaderas, adonde ha depositado el caldo las últimas porciones de salitre—para irse calentando en los intercambiadores de temperaturas hasta tener la apropiada para entrar por el segundo alimentador. Se producen así ciclos completos y continuos en la lixiviación, lo que permite los intercambios permanentes de temperatura.

Los caldos salen claros, según las experiencias hechas, sin materias en suspensión, no necesitan pasar por chulladores ni por decantadores, porque los estabilizantes impiden se disuelvan algunas sales, con lo que no se disgregarían las arcillas, así es que se formarían pocas borras que quedarían en medio de la masa por la percolación y en el fondo filtrante, que hay sobre el fondo de los cachuchos.

Las temperaturas máximas con que se trabaja, no pasan de 60° C. que lleva el líquido alimentador que entra al cachucho de cabeza. Este al concentrarse, disolviendo más nitrato, queda a unos 45°, que es la temperatura con que sale el caldo, el que va encontrando en la circulación por entre tabiques, en los distintos intercambiadores, líquidos más y más fríos, para que vaya entregando poco a poco su temperatura y su salitre, por etapas, hasta llegar primero a la temperatura ordinaria y después se sigue enfriando hasta 2°, valiéndose de una solución fría a 0° que proviene de la planta de frío artificial.

Los cristales de la precipitación del salitre son llevados en seguida a cen-

trífugas, adonde serán estrujados, lavados y secados convenientemente.

Los finos, que se estima no pasan de 10% de la cantidad total del caliche, se tratan aparte de la lixiviación principal, mezclándolos con agua vieja tibia y pasándolos por aparatos mezcladores, clasificadores y estanques de decantación; llevando las partes gruesas a la lixiviación, los líquidos claros—junto con los de la filtración—van a los estanques depósitos de líquidos de la lixiviación y los lodos, después de agitados con aire comprimido, se pasan por un filtro de vacío vertical, tipo Moore.

Como los cachuchos, son grandes estanques—en el salitre serán para 7,000 toneladas de materia prima, mientras que en Chuquicamata son para 10,000—y no tienen en su interior serpentines de calentamiento, como en los actuales, se puede hacer desripiadura mecánica con grandes palas a vapor o eléctricas, tipo draga o excavadora, como se hace la extracción de los residuos en los grandes estanques de lixiviación del cobre en Chuquicamata.

Seco el salitre en las centrífugas, se procederá a ensacarlo, valiéndose de máquinas conocidas en otras industrias y de las que hay ya en algunas salitreras, que hacen la ensacadura, a la vez que el peso y costura de los sacos.

Con esto termina el proceso de elaboración de salitre, que seguirá el procedimiento Guggenheim y que, como se ve, ha de introducir maquinarias y mejoras que se han ensayado en las Oficinas, además de las que como novedades introduce el procedimiento. Recurriendo a todo eso, espera tener grandes economías y extraer casi todo el salitre que contienen los caliches, aunque sean pobres y de mala calidad, *para llegar a un rendimiento de 90% y a un costo en cancha que será pro-*

*blemente menor que la mitad del que se obtiene en el término medio de las Oficinas actuales.*

No dudo que la Oficina de "Coya Norte" pueda llegar a obtener un rendimiento de 90%, como indica el presidente de la sociedad, señor Cappelen Smith; pues, ello es, además, cuestión de molienda pequeña del caliche, de cantidad de agua usada o de tiempo más o menos largo de la lixiviación; pero, (como en este procedimiento no pueden evaporarse los sobrantes de líquidos y como cuando pasan los límites, perjudican), cualesquiera de estos factores que se exagere, el resultado puede llegar a ser anti-económico; pues, aumentando el rendimiento, suele aumentar el costo en proporción inaceptable. Por otra parte, hay por la región de "Coya Norte", arcillas tan difíciles de manejar, que con la trituration fina es muy posible que los estabilizantes no alcancen a impedir la disgregación de la materia y se formen lodos en los cachuchos, que dificulten la buena circulación y retengan bastante líquido con buena ley de nitrato, y no se pueda llegar siempre al rendimiento de 90% y menos aún al de 95% que se ha alcanzado en algunas ocasiones. En el sistema Shanks, hay muchas Oficinas que pasan de 70% en su rendimiento y, excepcionalmente, algunas lo pasan de 80%; pero, seguramente, en la actualidad, el rendimiento medio ha de ser de poco más de 60%. Así es que un mayor rendimiento, como de 50% en el nuevo procedimiento, sería muy interesante y contribuiría en parte importante a la baja del costo.

En cuanto al costo bajo, que obtendría el salitre en la nueva Oficina, en "Coya Norte", no resultaría solamente de la lixiviación a temperaturas bajas, sino de la serie de mejoras que consulta en las distintas operaciones

de todo el beneficio, una vez que todas ellas resulten; lo que he estimado al empezar, en unos 5 años. Y, digo esto, porque de las experiencias hechas en las Oficinas actuales, sobre mejoras análogas a las que se consultan en "Coya Norte", se podría anotar las siguientes conclusiones:

1.º Que las perforadoras, no pueden aplicarse a toda clase de terrenos, ni con iguales economías y en aquellos en que el caliche está a hondura, no convendría usarlas, sino se destapa previamente el caliche, sacando con palas mecánicas las capas de tierras sueltas que lo cubren. Hay, también, manchas pequeñas de caliche y a distancias tales, que no es económico llevar a ellas la red de cañerías e instalaciones del aire comprimido, que correspondería trabajarlas a mano;

2.º Las palas mecánicas se encuentran con problemas muy variados en las pampas y quizá en pocos casos están claramente indicadas. En Chuquicamata, las grandes palas eléctricas van encontrando cerros de minerales removidos y requebrados convenientemente, van montadas—en un plan horizontal, que van formando, a medida que avanza el trabajo—sobre líneas férreas, sólidas y cómodas, cuyo avance es lento por la cantidad enorme de materia por cargar y porque se lleva parejo, sin selección, puede decirse; trabajan, así, en las mejores condiciones posibles; pero, después de haber ensayado otros métodos y otras maquinarias valiosas, que se eliminaron antes. En la pampa, las condiciones de trabajo son muy distintas: las capas de caliche son en general delgadas, digamos alrededor de un metro de espesor, así es que las pampas se extienden mucho y, por consiguiente, extenso debe ser el campo de acción de las palas, cuyo avance tiene que ser rápido; la superficie del terreno por recorrer,

es, generalmente, blando y completamente suelto; las capas de tierra por transportar para destapar el caliche—que es cuando está más indicada la pala mecánica—son muy variables y a veces están mezcladas con grandes bloques o capas de costras y materias duras que dificultan la labor de las palas, etc.

Habría, pues, que encontrar a fuerza de experiencia en la nueva Oficina, cual es el tipo de pala más apropiada para las distintas clases de terrenos; desde luego parece no serán las grandes palas, sino las medianas y pequeñas; en unos casos trabajará bien la cuchara tipo draga o excavadora bivalva; en otras el cucharón de arrastre; y donde haya que mover las grandes masas de tierras, por su mucho espesor y extensión, sobre caliche de buena ley y buen espesor, las excavadoras con rosario de cangilones; en este último tipo de terreno, podrían justificarse las grandes palas con ruedas o boggies, sobre líneas férreas; en otras, quizá las más veces, estarían indicadas las montadas en tracción "Caterpillar" o tipo oruga; y en los casos que se impusieran tipos más livianos y chicos, quizá bastarían las montadas sobre rodillos, que trabajan con cuerda de arrastre. Y, posiblemente, si algún tipo calza por algunas características, no convenga por otras;

3.º Parece indicarse que, como en "Coya Norte", se podrá trabajar caliches muy pobres y como el carguío por hombres, es molesto y caro, estaría consultado cargar parejo con palas mecánicas todo el caliche que se vaya removiendo y trozando, para evitar así la mucha mano de obra que hacen actualmente los *particulares* y *llenadores de carros*; pero, creo no sería fácil obtener éxito en esto, pues la trozadura necesita ser algo uniforme o no pasar de cierto tamaño, aún para el

carguío a pala mecánica y, la limpia, así como la selección del caliche, parece no se podrán suprimir tan luego, porque con el caliche van adheridos o "caldeados" gruesas capas de costras o de bancos, muchas veces sin ley, además de la tierra y otros empegos arcillosos, generalmente, que bajan mucho la ley del caliche y complican la elaboración, perjudicando el rendimiento y consumiendo gran parte de las economías que se tengan por ese carguío mecánico parejo. Aun el carguío del caliche a carros, por el poco espesor de las capas o poca altura de los acopios que resulten, estimo no será económico hacerlo con palas mecánicas, sino después de algunas experiencias;

4.º Los acarreos de caliche de la pampa a la Máquina, sí que lo podrán hacer todos con camiones y con carros arrastrados con locomotoras eléctricas, obteniendo con ello una economía en el acarreo, que no será muy importante sobre el costo total en cancha, por corresponder al acarreo solamente un 10 a 15% del costo en cancha;

5.º La trituración de caliche en dos o tres etapas, será también una mejora para el rendimiento y para el costo. El empleo de fuerza eléctrica para la trituración, y los transportes por correas del material triturado a las máquinas, es asunto que ya está en uso desde hace años y en muchas de las Oficinas actuales, así es que ello no es una novedad ni economía por considerar;

6.º La lixiviación fría o tibia, sí que es una novedad en la escala industrial y consultará la gran economía de emplear en ella sólo calores que se pierden en las Oficinas actuales y que representan en el procedimiento Shanks a altas temperaturas un 16 a 20% del costo total en cancha; pero, con los mismos caliches, para una cantidad dada de solución saturada, a altas temperaturas se obtiene más salitre que a

temperaturas bajas, dentro de los límites de trabajo, según los cuadros de solubilidad que hemos dado antes. Y, para el completo aprovechamiento de los calores llamados perdidos, se necesita que las operaciones sean continuas y precisas, para que los intercambios de temperatura se hagan bien; porque si no, se pierde calor y hace falta;

7.º La secadura y lavado del salitre en centrífugas, así como la ensacadura mecánica, se han usado en muy pocas Oficinas y contribuirán, también, a mejorar el rendimiento las primeras operaciones y a mejorar el costo la última;

8.º La desrapiadura con palas mecánicas será muy económica. Y en cuanto al arrastre de carros con locomotoras eléctricas, se hace también en muchas Oficinas. Y éstas son las últimas operaciones que afectan al costo en cancha de la Oficina; y

9.º La bondad comercial del salitre que se obtendrá, por la uniformidad y pureza de sus cristales, así como por su ley de cerca de 98%, es una gran cosa cuando se obtiene el pago como extra refinado. Lo mismo el mayor rendimiento, y el que se pueda trabajar con semejantes resultados, caliches bien pobres, hasta de 4 a 5%, serían factores que contribuirían poderosamente al éxito y a la aceptación del nuevo procedimiento.

Las consideraciones que he hecho en esta relación, explican por que estimo que, en "Coya Norte", no será fácil obtener siempre un rendimiento de 90%—que contribuiría en proporción importante a la baja del costo—por la mucha borra que tienen algunos de los caliches que se van a tratar por el nuevo procedimiento. Y por esta circunstancia y porque algunas mejoras no se

van a conseguir completas en muchos casos, sino después de algunos años de experiencias, no se va a obtener fácilmente un costo igual a la mitad del costo medio de las Oficinas actuales. Por eso, también, he dicho al empezar, que antes de cinco años no se ha de conseguir disponer en Chile de un invento tan ventajoso (aunque no consultase el ideal, de aprovechar la mayor parte de las instalaciones del sistema Shanks, que son valiosas y están listas), que mostrara claramente la conveniencia de implantarlo en las Oficinas actuales, lo que en el mejor de los casos demorará otros cinco años, por todo lo cual, antes de diez años, no se obtendrían esas bajas de costos en toda la industria.

Pero, supongamos que se obtengan todas las mejoras, después de experiencias completas, en unos 3 ó 5 años más y se obtenga esa baja de 100% en el costo actual en cancha. ¿A cuánto equivale esa gran economía, sobre el costo total a bordo?

Aunque se puede decir, que en el salitre hay tantos costos distintos, como Oficinas lo trabajan—por la variedad de leyes y calidades del caliche que elaboran, así como por la variada eficiencia de sus instalaciones—podemos tomar un costo medio y en él encontraremos que el costo en cancha es aproximadamente el 40% del costo a bordo y por tanto, si aquel costo se reduce a la mitad, permaneciendo iguales el resto de los otros gastos, la economía, que es de 100% en cancha, será de un 20% sobre el costo total a bordo, lo que es de importancia, pero no tanto como hace suponer a primera vista. Y esa disminución de 20% de su costo, la pueden obtener fácilmente, antes de cinco años, los salitres sintéticos por



mejoras de sus procedimientos o por primas de sus Gobiernos que, interesados en el fomento de sus industrias nacionales, pueden obtenerlas por impuestos al salitre de Chile.

