

# BOLETIN MINERO

## DE LA SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA



### SUMARIO

	Págs.
Servicio de Lavaderos de Oro.....	607
Métodos para la explotación de lavaderos en pequeña escala, por el ingeniero de Sr. Enrique Hagel J.....	609
Datos Estadísticos sobre producción y mercado de azufre.....	616
Algunos antecedentes geológicos sobre los yacimientos auríferos, por L. J. Dunn.....	618
Sección del Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.	
El tamizaje en las operaciones de muestreo de minerales, por el ingeniero de minas Sr. Gustavo Reyes B.....	635
La Celda Unitaria en la flotación, por el ingeniero Sr. Carlos Neuschwander V.....	639
Sobre legislación petrolera.—Comunicación que el Directorio del Instituto elevó a la consideración del Presidente de la Comisión de Constitución, Legislación y Justicia de la Cámara de Diputados.....	642
Obtención de Abonos fosfatados de ciertas apatitas.....	644
Estado de la Industria Química en los grandes países industriales.....	645
Producción de Azufre en 1933.....	649
Cotizaciones.	
Promedio diario y mensual de los precios de los metales.....	654
Estadística de Metales.....	657
Informaciones de Sociedades Anónimas Mineras.....	660
Cotizaciones de Acciones de Sociedades Mineras.....	661
Producción de Compañías Mineras.....	662
Estadística Minera.	
Industria Carbonera.—Producción de Septiembre y de Octubre de 1934.....	663
Producción de Cobre fino durante Septiembre y Octubre de 1934.....	664
Lavaderos de Oro de Chile.—Datos Estadísticos.....	665
Caja de Crédito Minero.	
Reseña mensual de las actividades de la Caja.....	666
Minerales comprados por la Caja en sus Agencias en Octubre de 1934.....	667
Compras de oro metálico y Oro recibido de las plantas y Agencias de la Caja de Julio a Octubre de 1934.....	668

AÑO L.

VOL. XLVI.

1934 NOVIEMBRE N.º 415

SANTIAGO DE CHILE

# BOLETIN MINERO

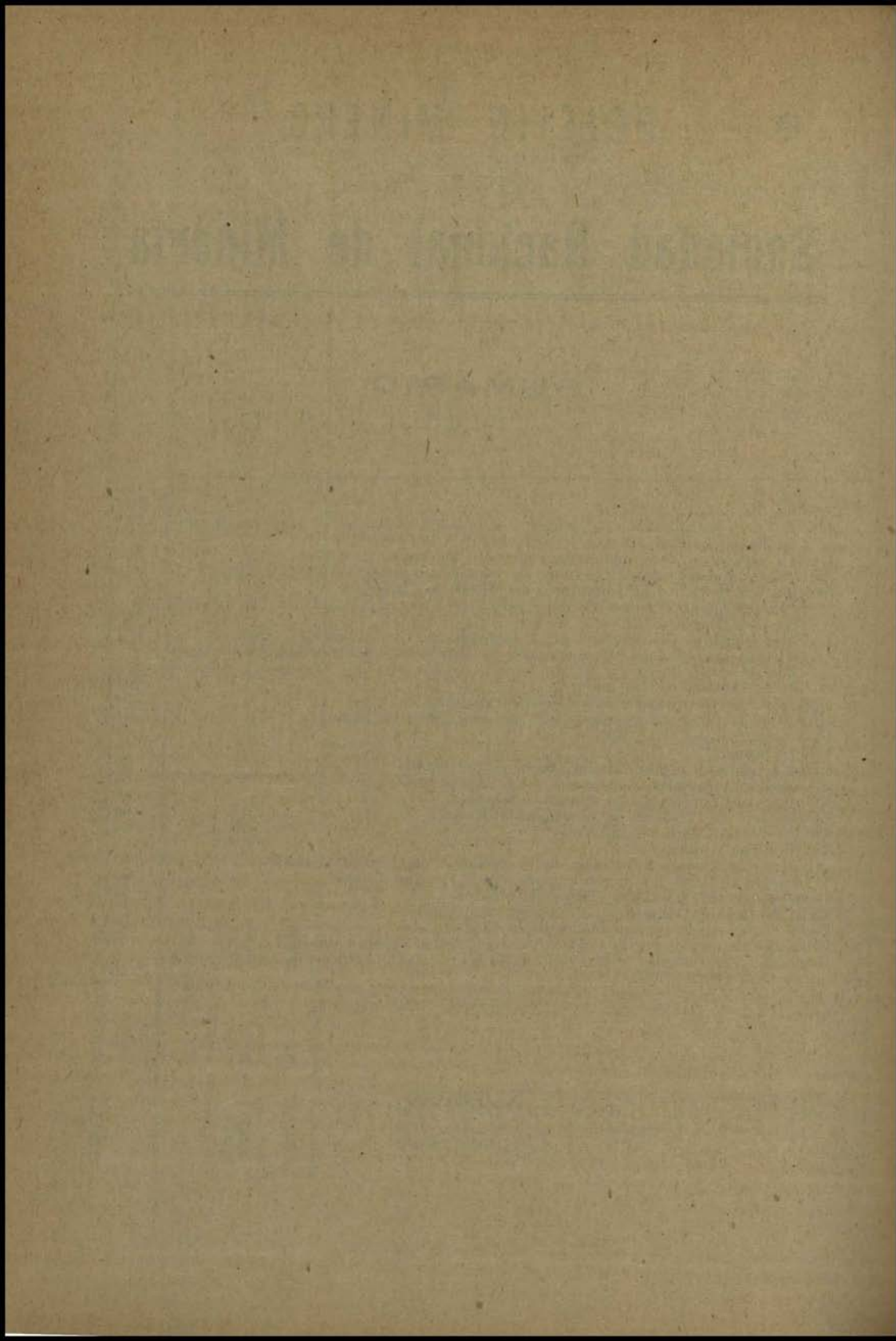
DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

### SUMARIO

Servicio de Lavaderos de Oro.....	607
Métodos para la explotación de lavaderos en pequeña escala, por el ingeniero de minas Sr. Enrique Hagel J.....	609
Datos Estadísticos sobre producción y mercado de azufre.....	616
Algunos antecedentes geológicos sobre los yacimientos auríferos, por L. J. Dunn.....	618
<b>Sección del Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.</b>	
El tamizaje en las operaciones de muestreo de minerales, por el ingeniero de minas Sr. Gustavo Reyes B.....	635
La Celda Unitaria en la flotación, por el ingeniero Sr. Carlos Neuschwander V.....	639
Sobre legislación petrolera.—Comunicación que el Directorio del Instituto elevó a la consideración del Presidente de la Comisión de Constitución, Legislación y Justicia de la Cámara de Diputados.....	642
Obtención de Abonos fosfatados de ciertas apatitas.....	644
Estado de la Industria Química en los grandes países industriales.....	645
Producción de Azufre en 1933.....	649
<b>Cotizaciones.</b>	
Promedio diario y mensual de los precios de los metales.....	654
Estadística de Metales.....	657
Informaciones de Sociedades Anónimas Mineras.....	660
Cotizaciones de Acciones de Sociedades Mineras.....	661
Producción de Compañías Mineras.....	662
<b>Estadística Minera.</b>	
Industria Carbonera.—Producción de Septiembre y de Octubre de 1934.....	663
Producción de Cobre fino durante Septiembre y Octubre de 1934.....	664
Lavaderos de Oro de Chile.—Datos Estadísticos.....	665
<b>Caja de Crédito Minero.</b>	
Reseña mensual de las actividades de la Caja.....	666
Minerales comprados por la Caja en sus Agencias en Octubre de 1934.....	667
Compras de oro metálico y Oro recibido de las plantas y Agencias de la Caja de Julio a Octubre de 1934.....	668





## BOLETIN MINERO

DE LA

## Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

Director: Oscar Peña i Lillo

## SERVICIO DE LAVADEROS DE ORO

En los primeros días del mes en curso, el H. Senador, señor Rodolfo Michels, presentó a la Comisión Mixta de Asuntos Económicos un proyecto de ley, por el cual se modifica la organización del Servicio de Lavaderos de Oro y se reforma la actual legislación especial sobre concesión de lavaderos.

Puede decirse que tres son las ideas principales que contiene el referido proyecto:

1.º Se entrega a la Caja de Crédito Minero la explotación de los lavaderos que se encuentran bajo la administración directa del Estado,

2.º Se declara la libre denunciabilidad de los lavaderos, de conformidad con el Código de Minería, pero siempre que no estén bajo la administración del Estado, y

3.º Se deja sin efecto el estanco o monopolio del Estado sobre la compra de oro de lavaderos.

Como se comprende, estas disposiciones reforman de manera fundamental el Servicio de Lavaderos de Oro, así como la legislación vigente sobre la materia.

Conocido el proyecto, se han emitido opiniones divergentes acerca de su conveniencia o inconveniencia, y así ya ha empezado

a preocuparse de él la prensa, comentando los diversos aspectos del problema.

Sin entrar, por ahora, a pronunciarnos sobre tan interesante cuestión, vamos a exponer simplemente los juicios que sobre el particular se formulan.

Los partidarios del proyecto dicen que el Servicio de Lavaderos de Oro, en la forma como funciona en la actualidad, ya ha cumplido su cometido, de suerte que corresponde encauzar sus actividades, disminuyendo sus gastos y confiando su administración a una entidad establecida también con el objeto de impulsar el fomento de la minería, como lo es la Caja de Crédito Minero. Se agrega que tal medida produciría fuertes economías para el Estado.

En respuesta a esta argumentación, se avanza ya el hecho de que la Caja de Crédito Minero no aceptaría tomar a su cargo el Servicio de Lavaderos de Oro, por la falta de recursos para afrontar los gastos que éste demandaría, con su administración especial y los subsidios que necesariamente debería proporcionar.

Con respecto al segundo punto, o sea, la libre denunciabilidad de los lavaderos, se observa que es indispensable mantener las

principales zonas auríferas bajo la reserva del Estado, porque de otro modo aparecerían los grandes acaparadores, quienes, favorecidos por las liberales disposiciones del Código de Minería, manifestarían miles de hectáreas de terrenos, con fines de especulación, y sin el menor ánimo de trabajar en forma seria.

A ello se replica que la reserva de regiones auríferas ha sido llevada por el Servicio respectivo a extremos inconcebibles, no dejando pulgada alguna de terreno, en todo el territorio de la República, entregado a la iniciativa particular. Se sostiene que hay sitios de gran porvenir bajo la reserva del Estado, y que éste no explota, ni ofrece tampoco las expectativas para que los demás los exploten.

En cuanto al tercer punto, es decir, el monopolio del Estado para la compra de oro de lavaderos, se dice que la libertad de comercio es una resolución imprescindible y urgente, porque la presente situación, lejos de beneficiar a los trabajadores, les acarrea verdaderos perjuicios en sus explotaciones, ocurriendo casos en que los intermediarios o concesionarios obtienen rápidas y cuantiosas ganancias, en perjuicio de todos los productores.

A estas objeciones se responde que la abolición del estanco del oro de lavaderos permitiría que los obreros vendieran su oro a quien quisiera comprárselos, burlando en consecuencia a los patronos, quienes, auxiliados por el Estado, les suministran campamentos, víveres, herramientas, etc. Y como los obreros son proverbialmente imprevisores, y nunca ahorran nada, ya no tendrían a quien recurrir para conseguir su alimentación, utensilios, etc., y concluirían por abandonar las faenas, provocando así, en último término, una gran disminución de la producción de oro. En estas condiciones, alrededor de 20.000 hombres quedarían sin trabajo.

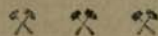
Como hemos expresado al principio, en esta oportunidad sólo nos limitamos a dar cuenta de las observaciones que merece el proyecto del H. Senador, señor Michels, el cual se ha sometido a un detenido estudio de las Comisiones Unidas de Legislación Minera y de Fomento de la Minería de esta Sociedad. Oportunamente informaremos sobre las conclusiones a que llegue el Directorio acerca de tan importante materia.

No obstante, adelantaremos desde luego nuestra convicción de que la Caja de Crédito Minero rehusará hacerse cargo del Servicio de Lavaderos de Oro, porque en el Consejo de esa institución ya domina este pensamiento en forma casi unánime.

Por nuestra parte, confesaremos la conformidad que existe entre innumerables miembros de esta Sociedad a la segunda idea contenida en el proyecto, esto es, la denunciabilidad de los lavaderos, con arreglo al Código de Minería. Pero, se reconoce la conveniencia de establecer este libre denuncia sólo para los lavaderos que están fuera de la administración directa del Estado, ocupados generalmente por cesantes, y se insinúa la dictación de algunas otras disposiciones legales que, al mismo tiempo que impidieran los acaparamientos, propendieran a intensificar la producción. En este sentido, habría que contemplar el pago de patentes reducidas y facilidades para las mensuras, obligaciones éstas que no existen según las leyes en vigor.

Finalmente, debemos convenir que el Servicio de Lavaderos de Oro ha desempeñado indudablemente una labor beneficiosa y ha cumplido con eficacia los dos fines primordiales para que fué creado, o sea, absorber la cesantía y aumentar la producción de oro.

El Servicio ha desarrollado útilmente su misión, en los momentos más difíciles para la economía nacional.



# MÉTODOS PARA LA EXPLOTACION DE LAVADEROS EN PEQUEÑA ESCALA (1)

POR

ENRIQUE HAGEL JIMENEZ

Ingeniero de Minas

(Continuación)

## Canaletas

El método con canaletas tiene muchas variaciones y puede adaptarse a una gran variedad de condiciones: sin embargo, para obtener éxito se necesita gran cantidad de agua, y el trabajo más eficiente y fácil se

pendiente natural no exista, se hace necesario adoptar medios mecánicos para mover el material en el sentido de operar con eficiencia.

EXPLOTACIÓN POR GRAVEDAD CON CANALETAS.—Con este método (Ground Sluicing), una corriente de agua o parte de ella se ha-

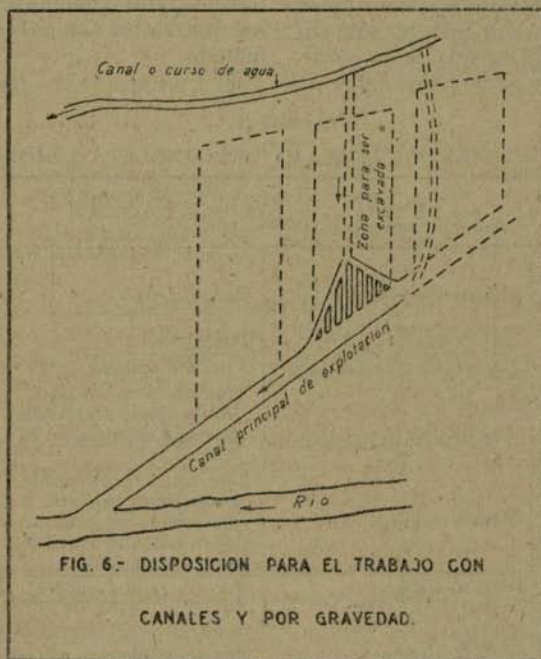


FIG. 6.- DISPOSICION PARA EL TRABAJO CON

CANALES Y POR GRAVEDAD.

obtiene cuando la circa ofrece una buena gradiente natural. El cuadro 1, tomado del Peele's Mining Engineers Handbook, muestra la variaciones principales en el uso de canaletas, incluyendo, tanto métodos a mano como mecánicos.

En métodos a mano, se necesita de una favorable inclinación natural, y donde esta

ce pasar contra o sobre un banco de lavadero, erodándolo y lavándolo como en un cajón de canaleta. Las condiciones más favorables para aplicar este método se encuentran en los bancos y laderas altas de los esteros. Este método es particularmente útil para descarpar; además, depósitos de considerable espesor pueden trabajarse a mano de esta manera, si las condiciones como el volumen de agua, carácter del material e inclinación

(1) Véase Boletín Minero N.º 413 Sept. 1934 p p 523.

de la circa son favorables. Requiere aproximadamente seis veces más agua que la canaleta común para hacer el mismo trabajo.