---

De lo anterior, es de donde he deducido lo que dije al empezar: *que la industria del salitre va llegando a su punto crítico*. La competencia le exige la baja de sus precios y los costos actuales se lo impiden. Y, dije también, que antes de diez años, la industria salitrera no podría gozar de las ventajas de esas economías de un nuevo sistema que la obligaría a cambiar la planta principal de su máquina, lo que cuesta mucho dinero y tiempo, durante el cual seguramente estarían paralizadas las Oficinas para la transformación de sus máquinas. Pues, el procedimiento Guggenheim, establece el abandono de los cachuchos, de los chulladores, de las bateas, de los calderos y de los motores de las Oficinas actuales, con todas sus valiosas instalaciones anexas; consultando para la nueva planta: grandes cachuchos de cemento armado, revestidos con materia impermeable e inatacable por las soluciones que circularán en ellos, con sus aparatos eléctricos para la carga-dura y desripiadura mecánica; grandes instalaciones de motores Diesel, que estiman los más económicos y que son los que proporcionarán—además de la abundante fuerza motriz para la luz y para todos los aparatos mecánicos que funcionarán y que serán movidos con fuerza eléctrica—el calor de sus aguas de enfriamiento, el calor del aceite en circulación y el de sus gases de combustión; consulta, además, aparatos intercambiadores de temperatura de los líquidos y planta enfriadora para la cristalización final del salitre.

Todo lo cual es valiosísimo y habrá, seguramente, conveniencia de colocar en el mismo sitio que ocupan las plantas actuales para el aprovechamiento de muchas construcciones. No he considerado la nueva planta para la trituration en dos o mejor en tres etapas, ni las instalaciones para centrifugar el salitre y para ensacarlo mecánicamente, porque esas instalaciones, que son del dominio público, están ya usándose en algunas Oficinas actuales y pueden instalarse desde luego en las que se quiera.

---

En cuanto a los finos, me parece que su porcentaje puede ser de más de 10%, haciendo la comparación con otros resultados; estimo que su tratamiento, como siempre, será costoso; pues, se hace aparte, emplea bastante maquinaria y fuerza, pudiendo sus líquidos entrar a desequilibrar los ciclos del proceso principal. Y, además, las mismas instalaciones, no sirven para todas las distintas calidades de material, que una misma Oficina suele presentar.

Por último, el uso de los estabilizantes, será una operación delicada y costosa, porque si no se emplean en la cantidad debida y oportunamente, puede salir sulfato mezclado con el salitre, afectando su calidad. Lo mismo si se lleva el enfriamiento hasta 0° C., puede precipitar el sulfato de sodio, porque es insoluble a esa temperatura, propiedad que aprovechaba la Cía. de Salitres de Antofagasta en su Oficina del puerto en 1895, para separarlo de las aguas saladas del lavado del cloruro de sodio (que elaboraba como producto secundario), pasando esa agua por una máquina frigorífica, adonde quedaba el sulfato precipitado y dejaba el agua, que contenía cloruro

de sodio, apta para nuevos lavados. Si se pasa, pues, en el enfriamiento, en el nuevo sistema, puede precipitarse el sulfato de sodio con el salitre, dando exceso de impurezas.

### *Mejoras en las Oficinas actuales*

En vista de las consideraciones anteriores, es muy posible que en los primeros años de funcionamiento del sistema Guggenheim, no se obtenga todo el éxito que esperan sus inventores y los industriales salitreros, con lo que no se justificaría el abandono de las máquinas actuales para adoptar la nueva. Habría, en tanto, que recurrir a otras mejoras, a otras economías, que bajen desde luego, algo siquiera, los costos actuales del salitre natural.

Para las mejoras en la elaboración, se confía que los hombres de ciencia y de toda competencia, contratados en Alemania y en Inglaterra, para el Laboratorio de Investigaciones Científicas por la Asociación de Productores de Salitre, salvarán pronto las dudas físico-químicas que se presentan en la lixiviación y en la cristalización; y, que avanzarán, en busca de mejoras trascendentales en el procedimiento Shanks—llegando a esperar, que su gran preparación en industrias similares, los lleve hasta revolucionarlo—pudiendo llegar hasta obtener un procedimiento nuevo, que ojalá pudiese aprovechar gran parte de las instalaciones actuales para su economía y para su rápida adaptación, ya que sería del dominio de todos los salitreros asociados. También, algunos de los procedimientos o inventos en estudio, o alguno que se presente luego, puede tener acogida en el Laboratorio de In-

vestigaciones y encontrar su éxito en las experiencias que se hagan. Y en todo lo que se refiere, así, a la elaboración, para obtener su éxito consiguiente, bastaría—como he dicho en otro estudio—*que la Asociación de Productores de Salitre, tenga confianza en sus técnicos y decisión para obtener de sus asociados que adopten las normas que precisen y los sistemas que ellos recomienden.*

Se completaría lo anterior, como lo he indicado también, nombrando comisiones de ingenieros mecánicos y electricistas de reconocida competencia o comisionando al personal técnico de cada Oficina para la revisión prolija de las instalaciones y para confeccionar el presupuesto consiguiente de las reparaciones y mejoras que deban realizarse; porque hay defectos y desperfectos de las instalaciones, que no se corrigen por no interrumpir las intensas labores permanentes que exige la producción de salitre; porque la falta de aparatos de control, no les permite apreciar la importancia de esas imperfecciones; o porque, a causa de verlas tanto, suelen no llamar la atención de los Administradores, que tienen una labor tan intensa que llenar. Podría citar algunos *defectos* de construcción o que han sido ocasionados por reparaciones provisionales: como son los defectos en el tiro de las chimeneas, en la capacidad de los fogones, en el diámetro de las cañerías de vapor y de regreso o de sus llaves; insuficiencia de rampas, de chancadoras, de fuerza motriz, de clase de corriente eléctrica en los distintos usos, etc. Y, como *desperfectos*: el mal estado de conservación de líneas y material de acarreo, de instalaciones, de los conductos de las chimeneas y de sus registros de tiro, de cañerías, de llaves, de motores, de transportadores, de cachuchos, de serpentines, etc.

Indudablemente, hay algunas Oficinas que casi no tienen defectos o desperfectos; pero, hay muchas, buenas aún, que los tienen. Hay Oficinas que tienen muchos e interesantes aparatos de control, pero aún les faltan algunos y, también hay muchas, que tienen muy pocos de esos instrumentos, indispensables para determinar la eficiencia de sus instalaciones o para precisar—comparando con datos anteriores o de buenas plantas análogas—la gravedad del daño que producen esos defectos o desperfectos y el valor de las pérdidas consiguientes. Y sobre esto, debe aceptarse como principio indiscutible: *que las reparaciones que se efectúan para evitar esos daños, por costosas y entorpecedoras que sean del intenso trabajo cotidiano, serán siempre y a corto plazo, compensadoras generosas del sacrificio que se haga.*

En situación análoga se encuentra, cuánta mejora de detalle pueda introducirse para cambiar la buena eficiencia de un aparato o mecanismo antiguo que está bien conservado, por otro moderno cuya eficiencia sea muy superior; pues, se necesita trabajos prolijos y completos de conservación de las instalaciones, a la vez que modernizarlas en lo posible, siquiera en sus detalles. Es así como se progresa, es así como proceden en las grandes instalaciones de los salitres artificiales, a fin de que sus costos jamás aumenten; sino que, lenta, pero seguramente, mejoren siempre por el capítulo de sus maquinarias.

Los aparatos de control—como las romanas para el peso rápido del caliche que llega de la pampa, las que pesan el caliche triturado y los finos, los aparatos automáticos para las muestras del caliche que va a los cachuchos y de los ripios; así como los registradores de presiones de vapor, los medidores del vapor consumido, los termóme-

tros indicadores o inscriptores de temperaturas de las soluciones, los pirómetros inscriptores de las temperaturas de los gases de combustión al entrar a las chimeneas, los indicadores de presión y composición de esos gases, etc.—cuya falta tanto criticó el profesor señor Donnan—se estiman convenientes en toda época e indispensables en estos tiempos críticos o difíciles.

Hay, además, toda la serie de mejoras que adoptará el sistema Guggenheim, en la pampa y en la máquina, que ya se han probado o están en uso con todo éxito en distintas Oficinas y que hay que generalizarlos a costa de cualquier sacrificio. Los trabajos con perforadoras y las experiencias con palas mecánicas, deben las grandes Compañías seguir atendiéndolas, porque disponen de grandes capitales y siempre encontrarán en sus extensos terrenos, algunos apropiados para darles correcta aplicación y obtener así las economías y ventajas que trae la mecanización, aunque sea en parte de los trabajos de la pampa. Y, en la máquina, queda también la serie de perfeccionamiento que trae la aplicación de los aparatos controladores y la modernización de muchos detalles o parte de las instalaciones: como el ensanche de las rampas para el caliche que viene de la pampa o la instalación de silos para el caliche acendrado; la trituración en dos etapas, el uso de correas para el transporte del caliche triturado; la electrificación, cuando haya fuerza disponible, del arrastre de los ripios y el uso de carros que permitan lubricación eficiente y tengan buen sistema de rodado, porque en general esto se hace muy mal; la secadura del salitre por centrifugas y la ensacadura mecánica, etc.

Por último, a la vez que las mejoras, debe fijarse con precisión, la ley me-

dia del caliche que debe llevarse a la máquina y el mínimo de ley que debe tener el caliche más pobre, que pueda aceptarse en la elaboración, y establecer un control severo al respecto; porque si se benefician leyes medias más altas, que las fijadas, disminuye la duración de las pampas y se dificultarán las mezclas apropiadas de más adelante; así como si se trabaja con leyes más bajas que las fijadas, disminuirá rápidamente el rendimiento y subirá el costo, empeorándose si se llevan caliches muy pobres.

Hay, aún, otra serie de mejoras que intentar, ahora que se ha impuesto teóricamente la jornada de 8 horas para los obreros y que en realidad trabajan mucho menos que eso en la pampa, ello es: en primer lugar que los obreros trabajen las 8 horas, que hagan un trabajo apropiado, eficiente; lo que aumentaría el rendimiento de la mano de obra, mejorándola y abaratándola, produciendo menos cansancio en el obrero y dejándole un mayor jornal. Las revistas dan cuenta, como se instruye al obrero al respecto, desde la manera como tomar la herramienta apropiada al trabajo, hasta las posturas del cuerpo y la forma de los movimientos; lo que, junto con la mejor utilización de las horas libres de descanso, para no producir el desgaste del organismo con juegos de deportes exagerados; podrían enseñarlo *con mucho tino* los encargados del Bienestar Obrero.

Finalmente, algo habría que intentar sobre *la organización científica del trabajo*, o sea la organización racional del trabajo; que, por muy bien que se lleve, siempre podrá perfeccionarse y con ello obtener una reducción efectiva de gastos generales y un aumento de obra, de trabajo, de producción.

En estos tiempos difíciles, en el mundo entero, para las grandes indus-

trias, se ha buscado cuánta mejora ha sido posible concebir, para ensayarlas e implantarlas. El ingeniero de minas polonés Stanislas Raznienski, escribe en una revista y se comenta en una española de Enero 16 del presente año: que el profesor Adamięcki, también polonés, presentó en 1924, en el primer congreso de Organización Científica del Trabajo, un informe en que exponía sus métodos para ello, basados en la distribución, concentración y armonización. Se hizo experiencias en las minas de hulla de Dambrowa con resultados satisfactorios. En resumen, consiste esto en especializar obreros en cada cosa, organizar los trabajos y coordinar las distintas labores, al principio llevar los trabajos valiéndose de instructores y dejar después a los obreros solos, examinando los entorpecimientos y salvándolos. Las pruebas se efectuaron, en el transporte de las grandes cantidades de maderas del exterior al interior de una mina para su entibación.

Antes hacían el trabajo 26 obreros en dos equipos de 8 horas de trabajo, y transportaban por jornada, 950 m<sup>3</sup>. de madera, o sea por obrero y por hora 4 m<sup>3</sup>. Después de 10 días, 15 obreros acarrearon por jornada 1,200 m<sup>3</sup>. de madera, o sea por obrero y por hora 10 m<sup>3</sup>. Y cuando el trabajo se reguló, se notó que algunas operaciones podían suprimirse o acelerarse según los casos y el rendimiento aumentó casi al doble y a algunos grupos les sobraba tiempo. Y eran de los mismos obreros de antes, sin seleccionarlos.

En una barraca de maderas se hizo lo mismo y llegó a elaborarse 450 m<sup>3</sup>. de madera, cuando antes se aserraban sólo 200 m<sup>3</sup>. sin buscar procedimientos técnicos, sólo con la organización.

Los obreros muestran desconfianza y resistencia, pero el aumento de sala-

rio los atrae y luego se convencen que así se fatigan menos.

Será, seguramente, conveniente meditar un poco sobre estas indicaciones para ver lo útil que pueda haber en ellas, para su aprovechamiento.

Por lo demás, la industria del salitre de Chile, tiene dos recursos valiosísimos, de que no disponen las fábricas de salitres artificiales, que son: el impuesto fiscal, que figura como un gran factor de aumento de los costos o gravámenes y que el Gobierno dis-

minuirá o suprimirá, cuando vea que la industria lo necesita; y, los salitre-ros, por su parte, pueden levantar o aumentar—si fuera indispensable—las leyes de los caliches que elaboran y, con ello bajarían sus costos y por consiguiente sus precios, como fuera necesario, mientras lo hacen los inventos o el Laboratorio de Investigaciones Científicas.

Santiago, Abril de 1926.



## INVESTIGACIONES SOBRE EL NITRÓGENO

El coste del Salitre en Chile

POR

H. FOSTER BAIN.—H. S. MULLIKEN

(Continuación)

### Almacenaje del Salitre

El mayor uso individual del salitre es como fertilizante y, como casi todo el mercado está en el hemisferio norte, resulta que la estación de compra en Europa y Norte América coinciden. Sin embargo, la producción necesita ser continua, lo más que ello sea posible. El salitre es extraído del terreno y elaborado en una región donde no hay otras industrias. No es hacedero el paralizar las usinas en una estación, ya que no hay otros trabajos en la región para los empleados y aun cuando podría encontrarse trabajo para ellos en el sur de Chile, los gastos de su translación

de ida y vuelta serían prohibitivos, además del inmenso aumento en el coste de producción, que es inherente a la contracción y aumento de la producción. Una planta salitrera debe trabajar continuamente y tan cerca como sea posible de su capacidad, o debe paralizarse por completo. Cuando se paraliza puede permanecer así durante un largo período, o indefinidamente.

Por lo tanto, en la industria del salitre debe haber posibilidad para acumular el salitre durante el año, con el objeto de tener disponible cuando se le necesite y este gasto de tener salitre acumulado es ineludible y propio de la industria.

La Asociación ha tratado de

compartir con los compradores las cargas del financiamiento de este almacenaje, y por eso los precios se han fijado en escala ascendente que depende de la fecha de la entrega. Se puede elegir el comprar a un precio bajo en la estación muerta, llevando su salitre, o comprar en la estación de consumo a un precio suficientemente alto que cubra los gastos del productor al haber tenido el salitre almacenado. No hay un ítem especial por almacenaje, pero él está comprendido en el precio. A pesar de la concesión que hace el precio, el embarque del salitre continúa siendo más activo en la estación de consumo, lo cual significa que es más barato almacenar el salitre en Chile que cerca del punto de consumo. Esto es natural, pues al fin y al cabo, el gasto de transportar los stocks incluye el interés del dinero pagado por flete ferroviario y marítimo, por derechos de exportación, por comisiones varias, y otros factores, además de los mayores gastos de almacenaje en países más caros y en condiciones menos favorables.

En Chile, el salitre se apila en las labores al aire libre y en terrazas de tierra, abiertas. No hay lluvias que lo disuelvan y hasta ese grado de elaboración sólo se han hecho realmente los gastos de elaboración y extracción. Siendo que el salitre se ensaca antes del embarque, este almacenaje en las labores no envuelve, en la práctica, una segunda manipulación. A pesar de todo, el carácter periódico de la demanda aumenta el coste. Hay otro motivo de encarecimiento, debido a la larga distancia existente entre el punto de producción y el de consumo. No es sólo que el transporte debe pagarse por muchos miles de millas

de viaje, sino que los intereses y seguros corren por muchos meses. Existe, finalmente, el tiempo necesario para que la letra de pago viaje desde el consumidor al productor y el riesgo debido a las variaciones desfavorables del cambio bancario. En la práctica, el productor necesita pagar los salarios seis a ocho meses antes de recibir el pago del salitre, y en una oficina, en Julio de 1923, se cargó salitre que se había almacenado antes de la guerra mundial.

### Precios del salitre antes y después de la guerra

La mejor escala de precios entre la estación de consumo y la de almacenaje está todavía en estudio. A fines de Julio de 1923, todo el salitre disponible hasta mediados de Noviembre se había vendido, de lo cual parece propio inferir que la diferencia actual y la seguridad de lo que el precio será en los meses siguientes, inducen en realidad a comprar adelantado. Esto, a su vez, permite economías en cuanto permite trazarse un plan de trabajos acertado y efectuar una labor continua a una capacidad determinada. El precio medio anterior a la guerra, por quintal español, era alrededor de 7s. 6d. y, por lo tanto, los precios actuales son más altos en algo como 1s. 6d., o sea cerca de \$ 7 por short ton., esto es, un aumento de un 20%. Parte de los gastos de elaboración son, indudablemente, más altos que en los días anti-bélicos. Una compañía, después de comparar y comprobar cuidadosamente sus cifras, informó que los gastos directos de elaboración habían aumentado en 40%.

pero el derecho de exportación, que es el ítem individual más importante, permanece el mismo, y, en algunas oficinas se han restablecido los costes de elaboración anti-bélicos. Indudablemente hoy costaría más comprar terrenos y construir una oficina que antes de la guerra y algunas compañías tienen que cubrir los gastos de capital hechos en construcciones y ampliaciones efectuadas durante la guerra, pero ellos han sido en gran parte borrados con las utilidades obtenidas durante la guerra. Sin embargo, los gastos industriales en general, están en Chile mucho más cerca de lo que eran antes de la guerra, que en los Estados Unidos, y respecto a los gastos de elaboración, el aumento sobre los precios anti-bélicos es cuestión que se presta a discusión.

Los precios antes anotados son los relativos al año salitrero que empieza en Julio 1.º de 1923. Son 4 peniques por quintal métrico superiores a los precios por los meses correspondientes del último año, habiéndose hecho el aumento para cubrir el gasto adicional proveniente del empleo de los nuevos sacos de 80 kilos, que se necesitan ahora, según la ley, en substitución de los de 100 kilos que se usaban anteriormente. El cambio urgía por motivos humanitarios para disminuir el peso movido por los estibadores.

Como lo establecen los estatutos de la Asociación, los precios fueron fijados por los directores reunidos en Valparaíso. Puede ser de interés agregar que en las discusiones preliminares que condujeron a la fijación del precio, la diferencia total entre el más alto y el más bajo de los propuestos, fué de 1s. 10d. por quintal. Había una fuerte par-

cialidad que proponía el restablecimiento del precio anterior del año pasado, haciéndose cargo los productores del gasto extra de los sacos. El Comité de Londres solicitó un aumento de 1 chelín por quintal, pero se le informó que, a juicio de los directores, tal aumento no se justificaba y que la decisión debería necesariamente ser tomada por el Consejo de directores, como lo establecen los estatutos. El resultado fué que sólo se hizo un aumento de 4 peniques. Por él votaron todos los directores, menos dos. Uno se retiró por considerar que el precio era demasiado alto, y otro, por considerar que sus instrucciones lo obligaban a votar por un precio más alto, rehusó tomar parte.

Hay, claramente diseñada, una gran parte en la Asociación que desea que se establezcan precios más bajos y considerar que se obtendría igual o mayor utilidad con un mayor volumen de negocios, que permitirían a las compañías trabajar a toda su capacidad en lugar del 60% a que hoy trabajan, estimulándose con el menor precio del aumento del consumo. El interés del consumidor se basa, naturalmente, en este sentido. Al tratar sobre los precios futuros, hay que recordar que la contribución de 4 peniques por quintal, que se paga para liquidar el Pool, formado después de la guerra para negociar el sobrante entonces existente, será liquidada con las actuales ventas después de Mayo de 1924.

Por otra parte, como se ha establecido antes, no hay actualmente suficiente cantidad de mano de obra disponible para satisfacer a las oficinas trabajando a toda su capacidad, y sería imposible colocar en el

mercado las 2.500,000 toneladas de salitre en que se calcula la demanda del presente año, salvo que se disminuyan los stocks o que se encuentren más trabajadores de lo que hoy parece posible.

### Los Estados Unidos como principal consumidor de salitre

Actualmente, los Estados Unidos son los mayores compradores de salitre, y parece que continuarán siéndolo. Sin embargo, las firmas americanas producen sólo una muy pequeña parte del salitre, y, no siendo miembros de la Asociación, no tienen voz en la fijación de los precios a que han de comprar lo que venden en Estados Unidos. Naturalmente, se fijan al final, por la ley de la oferta y la demanda, y en el caso del salitre, el factor dominante, fuera del costo, es la situación del labrador americano en la región del algodón. Cuando sus esperanzas son altas y su crédito bueno, hay un mercado favorable para el salitre, pero cuando calcula bajos precios, restringe sus plantíos, economiza gastos y, especialmente, cuando los Bancos no lo ayudan, el mercado del salitre se debilita. No es que la mayor parte de la producción vaya a la región algodonera americana, sino que el cultivo en los estados algodoneros es el que hace el consumo variable.

Ha sido demostrado repetidas veces que es de ventaja general el uso de nitrógeno fijo como medio de restaurar los terrenos. En toda la extensión en que no se haga esto, se pierde capital al vender una cosecha. También se ha demostrado que hay límites de precios más allá de los cuales el agricultor ame-

ricano no puede comprar salitre. Seguramente parecerá propio que, en interés de la economía nacional, mientras anualmente se fije por los productores el precio del salitre para varios meses del año, los consumidores americanos deberían tener voz en la determinación de ese precio. Su único medio actualmente es influenciado por medio de una unión de compradores cuando sea alto y comprando libremente cuando sea bajo. En la presente situación el precio es determinado por sólo una de las partes que firman los contratos, dentro de los límites que hacen posible el coste de producción y la utilidad de su uso. La otra parte puede comprarlo, según parezca mejor a sus intereses, pero no tiene participación en la fijación del precio. Esto es de lo más importante, porque aunque el salitre representa menos de la mitad del nitrógeno fijo que se emplea en Estados Unidos, su precio de importación fija normalmente el precio de todos los demás artículos. Esto se debe al hecho de que el salitre es uno de los productos competidores cuya existencia puede aumentar con rapidez para satisfacer la demanda, mientras que los otros son subproductos. Su "coste" es cuestión que se determina en la contabilidad. Venden "como se pueda", que es normalmente el precio de competencia del salitre. Para el año actual, es verdad que el sulfato de amonio se ofreció a un precio fijado antes de que se anunciara el precio del salitre, pero era un año excepcional para los productores de sulfato. La disminución de la producción de acero en Europa y la anulación de la producción del Ruhr, les dieron un mercado abierto con una producción limitada, y



la independencia era lógica. En años comunes los productores de salitre chileno, al determinar el precio a que van a ofrecer su artículo, establecen el precio al cual los agricultores e industriales americanos van a obtener su nitrógeno fijo de cualquiera fuente que lo obtengan.

### **La participación americana en la producción es conveniente**

Parece que cualquier argumento contribuye en favor de la participación americana en la producción de salitre y en la fijación del precio durante el período que dure la actual situación, cualquiera que sea la duración de ese período. No hay razones fundadas para predecir el descubrimiento de importantes fuentes de salitre natural fuera de Chile. Existe un monopolio natural en este país, un hecho que no puede cambiarse y que es por completo aquilatado por los chilenos. Que puedan o no fabricarse nitratos artificiales a menor precio que aquel a que el salitre chileno puede importarse, no es cuestión que esté dentro del alcance de este informe especial. Si se puede juzgar por lo que ha sucedido en el caso de otros nitratos fabricados en Estados Unidos, parece que no pueden venderse a más bajo precio que el de competencia durante un período considerable sin tomar en cuenta su coste de producción. Mientras su volumen no llegue a ser una parte considerable del consumo, y mientras los altos costes ajenos al establecimiento de una industria nueva no se hayan reducido, parece probable que en todo el precio del salitre chileno continuará determinado el precio general del nitrógeno fijo en

los Estados Unidos. Siendo esto así, tanto más razón hay para estimular en lugar de disuadir a los americanos de que participen en la Asociación de Productores de Salitre, como una política nacional, para conseguir la mayor influencia posible en pro de los precios bajos. Algunas razones existen para creer que tal influencia será efectiva de vez en cuando. Sucede que los mejores terrenos, aquellos que permiten los más bajos costes de producción, son propiedad de las compañías chilenas que ven sus ventajas en conseguir mayor producción. Ellas pueden obtener utilidad a precios más bajos que aquellos a los cuales las demás no obtienen ganancias y, naturalmente, desean aumentar la producción. Las compañías alemanas, por diversas razones, favorecen los precios bajos, y si estas dos entidades fueran espaldeadas sin interrupción por un grupo americano, el precio establecido sería siempre, a lo menos, tan bajo como las circunstancias lo permitan. Cuando el mayor comprador se aparta y rehusa tomar parte en la discusión del precio, es natural que pierda el provecho que pudiera obtener de la lucha.