En algunos casos la corriente puede dirigirse contra el banco a fin de minarlo y excavarlo. En otros casos, una parte del agua puede conducirse desde un punto más alto mediante un canal o una canaleta, hasta la parte más alta del depósito, desde la cual se echa por medio de zanjas o una serie de zanjas para excavar el material y lavararlo a lo largo de las canaletas. (fig. 6).

Se necesita una pendiente mayor para lavar el material que para lavar la sobrecarga liviana o descargar. Comúnmente se emplea este método sólo para descarpar. El material que queda se trata entonces en canaletas por simple paleo, o bien se carga a mano en carros o se la explota por dragas de arrastre u otros medios mecánicos. Las dragas de arrastre son movidas con caballos o por winches. Al usar el paleo después del empleo de este método, el agua es comúnmente dirigida primero a través de una zanja sencilla, de 12 a 16 pies de ancho, a lo largo de

uno de los lados del canal principal. El escarpe y todo el material que pueda removerse es lavado en esta zanja para concentrar el oro sobre el material aurífero que queda en el terreno. Los rodados son acumulados a un lado. A menudo, quedará 1 a 4 pies de arenas sin remover, el cual es entonces lavado en canaletas. Cuando las condiciones son tales que sea posible emplear este método hasta la circa, y donde ésta es rugosa presentando así un rifle natural, el oro y las arenas pesadas pueden concentrarse en las depresiones de la superficie, la cual es después limpiada por medio de chayas o cunas.

Comparativamente, este método necesita fuertes pendientes y gran cantidad de agua. Algunas veces se utilizan las crecidas de primavera para remover el material liviano por este método, y el material que queda en el terreno, es después paleado en las estaciones de menos caudal de agua. Longridge (9) indica que dos hombres pueden excavar un máximo de 20 a 30 yd. cúb. por día con este método.

(9) Longridge, C. C.—Hydraulic Mining 1910.

#### CUADRO N.º 1

#### VARIACIONES DEL TRABAJO CON CANAleta E HIDRAULICO

MÉTODO DE EXCAVACIÓN	MATERIAL CARGADO DENTRO DE:	MÉTODO DE TRANSPORTE DEL MATERIAL A LA CANAleta	OBSERVACIONES
Con corrientes de agua ayudado con picota.	Canales en la tierra	Por gravedad.	Llamado por gravedad con canaletas (ground sluicing).
	Canaleta.	Paleo.	Llamado método a pala.
	Carretillas o Decauville.	Tracción a mano.	
Picota y Pala.	Decauvilles.	Tracción a mano hasta un inclinado y elevado hasta la canaleta en la superficie.	Usado cuando la circa y topografía son planas.
	Baldes o skips.	Tracción a mano sobre rieles hasta la torre o andarivel, el cual lo eleva hasta la canaleta en la superficie.	
Arado y dragado.	Pala de draga.	Por dragado (scraper).	
Dragado mecánico.	Pala de draga.	Por dragado.	La pala de la draga puede subirse por un inclinado a una canaleta elevada.
	Decauville.	Por tracción animal o mecánica.	
Pala a vapor.	Planta de lavado.	Cucharón de la pala mecánica.	
Excavador de draga. (drag-line)	Capacho de la draga.	Capacho de la draga.	
Agua bajo presión.	Canaleta en el suelo por gravedad.	Agua corriente.	Llamado «Explotación hidráulica».
Excavador mecánico montado sobre una balsa, con cribas, canaletas, etc.			Llamado «dragado».

**MÉTODO A TAJO ABIERTO (BOOMING).**— Se construyen represas para la desviación del agua para las operaciones en la canaleta. Este método es una variación del método por gravedad en el cual el agua es acumulada detrás de la represa para soltarla después, a intervalos, a mano o mecánicamente con compuertas; el agua corre violentamente por la zanja, llevándose el material.

**MÉTODO A PALA.**— Se adopta para los placeres ricos hasta de 6 u 8 pies de profundidad, o para materiales que ya han sido parcialmente concentrados por uno de los dos métodos anteriores. Consiste en palear el material dentro de canaletas, limpiar la circa o sacar y apilar a un lado las piedras grandes, arreglar las coladas finas de la canaletas, limpiar los rifles, y recuperar el oro de las concentraciones de los rifles.

Una canaleta es sencillamente una serie de cajones abiertos, telescópicos (fig. 7) en

da de cajones para las coladas, sin rifles, y con el objeto de disponer y ubicar las colas finas. Otras veces, la inclinación de la circa no es la suficiente y se hace necesario elevar las canaletas sobre caballetes para lograr la gradiente necesaria para la canaleta. El máximo que puede elevarse la canaleta para trabajar a pala es 6 a 8 pies. La cantidad de material que puede palear un hombre, varía mucho, y depende de la altura a que tiene que palear, de lo que tiene que picar con picota o chuzo para soltar el terreno, de la dificultad para limpiar la circa, y de la cantidad de piedras grandes que tiene que sacar a mano. Solamente el material más liviano es paleado dentro de las canaletas; las rocas y piedras más grandes son limpiadas y colocadas a un lado sobre la circa, que previamente se la limpia.

Según Wimmler, en Alaska un hombre puede palear de  $1\frac{1}{2}$  a más de 10 yd. cúb.

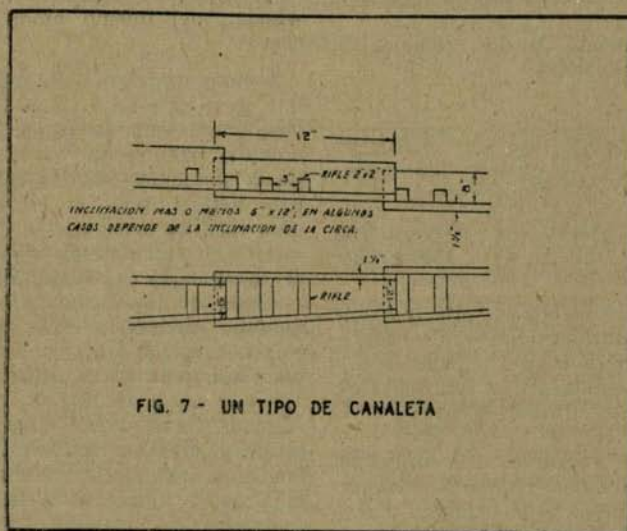


FIG. 7 - UN TIPO DE CANALETA

secciones, comunmente de 12 pies de largo, y provistos con rifles. Condiciones favorables se presentan cuando la inclinación de la circa es más pronunciada que la necesaria para las canaletas cuando se dispone de suficiente lugar para las coladas, suficiente agua en todo tiempo, y cuando la superficie y contornos de la circa es tal, que los paleros no tengan que trabajar en el agua.

Las canaletas se colocan comunmente con una inclinación de 6'' por cajón de 12 pies o sección de canaleta (4,6%). Algunas veces es necesario disponer de una larga corri-

en 10 horas, con altura de 3 a 7 pies; la profundidad del material que se palea es comunmente 1 a 5 pies. Un promedio de trabajo diario es 7 a 8 yd. cúb. (5,3 a 6,1 m. cúbico).

Los rifles se construyen de varios tipos, de los cuales, lo más comunes, son los indicados en la fig. 5. Los rifles de palos redondos longitudinales son comunes en el trabajo con canaleta a mano, ya que pueden construirse con materiales que casi siempre pueden encontrarse a bajo costo, cerca de los trabajos. Los rifles son ajustados y acuaña-



dos en lugar de asegurarlos permanentemente, ya que es necesario sacarlos en los levantes.

Para arenas y material fino, rifles más pequeños o alfombra, bayeta, arpillera, o estera de coco protegido con metal desplegado o rifles, se usan algunas veces en el fondo de las canaletas para recuperar el oro fino. Para material fino que contiene oro fino, se usa comúnmente canaletas bajas y anchas colocadas con mayor inclinación. Materiales gruesos requieren una canaleta profunda y angosta. Si hay mucho oro fino, se usa a veces mercurio en algunas secciones de la canaleta.

El agua es suministrada a un extremo de la canaleta por una cañería o canal: pueden lavarse cerca de 1,3 a 3 yd. cúb. en 24 horas con una corriente de 1 pie cúbico por minuto. Esto equivale a un total de 3,600 a 8,300 galones de agua por yarda cúbica (18 a 41 m. cúbico de agua—m. cúb. de material).

El cuadro siguiente da dos ejemplos de capacidades de canaletas:

Ancho canaleta pulgadas	Prof. de la corriente pulgadas	Pen-diente	Pies <sup>3</sup> agua por minuto	Material lavado en 24 horas yardas cúb.
10—12	6 a 7	4,16	45	67,5 a 135
12—14	10	6,2	100	150 a 300

Algunas veces se coloca un grizzly o criba pesada en la entrada o parte más alta de la canaleta, dentro de la cual se patea el material. Así puede eliminarse en esta parte de la canaleta el material más grueso.

**LEVANTES.**—Las canaletas son limpiadas a intervalos más o menos regulares. Primero se agrega agua limpia a la canaleta hasta que salga sin arenas. En seguida, empezando por la parte superior, se sacan los rifles sección por sección, al mismo tiempo que se hace pasar una pequeña corriente de agua en la canaleta para lavar el material más liviano hacia las secciones más bajas. El oro, arenas pesadas, y amalgama (si se ha usado mercurio) son raspadas y colocadas en baldes. Este material se limpia después en una cuna o chaya en la forma común.

Algunas veces, las arenas pesadas son amalgamadas, después de haber sacado el oro visible, para recuperar el oro más fino que aún quede.

## Variedades del trabajo con pala

El trabajo con pala puede hacerse colocando la canaleta cerca del banco aurífero cambiándola según se aleja el corte en el banco. En otros casos, donde esto sea caro, y es necesario incurrir en frecuentes gastos durante los cambios, o donde la inclinación de la circa no permitiría esta práctica, se construye la canaleta en forma semipermanente y se la coloca en el centro con respecto al área que debe ser trabajada; el material excavado se trae a la canaleta en carretillas o Decauville de rieles livianos (fig. 8). Con el objeto de obtener pendiente suficiente para los cajones de canaletas y al mismo tiempo poder disponer de espacio para las coladas, se hace necesario elevar la canaleta a una altura demasiado alta para el paleo. En este caso, es necesario cargar el material en un skip al pie de un inclinado o subirlo al extremo de la canaleta con un pequeño winche; del mismo modo pueden usarse carros.

**UNDERCURRENTS.**—Es una forma de canaleta, pero más baja y 8 a 10 veces más anchas que la canaleta principal; se emplean a menudo para recuperar el oro fino que no puede obtenerse con los cajones de canaletas. Están divididas en compartimentos, para facilitar la colocación de rifles y los levantes, y para obtener un mejor control en la distribución del material.

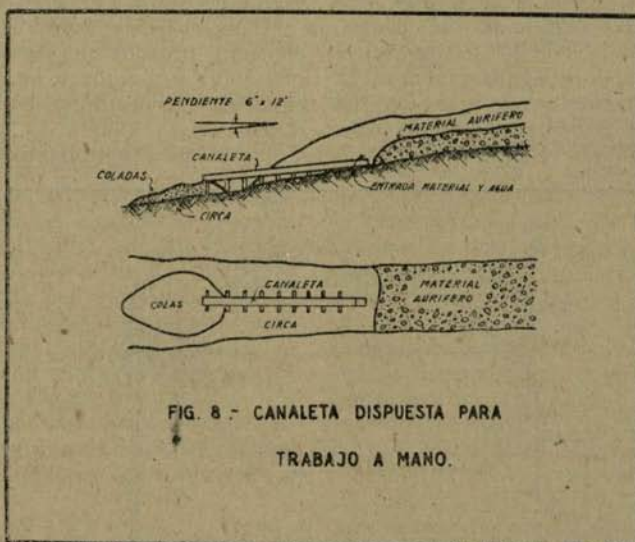
Estos cajones llevan rifles de blocks de madera, piedras, o rifles de palo redondo calzados con fierro; las pendientes que se necesitan para estos rifles son 14", 16" y 12" por cajón de 12 pies, respectivamente. Algunas veces, se les cubre con alfombra, estera de coco, o arpillera para recuperar el oro fino. Los «undercurrents» se colocan a lo largo, y abajo de la canaleta principal y donde esta última tiene la altura suficiente para dar la inclinación requerida de la canaleta principal al «undercurrents». En este punto, se coloca un grizzly o criba en el fondo de la canaleta que sigue de la criba o pasa a través de ésta para alimentar el «undercurrent».

**MERCURIO EN LOS RIFLES.**—Con el dispositivo anterior, se usa a veces mercurio en los rifles. La amalgama se saca con más facilidad que el oro fino en los levantes y, además, parte del oro fino que sin usar mercurio, se perdería, ese recuperado por amalgamación. El mercurio no debe usarse en los

primeros cajones, donde se recupera la mayor parte del oro grueso.

En minas en California, comunmente el 80% del total del oro recuperado es obtenido en los primeros 200 pies de canaleta.

y desintegrar el material. El agua es llevada por cañerías a presión a los pistones llamados «monitores» y mediante los cuales se la dirige contra el banco aurífero para disgregarlo, y lavarlo en canaletas. Cuando el vo-



### Métodos mecánicos

Cuando los lavaderos están recubiertos por una gruesa capa estéril (escarpe) o son de baja ley, o cuando la inclinación del terreno o circa no es apropiada para el trabajo a mano, se hace necesario emplear equipos mecánicos o hidráulicos para obtener éxito económico.

**DRAGAS DE ARRASTRE (DRAG-SCRAPER).**—Uno de los métodos más sencillos para excavar y remover el material es mediante una draga de arrastre operado por un winche de doble tambor. El winche se coloca en el extremo superior de la canaleta, y mediante un dispositivo de poleas, el terreno puede excavar y moverse en una área considerable con una sola colocación del winche, (fig. 9). El mismo dispositivo con cables aéreos, puede también usarse en forma semejante.

**EXPLOTACIÓN HIDRÁULICA.**—Uno de los métodos más sencillos y de menor costo para la excavación y transporte del material de lavaderos a las canaletas, es la «explotación hidráulica», siempre que las condiciones se presten a su empleo. El término «explotación hidráulica» se aplica cuando se emplea agua a presión para derrumbar el manto

lumen del agua a presión no basta para lavar el material desintegrado, en las canaletas, debe agregarse agua corriente para este propósito.

La explotación hidráulica requiere una gran cantidad de agua a gran presión, una buena inclinación natural de la circa, y un lugar amplio para depositar las colas de las canaletas. Es comunmente usado para explotar gruesos depósitos de material aurífero, cubiertos por una gran sobrecarga; sin embargo, en Alaska ha sido también empleado para explotar bancos de esterros, muchos de los cuales están solamente muy poco más altos que el nivel del estero.

La inclinación de la circa debe ser por lo menos 2% para material finamente dividido y 4 a 5% para material de tamaño medio. En lugar donde la pendiente es insuficiente para mover el material a las canaletas y a través de ellas, y para disponer las coladas, se hace necesario lavar el material hacia un pozo o colector excavando en la circa, desde el cual se le eleva por medio de elevadores hidráulicos a las canaletas soportadas por armazones.

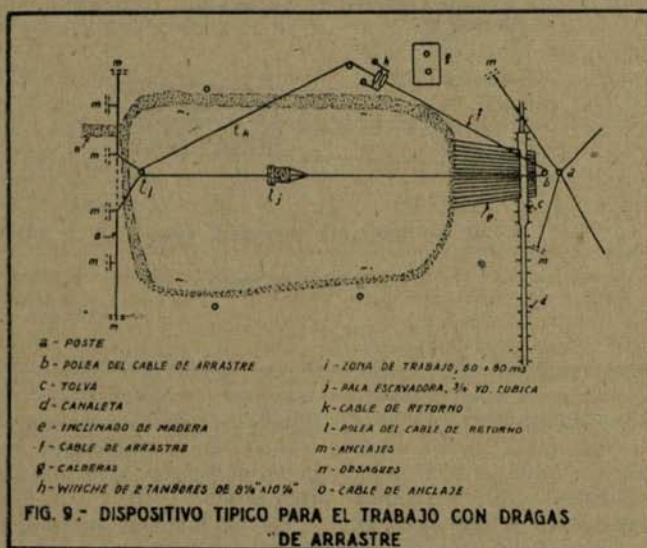
Los elevadores hidráulicos requieren también agua a presión. Se necesita una altura de 5 a 10 pies, para el agua, por pie que debe

elevarse. La eficiencia del elevador, varía entre 10 y 20%.