### **Prescripciones respecto a la venta de cuotas**

Entre las disposiciones de los estatutos de la Asociación que han llamado la atención en el exterior, figura la que permite a las oficinas que tienen en existencia un stock no vendido de salitre, el paralizar sus trabajos, o que, necesitando paralizar para hacer reparaciones o reconstrucciones, paraliquen sin perder sus cuotas de venta. También

hay disposiciones que permiten a un miembro que posee varias oficinas transferir la cuota de una a otra, permitiendo así que el trabajo se concentre en las plantas más económicas, y todavía hay disposiciones que permiten vender o transferir las cuotas entre los miembros. Estas diversas disposiciones han sido combatidas fundándose en que mantienen la vida de plantas viejas e ineficaces a costa de la industria. Por esto es conveniente hacer trabajar de cuando en cuando plantas viejas durante el tiempo que sea necesario para conservar sus derechos a cuotas, aun cuando haya pérdidas en su elaboración durante el período de su trabajo. La cuota restablecida puede ser vendida a una planta mayor y mejor equipada, o a una que tenga caliches más ricos, a un precio suficiente que haga planta mayor y mejor equipada, o a una que tenga la operación total beneficiosa. Indudablemente, hay en esto una carga para la industria, pero el total es pequeño, y la estabilización sólo se hizo posible tomando todas las plantas existentes. Si se las hubiera dejado afuera, o se las separara hoy día, la experiencia indica que introducirían un elemento de competencia anti-económico, el de una virtual bancarrota, suficiente para impedir toda estabilidad en la industria. Si la porción de producción que así se abarca fuera considerable, representaría una verdadera pérdida para el consumidor, pero un porcentaje pequeño sostenido temporalmente por este medio puede muy bien no tener importancia si no es capaz de mantenerse fijo o decrecer.

Todas las ventas de cuotas deben comunicarse a la Asociación,

y esto muestra que el porcentaje de la venta total en los cuatro últimos años ha sido el siguiente:

1919-20 .. . . . .	4.65%
1920-21 .. . . . .	6.75 „
1921-22 .. . . . .	8.15 „
1922-23 .. . . . .	11.37 „

Estas cifras incluyen las cuotas de oficinas donde las dificultades han llegado a un grado tal que hace difícil creer que el trabajo se restablezca, pero donde los trabajos no han sido definitivamente abandonados, y a otras que, debido a dudas, a dificultades y a escasez de operarios no han restablecido sus trabajos desde la paralización de 1921. En algunos casos, las oficinas que han vendido sus cuotas habrían podido obtener utilidades con los precios actuales; pero la concentración de los operarios disponibles en las oficinas vecinas hace mayor y más segura esta utilidad.

El precio de venta de las cuotas no es una cuestión oficial sino de contrato privado. Con las mejores informaciones disponibles se calculaba en Julio en \$ 6 por short ton., o sea 30 cts. por quintal. Más avanzado el año, apenas alcanzaba a la mitad de esta suma. A menos que una compañía vea utilidades sobre el precio de venta de su cuota, es evidente que le conviene paralizar. Considerando que el 10% de las cuotas pueden venderse por término medio, y suponiendo que la competencia interna implacable tenga como resultado el poner ese número de oficinas fuera de trabajo, sin afectar los precios en mayor cantidad que el total pagado por las cuotas,—o en otras palabras, que la suma total obtenida de la venta

de cuotas sea de mala fe cargado al consumidor—el aumento total alcanzaría a 3 cts. por cien libras en el mes de Julio, el de mayor precio. Pero esto no parece que va a continuar, porque se hacen gestiones por la Asociación para limitar con mayor estrictez el derecho de paralización sin que se pierda la participación en las ventas.

### Relaciones entre la Asociación y los comités extranjeros.—Derechos y deberes.

En la Asociación, es también de interés general la relación existente entre el cuerpo principal y los comités extranjeros, de los cuales hoy existe uno en Londres y otro en Berlín. Estos comités tienen ciertos poderes amplios, entre ellos el derecho de vender salitre hasta la cantidad que se les asigna. Siendo que los Estados Unidos ofrecen hoy día el mayor mercado para el salitre, a la Asociación le agradaría establecer un comité semejante en Nueva York. Al presente, la Asociación está representada en Nueva York, como en otras ciudades, fuera de Londres y Berlín, por agentes que observan e informan sobre las condiciones del mercado, y hace lo que sea favorable para estimular el mayor empleo del salitre; pero que no tienen cuotas de ventas y no intervienen en lo relativo a la fase comercial del negocio.

El Comité de Londres es hoy el más importante. Consta de cuatro miembros elegidos por la Asociación en su asamblea general de Valparaíso, de cuatro elegidos por las compañías salitreras inglesas, y de dos delegados del Gobierno. El comité de Berlín está constituido

de modo semejante, pero es más pequeño. Los deberes y derechos de estos comités están definidos en la forma siguiente:

I. Elegir de entre sus miembros, en su primera reunión, un presidente y un vicepresidente. En el caso de empate, la votación se repite y, si de nuevo hay empate, la cuestión se decide a la suerte.

II. Reunirse en sesión ordinaria a lo menos cada quince días, y en sesión extraordinaria cada vez que el presidente lo considere necesario, o cuando tres de sus miembros lo pidan por escrito.

III. Nombrar el administrador y otros empleados de la oficina central y determinar y fijar sus deberes, derechos y honorarios; fijar igualmente los gastos de la oficina dentro de la suma asignada al efecto en el presupuesto anual.

IV. Dirigir los trabajos de propaganda científica del empleo del salitre, preparar el cálculo de gastos en relación con esto y someterlo a la aprobación del directorio; designar y remover el personal principal de las delegaciones, aprobar el programa de trabajos y dar instrucciones para su realización.

V. Organizar los trabajos de propaganda comercial y fijar el gasto que debe hacerse con este objeto dentro de la suma total asignada al comité.

VI. Efectuar y supervigilar las operaciones de venta y consignación de salitre y administrar cualquier depósito que pueda ser establecido por cuenta de la Asociación.

VII. Establecer nuevas delegaciones o agencias en el país correspondiente, de acuerdo con lo dispuesto en el artículo 56. (El artículo 56 dice: "El directorio determi-

nará la jurisdicción de los comités de Londres y Berlín dentro de los países en los cuales la propaganda está actualmente establecida. Cuando las operaciones de la Asociación se extiendan a otros países, el directorio las tomará directamente a su cargo o designará el comité al cual corresponderán estas obligaciones".)

VIII. Designar subcomités compuestos de miembros del comité o de personas extrañas a él para que tomen a su cargo la organización y vigilancia de trabajos especiales y fijar la remuneración que sea congruente para pagar a los miembros de los subcomités que tengan a su cargo operaciones comerciales.

IX. Informar al directorio de la Asociación de todas las informaciones que se refieran a tales trabajos y de las operaciones que se hayan ejecutado, y transmitirles todos los datos que el comité considere de interés para la industria.

Además de los dos comités, la Asociación tiene un delegado general que reside en el extranjero y puede reunirse con cualquier comité, pero cuya responsabilidad recae directamente sobre la Asociación. Actualmente este puesto está ocupado por Sir Arthur Goldfinch, antiguo miembro de la Casa Duncan, Fox y Cía., que comercia en la costa occidental, pero no en salitre.



## SULFATO DE ALUMINIO

*Consulado de Chile*

Zurich, 23 de Marzo de 1926.

N.º 17.

Señor Ministro:

En contestación a una circular que este Consulado ha enviado a algunos industriales suizos para darles a conocer las materias primas que podrían importarse de nuestro país, he tenido de parte de la firma A. Bodenheimer y Cía., Basilea, industriales del aluminio, un pedido urgente de muestras, cotizaciones, plazos de entrega, etc., de Sulfato de Aluminio, que, como US.

debe saber, existe en abundancia y empieza a explotarse en nuestro país.

Nada se puede adelantar en cuanto a precio que se pagará, ni en cuanto a cantidad, pues, según me dicen los interesados, todo depende de la calidad de la muestras que deben ser analizadas en sus propios laboratorios.

Demás está decir que, si nuestro Sulfato de Aluminio resulta de precio y calidad convenientes, hay grandes expectativas de consumo, pues este país es gran consumidor de estos minerales. En Schaffhouse, muy cerca de Zurich, existe una de las más grandes usinas de elaboración de Aluminio de la Europa.

Agradecería, en consecuencia, a US. se sirviera hacer llegar a conocimiento de los interesados por medio

del Boletín Consular, o de la manera que estime más adecuada, el interés que existe en esta parte de la Suiza por este producto de nuestro suelo, indicándoles de dirigir las muestras y demás datos a este Consulado en Zurich, que, demás está decirlo, pondrá todo

empeño para la mejor realización de los negocios que llegaren a proponerse. Dios guarde a US.

(Fdo.).—CARLOS ERRÁZURIZ.

Al señor Beltrán Mathieu, Ministro de Relaciones Exteriores.

Santiago.

## BIBLIOGRAFIA

### ANÁLISIS Y QUÍMICA

**Amoníaco.**—El Amoníaco sintético por el procedimiento Claude, Dr. Schmidt.—*Chemical and Metallurgical Engineering*, Nueva York, Vol. 33, Marzo, 1926, pp. 165-66.

**Fijación del Nitrógeno.**—Algunos factores que afectan la fijación del nitrógeno como cianuro de sodio. E. W. Guernsey.—*Industrial and Engineering Chemistry*, Nueva York, Vol. 18, Marzo, 1926, pp. 243-48.

**Menas de Uranio.**—Determinación volumétrica del uranio, vanadio, cobre y fierro en las menas de uranio. A. S. Russell.—*Journal, Society of Chemical Industry*, Londres, Transactions, Vol. 45, Marzo 12, 1926, pp. 57-60.

### CARBÓN

**Briquetas.**—El efecto del azufre en las briquetas de carbón sub-betuminoso.—H. K. Benson.—*Industrial and Engineering Chemistry*, Nueva York, Vol. 18, Febrero, 1926, pp. 116-17.

**Carbón grueso.**—Método de aumentar la producción de carbón grueso. (Método con explosivos).—J. E. Tiffany y J. J. McKitterick. *Fuel*, Londres, Vol. 5, Enero 1925, pp. 6-11.

**Carbón pulverizado.**—E. K. Scott, From paper to Institute of Marine Engineers.—*Iron and Coal Trades Review*, Londres, Vol. cxi, Diciembre, 11, 1925, pp. 962.

**Circadoras de Carbón.**—Y los transportadores en las minas de Escocia.—G. L. Kerr.—*Trans. Institution of Mining Engineers*, Londres, Vol. LXX, Pt. 4, Enero, 1926, pp. 206-14.

**Código Minero.**—El derecho sobre la tierra y la propiedad minera en Gran Bretaña.—E. Ramage-Mitchell.—*Iron and Coal Trades Review*, Londres, Vol. cxii, Enero 15, 1926, p. 101.

**El equipo de una hullera.**—Diseño del equipo para una hullera moderna. (Peinecillo, pique,

extracción, ventilación, preparación del carbón, pieza para las lámparas, almacenes, planta de fuerza motriz, hornos de coque, baños).—W. Pryce-Rosser.—*Proceedings, South Wales Institute of Engineers*, Cardiff, Vol. 42, N.º 1, Febrero, 1926, pp. 41-77.

**El secamiento del carbón.**—J. Roberts.—*Colliery Engineering*, Londres, Vol. 3, Marzo, 1926, pp. 110-12.

**Flotación.**—La flotación del carbón.—F. B. Jones y A. M. Jones.—*Journal, Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa*, Johannesburg, Vol. 26, Diciembre, 1925, pp. 125-38.

**Francia.**—Las industrias francesas del carbón, del hierro y del acero.—DE UN INFORME SOBRE LAS CONDICIONES ECONÓMICAS E INDUSTRIALES DE FRANCIA.—H. M. Stationery Office. J. R. Cahill.—*Iron and Coal Trades Review*, Londres, Vol. cxi, Diciembre 11, 1925, pp. 958-9.

**Gales del Sur.**—La minería del carbón en el distrito de Gales del Sur durante los últimos 54 años, (mano de obra; salarios; sistemas de explotación).—D. Hannah. *Presidential Address*.—*Proceedings, South Wales Institute of Engineers*, Cardiff, Vol. 42, N.º 1, Febrero 1926, pp. 7-33.

**La ceniza del carbón y el carbón limpio.**—(La materia mineral en el carbón; análisis; examen por los rayos X; preparación para el mercado; la influencia de la composición en los usos.—R. Lessing.—*Journal, Royal Society of Arts*, Londres, Vol. 74, 1926; Enero 15, pp. 182-97; Enero 22, pp. 205-18; y Enero 29, pp. 224-41.

**La combustión espontánea.**—La influencia de la humedad en el calentamiento espontáneo del carbón.—J. D. Davis y J. F. Byrne.—*Industrial and Engineering Chemistry*, Nueva York, Vol. 18 Marzo, 1926, pp. 233-6.

**Lavado del carbón.**—Análisis del trabajo de una maritata para carbón.—H. F. Yancy y T. Fraser.—*Paper to American Institute of*

Mining and Metallurgical Engineering.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 6, Diciembre, 1926, p. 618.

**Lavado del carbón.**—El procedimiento Rheolaveur para lavar carbón.—A. Andry y G. B. Robinson.—Colliery Guardian, Londres, Vol. cxxx, 1925, Diciembre 18, pp. 1459-60; Diciembre 25, pp. 1521-22.

**Lavado.**—El lavado del carbón en mesas concentradoras. (La planta en la hullera de Weetslade Colliery, Burradon, Newcastle-on-Tyne). Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. cxii, Enero 8, 1926, pp. 51-52.

**Lavado.**—Las bases fundamentales del sistema Rheolaveurs, las mejoras de las plantas y algunos resultados de los trabajos.—A. Andry.—Proceedings, South Wales Institute of Engineers, Cardiff, Vol. xii, Enero, 1926, pp. 567-20.

**Los incendios en los gobs en North Staffs.**—(Sus causas, manera de descubrirlos y seguridades.—H. Maskery.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. cxii, Febrero 5, 1926, pp. 220-22.

**Preparación.**—La importancia de la preparación del carbón. (La ceniza y sus efectos sobre las diferentes calidades de los carbones).—C. Simenstad.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 7, Enero, 1925, pp. 11-13.

**Preparación.**—Procedimientos mecánicos y modernos para preparar el carbón. (Sistemas húmedos, secos y por flotación).—W. Gross.—Review de l'Industrie Minérale, Saint-Etienne, N.º 122, Enero 15, 1926, pp. 13-15. (Reviu des Publications).

**Sistemas de Explotación.**—La eliminación de los explosivos. (Rasgos naturales del carbón y sus efectos sobre los métodos de explotarlo; maquinaria).—J. A. S. Ritson y J. Crossland. Paper to Yorkshire Branch of National Association of Colliery Managers.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. xci, Noviembre 27, 1925, pp. 881-3.

**Sistemas de explotación.**—El desarrollo de una hullera con mantos inclinados.—S. W. Richards.—Paper to South Wales Branch of National Association of Colliery Managers.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. 112, Marzo 13, 1926, pp. 442-4.

**Sistemas de explotación.**—Los mantos muy inclinados en Niddrie (Midlothian).—G. J. L. Wardrop.—Colliery Guardian, Londres, Vol. 131, Marzo 12, 1926, pp. 609-11.

**Sistema "Longwall" retrocediendo.**—El caso contra el sistema Longwall retrocediendo.—S. Field.—Paper to Midland Branch, National Ass. of Colliery Managers.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. cxii, 1926, Enero 15, pp. 106-7.

**Sistemas para botar la roca.**—Un carro con descarga automática.—G. E. Stewart.—Colliery

Engineering, Londres, Vol. 3, 1926, Febrero, pp. 65-7.

**Sondajes exploratorios.**—Los sondajes exploratorios en mantos de carbón donde se temen irrupciones de agua.—M. Guerin.—Annales des Mines de Belgique, Bruselas, Vol. xxvi N.º 3, 1925, pp. 951-59.

**Transportadores.**—Los transportadores Eickhoff.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. cxii, Febrero 19, 1926, p. 301.

## COBRE

**Lixiviación.**—La recuperación del cobre por lixiviación, Ohio Copper Co. de Utah.—A. E. Anderson.—F. K. Cameron. (Paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 6, Diciembre, 1925, pp. 614-15.

**Tuesta de los concentrados de cobre.**—A. T. Fry.—Chemical Engineering and Mining Review, Melbourne, Vol. 18, Enero 5, 1926, pp. 141-4.

**Utilidades de la industria del alambre de cobre y de bronce.**—A. Notman.—Paper to the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 7, Marzo, 1926, pp. 121-25.

## CONCENTRACION

**Flotación.**—El efecto de los compuestos del cianógeno en la flotabilidad de los sulfuros puros.—E. L. Tucker, J. F. Gates y R. E. Head.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 7, Marzo, 1926, pp. 126-29.

**Flotación.**—Manera de medir la alcalinidad o acidez en la pulpa de flotación.—D. Welge.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Vol. 121, Marzo 6, 1926, p. 409.

**La molienda en circuito cerrado en Lake Shore Mines, Kirkland Lake, Ontario.**—H. W. Shoemaker.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Vol. 121, Febrero 27, 1926, p. 366.

## ECONOMIA POLITICA DE LA MINERIA Y METALURGIA

**Estados Unidos.**—Revista de la producción química en los Estados Unidos. (Fertilizantes; azufre; destilación de maderas; alquitranes de carbón; insecticidas de arsénico; litopone; amoníaco; compuestos de plomo; ácido sulfúrico.—Chemical and Metallurgical Engineering, Nueva York, Vol. 33, 1926, Enero, pp. 9-61.

**Valorización.**—Método para estimar cuantitativamente los concentrados en depósitos de relave. (Métodos en Broken Hill South, Ltd.).—A. B. Black.—Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, N.º 59, Septiembre 30, 1925, pp. 107-14.

**Valorización.**—Algunos métodos de estimar cantidades y su aplicación a tranques de relave, desmontes, etc. (Métodos de mensura).—F. T. Kerr.—Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, N.º 59, Septiembre, 30, 1925, pp. 99-106.

**Valorización de Minas.**—Un nuevo punto en la valorización de minas. (Modificación de la fórmula de Hoskold y una nueva fórmula).—H. Louis.—Transactions, Institution of Mining Engineers, Londres, Vol. 70, 1926, Pt. 5, Febrero, pp. 361-84.

## ESTAÑO

**Queensland.**—El distrito estañífero de Stanhills, Croydon, North Queensland. (Geología ígnea general; vetas principales; leyes, facilidades para el chancado).—E. C. Saint-Smith.—Queensland Government Mining Journal, Brisbane, Vol. xxvi, Octubre, 1925, pp. 383-91.

## FUERZA MOTRIZ

**Agua para los calderos.**—Los principios fundamentales en la preparación del agua para los calderos.—R. E. Hall.—Proceedings, Engineers' Society of Western Pennsylvania, Pittsburg, Pa., Vol. 41, Diciembre, 1925, pp. 347-90.

**Calderos.**—Tipos de Calderos.—C. de la Condamine.—Chaleur et Industrie, Paris, N.º 69, Enero, 1926, pp. 40-50.

**Motores Diesel.**—Motores que trabajan con residuos del petróleo como unidades de fuerza motriz para las minas y las canteras. (El trabajo de un motor Ruston en una cantera en Gloucestershire).—St. J. R. C. Shepherd.—Mining Magazine, Londres, Vol. xxxiv, Enero, 1916, pp. 22-25.

**Vapor.**—La economía en la producción del vapor. R. Wigginton.—Trans., Institution of Mining Engineers, Londres, Vol. LXX, Pt. 4, 1926, Enero, pp. 274-84.

## GEOLOGIA

**Estaño.**—“Estaño de madera” en las riolitas del Terciario de Nevada del Norte. (Discusión de su origen). H. C. Boydell.—Economic Geology, Lancaster, Pa., Vol. xx, Diciembre, 1925, pp. 768-70.

**La identificación de los minerales.**—La conductibilidad eléctrica de las menas metalíferas. (Descripción de los aparatos para medir las conductibilidades). P. F. Kerr y C. K. Cabeen.—Economic Geology, Lancaster, Pa., Vol. xx, Diciembre, 1925, pp. 729-37.

**La región del Pacífico.**—Unidad estructural de la región del Pacífico: la evidencia de los yacimientos metalíferos.—E. C. Andrews.—Economic Geology, Lancaster, Pa., Vol. xx, Diciembre, 1925, pp. 707-22.

**Níckel.**—El origen magmático de las menas de níckel del Sudbury.—A. P. Coleman.—Geological Magazine, London, Vol. 63, Marzo, 1926, pp. 108-12.

## HIERRO Y ACERO

**India.**—La manufactura de hierro y acero en India.—R. Mather.—Paper to the Sheffield Society of Engineers and Metallurgists.—Iron and Coal Trades Review, Londres, Vol. 112, Marzo 26, 1926, pp. 530-31.

## METALURGIA

**Cianuración.**—Indicador para pesos específicos empleados en las minas de Dome, South Porcupine, Ontario.—C. W. Dowsett.—Engineering and Mining Journal-Press, New York, Vol. 121, Febrero 6, 1926, p. 248.

**El procedimiento Cotrell.**—(Procedimiento para la precipitación electro-estática del polvo de los gases en las plantas de la Société Métallurgique d'Hoboken).—J. Vranken.—Annales des Mines de Belgique, Bruselas, Vol. xxvi, N.º 3, 1925, pp. 1011-19.

**Escorias.**—Estudios en la formación de las escorias.—H. Lang.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Vol. 121, Marzo 20, 1926, pp. 485-90.

**Nueva Jersey.**—Nueva planta reverbero de la United States Metals Refining Co. en Carteret (Chancado y muestreo; tolvas de almacenamiento; planta de tostado; caldero calentado con los gases de escape).—F. R. Corwin.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Vol. 121, Enero 30, 1926, pp. 197-205.

## MINERIA

**Cateos.**—Cateos eléctricos y electro-magnéticos.—H. Lundberg. Abstract of Paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—Mining and Metallurgy, Nueva York Vol. 7, 1926, Enero, pp. 22.

**Cateos.**—El método Smalzi y los aparatos para los cateos eléctricos.—W. H. Fordham.—Mining Magazine, London, Vol. xxxiv, Enero, 1926, pp. 25-8.

**Cateos.**—Métodos suecos eléctricos de cateo.—H. Lundberg, K. Sunberg y J. Eklund.—Canadian Mining Journal, Que., Vol. XLVII, 1926, Enero 8, pp. 29-32 y Enero 15, pp. 51-52.

**Entibación.**—La entibación sistemática en Morenci, Arizona.—Engineering and Mining Journal-Press, Nueva York, Col. 121, Enero 23, 1926, pp. 169-70.

**Fortificación de minas.**—El desarrollo sistemático de los rellenos en las minas de Mysore.—C. B. Taylor.—Kolar Gold Field Mining And Metallurgical Society, Bull, N.º 17, Julio-October, 1925, pp. 63-76.

**La sonda de diamante y sus métodos.**—J. A. Mac. Vicar.—Colliery Guardian, Londres, Vol. CXXXI, 1926, Febrero, 12, pp. 374-5 y Febrero 19, pp. 444-45.

**Mensura.**—Un nuevo teodolito para minas. (El teodolito de suspensión de Brandenburg). Colliery Engineering, Londres, Vol. 3, 1926, Febrero, pp. 69-70.

## ORO

**Chile.**—Dragado de oro en Chile. (Datos de Las Dichas, cerca de Casa Blanca, Provincia de Valparaíso). J. H. Ivey.—Mining Magazine, Londres, Vol. XXXIII, Diciembre, 1925, pp. 338-39.

**La flotación de las menas de oro.**—Su aplicación en Ontario del Norte.—W. E. Simpson.—Mining Magazine, Londres, Vol. 34, Febrero, 1926, pp. 89-90.

**Menas de teluro.**—Tratamiento de las menas auríferas con teluro en las minas de Ontario.—W. A. Mueller, J. E. Grant y C. L. Heath.—Abstract of paper to American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.—Mining and Metallurgy, Nueva York, Vol. 7, Febrero, 1926, pp. 72-3.

## PLOMO Y ZINC

**La flotación selectiva en Bauer, Utah.**—E. H. Robie.—Engineering and Mining Journal Press, Nueva York, Vol. 121, Marzo 6, 1926 pp. 405-7.

## ESTADISTICA DE METALES

### Precio medio mensual de los metales:

#### PLATA

	Nueva York		Londres	
	1925	1926	1925	1926
Enero .....	68.447	67.795	32.197	31.322
Febrero .....	68.472	66.773	32.245	30.797
Marzo .....	67.808	65.880	31.935	30.299
Abril .....	66.899	64.409	31.372	29.682
Mayo .....	67.580	..	31.276	..
Junio .....	69.106	..	31.863	..
Julio .....	69.442	..	31.954	..
Agosto .....	70.240	..	32.268	..
Septiembre.....	71.570	..	32.983	..
Octubre .....	71.106	..	32.972	..
Noviembre .....	69.223	..	32.155	..
Diciembre.....	68.889	..	31.835	..
Año término medio.....	69.065	..	32.088	..

Cotizaciones de Nueva York: centavos por onza troy: fineza de 999, plata extranjera. Londres: peniques por onza, plata esterlina: fineza de 925.

#### COBRE

	Nueva York Electrolítico		Standard Londres		Electrolítico	
	1925	1926	1925	1926	1925	1926
Enero .....	14.709	13.822	66.065	59.013	70.607	65.325
Febrero .....	14.463	13.999	64.714	59.669	69.525	66.375
Marzo .....	14.004	13.859	62.892	58.603	67.739	65.489
Abril .....	13.252	13.706	60.575	57.200	64.194	64.600
Mayo .....	13.347	..	60.131	..	63.560	..
Junio .....	13.399	..	59.899	..	63.369	..
Julio .....	13.946	..	61.467	..	65.750	..
Agosto .....	14.490	..	61.613	..	68.169	..
Septiembre.....	14.376	..	61.886	..	67.693	..
Octubre .....	14.300	..	61.977	..	67.523	..
Noviembre .....	14.353	..	61.280	..	67.893	..
Diciembre.....	13.866	..	59.540	..	65.625	..
Anual .....	14.042	..	61.920	..	66.804	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.