En la mina Logan, cerca de Waldo, Ore, se han lavado 15 mil a 30 mil yd. cúb. de material por mes con 40 pies cúb. de agua por segundo. Se usaron 4 monitores, dos para explotar y dos para alejar las coladas. Elevadores hidráulicos de 20' levantaron el material 49 pies en dos escalonamientos. El material era fácilmente lavado, y el costo fué solamente de 3 1/8 cents. por yarda cúb. en condiciones muy favorables.

El dragado se emplea para la explotación de depósitos anchos, cubiertos por una sobrecarga no muy gruesa, y siendo la superficie y la circa planas. La maquinaria de excavación y el equipo de recuperación de oro van montados sobre una gran balsa o flotador.

El terreno es excavado por una cinta de capachos pesados que eleva este material a una tolva y de aquí a un trommel. El material pasa en seguida sobre canaleta y «undercurrents», donde se recupera el oro, y las coladas son depositadas detrás de



El equipo para explotación hidráulica, es sencillo y consiste en cañerías, compuertas, «monitores», y canaletas, y en algunos casos, de elevadores hidráulicos. El costo de los monitores no es alto, pero los dispositivos para obtener el agua, pueden ser caros. Estos dispositivos, requieren la construcción de represas y largas cañerías o canales.

No está al alcance de este artículo, detallar este método y otros como los que requieren el uso de palas mecánicas y dragas que requieren un capital mayor para la exploración y equipos costosos para un trabajo productivo.

Basta decir que se emplea alguna forma de canaleta, a veces con «undercurrents», para recuperar el oro, y generalmente se usa mercurio en algunas secciones de los rifles. Antes de pasar a las canaletas, el material es generalmente, desintegrado y lavado en mayor escala, haciéndolo pasar a través de trommels (cribas giratorias) sobre los cuales se rocía agua a presión.

La draga, por una correa transportadora. La balsa flota en un pozo que se forma al llenar con agua la excavación hecha por el dragado. Debe agregarse el agua necesaria para mantener el pozo lleno y restituir el agua evaporada y la que se escapa. Una draga en California, visitada recientemente, dragaba en un ancho de 300 pies y a una profundidad de 56 pies bajo el nivel del agua, de los cuales alrededor de 20 pies eran bajo la superficie del terreno. Los capachos de la draga eran de 18 pies cúbicos de capacidad cada uno. La draga trabajaba con fuerza eléctrica con motores con un total de 1.200 H./P. Un equipo especial de 10 hombres, hacían los levantes una vez a la semana.

### Placeres sin agua

Se han encontrado depósitos auríferos en algunas regiones áridas donde corrieron antiguos esteros, ahora secos, o donde esteros actuales arrastran pequeñas cantidades de agua en intervalos poco frecuentes.

Los esfuerzos hechos para trabajar estos depósitos por métodos en seco, por regla general no han tenido mucho éxito, aunque en algunos casos particulares, se ha obtenido ganancias trabajando con pequeñas máquinas a aire.

En una tentativa más seria para trabajar un lavadero seco, se empleó una máquina Stebbing-Quinner (10).

El material era excavado con una pala a vapor, pulverizado y arneado por la máquina, y en seguida pasado sobre mesas Stebbing que usaban aire en lugar de agua como medio de concentración. No se conoce ninguna tentativa que a escala haya tenido éxito en este país (E. U.) con este método.

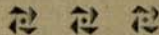
Algunas veces el polvo de los lavaderos ha sido concentrado por aventamiento (11) soplando en una batea hasta que las partículas más livianas hayan sido arrastradas por el viento, y terminando la operación soplando con la boca. Esto es, actualmente, un método anti-económico de concentración. En el Oeste de Australia, las condiciones son favorables para soplar en seco, porque los

vientos son fuertes y constantes y el aire es caliente y seco. El método usado aquí consiste en vaciar lentamente una cierta cantidad de polvo dentro de una batea vacía colocada en el suelo. Esta operación se repite una y otra vez, y en seguida se chaya, como si se estuviera usando agua, en una batea común, y finalmente se sopla con la boca. Las piezas más grandes de material estéril se sacan a mano.

Entre las máquinas usadas, la más sencilla consiste en una criba plana soportada por madera y sacudida a mano; el material que pasa a través de ella es aventado con viento. En otros sistemas se agrega un fuelle movido a mano. En otras máquinas, la corriente de aire es usada para mantener en suspensión la arena, mientras se mueve por gravedad en una mesa inclinada con rifles. El material seco se pasa primero a través de cribas y en seguida cae sobre una cubierta inclinada de lona sujeta por otra criba. Corrientes repentinas o pulsaciones de aire hechas con el fuelle, pasa a través de la lona desde abajo, levantando la arena y haciéndola caer alternativamente cada vez más abajo; el resultado es que el material más liviano baja de la mesa, mientras que el oro es retenido por los rifles, siendo demasiado pesado para volarse sobre ella por el viento.

(10).—U. S. Bureau of Mine Placer.—Mining Methods 1922.

(11).—Rose Sir T. K.—De Metallurgy of Gold 1915.



# Datos Estadísticos sobre producción y Mercado de Azufre

## PRINCIPALES EXPORTADORES DE AZUFRE

	1930	1931	1932
Estados Unidos.....	593.000	408.000	353.000
Chile .....	910	4.091	9.407
Japón. ....	5.823	13.960	25.587
Italia.....	237.973	237.281	280.563
Noruega.....	1.339	6.393	46.116
<b>Totales.....</b>	<b>839.045</b>	<b>669.725</b>	<b>714.673</b>

## ACTUALES IMPORTACIONES DE AZUFRE PARA EL CONSUMO

(Estimación)

	TOTALES	
Reino Unido.....	75.000	
Canadá.....	130.000	
Terranova.....	10.000	
India Británica.....	15.000	
Australia.....	75.000	
Nueva Zelandia.....	30.000	335.000

Austria.....	9.000	
Bélgica.....	10.000	
Checoslovaquia.....	7.000	
Estonia.....	7.000	
Francia.....	200.000	
Alemania.....	70.000	
Hungría.....	60.000	
Latvia.....	1.500	
Lituania.....	18.000	
Holanda.....	1.500	
Polonia.....	1.500	
Portugal.....	7.000	
Rumania.....	1.500	
Suecia.....	70.000	
Suiza.....	2.500	
U. S. S. R.....	10.000	
Yugoslavia.....	1.500	
Algeria.....	10.000	
Egipto.....	1.500	
Congo.....	5.000	
Tunis.....	8.000	
Argentina.....	14.000	
Brasil.....	10.000	
Uruguay.....	2.500	
Indias Orientales Holandesas.....	15.000	
Turquía.....	3.000	547.000

882.000

## IMPORTACIONES A INGLATERRA

	PAISES	
	1932	1933
Italia.....	40.126	25.819
Estados Unidos.....	21.707	24.640
Chile.....	4.110	1.660
Otros.....	4.883	2.263
<b>Totales.....</b>	<b>70.826</b>	<b>54.382</b>

## CAPACIDAD CONSUMIDORA DE LOS MERCADOS POTENCIALES DEL AZUFRE

### CHILENO

#### EUROPA:

Gran Bretaña.....	75.000	
Alemania.....	70.000	
Francia.....	200.000	
Bélgica.....	10.000	
Estonia.....	7.000	
Latvia.....	1.500	
Lituania.....	18.000	
Holanda.....	1.500	
Polonia.....	1.500	
Portugal.....	7.000	391.500

#### NORTE AMERICA:

Canadá.....	130.000	
Terranova.....	10.000	
Otros.....	20.000	160.000

#### SUD AMERICA:

Chile.....	5.000	
Argentina.....	14.000	
Brasil.....	10.000	
Uruguay.....	2.500	31.500

#### AUSTRALIA:

Australia.....	75.000	
Nueva Zelandia.....	30.000	105.000

#### ASIA:

Indias Orientales.....		
Holandesas.....	15.000	
India Británica.....	15.000	
Turquía.....	3.000	33.000

## AFRICA:

Sud Africa .....	3.000	
Congo .....	5.000	
Tunis .....	8.000	
Algeria .....	10.000	26.000
		747.000

ANÁLISIS PRELIMINAR Y APROXIMADO  
DE LOS MERCADOS POTENCIALES

Cantidad Coeficien- Impor-  
de utili- tancia  
dad

Europa .....	52.4%	6.	33.8
América del Sur ..	4.2%	43.	19.5
Australasia .....	14.1%	12.5	18.4
Norte América ..	21.4%	6.	13.9
Asia .....	4.4%	20.	9.6
África .....	3.5%	12.5	4.8
	100.	100.	100.

POSIBLE CAPACIDAD PRODUCTORA  
ANUAL EN CHILE

	Toneladas
Primer semestre .....	12.000
Segundo semestre .....	25.000
Primer año .....	37.000
Segundo año .....	100.000
Tercer año .....	150.000
Cuarto año .....	300.000

## POSIBLE DISTRIBUCION DE VENTAS

	1.er año	2.º año	3.er año	4.º año
Chile .....	4.000	4.500	5.000	5.500
Resto de Sud América .....	12.000	14.000	15.000	16.000
Australasia .....	10.000	40.000	50.000	85.000
Canadá .....	5.000	20.000	25.000	35.000
Europa .....	6.000	20.000	45.000	110.000
Otros .....	.....	1.500	10.000	48.500
	37.000	100.000	150.000	300.000

## PRECIO DE AZUFRE

1.—Movimiento de precios en el pasado en  
cifras término medio Mercados Europeos:

Año	£
1919 .....	8.10.0
1920 .....	9.10.0
1921 .....	5.0.0
1922 .....	5.0.0
1923 a 1931 .....	5.0.0
1932 (Enero) .....	7.3.3
1932 (Octubre) .....	6.17.6
1932 (Diciembre) .....	6.81.1
1933 (Agosto) .....	5.2.1
1934 (Abril) .....	4.0.1

## 2.—Precios oficiales actuales:

Estados Unidos .....	\$ 23.—
----------------------	---------



# ALGUNOS ANTECEDENTES GEOLOGICOS SOBRE LOS YACIMIENTOS AURIFEROS (1)

POR

L. J. DUNN

## Distribución zonal en las vetas.

En todas las vetas auríferas se pueden distinguir tres zonas más o menos diferenciadas y que son, en orden descendente:

- 1.º Afloramiento.
- 2.º Zona oxidada.
- 3.º Zona de Sulfuros.

## El afloramiento

Casi todos los campos auríferos de Victoria y Australia están sembrados con vetas de cuarzo que corren según la dirección de las estratas o las cruzan a diversos ángulos. Su espesor varía desde el grueso de una hoja de papel hasta 100 pies y más. A menudo es imposible determinar si los anchos actuales de las vetas corresponden a los de las grietas originales, o si estas han sido ensanchadas por la presión del relleno o por reemplazos metamórficos en la roca encajadora.

Todo el curso de una veta o canal no está siempre ocupado por el material de la veta, sino que lentos de ella pueden alternar con porciones que no la contengan, donde la veta queda reducida a una delgada línea de fractura en la roca.

No todas las vetas son análogas en sus afloramientos, aún las de cuarzo varían considerablemente en su aspecto superficial. Algunas son de cuarzo duro y sobresalen de un modo característico, en largas distancias o a intervalos, con alturas entre 20 y 30 metros. Otras están marcadas por una ancha zona de bloques quebrados, que muchas veces corresponden a vetas relativamente angostas. En otros casos los afloramientos, aunque correspondan a vetas anchas, están a nivel con la superficie y muestran pocos cuarzos sueltos. La limonita es muy común en los afloramientos de Victoria, ya sea en grandes

bloques, asociada con cuarzo, o en brechas, cementando los fragmentos de cuarzo, ella puede presentarse en grandes cantidades, o sólo en fajas o vetillas y también como nantitos cubriendo los afloramientos de las vetas de cuarzo. La limonita se forma por la oxidación de los sulfuros en la veta, y a veces, como en Mount Morgan, proviene no sólo de fuentes que estaban a un nivel superior, sino que también de más abajo de donde ella se encuentra actualmente.

El oro se presenta asociado con la limonita y el cuarzo, y en los cuarzos colorados sueltos, en cantidades que dependen de la riqueza del cuarzo en los niveles superiores y quizás también en los niveles inferiores. A la época en que se abrían los afloramientos de cientos de vetas de cuarzo en Victoria, éstos se presentaron en muchos casos bastante ricos en oro, y sucedió con frecuencia que las mejores ganancias se obtuvieron en los afloramientos. Ello se debía en parte a la acción mecánica, pues aquella porción del afloramiento que había sido arrastrada por la erosión, suministró partículas y pepas de oro que quedaron encerradas en la brecha de limonita o sueltas entre los bloques y fragmentos, en la superficie.

Tales enriquecimientos no son solamente mecánicos sino también químicos, porque cuando el crestón estaba en su mayor altura y menos denudado, juntamente con la oxidación de la piritita se produjo la disolución del oro, el que se precipitó en un nivel inferior. También puede haber subido de un nivel inferior y agregarse a partículas que ya estaban en la veta, o depositarse en forma de película en las junturas de la limonita o del cuarzo. Tales películas se presentaban con frecuencia cuando se abrían los afloramientos. Tanto las partículas sólidas como las soluciones auríferas de los niveles más altos, produjeron el enriquecimiento de los afloramientos. El oro secundario, en cuarzo o limonita, se acumuló a menudo en forma

(1) Extractado de la obra *Geology of Gold* de L. J. Dunn, 1929 por el ingeniero de minas Sr. Jorge Muñoz C.

de hojas, escama's o en gruesas pepas dentro de las grietas, de modo que el cuarzo aparece como si hubiera sido chancado. Por el aumento en la depositación del oro, las grietas se ensancharon con frecuencia, y por este motivo, en muchos afloramientos se encuentran pepas de un tamaño muy superior a las partículas finas que aparecen más abajo.

En el distrito de Bright, en Victoria, se han hallado en la superficie muestras de oro y cuarzo mucho mayores que las que aparecieron más tarde en los trabajos subterráneos. Este fenómeno, que se presenta con frecuencia, puede explicarse suponiendo una depositación del oro que existía en las soluciones provenientes de niveles más altos o bajos. Esta suposición está basada en el hecho de que por debajo de la zona enriquecida existe otra totalmente lixiviada.

Los afloramientos de cuarzo en Victoria tenían con frecuencia oro libre y a veces en gran cantidad. En los primeros tiempos de la minería, en esta región no se prestaba atención a los afloramientos que no mostraban oro libre.

En el campo aurífero de Thames, Nueva Zelanda, se dice que el primer descubrimiento aurífero se produjo en el creek bank, donde aparecían cuarzos salpicados con oro.

En Hauraki, algunas vetas se presentaban muy características en la superficie y se podían trazar con facilidad en distancias considerables. El cuarzo era generalmente blanco o gris.

Las vetas de Martha, Wahi, Nueva Zelanda, sobresalían de la superficie, y el oro de sus afloramientos era extremadamente fino. Otras grandes y ricas vetas de esta región, no aparecían en la superficie y se descubrieron solamente por trabajos subterráneos.

En Te Puke, el cuarzo tiene un aspecto crustiforme y se asemeja a los depósitos tobáceos de Rotorua. Los afloramientos sobresalen y están muy oxidados, lixiviados y alterados, de modo que el oro que pudo encontrarse en ellos había sido removido durante estos procesos, porque en el material de la veta se encuentran sólo pequeñas cantidades.