## PLOMO

	Nueva York		Londres		
	1925	1926	1925	1926	1926 3 M.
Enero .....	10.169	9.255	41.443	34.778	34.584
Febrero .....	9.428	9.154	37.944	33.903	33.903
Marzo .....	8.914	8.386	36.804	31.625	31.921
Abril .....	8.005	7.971	32.791	28.775	29.284
Mayo .....	7.985	..	32.283	..	..
Junio .....	8.321	..	33.479	..	..
Julio .....	8.151	..	34.698	..	..
Agosto .....	9.192	..	38.188	..	..
Septiembre .....	9.508	..	38.884	..	..
Octubre .....	9.513	..	39.017	..	..
Noviembre .....	9.739	..	36.872	..	..
Diciembre .....	9.310	..	34.739	..	..
Anual .....	9.020	..	36.429	..	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ESTAÑO

	Nueva York		Straits		Londres	
	99% 1925	1926	1925	1926	1925	1926
Enero .....	57.692	61.415	58.250	2.275	265.560	282.038
Febrero .....	56.517	62.653	57.068	63.705	262.181	287.107
Marzo .....	53.038	63.472	53.733	64.505	245.682	292.288
Abril .....	51.380	61.962	52.135	63.389	237.006	281.388
Mayo .....	53.675	..	54.620	..	245.476	..
Junio .....	54.885	..	55.957	..	252.476	..
Julio .....	56.683	..	58.014	..	258.435	..
Agosto .....	56.649	..	58.190	..	258.538	..
Septiembre .....	56.405	..	58.247	..	259.182	..
Octubre .....	60.462	..	62.274	..	277.722	..
Noviembre .....	62.136	..	63.304	..	284.506	..
Diciembre .....	61.952	..	62.928	..	284.920	..
Anual .....	56.790	..	57.893	..	260.974	..

Cotización de Nueva York, centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2,240 lbs.

## ZINC

	St. Louis		Londres		
	1925	1926	A la vista 1925	1926	1926 3 M.
Enero .....	7.738	8.304	37.917	38.059	37.363
Febrero .....	7.480	7.759	36.528	36.053	35.956
Marzo .....	7.319	7.332	35.741	34.090	34.247
Abril .....	6.985	7.001	34.644	32.503	32.863
Mayo .....	6.951	..	34.223	..	..
Junio .....	6.990	..	34.149	..	..
Julio .....	7.206	..	34.894	..	..
Agosto .....	7.576	..	36.691	..	..
Septiembre .....	7.753	..	37.435	..	..
Octubre .....	8.282	..	39.884	..	..
Noviembre .....	8.614	..	39.039	..	..
Diciembre .....	8.565	..	38.327	..	..
Anual .....	7.622	..	36.624	..	..

Cotización de St. Louis, centavos por lb.—Londres, £ por ton. de 2,240 lbs.

## Produccion mensual de cobre crudo. Lbs.

## ESTADOS UNIDOS

	1925			1926		
	Octubre	Noviemb.	Diciembre	Enero	Febrero	Marzo
Alaska.....	3,140	4,677	2,880	3,644	2,556	3,150
Calumet & Arizona .....	2,117	2,070	1,682	1,737	1,795	2,010
Magma .....	..	..	..	1,208	1,095	1,255
Miami .....	2,052	2,090	2,112	2,228	2,109	2,336
New Cornelia.....	2,734	2,150	3,604	3,664	2,986	3,641
Nevada Con. ....	..	..	9,777†	..	..	..
Old Dominion .....	1,097	958	1,217	1,291	1,080	1,111
Phelps Dodge .....	6,636	6,500	6,957	7,586	6,949	7,440
Ray Con.....	..	..	18,025†	..	..	..
United Verde Extension .....	1,797	1,632	1,874	1,987	1,764	1,784
Utah Copper.....	..	..	26,723†	..	..	..
Tennessee Copper .....	596	573	604	555	503	543

## EXTRANJERO

Boleo, Méjico .....	854	798	773	771	820	898
Furukawa, Japón .....	1,613	1,349	1,579	1,409	1,386	..
Granby Cons., Canadá .....	1,738	1,396	1,927	1,438	1,482	1,763
Katanga, Africa .....	8,703	8,207	6,703	6,827	6,810	7,097
Mount Lyell, Aust.....	..	..	1,805	..	..	2,002
Sumitomo, Japón.....	1,742	1,553	1,683	1,188	..	..

Tres meses.

## Producción comparada de las minas de los Estados Unidos: Tons. cortas

	1924		1925		1926	
	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria	Mensual	Diaria
Enero .....	66,631	2,149	74,789	2,412	71,026	2,291
Febrero .....	65,681	2,265	68,967	2,463	68,131	2,433
Marzo .....	65,181	2,102	74,901	2,416	75,450	2,434
Abril.....	66,073	2,202	70,667	2,356	..	..
Mayo .....	65,608	2,116	70,574	2,276	..	..
Junio .....	63,933	2,131	59,894	2,330	..	..
Julio .....	64,787	2,090	68,507	2,210	..	..
Agosto.....	66,756	2,153	68,090	2,196	..	..
Septiembre.....	63,800	2,127	67,720	2,272	..	..
Octubre.....	68,989	2,225	71,042	2,292	..	..
Noviembre .....	68,291	2,276	67,400	2,247	..	..
Diciembre.....	67,647	2,182	69,566	2,244	..	..
Total .....	793,377	..	842,117	..	214,607	..
Promedio mensual .....	66,115	..	70,176	..	71,536	..
Promedio diario.....	..	2,168	..	2,307	..	2,384



## COTIZACIONES

### PLATA

DÍAS	Londres 2 meses onza standard peniques	Valparaíso kilo fino \$ m/cte.
<b>1926</b>		
Abril 29.....	29 <sup>7</sup> / <sub>16</sub>	160,74
Mayo 12.....	30 <sup>7</sup> / <sub>16</sub>	164,91
> 27.....	29 <sup>15</sup> / <sub>16</sub>	163,26

### COBRE

#### QUINCENAL EN CHILE

DÍAS	A bordo \$ m/c. por qq. m.		
	Barras	Ejes 50 %	Minerales 10 %
<b>1926</b>			
Abril 29.....	201.62	86.85	10.59
Mayo 12.....	202.12	Escala 201 cents.	Escala 116 cents.
		87.10	10.61 <sup>3</sup> / <sub>4</sub>
		Escala 202 cents.	Escala 117 cents.
> 27.....	198.47	85.29 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>	10.42 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>
		Escala 198 cents.	Escala 114 <sup>1</sup> / <sub>4</sub> cents.

#### SEMANAL EN NUEVA YORK

Días	Centavos por libra	Días	Centavos por libra
<b>1926</b>			
Abril 1.º.....	.....	Abril 22.....	13 <sup>7</sup> / <sub>8</sub> —14
> 8.....	13 <sup>7</sup> / <sub>8</sub> —14	> 29.....	13 <sup>7</sup> / <sub>8</sub> —14
> 15.....	14		

## DIARIA EN LONDRES

DÍAS		£ por tonelada		DÍAS		£ por tonelada	
		Contado	3 meses			Contado	3 meses
Abril 1926				Mayo 1926			
"	16.....	57.10.0	58.7.6	"	5.....	56.10.0	57.7.6
"	19.....	57.5.0	58.2.6	"	6.....	56.12.6	57.10.0
"	20.....	56.17.6	57.15.0	"	7.....	56.12.6	57.10.0
"	21.....	56.15.0	57.12.0	"	10.....	56.10.0	57.7.6
"	22.....	57.0.0	57.17.6	"	11.....	56.10.0	57.7.6
"	23.....	57.0.0	57.15.0	"	12.....	56.17.6	57.17.6
"	26.....	57.10.0	58.7.6	"	14.....	56.17.6	57.15.0
"	27.....	57.5.0	58.2.6	"	17.....	56.15.0	57.12.6
"	28.....	57.2.0	57.17.6	"	18.....	56.10.0	57.7.6
"	29.....	56.18.9	57.5.0	"	19.....	56.7.6	57.5.0
"	30.....	57.2.6	58.0.0	"	20.....	56.5.0	57.2.6
Mayo	3.....	57.15.0	58.0.0	"	25.....	56.5.0	57.2.6
"	4.....	56.12.6	57.10.0	"	26.....	56.5.0	57.2.6
				"	27.....	56.2.6	57.0.0

## VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

DÍAS		\$ m/c. por £	DÍAS		\$ m/c. por £
Abril	16.....	39.40	Mayo	6.....	39.80
"	17.....	39.50	"	8.....	39.70
"	19.....	39.60	"	9.....	39.70
"	21.....	29.70	"	10.....	39.70
"	22.....	39.70	"	11.....	39.70
"	23.....	39.70	"	12.....	39.75
"	24.....	39.70	"	14.....	39.70
"	25.....	39.70	"	18.....	39.60
"	26.....	39.70	"	19.....	39.60
"	27.....	39.70	"	20.....	39.60
"	28.....	39.70	"	21.....	39.60
"	29.....	39.75	"	22.....	39.60
"	30.....	39.70	"	24.....	39.70
Mayo	1.....	39.80	"	25.....	39.70
"	4.....	39.70	"	26.....	39.70
"	5.....	39.70	"	27.....	39.70

COTIZACIONES DE ACCIONES EN LAS BOLSAS DE COMERCIO DE SANTIAGO  
Y DE CORREDORES DE VALPARAISO

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DIAS										
			MARZO		ABRIL								
	Pagado	Nominal	1	8	15	22	29	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso
<b>Oro</b>													
Dichas.....	\$	40	3¼	3¼	3 ¼	..	3	..	3	..	3 ¼	..	..
Espino.....		2	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	..
Minerva.....		10	9	..	9	..	9	..	8	..	7 ¼	..	..
Vacas.....		7	2½	..	2 ¼	..	2 ¼	..	2 ¼	..	2	..	..
<b>Plata</b>													
Aconcagua.....	\$	10	4	4	..	..	4 ⅝	..	5	..	5	..	..
Al fin hallada....		5	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	..
Amigos.....		10	0.25	..	0.25	..	0.25	..	0.25	..	0.25	..	..
Caylloma.....		5	4¼	..	3 ⅞	..	3 ⅞	..	4	..	4	4	..
Condoriaco.....		10	3¼	..	3 ¼	..	2 ¾	..	2 ¾	..	2 ¾	2 ¾	..
Florida.....		10	3	..	2 ¾	..	2 ¾	..	2 ¾	..	1 ¾	1 ¾	..
Nueva Elqui.....		10	0.40	..	0.25	..	0.25	..	0.35	..	0.20	..	..
María Francisca..	£	0.10.0	1¼	..	1 ¼	..	1 ¼	..	1 ¼	..	1 ¼	..	..
P. de Huanuni....		1	56	..	51 ¼	..	47	..	49	49	53	..	..
Presidenta.....	\$	5	0.40	..	0.40	..	0.40	..	0.60	..	1 ¼	..	..
Santa Rita.....		5	0.90	..	0.90	..	0.90	..	0.90	..	0.90	..	..
Tres Puntas.....		5	0.50	..	0.50	..	0.50	..	0.50	..	0.50	..	..
<b>Estaño</b>													
Araca.....	£	1	270	..	270	..	270	..	270	..	270	..	..
Carolina.....	£	1	8¼	..	8 ¼	..	10	..	13 ¼	..	12	..	..
Cerro Grande....	£	1	46½	..	45	12	47	..	46	11	52	52	..
Chacaltaya.....			12½	12½	12	12	8 ½	8¾	11	..	10 ¼	..	..
Colquiri.....	\$	5	7½	7½	7	..	6 ¾	6¾	7 ⅞	..	6 ⅞	6 ⅞	..
Kala-Uyu.....	£	1	5¼	..	4 ¾	..	4	..	5 ½	5 ½	6 ½	6 ½	..
Kelluani.....	£	1	5	..	4 ¾	..	4	..	5 ¼	..	5 ½	..	..
Kumurana.....	£	1	3¼	..	3 ¼	..	3 ¼	..	3 ¼	..	2 ¾	..	..
Monte Blanco....	£	4	6	..	6	..	7	..	7	..	15	..	..
Morococala....	£	1	40¼	40	40 ½	..	39	..	41	..	40 ½	40 ½	..
Oploca.....	£	1	150	..	150	..	149	..	130	..	125	125	..
Oruro.....	\$	20	24	..	24 ¾	..	24 ¼	..	22 ½	..	24	..	..
Patiño.....	£	1	269	268½	272 ½	272½	271	271	274	274	273	273	..
Salvador.....	£	1	1¾	..	1 ¾	..	1 ¾	..	1 ¾	..	1 ¼	..	..
Santo Cristo....	£	1	1½	..	1 ½	..	1 ½	..	1 ¼	..	1	..	..
Yaco.....	\$	5	1	..	0.50	..	0.50	..	0.50	..	0.50	..	..
<b>Cobre</b>													
Bronces.....	\$	10	3	..	3	..	3	..	3	..	3	..	..
Chañaral.....		10	2	..	2	..	2	..	2	..	2	..	..
Chiles.....		20	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	0.15	..	..
Covadonga.....		10	1	..	1	..	1	..	1	..	1	..	..
Disputada.....		25	19¾	..	18	..	18	..	16	..	16 ¼	..	..
Fortuna.....		10	5⅞	..	5 ¾	..	5 ¼	..	5	..	4 ½	4 ½	..
Gatico.....	£	1	4	..	3 ¼	..	3 ¼	..	3 ¼	..	3 ¾	..	..
Higuera.....			..	3	..	3 ½	..	..	..	..	..	..	..
San Bartolo....	\$	10	0.65	..	0.65	..	0.30	..	0.30	..	0.30	..	..
Tocopilla.....	£	1	77¾	..	79	78 ½	77	76 ½	76 ¾	..	77	76 ½	..