En las esquistas antiguas de Transvaal, las vetas auríferas son de color blanco claro a gris oscuro y aún aparecen cuarzos negros, algunos pueden trazarse en la superficie, pero otros son difíciles de seguir. Hay poco o nada de limonita en los afloramientos.

Los afloramientos de los conglomerados auríferos de Transvaal están muy bien marcados y teñidos con óxidos ferruginosos derivados de la descomposición de la pirita. Las piedras sueltas son muy ásperas y quebradas. Con la batea se obtiene oro fino de estos materiales.

Excepcionalmente, cuando el cuarzo es muy duro y compacto, la pirita no alterada aparece muy cercana a la superficie. En tales casos existe muy poco oro libre.

En Australia occidental, los cuarzos auríferos se presentan sobresaliendo de la superficie y la limonita es muy escasa en los afloramientos. Debido a la sequedad del clima, el agua no ha sido suficiente para transportar el cuarzo y el oro en tan gran escala como en Victoria, y el oro de detritus se encontró inmediatamente debajo del farellón o sobre él. Allí el terreno fué cateado por sopladura en seco y a menudo se veían con facilidad en la superficie, partículas chicas y grandes. De tales afloramientos se obtuvo mucho oro con poco trabajo. Este oro superficial aparecía generalmente algo redondeado por la erosión eólica.

Por regla general en Victoria, la concentración, tanto mecánica como química, estaba representada en el material superficial de las vetas auríferas. El oro acrecentado químicamente se formó probablemente bajo la superficie y llegó a ella debido a las influencias erosivas. Aquí son frecuentes los óxidos negros de manganeso con limonita, los que aparecen en gruesas costras.

En los campos auríferos orientales del Transvaal, aparecen en la superficie grandes cristales de limonita según pirita de 2 a 3 pulgadas y claveteados con oro.

En Victoria, la limonita de los afloramientos, sumamente dura en algunos casos, ha sido arrastrada por los arroyos y de ella han derivado piedras salpicadas con oro, que no es raro encontrar en los placeres.

Piedras de limonita se hallan en las gravas terciarias y modernas derivadas de dos fuentes diferentes: en las terciarias provienen de los afloramientos de vetas auríferas, y en las recientes de la destrucción de los conglomerados así formados. La diferencia entre las piedras de uno y otro origen reside en que, en un caso, las partículas de oro eran angulares, y en el otro más o menos redondeadas. Al comienzo los cateadores buscaron los afloramientos y cuarzos sueltos con indicios de oro, y abrieron solamente aquellas vetas donde encontraron partículas del me-



tal. Después el cateo lo hicieron partiendo de los placeres hacia arriba, hasta encontrar las vetas.

En el caso de grandes vetas auríferas, los depósitos superficiales están muy bien marcados. Generalmente hay un sombrero bien desarrollado con carbonato y óxido de los metales contenidos en la veta, junto con oro libre.

En Broken Hill, cerca del pique Patterson, había una colina de este material con gran cantidad de óxido de manganeso y óxidos y carbonatos de cobre, plomo y zinc, y además, cloruros de plata y oro nativo.

En Mount Lyell, en la superficie, la veta estaba cubierta por un gran sombrero de limonita con oro libre sin ninguna indicación de cobre.

En Bethanga se presentaban muchos afloramientos con limonita que se trabajaron hasta una profundidad de pocos pies por el oro libre que contenían.

Los depósitos piríticos de cobre y hierro de Captain's Flat en Nueva Gales del Sur, estaban cubiertos por esqueletos de sílice. Su ley era muy baja, alrededor de 3 dwt. por tonelada. Este material sílico era el esqueleto que había quedado por la oxidación de la pirita y se asemejaba al esqueleto del mineral lixiviado y empobrecido de Mount Morgan, Queensland.

Los afloramientos de Mount Morgan consisten en limonita que cementa granos de arena y materiales sueltos ricos en oro, llegando los ensayos a varios cientos de onzas por tonelada, pero la mayor parte en un estado de división extremadamente fino. El material arenoso suelto era también a veces rico en oro.

### La zona oxidada.

Desde la superficie hasta el nivel de agua permanente, las vetas auríferas se presentan muy alteradas, y esta alteración no afecta solamente al material de la veta sino también a la roca encajadora. Por el acceso del oxígeno atmosférico se ha producido en la mayoría de las vetas la descomposición de los sulfuros y una remoción más o menos completa de los productos derivados de ella.

En Victoria, el material de la veta desde la superficie hasta el nivel del agua, muestra generalmente cuarzo celular, por la remoción de los sulfuros, con partículas de oro finas o gruesas en las cavidades correspondientes

a la pirita aurífera, o en los cuarzos sólidos o fracturados. En las cavidades celulares del cuarzo, el oro es más o menos cristalino y está suelto o ligeramente unido a las paredes. Probablemente todo este oro no existió en los sulfuros sino que ha habido aumento por disolución y reprecipitación. El sulfuro de hierro del mineral original ha sido removido dejando sólo teñiduras ferruginosas y quizás algo de limonita en ciertas partes de la superficie. Este a veces ha sido lixiviado y llevado hacia arriba, como ocurre en Mount Morgan.

En la zona oxidada el oro está generalmente libre y fácil de amalgamar, de modo que su recuperación es sencilla. Excepcionalmente está cubierto por una película de limonita que entorpece la amalgamación.

La profundidad a que se extiende la zona oxidada varía entre pocos pies hasta cientos de pies. En Bendigo la oxidación llega hasta 200 y 300 pies, y en Victoria generalmente de 100 a 150 pies. Esto depende de las condiciones locales.

Naturalmente, la zona de oxidación profundiza a medida que la erosión se ahonda, o depende de los movimientos de subida o bajada del terreno.

Aunque las influencias oxidantes son generalmente muy completas sobre el nivel del agua, pueden quedar porciones de sulfuros no alterados. Así por ejemplo en Mount Morgan se encontró un núcleo de pirita cobriza en la zona oxidada y muchas veces han aparecido núcleos de pirita rodeados por limonita, que parece haber preservado la pirita de la oxidación.

En Pelgrim's Rest y campos vecinos del Transvaal, gran parte del mineral rico era sílico y cavernoso, con molles de siderita, pirita y limonita terrosa. El oro estaba diseminado en partículas muy finas en la zona oxidada.

Oro grueso asociado con limonita se presenta en muchas vetas angostas de cuarzo y siderita como en Spitzkop o en vetas irregulares de cuarzo y siderita asociadas con diabasas como en Ross Hill, Transvaal.

La abundancia de caolín con sílice es característica en Mount Morgan.

En Kalgoorlie el mineral oxidado contiene oro cristalino y «mustard gold» proveniente de la oxidación de telururos.

Generalmente el mineral de la zona oxidada es fácil de beneficiar porque el oro está en estado libre.

### La zona de los sulfuros.

Bajo el nivel de agua permanente, el material de las vetas presenta un aspecto completamente diferente del de la zona oxidada. Es generalmente más compacto o más denso, a causa de la presencia de sulfuros de varios metales, predominando los de fierro. Con frecuencia hay también sulfuros de plomo, cobre, zinc, arsénico o antimonio, especialmente cuando el oro está en vetas. A menudo, bajo el nivel del agua, baja la ley de oro, porque no se han producido enriquecimientos secundarios y además aumentan los gastos de beneficio.

Hay una gran variación en la cantidad de sulfuros en las vetas auríferas. En algunas esta proporción no llega a 1% del peso del mineral, en otras puede llegar a 3,10,50% o más. En las minas de antimonio de Costerfield, Victoria, existe sólo una pequeña cantidad de cuarzo, y el oro está diseminado en toda la masa de estibina. En Bendigo, se encuentra solamente una pequeña cantidad de piritita en el material de la veta. En las minas de Sebastopol, cerca de Ballarat, hay sulfuros en abundancia, especialmente de arsénico. En Kalgoorlie hay sulfuros de fierro y telururos. En Mt. Morgan los sulfuros de fierro y cobre forman la gran masa del mineral en la zona sulfurada, pero se presentan grandes cuerpos de sulfuros macizos estériles en el tunel Grass Tree de esta mina. En general el oro está dispersado de una manera muy irregular en los sulfuros auríferos.

En los conglomerados del Rand predominan los sulfuros de fierro, que aparecen dis-

persos en el material más fino, pero no dentro de las piedras.

Los sulfuros pueden formar una masa compacta con muy poco cuarzo como en las vetas de Bathanga, Victoria y en Cassilis. En Mt. Morgan, aparece una red de esqueletos de sílice, encerrando sulfuros de fierro y cobre. En muchas partes de Victoria, una porción de la veta, generalmente la central, puede estar ocupada por sulfuros, estando el resto de la veta constituido por cuarzo. En Bayley Reward, Australia Occidental, en una gruesa veta de cuarzo que llevaba a intervalos masas de arsenopiritita muy ricas en oro, hasta cientos de onzas por tonelada, el oro estaba diseminado en partículas muy finas en la arsenopiritita y en tal cantidad, que le daba a ésta un color amarillo.

Con más frecuencia, la piritita está diseminada en el cuarzo en granos cuyo tamaño varía, desde sumamente finos, hasta gruesos y a menudo está distribuida en el cuarzo en forma de polvo muy fino, dándole a las piedras un tinte azulajo.

Se considera que la vetas en la zona de los sulfuros conservan su condición original, lo que no es efectivo pues puede haber ocurrido una multitud de cambios y reemplazos en el mineral, llegando posiblemente hasta una remoción completa del material primitivo y su reemplazo por materias diferentes. Esto está demostrado en Berdigo y otras partes, donde los filones de cuarzo llevan innumerables vetas trasversales y cuñas de cuarzo estéril más modernos, que cruzan el cuerpo principal del cuarzo gris, reemplazando porciones de él. Fig. 1 y 2.

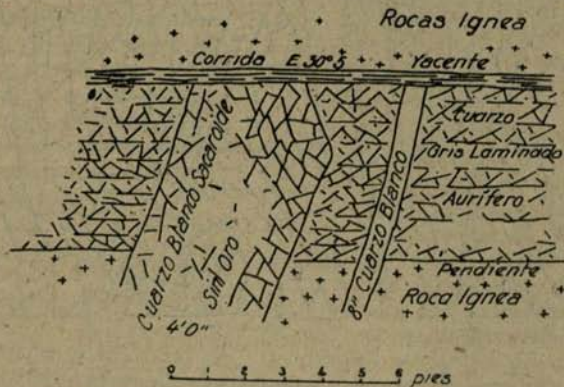


Fig. 1. Planta-Cuarzo esteril cruzando en filon aurifero Segundo corte desde la superficie. Mina Bayley's Reward Coolgardie, Australia Occidental

En la zona de los sulfuros hay cambios efectuados en las rocas encajadoras que no pueden ser atribuidos a la oxidación, porque han ocurrido mucho más abajo que el nivel del agua permanente. Estos cambios se deben a acciones de la profundidad efectuados por los materiales que llevan las aguas en solución. En Bendigo, Victoria, las aguas a una profundidad de 4.650 pies tienen una temperatura de 110° F y contienen disueltas las siguientes substancias:

Sílice, alúmina, fierro, cal, magnesia, soda, pótasa, cobre, estaño (Ind.) carbonatos, cloruros, sulfuros y un aceite que Newbery lo considera como la fuente probable de las materias grafiticas y carbonosas que están frecuentemente asociadas a las vetas auríferas. No se ha determinado oro, pero esto no es prueba de que no exista, porque puede estar en cantidades tan pequeñas, que no sean sensibles a los reactivos.

Los cambios que se producen en las rocas correspondientes a la zona de los sulfuros son: caolinización, silicificación, piritización y mineralización en general con introducción de sulfuros y metales nativos carbonatos de fierro y cal. Aún más allá de donde alcanzan las influencias atmosféricas se producen grandes transformaciones, tales como propilitización y efectos análogos. En estos casos las rocas se alteran hasta miles de pies por debajo de la superficie. Las alteraciones de las rocas pueden ser anterior-

res a la veta, o contemporáneas con ella y el grado máximo de estas alteraciones corresponderían a la transformación de la masa rocosa en material de veta.

En Victoria, en los niveles más profundos de las minas de Bendigo, los filones de cuarzo, están en parte atravesados por vetas y vetillas de cuarzo más modernas, que parecen estar en formación, lo mismo que los filones, porque cuando se saca el material de la veta en el cuarzo es tierno, se quebra con facilidad y contiene mucha agua. En la superficie este cuarzo pierde agua, se encoge y agrieta, poniéndose más duro y difícil de quebrar.

En ciertos casos, la roca encajadora sufre cambios, porque es reemplazada metasomáticamente por cuarzo y oro, de modo que un lugar determinado que antes estaba ocupado por pizarra arenisca u otra roca encajadora, pasa a estar ocupado por una veta o «lode» de cuarzo aurífero, o por oro.

En Thames, Nueva Zelandia, las andesitas y otras rocas volcánicas están falladas y a lo largo de estas líneas se ha producido la propilitización. Las soluciones depositaron en estas fallas grandes vetas de cuarzo aurífero. La andesita propilitizada está salpicada con piritita bien cristalizada que no se encuentra en la roca fresca. Estos cambios se han producido en la zona de los sulfuros, más allá de la influencia de la atmósfera.

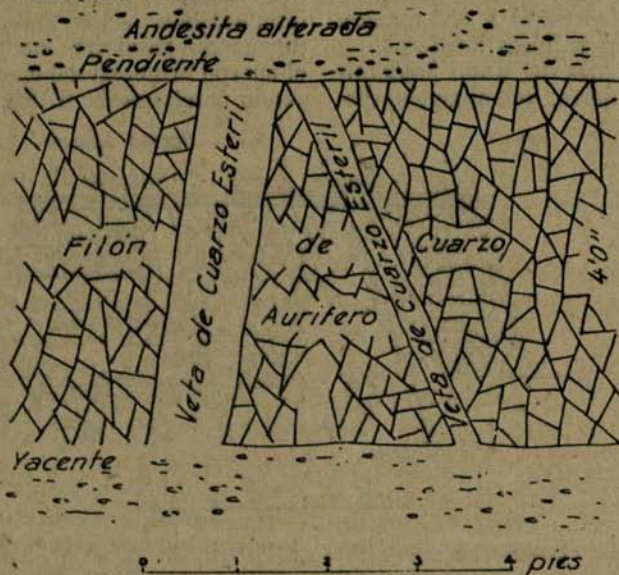


Fig. 2- Corte longitudinal sobre Nivel N° 6.  
Mina Crown, Karangahake, Nueva Zelandia

## Origen del oro.

Se ha comprobado que las formaciones geológicas más antiguas o primarias, son más ricas en oro que las secundarias o terciarias, excepto en ciertas regiones volcánicas.

En Victoria, las formaciones productivas son las capas del Ordoviciano. Ocurre algo análogo con el Siluriano que en algunas partes es aurífero, pero en esta formación hay intervalos grandes no auríferos. Algo análogo ocurre en Sud-Africa.

En los campos auríferos abundan los diques de diversas especies, desde ultra-ácidos a ultra-básicos y parecen ser favorables a la existencia del oro, pero cierta variedad de rocas es favorables en una región y una diferente en otra región. Así, en el área siluriana de Victoria, los diques dioríticos son favorables, mientras que en otras áreas no lo son.

Mayor influencia han ejercido las fallas, que se presentan en todos los distritos auríferos y han servido para la circulación de las soluciones y vapores que vienen de la profundidad. Generalmente, mientras más rica es la región, más abundante son las fallas.

Dándole la debida importancia a estos hechos, podemos decir que los minerales auríferos se encuentran generalmente en fallas y asociados con diques que rellenan fallas. Además, las fallas posteriores han tenido una gran participación en la adición de oro a las vetas y diques, y así la génesis del oro está relacionada directamente con las fallas y los diques.

En la península de Hauraky hay muchas vetas auríferas, algunas de gran valor, en andesitas terciarias que fueron subsecuentemente falladas y alteradas por propilización. Allí las vetas más productivas se encuentran en las andesitas más alteradas.

También las rocas encajadoras influyen algo en la depositación del oro.

A veces se encuentra algo de oro en rocas no alteradas, por ejemplo en diorita. En las pegmatitas de Sandy Creek, hay oro diseminado no solo en el cuarzo, sino también en los minerales de feldespato. Allí es común la piritita arsenical, y donde el material de dique es aurífero, esta piritita es también rica en oro.

Es muy significativo que el mineral asociado al oro, más común sea el cuarzo, que no es de origen ígneo, sino que ha sido de-

positado de soluciones juntamente con el oro. Aún donde el oro está en rocas ígneas, como en las andesitas terciarias de Nueva Zelandia, se presenta en las vetas de cuarzo y no en la andesita misma. Donde está asociado con diques éstos han ejercido una influencia favorable indirecta por la facilidad que han ofrecido para el ascenso de las soluciones.

En Australia y Sud-Africa se puede apreciar la influencia notable que han ejercido ciertas capas para producir la depositación del oro, pero allí se trata de formaciones sedimentarias.

## Edad relativa del cuarzo y del oro.

Bajo la zona de oxidación, en ciertos casos, parece que el cuarzo y el oro hayan sido depositadas simultáneamente; pero, aún en ellos ha habido influencias determinantes para la depositación del oro, que no afectaron al cuarzo. En una veta de cuarzo el oro pudo depositarse en una caja o en la otra, o en el centro. También puede haberse acumulado abundantemente en un punto, quedando el resto del cuarzo estéril o casi estéril.

Es una característica del oro su distribución muy irregular en la matrix. Un pie cúbico de una parte de la veta puede contener varias libras de oro y en otro adyacente encontrarse sólo indicios. Lo que se debe al parecer a que en ciertos tiempos las soluciones que depositaron el cuarzo no contenían oro o que no se depositó por razones desconocidas mientras que otras veces la solución fué excepcionalmente rica en oro, por lo que lo depositó en abundancia. En el Golden Horseshoe Reef, cerca de Thames Nueva Zelandia, una pequeña grieta en andesita, con 22 mm. de ancho, al principio estaba tapizada con cristales de cuarzo en una faja de 4 mm. de ancho, en que no había oro. Después la porción central de la cavidad se relleno con granos alternados de oro y cuarzo, provenientes de una solución rica en oro.

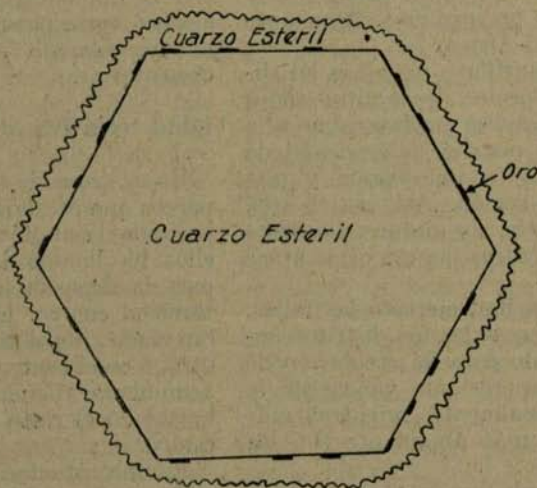
En los primeros días del Coolgardie se obtuvo una pepa de 91 onzas a algunas millas de ese campo. Era notable por el hecho de que en todos los lados achatados de la masa había agujeros de pirámides de cuarzo de  $3/4$ " de diámetro, lo que indicaba que existió al principio una cavidad tapizada con cristales de cuarzo, quizás en un filón y en seguida se depositó el oro puro, en los

huecos que dejaban los cristales de cuarzo.

En Tindall, cerca de Coolgardie, se formaron pequeños cristales de cuarzo, sobre los que se precipitaron escamas de oro, las que a su vez fueron recubiertas con cuarzo, mostrando que el oro fué precipitado intermitentemente (Fig. 3). Todo esto de-

Todo el oro estaba cristalizado, demostrando que se había depositado simultáneamente con el cuarzo, pero independientemente de él. (Fig. 4).

Los casos enumerados se refieren a deposiciones primarias, pues en la concentración secundaria aparecen condiciones diferentes.



*Fig. 3 Oro sobre pequeños cristales de Cuarzo  
Tindall Coolgardie Australia Occidental*

muestra que ya sea que las soluciones tenga las mismas proporciones de oro y cuarzo, o que éstas varíen con el tiempo, la precipitación del cuarzo y del oro en la veta se produjo independientemente, es decir, que la precipitación del oro fué regulada por factores diferentes a los que produjeron la del cuarzo.

La disposición del oro en una u otra caja de las vetas o en su porción central, demuestra el mismo fenómeno, pues se producen ricas acumulaciones de oro en lugares determinados.

En la mina Hauraki, Coromandel, Nueva Zelandia, el filón no aparece bien maduro y consiste en una red de cavidades tapizadas con cristales de cuarzo que llevaban diseminados grupos de cristales tabulares de electrum con un valor de £ 2,5 por onza.

Ejemplos de oro secundario abundan en los afloramientos de muchos filones cuarcíferos de Victoria y bajo ellos se encontraron grandes masas de oro, solamente cerca de la superficie.

El oro cristalino en los minerales secundarios de Mt. Morgan, Queensland, existe indudablemente en un lugar distinto al original, y es más joven que el mineral sulfurado primario. En esta mina, tanto el cuarzo como el oro se han formado en diferentes períodos.

Las precipitaciones secundarias de oro han seguido hasta tiempos muy recientes, como queda demostrado por el hecho de que en Australia Occidental aparece oro cristalino en raíces de árboles. Es característico para el oro secundario su gran pureza y la ausencia de cuarzo depositado junto con él,

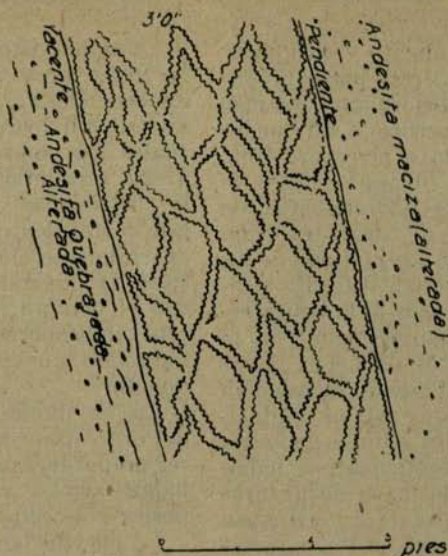


Fig. 4 Corte Fífol Legge, en los claros ricos  
Mina Hauraki Thames, Nueva Zelandia

lo que demuestra las diferentes condiciones que prevalecieron durante las depositaciones primarias y secundarias.

### Solubilidad del oro.

Antes se creía que el oro era el menos soluble de los elementos de la naturaleza. Pero hoy día se sabe que se disuelve en presencia de numerosas substancias comunes y especialmente es afectado por el cloro.

Las condiciones que resultan de la oxidación de los sulfuros de hierro en las vetas auríferas, por la liberación del ácido sulfúrico, son favorables para hacer soluble el oro, si están presentes cloruros o minerales de manganeso.

Oxidos negros de manganeso son muy comunes en forma de teñiduras y cortezas en los fragmentos de cuarzo de los afloramientos de filones auríferos, ya solo o asociados con limonita. El cloruro de sodio es un constituyente de la mayoría de los suelos y la lluvia lo lleva hacia abajo por las vetas. La piritita de hierro es el compañero más frecuente del oro, después del cuarzo. El oxígeno del aire asociado con estos elementos es suficiente para producir reacciones que lle-

ven el oro a un estado soluble, en las porciones de las vetas accesibles a la atmósfera. Por la acción combinada de estos factores resulta que en la mayoría de los casos, las vetas auríferas sobre el nivel del agua consisten en cuarzo cavernoso, de los cuales han sido separados los sulfuros por oxidación, y a lo menos parte del oro se ha hecho soluble. Es razonable suponer que la gran abundancia del cloruro de sodio en la vecindad de las vetas auríferas de Australia Occidental, ha ejercido una influencia directa en la solución del oro. Aún en la piritita misma existen los ingredientes necesarios para suministrar un disolvente del oro, cuando se convierte en sulfato por oxidación.

La experiencia tiende a demostrar que hay muchos casos en que vetas o porciones de ellas, que probablemente en cierto tiempo fueron ricas en oro, son ahora pobres o estériles por la pérdida del oro que ha sido llevado en solución.

La depositación secundaria del oro que actualmente se sabe que es frecuente, especialmente en la zona oxidada, es también una prueba que las mismas soluciones que depositaron tal oro lo disolvieron primeramente, lo que empobreció una parte de la veta. Al intentar descifrar las condiciones bajo las cuales se depositó el oro, debe te-

nerse siempre presente su carácter soluble y migratorio.

Aunque el empobrecimiento y enriquecimiento de las vetas auríferas puede producirse en profundidad, estos cambios son más palpables cerca de la superficie o a lo menos en la zona de oxidación o cercana a ella. Cuando se abrieron los filones auríferos de Victoria, eran comunes afloramientos de limonita con fragmentos de cuarzo en forma de brecha. En estos y en las juntas de los bloques de cuarzo aparecían delgadas películas de oro. En tales casos la limonita representaba el hierro suministrado por la oxidación, de los sulfuros de hierro, y las películas de oro el resultado de la solución y depositación del oro que estaba originalmente en el cuarzo o en los sulfuros de hierro. Bajo la superficie frecuentemente se hallaban plaquitas delgadas de oro en las juntas del cuarzo y a veces pepas de oro ocupaban las grietas y fisuras, pero no estaba encerrado en el material de la veta original. Se consideró por los mineros como indicio desfavorable que el oro estuviere en las grietas y cavidades del cuarzo y no en la roca misma, y tenían razón, pues tal oro generalmente no continúa en profundidad, sino que era un enriquecimiento local, siendo suministrado probablemente por las porciones más altas de la veta, que habían sido totalmente removidas.

Casi invariablemente en toda Australia, el mineral de la superficie fué el más rico, y gran parte de él fué secundario. A menudo las vetas auríferas se enriquecen en o cerca del nivel del agua, debido a la transferencia por solución del oro de niveles superiores.

Está casi demostrado que el oro de profundidades ha llegado a sus yacimientos en soluciones, las que han depositado su carga en vetas o metasómicamente en rocas.

En el agua del mar existe también oro en cantidades pequeñísimas, proveniente del que disuelven sus aguas, ayudadas tal vez por el yodo. Es posible que el oro se encuentre en las soluciones que formaron las vetas, con un grado de dilución análogo, lo que explicaría que no se le haya encontrado en las aguas de las minas.

Otro caso que demuestra la solubilidad del oro es su presencia en las aguas que corren por cañuelones profundos. Así en Victoria se encuentra oro precipitado en las enmaderaciones de túneles en minas aluviales.

## Precipitación natural del oro.

Ya se ha visto que el oro que penetró en las vetas, tanto en soluciones primarias como secundarias, sufrió en ellas una precipitación total o parcial. Para llegar a establecer cuales han sido las condiciones favorables a esta precipitación es necesario considerar la distribución que presenta actualmente este metal dentro de sus yacimientos. Hay generalmente ciertas formaciones que favorecen la precipitación, las que se designan con el nombre de indicadores. Muchos de estos indicadores actúan por su naturaleza mecánica, que favorece un mayor agrietamiento.

En los filones de cuarzo la distribución del oro es tan errática que parece no estar regida por leyes definidas, pero seguramente habrá alguna razón determinante de la posición de cada partícula de oro.

En cuarzos laminados por la intercalación de hojas, delgadas de pizarra, el oro se deposita generalmente sobre estas películas de pizarra, las que ejercieron cierta influencia en la precipitación.

Cuando se forma una partícula de oro, esta sirve de núcleo para que se sigan depositando cantidades mayores sobre ella, pero no se conoce la razón determinante de la formación de estos núcleos, posiblemente han intervenido acciones de diferenciación en las soluciones, o condiciones de temperatura o eléctricas.

Posiblemente la piritita ha sido una causa determinante de la precipitación del oro, pues a menudo se lo encuentra diseminado sobre ella.

## Depositación secundaria del oro.

Muy poca experiencia de las condiciones que prevalecen en las minas de oro, basta para demostrar que algo del oro que se encuentra en ellas no se depositó allí originalmente, sino que se precipitó en un período posterior y tal oro ha provenido de allí mismo o de cambios producidos en la zona oxidada.

Hay muchas pruebas que demuestran que en la porción oxidada de las vetas auríferas, los sulfuros de hierro y otros metales han sido oxidados y arrastrados total o parcialmente.

En Victoria, hay cientos de filones que muestran el cuarzo cavernoso (honeycomb quartz), resultado de la oxidación de la piritita y los constituyentes primitivos han cam-

biado de lugar en todo o parte. Durante el proceso se generó mucho ácido sulfúrico por la acción del agua de lluvia que percolaba por la superficie del suelo y al través de rocas descompuestas que contienen alcalis. En seguida se produjeron reacciones que hicieron soluble el oro.

El fierro en solución parece que se dirigió a la superficie, como lo demuestra la abundancia de limonita en los afloramientos de vetas auríferas y especialmente en Mt. Morgan, donde hay muy poco hacia abajo. Probablemente todo el oro asociado en los sulfuros pasó a la solución; pero parte de él se precipitó en los agujeros de cuarzo de donde había sido removida la pirita, pues el oro en aquellas partes es a menudo cristalino, mientras que las partículas de oro obtenidas por tuesta de piritas, o por oxidación de la pirita con ácido, son muy finas y no muestran por lo general, un carácter cristalino. El oro de las cavidades está casi siempre muy suelto.

El oro de esta naturaleza no se presenta como originalmente en la pirita, sino que ha sido disuelto cuando los sulfuros se oxidaron, y después precipitados en las cavidades.

En los sulfuros el oro está generalmente disseminado en forma de partículas muy finas, pero cuando es muy abundante, aparece en cuerpos irregulares que penetran la pirita y aún mantienen unidos trozos del mineral cuando se lo quiebra.

Cuando se abren filones auríferos, se encuentra oro grueso en las grietas y fisuras del cuarzo, oro que indudablemente se depositó después que el cuarzo y no simultáneamente. En tales casos el cuarzo muestra un aspecto quebrado y las grietas se han expandido por el acrecentamiento del oro de las grietas. En muchos casos se ha encontrado gran cantidad de oro en limonita y que por lo tanto es secundario.

### Irregularidad en la depositación del oro

Una de las principales causas de la irregularidad de la depositación del oro en las vetas es la naturaleza de la roca encajadora, de donde provienen los clavos indicadores, bolsones y otros depósitos que demuestran que una acción selectiva indujo a la solución a depositar su oro en unas partes o no en otras. También han actuado otros procesos por los cuales soluciones que en un tiempo

depositaron cuarzo sin oro en otro lo precipitaron en abundancia. En Australia Occidental se han observado casos en que es evidente una primera depositación de cuarzo sin oro, cristalizado o no, seguida de otra de oro sin cuarzo y después cuarzo sin oro (Fig. 3).

En la formación de la pepa de 91 onzas, encontrada cerca de Coolgardie, a principios del siglo XIX, había al principio un agujero tapizado con cristales de cuarzo sin oro, en seguida la cavidad se rellenó con oro sin cuarzo y la pepa retuvo las formas de la pirámide como moldes.

Es muy probable que en ciertos casos las soluciones han contenido cuarzo y oro disuelto, y que diferentes circunstancias, naturaleza de las rocas por ejemplo, han sido desfavorables para la precipitación del oro, depositándose sólo el cuarzo. También existen motivos suficientes para estimar que en otros casos, las soluciones han contenido cuarzo y no oro, depositándose por consiguiente cuarzo. Dada la forma tan irregular en que se produce la depositación del oro, puede suponerse probable que la distribución de él en las soluciones no sea constante.

La existencia de vetas de cuarzo sin oro, en campos en que existen vetas ricas, demuestra que en realidad se han depositado soluciones sin oro.