COMPAÑIAS	Valor de la acción		DIAS									
			MARZO		ABRIL							
	Pagado	Nominal	1		8		15		22		29	
Santiago			Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	Santiago	Valparaíso	
<b>Carbón</b>												
Arauco.....	\$	10	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
Lebu (ord.).....		20	3¼	3¼	3	3	3	3	3	3	3	3
Lebu (pref.).....		20	5¼	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Máfil.....		50	20	19½	19	19	19	17¼	17¼	17¼	17¼	17¼
Minera.....		20	15¾	15¾	16¼	16¼	15¾	16	16	16	15¼	15¼
Penco.....		10	0.80	0.70	0.70	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Schwager.....	£	1	13	16	16	17	17	17	17	17	17	17
<b>Varias</b>												
Onix y Mármoles...	\$	20	17½	17½	16	15¾	15¾	18¾	18¾	18¾	24	24
Potasa.....		10	2¾	3	3	2¾	2¾	3	3	3	3	3
<b>Salitre</b>												
Castilla.....	£	1	25	25	25	18½	18½	18½	18½	18½	18½	18½
Chilena.....	£	1	24	21	21	19	19	19	19	19	19	19
Galicia.....	£	1	23	19	19	20	20	21¼	21¼	21¼	22	22
Lautaro (al port.)..	£	5	211	195	195	185	185	190	190	190	200	200
Lautaro (Nom).....			205	190	190	180	180	180	180	180	190	190
Loa.....	£	1	40	38	38	38	38	39	39	39	39	39
Peñón.....	£	1	32	32	32	32	32	32	32	32	32	32
Perfetti.....	£	1	8	7¾	7¾	7¾	7¾	7¾	7¾	7¾	7¾	7¾
Tocopilla.....	£	5	400	390	390	380	380	380	380	380	380	380
<b>Petróleo</b>												
Cacheuta.....	\$	5	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
Caupolicán.....	\$	10	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08	0.08
Nacional.....	\$	2	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
Rafaelitas.....	\$	20	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

## SALITRE

1.º Abril.

El mercado ha continuado muy tranquilo durante la quincena y los exportadores solamente han comprado pequeñas cantidades para entregas inmediatas y las compras para entregas Abril/Mayo están enteramente descuidadas, y las existencias en Europa y Estados Unidos que se consideran suficientes para esta estación. La Asociación de Productores ha vendido so-

lamente 14,700 toneladas para embarque Mayo y 6,500 toneladas para Abril, subiendo el total de sus ventas para el año salitrero a 19.506,246 qtls. méts. La Asociación también ha vendido 550 toneladas para el consumo en la costa.

El mercado Europeo continúa flojo, con pequeñas ventas en playa Dunkirk, £ 11.19.0; Bélgica y Holanda, £ 11.12.6. La demanda en el Continente es muy incierta, y se espera que el consumo sea menos de lo que se esperaba.

Aunque el mercado ha estado de

15 Abril.

baja, ha habido algo de actividad durante la quincena bajo revista. Para el Reino Unido o Continente, un velero para embarque pronto se fletó a 14/- y otro para Mayo/Junio a 15/-. Se ha fletado espacio por vapores de la carrera para embarque durante Abril a 19/- a principios de la quincena y muy recientemente a 18/-. Para Junio se registran negocios a 17/9, también por vapores de la carrera para Havre/Hamburgo. Para Julio/Agosto y Septiembre/Diciembre, la cotización nominal es de 21/6 y 23/6 respectivamente para Burdeos/Hamburgo. Para puertos españoles Norte del Atlántico se puede obtener espacio para Abril/Mayo a 20/- y para Octubre/Noviembre a 23/-. Para el Mediterráneo, un cargamento completo por vapor para embarque pronto ha sido fletado en Europa para Alejandría a 21/-. Para Málaga/Génova ha habido poco interés debido a que hay grandes existencias de salitre sin vender en estos puertos. Para pronto y Mayo/Junio se ofrece espacio a 20/-, pero menos puede resultar con una contra-oferta.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston, ha habido muy poco interés de parte de los exportadores y aún se pueden conseguir vapores de ocasión a 4.- dollars para embarque Abril y Mayo, con muchas probabilidades de que los armadores acepten 3.75 dollars. Por vapores de la carrera para New York directamente, se ofrece espacio a 4.- dollars para cualquier puerto hasta Junio, y 4.25 para salidas más tarde. Para la costa del Pacífico el tipo para cualquier posición está, sin cambio, a \$ 3.50 Americanos.

El mercado ha estado tranquilo durante la quincena; las compras de los exportadores han sido muy reducidas. La Asociación de Productores solamente ha vendido 14,100 toneladas para entregas Abril, haciendo un total de venta para este año salitrero de 18 millones 991,366 qtls. méts.

El sobrante de salitre vendido y no embarcado al 1.º de Abril de 1926 se calcula en 40,000 toneladas y salitre vendido para entregas Abril/Mayo en 34,000 toneladas.

El mercado Europeo continúa depreciado debido a la situación financiera; la demanda en Bélgica ha mejorado y las ventas efectuadas a £ 11.11.0; en otros países la demanda es poca; no se han registrado transacciones c. i. f.

La producción durante Mayo fué de 2.284,896 qtls. méts., con 79 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 204,935 qtls. méts. comparado con el mismo mes en 1925, con 89 oficinas trabajando.

El total exportado durante Marzo fué de 2.424,891 qtls. méts., comparado con 2.121,374 qtls. méts. exportado durante Mayo de 1925.

La producción y exportación de los primeros 3 meses durante los últimos 4 años se compara como sigue:

## PRODUCCION

1923. . . .	4.053,030	quintales métricos
1924. . . .	5.812,187	" "
1925. . . .	6.095,218	" "
1926. . . .	6.829,024	" "

## EXPORTACION

1923. . . .	7.470,800	quintales métricos
1924. . . .	6.527,734	" "
1925. . . .	7.549,384	" "
1926. . . .	6.695,946	" "

El mercado de fletes por salitre ha continuado de baja y las transacciones efectuadas, que se registran en Europa, son de poca importancia. Para embarque durante Abril se han contratado 4,000 toneladas por vapores alemanes a 16/-, con destino a Antwerp/Hamburgo; a este precio se puede obtener más espacio.

Lotes mensuales para el mismo destino se han tomado hasta Junio, Julio y Agosto a 17/6, y un cargamento completo por vapor de ocasión para embarque durante la primera quincena de Junio para Reino Unido o Continente se ha fletado a 18/3 menos 2-1/2%. Para Havre/Hamburgo para Octubre/Noviembre y Noviembre/Diciembre, el precio nominal cotizado por Compañías Alemanas es actualmente de 21/6. No se han registrado negocios para puertos Españoles en el Atlántico, y las cotizaciones nominales son de 18/- para Abril y 23/- para Septiembre/Octubre. Las grandes existencias de salitre que hay en el Mediterráneo aún presentan nuevos negocios. Espacio para este destino Málaga/Génova para cualquier embarque hasta Julio se ofrece a 20/- y para posiciones más adelante se está pidiendo 24/-, pero los armadores invitan a una contra-oferta.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston, el mercado ha continuado paralizado y vapores de ocasión para embarque Abril/Mayo se podrían conseguir a 3.75 dollars

para puertos de descarga con 25 centavos extra para cualquier puerto adicional. Por Compañías de la carrera para New York directamente, se puede conseguir espacio a 4.- dollars Americanos desde Abril hasta Junio, y a 4.25 dollars desde Julio hasta el resto del año. Para la costa occidental, el precio de 3.75 dollars para cualquier posición queda sin alteración.

29 Abril.

El mercado ha estado muy tranquilo durante la quincena. La Asociación de Productores solamente ha hecho ventas que suben a 28 mil 100 toneladas, de las cuales 21,930 toneladas son para entrega durante Abril y 6,170 toneladas en Mayo.

Lo exportado durante la primera quincena de Abril fué de 672 mil 437 qtls. méts., contra 931,466 qtls. méts. durante el mismo período el año pasado, de manera que todo el sobrante de salitre de Marzo y las ventas para entregas Abril está casi todo embarcado; así es que los próximos embarques para Mayo serán muy reducidos, pues solamente 6,400 toneladas se han vendido para entrega Mayo hasta la fecha.

El mercado Europeo continúa siempre paralizado, con pequeñas ventas en playa para entrega inmediata a £ 11.15.0 Dunkerque, £ 11.8.0 Bélgica y £ 11.9.0 Holanda. Vendedores llegada pronto para puertos entre Antwerp y Hamburgo a £ 11.10.6 c. i. f.

Las existencias en la costa se calculan en 900,000 toneladas; algunas oficinas han cerrado, de manera que solamente hay 68 oficinas trabajando.

Se puede decir que no ha habido



cambio en el mercado de flete durante la quincena. Los exportadores en esta costa han continuado inactivos; sin embargo, se han cerrado algunas transacciones en Europa. Para Reino Unido o Continente, dos veleros se dice haberse fletado para embarque Julio/Agosto de 17/- a 18/- y un vapor de ocasión para embarque en Junio a 18/- para puertos en el Continente. Se han hecho algunos fletamentos por Compañías de la carrera para embarques este mes y principios de Mayo a 16/- para Antwerp/Rotterdam y también para lotes mensuales cubriendo Julio a Diciembre para Havre/Hamburgo a 18/6. No ha habido interés para puertos Españoles en el Atlántico y las cotizaciones nominales de 18/- para embarque pronto queda sin variación. Septiembre/Octubre se podría hacer negocio a 22/-. Para el Mediterráneo el mercado continúa paralizado por razones dadas anteriormente. Espacio pronto para Cádiz y Barcelona se ha ofrecido a 16/- y ha sido rechazado; este precio podría muy posiblemente ser aceptado por los armadores para Málaga/Génova para embarque Mayo/Junio. Para Julio/Agosto, 20/- y Septiembre/Octubre 22/-, se cotiza nominalmente.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston, cargamento completo por vapores para Mayo y Junio se podrían conseguir a 3.75 dollars para un puerto de descarga con opción de más con 25 centavos extra por puerto. Se han hecho algunos pequeños fletamentos por Compañías de la carrera para Mayo y Junio a 4 dollars para New York; a este precio podría conseguirse más espacio. Para Junio a Diciembre, el precio de 4.25 dollars queda sin

cambio. Para la costa del Pacífico San Pedro/Puget Sound, para cualquier posición, el tipo de 3.75 dollars queda sin variación.

12 Mayo.

El mercado ha continuado muy quieto durante la pasada quincena; los exportadores han demostrado muy poco interés debido a que la Asociación de Productores solamente ha vendido 9,300 toneladas para Abril, y 3,100 toneladas para entregas durante Mayo, haciendo un total de las ventas por este año salitrero desde Julio 1.º de 1925 de 19,403,224 qtls. méts. Se puede decir que casi todo el salitre vendido hasta el 30 de Abril ha sido ya embarcado, y como solamente se han vendido 10,000 toneladas para embarque en Mayo, lo exportado para Mayo será muy poco.

El mercado Europeo ha estado paralizado, lo cual se debe a la huelga general en Inglaterra y a la baja del franco francés; los precios quedan sin cambio, quedando vendedores a £ 11.10.0 para Dunkerque y £ 11.4.0 para Bélgica y Holanda.

Las existencias en la costa se calculan en 980,000 toneladas.

La producción durante Abril fué de 2,163,621 qtls. méts., con 70 oficinas trabajando, demostrando un aumento de 357,527 qtls. méts. comparado con el mismo mes en 1925, cuando había 84 oficinas trabajando.

El total de lo exportado durante Abril fué de 1,141,758 qtls. méts., comparado con 1,727,067 qtls. méts. durante el mes de Marzo de 1925.