En la misma veta ciertas partes son productivas mientras que el resto es pobre o estéril. Frecuentemente en un filón de cuarzo sólo algunas pulgadas o un pie del cuarzo es aprovechable, siendo el resto de baja ley o completamente estéril.

En algunos grandes filones la mayor parte del oro está en una faja delgada, como en el Premier Reef, cerca de Coolgardie (Fig. 5).

En algunas partes de Sud-Africa, el oro se precipitó primero en la veta con carbonato de fierro. Después las vetas se rellenaron con cuarzo encerrando la siderita y el oro; pero el cuarzo mismo no contenía oro. Esto implicaría que había oro en la solución que depositó la siderita y no en la que depositó el cuarzo, o que las condiciones eran desfavorables para la depositación del oro con el cuarzo.

En Ballarat East y en muchas otras partes hay pruebas que el oro se ha depositado en forma cristalina en lugares donde la roca encajadora ha sido fallada. En ciertas partes el oro está completamente libre de cuarzo y cristalizado, como en Champion Reef, Weddenburn, Victoria. En tales casos



parece que las soluciones han depositado oro y no cuarzo. Posiblemente en estos casos, que están generalmente en la zona de oxidación, el oro es de origen secundario.

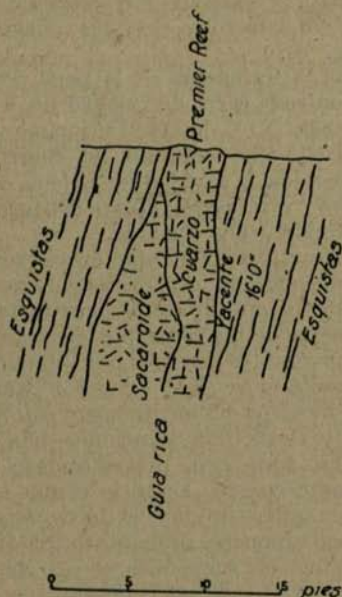


Fig. 5 Corte vertical del Carnage Reef 45 millas al O. de Coolgardie Australia Occidental

En los conglomerados auríferos de Sud-Africa es evidente que la distribución actual del oro en la matrix se produjo después que las piedras y arenas fueron depositadas. Si las piedras de cuarzo aurífero de la formación de pizarras subyacentes estaban, o no acompañadas de oro, destrítico, actualmente no se puede precisar pues, no hay oro aluvial en el conglomerado y el que pudo existir fué disuelto y reprecipitado irregularmente en un estado de extrema pureza. Indudablemente el período de introducción del oro coincidió con el de piritización y es posteriormente al de intrusión de los diques.

En la península Hawraki, Nueva Zelandia las vetas auríferas se hacen notar especialmente por la distribución irregular del oro. Bonanza más o menos extensas, como la que hicieron famosa a la Mina Caledonia, Thames. En zonas extensas el cuarzo produjo poco oro, pero repentinamente tuvo lugar una expansión de la veta y cayó una veta crucero y se originó una gran riqueza.

La Caledonia produjo 8 toneladas de oro en pocos meses.

### Oro metasomático

Por acciones metasomáticas ciertas masas de una roca sólida pueden ser removidas y reemplazadas por otra materia, aunque no se encuentren grietas y otro medio de comunicación natural.

La formación de vetas de cuarzo en una masa de arenisca o pizarra, sin la presencia de grietas, y el crecimiento de piritas en el corazón de pizarras compactas, prueba que las soluciones que contenían sílice, hierro etc., pueden atravesar las rocas compactas sin canales especial y remover ciertos constituyentes de las rocas reemplazándolos por otros minerales.

Así también el oro en solución puede ser llevado al corazón de las rocas y depositarse por reemplazo.

Hay pruebas de que en muchos casos se han formado cuarzos auríferos por reemplazo de pizarras areniscas y otras rocas, como también que el oro se ha introducido metasomáticamente en los filones de cuarzo ya formados, y depositado aún en el corazón del cuarzo.

Existen muchos antecedentes para suponer que el oro depositado en las vetas auríferas ha sido removido posteriormente, y esto es una acción complementaria a la adición de oro en cuarzo ya depositado. Es cierto que después que se han formado los filones de cuarzo han sido reemplazados metasomáticamente por vetas de cuarzo que penetran al cuarzo original sin agrietarlo. En este caso el mineral y el oro han sido removido de las vetas originales en la línea de la nueva veta metasomática.

En Bendigo se encuentran pruebas suficientes para demostrar el reemplazo de pizarras por cuarzo; una veta de cuarzo negro así formada contenía oro. También se ha podido comprobar que el cuarzo negro, con el trascurso del tiempo ha expulsado el material extraño, cambiándose a cuarzo blanco.

Es imposible decir hasta que punto se han producido tales cambios pero seguramente han ocurrido en una escala mayor de lo que se cree. En las vetas de cuarzo que han llegado a su madurez, tales cambios ya han sido borrados, y sólo en los que muestran una alteración incompleta puede observarse el proceso.

En muchos casos el oro y la sílice ocupan actualmente el lugar que antes correspondía a pizarras u otras rocas. De una manera análoga el oro, lo mismo que otros minerales puede haberse introducido en una grieta preexistente. Las vetas de cuarzo limpio que atraviesan las piritas macizas en las vetas de Kalgordie, implican probablemente la remoción de las piritas y teluluros auríferos de la veta original.

Las vetas de cuarzo aurífero que han remplazado la roca encajadora son comunes y el oro en tales vetas es metasomático.

En el caso de las vetas minerales y de las vetas de cuarzo aurífero, los procesos aparecen más complicados. El último resultado puede obtenerse estudiando un trozo del mineral, pero los procesos intrincados que llevaron a este resultado, generalmente no se pueden precisar. En general puede decirse que parecen haberse producido una serie de renovaciones y reemplazos por la formación de las vetas auríferas. Estos procesos están todavía en actividad en las partes profundas de las vetas.

### Empobrecimiento.

En la zona oxidada de las vetas auríferas hay amplias pruebas que demuestran que el oro depositado originalmente en las vetas se hizo soluble cuando fué alcanzado por las influencias atmosféricas y esto sin duda produjo la descomposición de los sulfuros de fierro y otros metales, que produjeron reacciones e hicieron el oro soluble.

El hecho de que existe oro grueso en la parte superficial de las vetas y que a profundidad sólo se presente finamente, es una demostración de que ha existido un enriquecimiento que ha hecho que las partículas de oro que se encontraban cerca de la superficie hayan crecido gradualmente a expensas del oro en solución provenientes de la destrucción de la parte expuesta a los agentes exteriores.

Sucede con frecuencia en Victoria y otras partes que se sigue un clavo rico hasta una falla, pero la otra porción, al otro lado de la falla es pobre o estéril. En otros casos un clavo rico termina repentinamente sin dislocación y de tal manera que hace pensar que el oro antes ha tenido mayor extensión y después fué removido.

### Minerales acompañantes del oro en las vetas

**Sílice.**—Esta es la substancia más común en la corteza terrestre, a pesar de su insolubilidad aparente, pues en realidad ella se disuelve bajo ciertas condiciones de presión y temperatura. De aquí que la encontremos casi siempre rellenando las grietas o reemplazando masas de rocas, aún sin existir grietas en ellas.

Las vetas auríferas tienen en su mayoría un relleno de cuarzo el que pudo ser disuelto y reemplazado por otras generaciones de esta substancia, como ocurre en las minas de Bendigo y otras.

La ganga más común, después del cuarzo parece ser la siderita.

Esta asociación del oro con el cuarzo es la causa de que se le encuentre en abundancia en forma de placeres muy distantes del yacimiento original, pues, por su dureza el cuarzo resiste un transporte prolongado. Ella explica también la existencia de los afloramientos de vetas auríferas en forma de crestones que sobresalen de la superficie del terreno.

La sílice se forma a veces como precipitado de las fuentes termales y existen depósitos auríferos que por sus características son muy análogos a estos depósitos.

La estructura de una veta de cuarzo aurífero puede mostrar diversas fajas correspondiendo cada una de ellas a un período especial de la depositación, o bien presentar caracteres de reemplazo metasomático, siendo estas nuevas generaciones completamente estériles como ocurre en Bayle's Reward Mine, Coolgardie (Fig. 1).

Dentro de las vetas de cuarzo pueden aparecer fajas más ricas en oro que son rentables a pesar de ser la masa en su conjunto estéril.

El cuarzo de las vetas se presenta en las siguiente variedades:

**Cuarzo cristalizado.**—En cristales hexagonales, transparentes, incoloros. Su tamaño alcanza varias pulgadas, en casos excepcionales. Por lo general los cristales son opacos o semi-opacos por la abundancia de inclusiones. Se ha encontrado a veces cristales de oro dentro de un cristal de cuarzo.

**Cuarzo blanco lechoso.**—Es la variedad más común en que se presenta el cuarzo, en las vetas auríferas. Ocasionalmente estos cuarzos blancos, bajo el nivel del agua sub-

terránea pasan a cuarzos grises por la presencia de sulfuros de fierro, plomo, zinc u otros metales que están diseminados en la masa.

**Cuarzo negro.**—Se presenta generalmente en los casos en que tiene un origen metasomático, por reemplazo de pizarras.

**Cuarzo gris.**—Con colores variables entre gris claro y gris oscuro.

**Cuarzo verde (clorítico).**—Se lo ha encontrado en Bendigo y otros campos de Victoria, y debe su color a una mezcla con material clorítico. Tales cuarzos no se consideran apropiados para la existencia de oro, aunque están estrictamente relacionados con los cuarzos auríferos.

**Cuarzos con diversos colores.**—Existen cuarzos rosados, rojos, amarillos y grises, debiendo su color a la oxidación de sulfuros de fierro.

**Cuarzos laminados.**—Se presentan en aquellos filones originados en los planos de estratificación de rocas sedimentarias.

**Cuarzos brechosos.**—Es común en los afloramientos de las vetas auríferas de Victoria la presencia de brechas constituidas por fragmentos de cuarzos cementados con limonita. Esta limonita se ha comprobado que proviene de la oxidación de la piritita que aparece inalterada más abajo. Son comunes también las brechas formadas de trozos de pizarras areniscas, granitos, dioritas, etc., cementados con cuarzo, las que pueden explicarse como resultantes de fracturas producidas en dichas rocas, que permiten el acceso de las soluciones silíceas y su cementación. También pueden formarse por una repartición irregular de las vetillas de cuarzo.

**Cuarzo ferruginoso.**—En la zona oxidada de los yacimientos el cuarzo está por lo general unido con limonita proveniente de la descomposición de la piritita proceso por el cual queda liberado el oro.

**Cuarzo celular.**—Se forma por la desaparición de los cristales de piritita.

**Cuarzo vítreo.**—Es común en las vetas de cuarzo formadas en granito y en general en rocas ígneas.

**Cuarzo fibroso.**—En ciertos casos el cuarzo y otros minerales se forman en fibras alternadas. Si desaparecen los otros minerales por oxidación, queda el cuarzo fibroso con espacios entre las fibras.

## Cuarzo sacaroides.

**Cuarzo agatiforme.**—Se forma por la superposición de capas muy delgadas de cuarzo, muy semejante al ágata. Probablemente entre dos capas sucesivas se ha depositado otro mineral, removido después por solución.

**Cuarzo de reemplazo.**—El cuarzo puede reemplazar todas las rocas, y además restos orgánicos, animales y vegetales. Esta facilidad que tienen las rocas para ser reemplazadas por el cuarzo hace difícil muchas veces distinguir en una veta la parte formada por el relleno de cavidades y aquella que corresponde al metasomatismo, aunque por lo general en este caso hay una transición entre la veta misma y la roca encajadora. Las grandes masas de cuarzo que se encuentran en Victoria con anchos entre 50 y 100 pies, se deben probablemente a acciones metasomáticas.

Ya se ha mencionado el reemplazo de cuarzos de vetas por nuevas generaciones de cuarzo. En vetas con muchos sulfuros, estos han sido removidos en parte y reemplazados por cuarzos exentos de ellos, como puede verse en Kalgoorlie. En tales casos el oro que existía en la primera generación puede desaparecer también.

En los casos de reemplazos que se producen en las vetas mismas, puede ocurrir que el cuarzo reemplace al oro, o inversamente, produciéndose así empobrecimientos y enriquecimientos alternados.

Cuando se produce el reemplazo de una roca porfirítica por cuarzo puede suceder que solamente la masa fundamental haya sido reemplazada quedando los fenocristales de feldespatos intactos o bien que también a ellos haya alcanzado el metasomatismo.

**Fierro.**—Después del cuarzo, el acompañante más frecuente del oro es el fierro en forma de algunas de sus combinaciones. En la parte no alterada de las vetas, bajo el nivel del agua subterránea, se presenta como piritita, y sobre este nivel como limonita. También son comunes en las vetas auríferas la arsenopiritita y pirotita. Es raro encontrar el oro sin piritita o limonita. Con frecuencia el fierro no está circunscrito a la veta misma, sino que se extiende también a la roca encajadora.

Donde la piritita ha sido reemplazada por limonita, esta última lleva partículas de oro adheridas a sus caras o en su interior.

La repartición del oro en la pirita es muy irregular, en las bonanzas puede llegar a altas leyes, pero saliendo de ellas es prácticamente estéril.

En ciertos casos la arsenopirita ha de mostrado ser muy favorable para la existencia del oro, como por ejemplo en Bayley's Reward Mine, Coolgardie Australia Occidental donde se encontró bolsones extremadamente ricos en oro en aquellas partes donde se había descompuesto la arsenopirita. El oro aparecía en cavidades asociado con limonita terrosa-parda. Bajo el nivel del agua donde no se había producido oxidación había en las vetas de cuarzo masas de pirita arsenical tan cargadas con oro fino que mostraban un color amarillo en lugar de un color blanco de plata corriente para este mineral. Su ley era de 500 onzas por tonelada.

La relación entre el oro y la pirita es variable; en ciertos casos éste cubre los cristales de pirita, mientras que en otros aparece dentro de ella, según esto, el oro sería anterior o simultánea con la pirita.

**Manganeso.**—En los afloramientos de las vetas auríferas es común encontrar óxidos negros de manganeso (pirolusita) generalmente asociado con limonita.

La presencia frecuente de los óxidos de manganeso con el oro, tanto en las vetas como en los depósitos aluviales, indica algunos de los medios por los cuales el oro

puede ser disuelto donde hay sulfuros y cloruros.

**Carbón.**—En Bendigo y otros campos auríferos de Victoria, muchos de los yacimientos están asociados con capas de pizarras negras. El cuarzo aurífero está a menudo mezclado con material grafitico o carbonoso; por su contenido en carbón, éste no guarda relación con la pizarra adyacente. En la mina Victor's Quartz, Gippsland, Victoria existe asociado con el cuarzo aurífero muy rico, una veta de materia carbonosa de 12 pulgadas de espesor, que lleva 75,5% de carbón. La materia carbonosa tiene el aspecto de antracita. En la Fig. 6 pueden verse las relaciones. La roca encajadora consiste en pizarras y areniscas del siluriano superior y no se encuentran pizarras negras, de modo que aparece incierto el origen de esta substancia carbonosa. Aparentemente la falla originada por la formación de la veta de cuarzo, fué la causante de la introducción del material carbonoso. En las vecindades no existen mantos de carbón ni de pizarras negras y el material carbonoso forma una veta análoga a la de cuarzo. El clavos aparece en contacto con esta veta que tiene hasta 4 pies de espesor en algunas partes. Al parecer esta veta carbonosa se formó antes que la de cuarzo, que la atraviesa. Esta mina produjo 42.634 toneladas de mineral que dieron 24.193 onzas de oro.

En Victoria y otros estados australianos se ha comprobado la relación entre el oro y

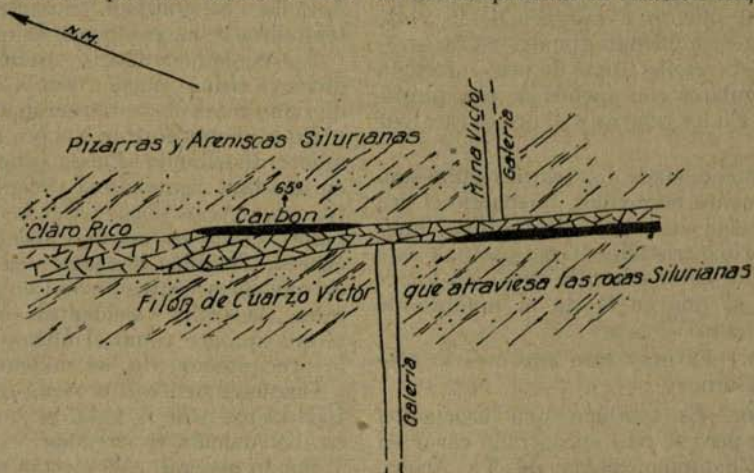


Fig. 6 Filón de Cuarzo Victor, Wood's Point, Victoria  
Manto carbonero atravesado por cuarzo aurífero  
Segun O. A. L. Whitelaw

las pizarras negras, ocasionado seguramente por la acción precipitante del carbón sobre el oro de las soluciones; pero esto no es una regla general, pues hay casos también en que existen vetas de cuarzo completamente estériles atravesando formaciones de pizarras negras.

**Feldespatos.**—En las vetas auríferas no es raro encontrar feldespatos, especialmente albita, que en las partes superiores de ellas está transformando a kaolín.

En Sandy Creek, al N. E. de Victoria, se encuentra oro rentable en pegmatitas encontrándose las partículas de oro encerradas dentro del feldespato (ortoclasa), lo mismo que en los granos de cuarzo.

En algunas partes de la veta, Marta, Waihi New Zelandia, existe con frecuencia adularia.

**Azufre.**—Ya se ha visto la estrecha relación entre el oro y la pirita. También son frecuentes los sulfuros de arsénico, cobre, plomo, zinc, antimonio, bismuto y plata, en mayor o menor abundancia. También suele encontrarse sulfuro de mercurio, pero es raro. Estos sulfuros pueden ser simultáneos con el oro, anteriores o posteriores a él.

**Teluro.**—Telururos con oro son más raros que los sulfuros con oro. Entre ellos se pueden mencionar la silverita, nagyagita, calaverita, etc.

Los telururos se presentan en Australia Occidental con pirita fina, diseminados en el material silíceo y calcáreo de la veta. Ocasionalmente forman grandes masas irregulares hasta varias libras de peso o forman vetas irregulares con anchos de una pulgada o más. En los telururos el oro es rara vez visible.

En la zona oxidada, los telururos han sido completamente removidos, quedando el oro que contenían en estado de división, muy puro, amorfo o cristalino. Gran parte de este oro tiene un color amarillo sucio sin lustre metálico, al que se le da el nombre de "mustard gold".

**Selenio.**—Es muy raro encontrarlo asociado con oro.

**Cadmio.**—Es también una asociación muy rara, pero se han encontrado casos en la veta Champion, cerca de Te Aroha, Nueva Zelandia, donde una veta de minerales complejos está compuesta por sulfuros de hierro, cobre, plomo, zinc y mercurio, con oro, plata y cadmio.

## Distribución del oro en las vetas.

La distribución de las vetas auríferas en la superficie está regida por las siguientes condiciones: 1) presencia de rocas favorables para la existencia del oro, 2) zonas de estas rocas que están expuestas en la superficie, 3) presencia de vetas de cuarzo, otras vetas o diques en las zonas favorables.

Sucede en ciertos casos que el horizonte productivo aparece en la superficie solamente a lo largo de los anticlinales.

En diversas localidades de Victoria solamente aflora la parte alta de la zona de Castlemain y en tales casos hay un poco de oro en algunas de las quebradas, como en la comarca al norte de Rodesdale. Desde esta zona existen todas las etapas hasta donde las zonas de Castlemain y Bendigo han sido denudadas, como en Durolly. En el primer caso, sólo afloraba la parte alta de las zonas productivas con vetas de cuarzo llegando poco oro a las quebradas, mientras que en el segundo, las zonas productivas habían sido arrastradas por la erosión, dejando en la superficie solamente las zonas estériles y una abundancia de oro aluvial proveniente de las estrata denudadas.

En una zona estéril, prácticamente todas las vetas son estériles mientras que en una zona productiva hay algunas que llevan valores y las otras son totalmente estériles. La explicación de esto es que en un distrito particular las capas productivas han sido llevadas a la superficie, en parte por procesos tectónicos y en parte por la erosión.

En cualquier distrito minero, las condiciones físicas pueden ser la determinante de si las vetas de cuarzo serán o no auríferas.

En las vetas auríferas el oro no está igualmente distribuido. Puede estar diseminado en una faja siguiendo el yacente o pendiente, con algunas pocas pulgadas o pies de espesor, o bien en una faja aislada dentro del cuarzo. También hay casos en que aparece en una línea central, como en la mina Premier, Australia Occidental (Fig. 5). Aquí el oro aparece como el último producto de la precipitación de las soluciones.

Ocasionalmente el oro está diseminado en toda la masa de la veta, pero aun entonces su distribución es irregular.

Por lo general, sólo ciertas partes de una veta son auríferas. Estas reciben el nombre de clavos, y pueden tener desde algunas pulgadas hasta cientos de pies de largo. También en el sentido de la profundidad son

muy variables y llegan en ciertos casos hasta miles de pies.

Los clavos pueden contener riquezas fabulosas o bien ser rentables sólo en condiciones muy favorables.

Los clavos aparecen a veces en forma esporádica, es decir en manchas aisladas como en la Norseman Reef, Australia Occidental (Fig. 5) o cuerpos continuos de mineral aurífero rico como en Long Tunnel y Long Tunnel Extended Mines, Walhalla, Victoria. Aquí el clavo se ha seguido desde la superficie hasta una profundidad de más de 3.500 pies.

A veces existe un solo clavo en una veta, mientras que en otras los hay en gran número.

Hay casos en que los clavos afloran en la superficie, y en otros son ciegos, descubriéndose solamente con el avance de las labores mineras.

La forma y extensión de los clavos están determinadas en algunos yacimientos por las influencias atmosféricas que producen la oxidación y concentración, como en Bethanga, Victoria, donde las porciones superiores de las vetas se trabajaron por oro libre hasta profundidades variables.

Los clavos de una veta aurífera pueden descender verticalmente o ser inclinados en cierto ángulo respecto a la corrida. Donde existen varios clavos ocurre generalmente que ellos son paralelos.

La terminación de los clavos puede producirse repentina o gradualmente; el primer caso ocurre generalmente donde la veta está cortada por fallas.

Cuando se trata de vetas de un espesor apreciable puede ocurrir que los clavos sigan alguna de las salbandas durante cierto recorrido para atravesar en seguida a la opuesta; esta variación es posible tanto en el sentido de la corrida como en el del manteo.

En Nueva Zelanda y otras partes de Australia se han observado que las vetas presentan bonanzas durante su contacto con diques de andesitas propilitizadas, pero al separarse de ellas se vuelven estériles. Esta relación de las bonanzas con rocas alteradas se ha podido observar en diversas partes.

Aunque aún son bastante difíciles de explicar los procesos por los cuales se han formado las bonanzas, se pueden establecer algunos principios básicos derivados de la experiencia respecto a los factores que influyen su formación y que serían los siguientes:

1. La forma y calidad de los espacios en que se deposita el material de la veta; y en el caso de reemplazos metamórficos, la facilidad con que fué reemplazado el material anterior.

Donde existían solamente vetas angostas la forma de la veta o del clavo será muy diferente al caso en que había una serie de ensanchamiento y angostamientos sucesivos, formados por el fracturamiento de la roca, los que han sido rellenados por el material de la veta y diferente también al caso donde se produjeron reemplazos metamórficos (Fig. 7).

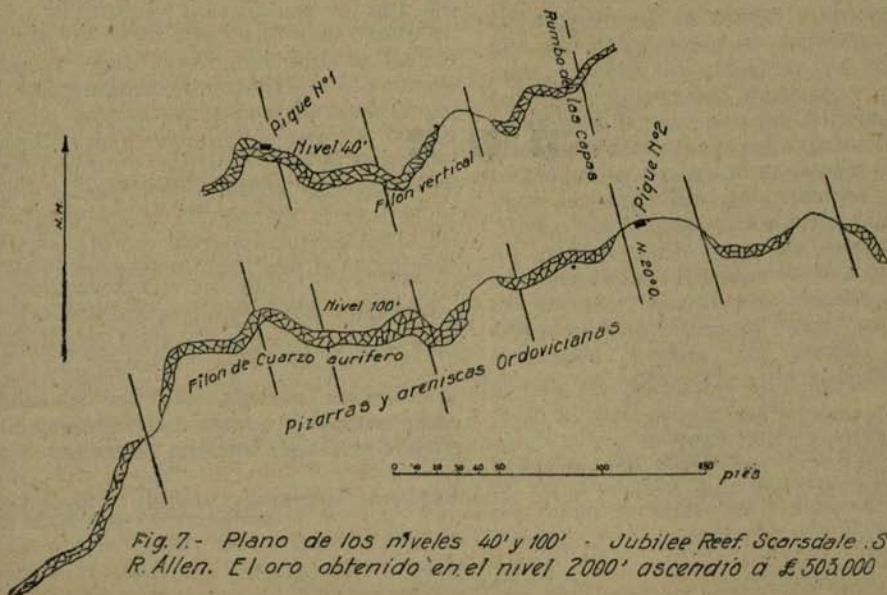


Fig. 7.- Plano de los niveles 40' y 100' - Jubilee Reef, Scorsdale. Según R. Allen. El oro obtenido en el nivel 2000' ascendió a £ 503,000

Los diferentes minerales y rocas ofrecen grados de resistencia variable al fracturamiento el que debe reflejarse en la distribución del oro que reemplazó algo del material preexistente.

2. Los constituyentes de la solución que trajo el oro y los otros minerales y la presencia continua o intermitente de ellos.

Los constituyentes que existían en la solución seguramente han tenido un efecto directo en facilitar la retención o precipitación del oro u otros minerales, ya sea continua o intermitentemente. Por ligeras alteraciones producidas en su estado físico-químico podrá ocurrir que la misma solución precipitara oro o lo redisoliera. Se conocen casos en que el oro se precipitó en abundancia de un modo discontinuo y después de terminado cada período de deposición las soluciones produjeron solamente sílice, de manera que los clavos sufrieron modificaciones.

3. La naturaleza de las rocas encajadoras.

Existen muchas pruebas de la acción selectiva que ejercen las rocas encajadoras, lo que tiene influencia naturalmente en la disposición de los clavos, y esta acción es especialmente notable cuando se trata de rocas estratificadas. Ya se ha mencionado al respecto el caso de vetas que atraviesan andesitas.

4. La posición de la veta en relación con las influencias atmosféricas, que producen

enriquecimientos o empobrecimientos secundarios.

5. Movimientos de las rocas, durante la formación de las vetas y posteriormente a ella,

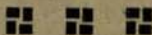
6. Agentes eléctricos, que influyen en la precipitación del oro.

### Distribución del oro en el cuarzo.

En las porciones auríferas de las vetas de cuarzo, es decir en los clavos, el oro no está regularmente repartido. Por regla general, mientras más gruesas son las partículas de oro, más erráticas es su distribución, pero hay muchas excepciones. Aún en las minas más ricas sucede que el oro se encuentra en ciertos puntos con una ley de varias onzas por tonelada y a pocas pulgadas de distancia hay solamente indicios.

El modo de distribución del oro en el cuarzo u otra ganga es sumamente variable, lo mismo que ocurre con la forma de las partículas. En ciertos casos el oro es sumamente fino y aparece como puntos nebulosos, en otros existen partículas grandes que forman agregados o están distanciadas unas de otras. También es frecuente la forma de filamentos.

En ciertos casos existe oro solamente en una salbanda, en otros en toda la veta o parte de ella, pudiendo ser la transición al material estéril, brusea o gradual.



# SECCION DEL INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DE CHILE

## EL TAMIZAJE EN LAS OPERACIONES DE MUESTREO DE MINERALES (1)

POR

GUSTAVO REYES B.

Jefe del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero.

### I.—ANTECEDENTES

Ha sido norma tanto de la Caja de Crédito Minero como de las casas compradoras de minerales el empleo del tamiz de 200 mallas en la preparación de sus paquetes representativos. De improviso la Agencia en Copiapó de la conocida firma American Smelting and Rfg. Co. altera una práctica consagrada como correcta introduciendo en las operaciones el tamiz de 100 mallas.

### II.—CONSIDERACIONES

Es un hecho innegable y prácticamente reconocido por todos los laboratorios que tienen larga experiencia en esta materia que, en especial, en el caso de los minerales de oro, el tamizaje más fino es el que suministra los resultados más concordantes en el ensaye; pero existe una antigua táctica de los compradores de minerales que consiste en no limpiar escrupulosamente el tamiz, valiéndose de un adecuado raspador de crin de pelo corto, ya se trate de que se pase el residuo o quede como retalla. En este caso, por efecto de la laminación de pequeñas partículas de oro libre que quedan entre las mallas, la muestra tomada resulta en muchos casos desfavorable al vendedor. De aquí la idea generalizada entre los vendedores de minerales de que el tamizaje más fino le es perjudicial.

Pasando por alto algunos yacimientos sedimentarios como carbón y algunas pizarras o esquistos piríticos auríferos más o

menos oxidados, con talco, cuarzo, micas y greda como ganga, en las rocas eruptivas el oro se presenta en las siguientes formas:

I.—Ligado a minerales metálicos reducidos, en orden preferente a aquellos elementos como el fierro que presentan la menor afinidad hacia los radicales ácidos débiles mutuamente sustituibles como los correspondientes: S, As y Sb junto con los cuales precipitó y muchas veces cristalizó por alcalinización de las soluciones o por efectos reductores. Debido a su escasa afinidad hacia el azufre generalmente se encuentra en estado elemental, más raramente ligado al teluro.

II.—En cuarcitas o en vetas de cuarzo, aislado en los clivajes o contactos intercrystalinos, ligado o no a más o menos rudimentarias manifestaciones de piritas o blenda. La coexistencia de cuarzo y oro se explica por la insolubilidad e inalterabilidad de estas especies en presencia de soluciones oxidantes a grandes presiones y temperaturas elevadas que han sido suficientes para disolver y arrastrar el resto de los minerales reducidos en su estado original o bien después de originarse una oxidación previa.

III.—En formaciones alteradas de la zona de oxidación con ganga de arcilla, greda, limonita, sílice, silicatos de fierro, y alcalinos-térreos, aluminatos, etc. En estas su origen está íntimamente relacionado con la formación I.—En esta forma (mineral cálido) es reconocido generalmente por la denominación de «oro libre».

IV.—En tobas kaolinizadas, arrastradas al parecer por las aguas u hondonadas donde se ha producido una concentración, pero con óxido de fierro que indican su primera

(1) Informe N.º 358 del Laboratorio Metalúrgico de la Caja de Crédito Minero.



relación con ganga predominante de piedra pómez y arcilla. En estos casos el metal se presenta totalmente recubierto de arcilla y por lo general en partículas de diámetro inferior a 0,05 mm; muy ligado mecánicamente a pequeños cristales de óxidos de hierro (hematita y magnetita). En esta formación se puede alcanzar una concentración gravitacional previa harneadura a 10 mallas que puede llegar hasta 1/12 del peso original con una ley equivalente a unas 10 veces la original que casi siempre es inferior a 1 gr/Ton. La concentración debe efectuarse por vibración siendo precaria la obtenida por canaletas o la recuperación por amalgamación directa.