La producción y exportación de los primeros cuatro meses durante

los últimos 4 años se compara como sigue:

## PRODUCCION

1923. . . . .	5.490,771	quintales métricos
1924. . . . .	7.743,909	" "
1925. . . . .	7.901,312	" "
1926. . . . .	8.992,645	" "

## EXPORTACION

1923. . . . .	8.958,900	quintales métricos
1924. . . . .	7.971,600	" "
1925. . . . .	9.276,451	" "
1926. . . . .	7.837,704	" "

El mercado de fletes por salitre continúa sin variación y hay pocas esperanzas de que mejore hasta no se vea algo de movimiento en las ventas salitreras. No se han registrado fletamentos en la costa ni en Europa durante la última quincena, siendo la última cotización de 16/- por Compañías de la carrera para Antwerp/Rotterdam. Los precios se cotizan nominalmente para Reino Unido o Continente por Compañías de la carrera a 17/- para Junio, 18/- para Julio/Agosto y 20/- para Octubre/Diciembre.

Para puertos Norte de España se puede cotizar 18/- para Junio/Julio y 22/- para Septiembre/Octubre.

No hay interés alguno para puertos en el Mediterráneo.

Para Estados Unidos, Galveston/Boston, el precio es siempre de \$ 3.75 para un puerto de descarga. Para New York, directamente por Compañías de la carrera, el precio queda a \$ 4.- dollars. Para Junio a Diciembre, el tipo de \$ 4.25

dollars queda sin variación. Para la costa del Pacífico San Pedro/Puget Sound, cualquier posición a \$ 3.75 dollars.

## CARBON

1.º Abril.

El mercado del carbón ha estado paralizado durante la pasada quincena, y todos los precios quedan sin cambio.

El precio para Cardiff Admiralty List no puede cotizarse a menos de 46/- y 47/- c. i. f. puertos salitreros. West Hartley, buenas marcas en camino, se podría conseguir a 34/6 y 35/- a 36/- para salidas futuras también para puertos salitreros.

El Australiano no puede competir en este mercado debido a lo que ha subido en Australia y a los altos precios de los fletes que rigen actualmente.

Americano New River o Pocahontas la cotización queda de 34/- a 35/-, según los puertos de descarga para cualquier salida.

Nacional, la mejor clase, se ofrece a \$ 85.- m/cte f. o. b. puertos salitreros.

15 Abril.

No ha habido demanda por este artículo durante la pasada quincena y el mercado continúa inactivo.

Cotizaciones nominales por Cardiff Admiralty List han llegado por vapores para puertos salitreros de 44/- a 45/-, lo cual es más bajo que lo cotizado anteriormente. West Hartley, las mejores marcas, también por vapores, se puede conseguir a 36/- en camino, y también para embarques más adelante.

Australiano, las mejores marcas, por vapor y/o velero, se cotiza nominalmente de 40/- a 42/6, según el embarque y destino. Según se anuncia de este punto, que existe cierta intranquilidad entre los mineros de carbón, los cuales, muy posiblemente, se declaren en huelga.

Americano New River o Pocahontas se puede cotizar a 34/6 por un cargamento completo con descarga gruesa para puertos salitrosos, y 35/6 con destino al Sur.

Nacional, las mejores marcas, harneado, se ofrece ahora a \$ 80.- m/cte. por pequeños lotes f. o. b. puertos salitreros, pero menos podría aceptarse por cantidades mayores o por contratos mensuales por el resto del año.

29 Abril.

El mercado del carbón ha continuado inactivo durante la pasada quincena bajo revista.

Según las últimas noticias recibidas, las dificultades que había en Inglaterra entre los mineros y propietarios de minas se cree serán solucionadas satisfactoriamente. Cardiff Admiralty List se cotiza de 44/- a 45/-, según destino. West Hartley, las mejores marcas, se puede obtener a 35/- para salida Abril/Mayo, y a 35/6 para posiciones más adelante para puertos salitreros.

Los rumores que existían de una huelga carbonera en Australia no han seguido adelante, y parece que no habrá dificultades. Las mejo-

res marcas de Australiano han mantenido sus precios anteriores de 40/- a 42/6, según embarque, condiciones y destino.

En América, la huelga ha terminado y ha sido ésta la causa de que ha bajado el carbón Anthracita. Americano Pocahontas o New River se cotiza de 33/6 a 34/6, con descarga gruesa según posición y destino.

Nacional, la mejor clase, harneado, se ofrece a \$ 80.- m/cte. por pequeños lotes y a \$ 76.- por 1,000 kilos para contrato entrega f. o. b. mensuales en puerto salitrero.

12 Mayo.

No hay demanda por este artículo y el mercado queda paralizado.

Aunque la huelga general en Inglaterra ha terminado, los mineros de carbón no han vuelto a sus faenas. Cardiff Admiralty List se cotiza nominalmente a 44/- y 45/-. West Hartley se ha vendido a 36/- para salida durante Abril, y hay vendedores para entrega pronta de 36/- a 38/6.

La huelga de carbón en Australia aún continúa; los precios quedan sin cambio de 41/- a 42/-, según embarque.

Americano New River o Pocahontas se puede conseguir de 34/6 a 35/- para cargamentos con descarga gruesa; por el momento no se pide esta clase de carbón.

Nacional, arneado, la mejor clase, sin cambio, a \$ 80.- m/cte. por pequeños lotes.





# Sociedad Nacional de Minería

Casilla Núm. 1807 — SANTIAGO — Moneda 759



## Obras en venta:

### Estadísticas

<i>Egaña.</i> —Informe anual sobre las minas de Chile en 1803 ..	\$	5.00
<i>Hermann, Alberto.</i> —La producción en Chile de los metales y minerales más importantes, de las sales naturales, del azufre y del guano, desde la conquista hasta fines de 1902		5.00
Estadística Minera de Chile.—Volumen I. Año de 1903 ..		5.50
Estadística Minera de Chile.—Volumen II. Año de 1904-1905 ..		6.50
Estadística Minera de Chile.—Volumen III. Año de 1906-1907 ..		agotada
Estadística Minera de Chile.—Volumen IV. Año de 1908-1909 ..		6.50
Estadística Minera de Chile.—Volumen V. Año de 1910 ..		6.50

### Padrones de Minas

Padrón General de Minas de 1897 ..	\$	5.00
” ” ” de 1899 ..		5.00
” ” ” de 1905 ..		5.00
” ” ” de 1911-1912 ..		5.00
” ” ” de 1913-1914 ..		5.00
” ” ” de 1914-1915 ..		5.00
” ” ” de 1915-1916 ..		5.00
” ” ” de 1916-1917 ..		5.00

### Carbón

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre las exploraciones geológicas de la región carbonífera del sur de Chile ..	5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Los carbones del valle longitudinal y la zona carbonífera al sur de Curanilahue en la provincia de Arauco ..	5.00

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Las regiones carboníferas de Los Alamos y del norte de la provincia de Arauco . . . . .	\$ 5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —La formación de los carbones de piedra y especialmente de los chilenos . . . . .	4.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el carbón submarino en la costa de la provincia de Arauco . . . . .	1.50
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el carbón de la Ternera (Copiapó) . . . . .	5.00
<i>Schneider, Julio.</i> —Descubrimiento de la hulla en Chile . . .	1.50
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La producción y consumo del carbón y su influencia en el desarrollo económico de las naciones . . . . .	5.00
<i>Lemaitre, Eduardo.</i> —Zonas Productivas del sistema carbonífero de las Provincias de Concepción y Arauco, volumen IX del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, texto y atlas . . . . .	15.00

### Cobre

<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Preparación mecánica de los minerales de cobre nativo del Lago Superior (E. U.) . . . . .	1.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Proyecto para la instalación de un establecimiento de beneficio de minerales de cobre con una capacidad anual de 6,000 toneladas de cobre fino . . . . .	1.00
<i>Avalos, Carlos G.</i> —Garantía Fiscal para un establecimiento para tratar minerales de cobre y apartado electrolítico . . . . .	1.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —Bosquejo del estado actual de la industria minera del cobre en el extranjero y en Chile . . . . .	3.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Química práctica de las fundiciones de cobre . . . . .	6.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de oro, plata, plomo, estaño y cobre. 2.ª edición . . . . .	3.00
<i>Concha, A.</i> —Procedimiento para extraer el cobre de los minerales por medio del cloruro ferroso . . . . .	1.00

### Hierro

<i>Gandarillas, Javier.</i> —La Industria Siderúrgica y las minas de hierro, Volumen I del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . . . . .	10.00
---	-------

### Geología y Mineralogía

<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Bibliografía Minera y Geología de Chile . . . . .	10.00
<i>Sundt, Lorenzo.</i> —Volumen I.—Estudios geológicos y topográficos del Desierto y Puna de Atacama . . . . .	7.50

Volumen II.—Estudios geológicos y mineralógicos del Desierto y Cordillera de Atacama. . .

<i>Orrego Cortés, A.</i> —Estudio Geológico e Hidrológico de las provincias de Tacna y Arica . . . . .	7.50
<i>Sundt, F. A.</i> —Monografías Mineras y Metalúrgicas . . . . .	3.00
<i>San Román, Francisco.</i> —Desierto y Cordillera de Atacama, Volúmenes I, II y III . . . . .	5.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —Informe sobre el Agua Subterránea de la región de Pica . . . . .	25.00
	6.00

**Oro**

<i>Doolittle, J. E.</i> —Dragaje de oro en California, traducido por el Ingeniero de Minas, don Guillermo Yunge. . . . .	\$ 3.00
--	---------

**Petróleo**

<i>Felsch, Dr. J.</i> —Informe provisorio sobre las exploraciones geológicas de los alrededores de Carelmapu y de la Isla de Chiloé . . . . .	2.00
<i>Felsch, Dr. J.</i> —Informe sobre el reconocimiento geológico de los alrededores de Punta Arenas y de la parte del noroeste de la Tierra del Fuego, con el objeto de encontrar posibles yacimientos de petróleo . . . . .	3.00
<i>Felsch, Dr. J.</i> —Informe sobre las pizarras bituminosas de Lonquimay. . . . .	2.00
<i>Felsch, Dr. J.</i> —Informe preliminar sobre los reconocimientos geológicos de los terrenos petrolíferos de Magallanes del sur. . . . .	5.00
<i>Felsch, Dr. J.</i> —Informe sobre el reconocimiento geológico de los indicios del petróleo en la provincia de Tarapacá . . . . .	3.00
<i>Blanquier, Juan.</i> —Política Petrolífera . . . . .	2.00

**Salitre, borato y sales naturales**

<i>Semper y Michels.</i> —La industria del salitre en Chile, traducida del alemán por J. Gandarillas M. y O. Ghigliotto S. . . . .	25.00
<i>Ugalde, Nicolás.</i> —Salitre. Contribución al estudio de su industria, Volumen III del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . . . . .	10.00
<i>Prieto, Manuel A.</i> —Elaboración del salitre y yodo, Volumen VIII del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia, empastado. . . . .	7.50

<i>Prieto, Manuel A.</i> —Estudios sobre la elaboración del salitre	2.00
<i>Gandarillas, Javier.</i> —La centralización de las ventas del salitre y la concentración mundial de las grandes industrias, Volumen II del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . . . . .	2.00
<i>Sundt, F. A.</i> —Ensayes de Nitratos, Yodo, Cloratos y Percloratos en el caliche y productos de la industria del salitre y yodo . . . . .	5.50
<i>Quezada, C. V.</i> —Origen del salitre y otros abonos . . . . .	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —El salitre sintético . . . . .	1.00
<i>Díaz Ossa, B.</i> —Estado actual de la fabricación de abonos azoados . . . . .	1.00
<i>Lorca C., Eulogio.</i> —La industria del bórax, Volumen IV del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . . . . .	5.00
<i>Bertrand, Alejandro.</i> —Estudio sobre el procedimiento "Haber" para la síntesis industrial del amoníaco. . . . .	3.00
<i>Brüggen, Dr. J.</i> —El Salar de Pintados y sus yacimientos de Potasa . . . . .	2.00

### Varios

<i>Aller, F. D.</i> —Métodos Rápidos de Análisis Técnicos. . . . .	\$ 5.00
<i>Puelma, L. N.</i> —Apuntes prácticos para el uso de los mineros	2.00
<i>Díaz Ossa, I.</i> —Cálculos metalúrgicos. . . . .	1.50
<i>Koerting, Beth.</i> —Los informes sobre empresas mineras y las causas de sus frecuentes fracasos, Volumen V del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia. . . . .	2.00
<i>Vol. VI.</i> —Varios trabajos presentados a las Secciones: I, II, III, IV del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . .	5.00
<i>Vol. VII.</i> —Varios trabajos presentados a las Secciones: V, y VI del Congreso Chileno de Minas y Metalurgia . . . .	5.00
<i>Concha, A.</i> —Informe presentado al Supremo Gobierno sobre la importancia de la hidrometalurgia en la provincia de Antofagasta . . . . .	3.00
<i>Concha, A.</i> —Informe sobre la planta beneficiadora de cobre de "El Teniente" . . . . .	2.00