De estas cuatro formaciones mencionadas, las tres primeras son las que interesan para los efectos del presente informe:

### III.—DISTRIBUCION Y LIBERACION DE ORO

De acuerdo con nuestras observaciones, cualquiera que sea la forma como ocurra el oro, ya ligado a sulfuros, cuarzo o en los minerales oxidados, siempre es posible efectuar su separación mecánica por una molienda más o menos fina, lo que se comprueba prácticamente por el hecho de que sea posible, según nuestras propias investigaciones efectuar en términos comerciales una separación fuertemente selectiva de oro y pirita. De nuestros estudios hemos podido deducir que la formación pirita aurífera corresponde más bien a una precipitación del oro en los planos cristalinos fuera de la red atómica que a una solución eotectical que sólo puede ocurrir en masas amorfas y complejas producto de intensas escoriaciones como los ejes y speis; pero aún en este caso, las proporciones eotecticales parece no ser las más convenientes para la colección del oro debido a su segregación prematura hacia el hecho o piso de los hornos de reverbero o de viento.

De modo que podemos calificar como pirita más aurífera a aquella que sólo por su microcristalización está en condiciones de retener al metal a la mayor fineza; pero intrínsecamente atendiendo a su estructura molecular, es lo más probable que en la molécula del compuesto no exista el átomo Au.

En este sentido hemos podido comprobar

que en la mayoría de los casos se produce una conveniente liberación y distribución del metal con una molienda total de 200 mallas Tyler, o sea correspondiente a una abertura de 0,074 mm; pero al pulverizar en conjunto y no por etapas una gran proporción del material se obtendrá a un tamaño mucho menor.

No obstante para los efectos de una uniforme distribución del metal en la muestra y en consecuencia para los fines de obtener un buen paquete representativo, la experiencia nos ha demostrado que, al menos con referencia a los minerales chilenos, el tamaño efectivo de las partículas máximas no precisa ser superior a la abertura nominal de 200 mallas (0,074 mm.) cualquiera que sea el tipo de mineral. En muchos casos en especial tratándose de minerales oxidados, el Laboratorio prefiere el empleo del tamiz J. S. N.° 170 con abertura de 0,088 mm. por el temor de que, a pesar de las precauciones, una que otra partícula aurífera sea retenida por las mallas muy finas.

Por lo que concierne a la retalla, es un hecho demostrado por nuestra experiencia, que cuando no se presenta sobre el tamiz N.° 100 (abertura 0,149 mm.) la que pueda encontrarse sobre el N.° 200 carece por lo general de importancia. Aun tratándose de minerales piríticos que han experimentado fuertes impregnaciones parciales localizadas de oro metálico las débiles retallas que se obtienen sobre los tamices finos en muchos casos apenas alcanzan a influir en la ley de la muestra.

En resumen, se puede concluir que, por lo general, no existiendo retalla sobre el tamiz N.° 100, la que pudiera presentarse sobre el N.° 200 es despreciable en proporción al total del contenido aurífero. Todo esto por lo que respecta a los yacimientos de origen eruptivo y que actualmente conservan sus características morfológicas de tales.

### IV.—ESTADISTICA

Ampliando las consideraciones anteriores resulta de alto interés una observación comparativa de la proporción de mineral que resulta molido a —200 mallas cuando para los fines de tratamientos metalúrgicos se pulveriza a las mallas normales de 65 y 100. Del archivo de informes del Laboratorio Metalúrgico tomamos los siguientes datos: (Ver cuadro N.° 1).

CUADRO N.º 1

Mineral y especie útil sometido a molienda	% sobre 45 mallas Tyler	% sobre 100 mallas Tyler	% bajo tamiz N.º 170	% bajo tamiz N.º 200
ORO: 6,8 gr/Ton. Cuarzita ferruginosa finamente impregnada de pirita de hierro que parcialmente se presenta cuprífera. Se presentan también cuarzo cristalizado y granate	0,106	2,396	97,116	No se empleó
ORO: 3,20 gr/Ton. Cuarzita impregnada de marcasita, PLATA: 800 gr/Ton. galena y piroxeno rómbicos microscópicos	0,145	21,078	76,052	No se empleó
ORO: 17,80 gr/Ton. Dacita porfírica ferruginosa con mineralización pirítica abundante en diversos planos de contacto del cuarzo que en su mayor parte es vítreo. Pirita microscópica y sólo localizable en altas concentraciones	0,080	6,300	91,70	No se empleó
ORO: 20,2 gr/Ton. Andesita porfírica cementada por cuarzo y piritas de hierro en proporción de un 30% Fe S <sub>2</sub> ; cristales de augita diseminados irregularmente. La pirita es cuprífera y la formación general es compacta	0,220	8,460	88,82	No se empleó
ORO: 10 gr/Ton. Un conjunto de muestras constituidas por diorita cuarcífera porfírica y andesita felsítica más PLATA: 183 gr/Ton. básica que la anterior. La primera se caracteriza por COBRE: 1,44 % predominio del cuarzo amorfo. Se advierte principios de kaolinización de la plagiocasa	0,000	18,000	No se empleó	63,520
En la segunda predominan los silicatos básicos de hierro y óxido del mismo metal lo que ha originado una deposición mayor de limonita. Pirita de hierro cuprífera impregna ambas formaciones con mayor segregación hacia su contacto donde se manifiesta cloritización...				
ORO: 16 gr/Ton. Cuarzita de estructura feno cristalina que en parte presenta la apariencia de un pórfido mineralizado principalmente por piritas de hierro. En diversos planos de contacto se advierten segregaciones de charcopirita y esphalerita	1,520	42,360	No se empleó	40,680
ORO: 1,6 gr/Ton. Porfírita cementada por cuarzita, PLATA: 178 gr/Ton. baritina, galena, bornita y blenda. COBRE: 1,88 % Parcialmente kaolinizada	0,160	17,320	No se empleó	67,240
ZINC: 0,63 % PLOMO: 1,39 %				
ORO: 33,20 gr/Ton. Cuarzo ferruginoso extraordinariamente duro del cual ha sido enteramente removida toda mineralización pirítica	1,500	12,000	No se empleó	53,000
ORO: 1,2 gr/Ton. Diorita cuarcífera de estructura vitrea en que predominan como PLATA: 17,80 gr/Ton. ganga los silicatos amorfos de hierro COBRE: 6,93% con alto contenido en Si O <sub>2</sub> , muy duros. La mineralización de chalcopirita, bornita, covelita y pirita de hierro, se presenta en forma de desordenadas impregnaciones hacia los contactos con el cuarzo que es amorfo	0,000	0,780	No se empleó	80,740
MOLIBDENO: 5,60% Porfírita mineralizada por molibdenita y molibdita	0,000	1,600	No se empleó	93,32
ORO: 13,80 gr/Ton. Cuarzo aurífero mineralizado por pirita	3,000	10,300	No se empleó	44,200
ORO: 21,00 gr/Ton. Andesita porfírica mineralizada por calcita en cristales desarrollados y pirita finamente repartida	1,000	18,900	No se empleó	68,800
La misma muestra molida a 65 mallas Tyler	+65 0,000	3,300	No se empleó	89,300

De los ejemplos propuestos que incluyen las formaciones mineralizadas más características difundidas en el país, se deducen las siguientes conclusiones en relación con las moliendas standard o típicas:

I.—No se advierte una correlación sistemática entre la molienda a 45 mallas y el *oversize* de 100.

II.—Se puede observar una correlación bastante visible entre el *oversize* de 100 y el *undersize* de 200.

III.—Se puede en general prever que una molienda a 100 mallas produce un **undersize** de 200 del orden de 90% salvo una que otra formación excesivamente dura.

IV.—En este último caso en que por regla general se trata de cuarzos o cuarcitas auríferas, el metal o sus especies asociadas, se presentan en los clivajes o en los planos de contactos que por efecto de la elutriación han sido destruídos con la correspondiente liberación de las impregnaciones como lo prueban las recuperaciones que se obtienen por uno u otro medio de concentración, asegurando una distribución más o menos uniforme.

## V.—CONCLUSIONES

En resumen podemos decir que la práctica ha constatado que en especial tratándo-

se de minerales de oro de las características indicadas, una molienda en etapas que proporcione lo más cercanamente un tamaño uniforme correspondiente a la abertura de 200 mallas Tyler, suministra resultados concordantes al tomar las debidas precauciones de manipulación. Por otra parte, como una molienda global a 100 mallas da en la mayoría de los casos, un *undersize* de 200 del orden de 90%, y, como en el caso de cuarzos o cuarcitas, no existe un peligro inminente de desigual distribución en el *oversize* de 200, es nuestra opinión de que se puede optar por el tamiz de 100 mallas Tyler (abertura 0,47 mm.) U. S. N.º 100 (abertura 0,149 mm.) como tamiz típico para la preparación de las muestras correspondientes a las formaciones minerales a que nos hemos referido y para las leyes normales de oro entre 10 gr./Ton. a 100 gr./Ton. Para contenidos más altos o más bajos es prudente recurrir al tamiz de 200 mallas Tyler o N.º 200 U. S. S. S. S.

En todo caso, estimamos de elemental prudencia adoptar durante el primer tiempo el nuevo método en alguna o algunas agencias que dispongan de los medios para organizar un control comparativo que muy luego vendría a aclarar la cuestión en forma definitiva.



## LA CELDA UNITARIA EN LA FLOTACION

Por

CARLOS R. NEUENSCHWANDER V.

Ingeniero de Minas

Administrador de la Planta de Punta de Cobre (Copiapó)

El actual resurgimiento de la minería aurífera se ha visto auxiliado en cuanto se refiere a la Metalurgia por el amplio desarrollo del procedimiento de la Flotación.

El concepto de que la flotación de minerales auríferos pobres en sulfuros o exentos de éstos no podían tratarse por flotación (Handbook of Ore Dressing-Taggart-edición de 1927, pág. 866). por no disponerse de suficiente material metálico para estabilizar la espuma; ha sido abandonado. En efecto, con los reactivos de flotación de que hoy se dispone es posible mantener una espuma estable a costas de parte de la ganga no metálica.

El terreno que la flotación ha ganado en las Plantas que tratan minerales de oro han sido considerable en los últimos dos años.

En «Mining and Metallurgy» (A. I. M. M. E.) de Enero de este año, pág. 28, artículo «Ore Dressing» de Charles E. Locke, dedicado a sintetizar los progresos hechos en 1933 en la Preparación Mecánica, se lee lo siguiente: «El aumento de la actividad en el beneficio de minerales auríferos ha traído la instalación de numerosos nuevos planteles, en su mayoría de pequeña capacidad, en los cuales la flotación complementa en una u otra forma el flowsheet. En ciertos casos constituye la flotación el único procedimiento de concentración».

En el mismo número de «Mining and Metallurgy» pág. 26, bajo el título de Metallurgy of Gold hace notar Allan J. Clark los resultados concluyentes de Oldright y Hand, referentes a la influencia de la molienda en la flotabilidad del oro. Establecen que las partículas de oro liberadas en las primeras fases de la molienda son en seguida achatadas a forma laminar y por último con la continuación de la molienda son cubiertas

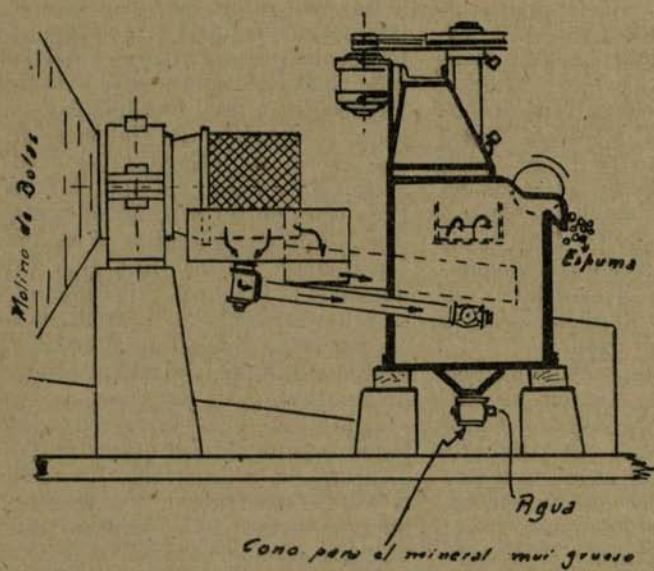
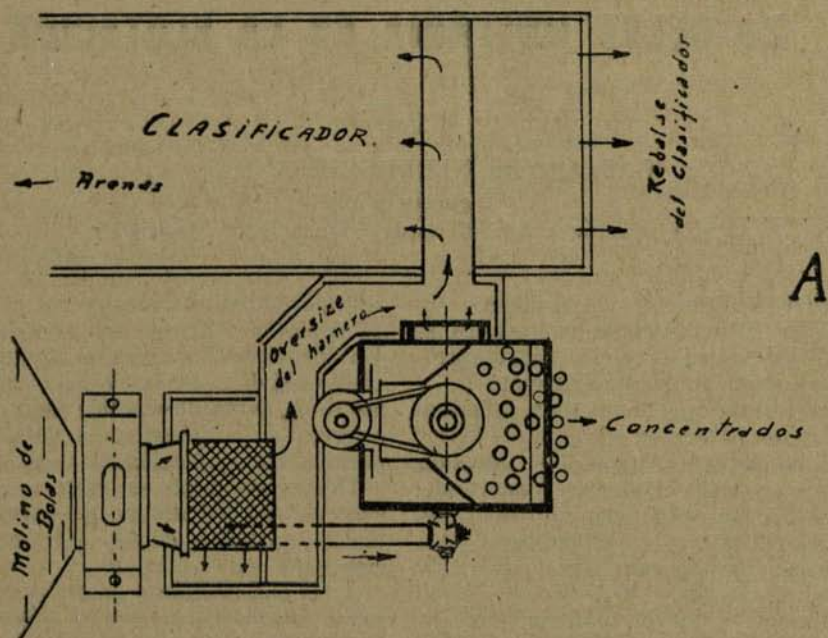
con partículas térreas que se incrustan en su superficie. El oro así cubierto no flota. En los circuitos cerrados de molienda el efecto señalado se agrava, por la importancia de la carga circulante. Este comentario referido a la flotación es válido también para la amalgamación.

Desde este punto de vista es evidente la superioridad del molino de barras sobre el molino de bolas, debido a la menor carga circulante en el primero.

A las observaciones anteriores debe agregarse además que el oro, a pesar de su extraordinaria maleabilidad se muele finalmente después de pasar por la faz laminar desrita. Se pierde así la oportunidad de fácil concentración gravitacional o amalgamación de las partículas gruesas.

La facilidad de quebrarse de las pequeñas láminas de oro queda comprobada en forma fehaciente en el estudio «Flotation of Metallic Gold-Relaciones entre el tamaño de las Partículas y la Flotabilidad» aparecido como publicación del Gobierno de Estados Unidos en el «Engineering and Mining Journal» de Junio del año en curso pág. 1. En efecto, en tal artículo se cita que el oro encontrado en concentrados en una serie de experiencias fué más fino que el oro introducido a la máquina experimental de flotación, no habiendo otra explicación sino que las pequeñas láminas producidas en la molienda se quebraron al chocar con el impulsor de la máquina de flotación.

Con el objeto de aprovechar estos resultados experimentales las casas fabricantes se dedicaron a desarrollar una celda de flotación de construcción apropiada para recibir la descarga de los molinos antes de entrar a la clasificación. Se ha desarrollado así la llamada «Celda Unitaria» de dimensiones reducidas que permiten incluirla en las ins-



Celda Unitaria

talaciones existentes sin mayores dificultades. Esta máquina a más de trabajar por flotación tiene su fondo en forma de embudo donde se captan las partículas excesivamente gruesas que por su peso no pueden flotar.

Se considera la introducción de esta máquina, como el progreso más notable efectuado en los momentos actuales en la concentración del oro y son ya numerosas las plantas en el extranjero y en nuestro país que la han instalado o se preparan a ello. En breve estaremos en situación de dar a conocer los resultados prácticos obtenidos en esta máquina.

Los esquemas A y B representan en planta y en elevación una Celda Unitaria y su instalación directamente a la descarga de un molino de bolas. La Celda Unitaria cuyas paredes inferiores están forradas en goma puede trabajar correctamente con partículas hasta de tres mm. de diámetro. Por esto es indispensable adaptar a la boca del molino un trommel con tela de esa abertura, el undersize pasa a la celda y de ahí al clasificador y el oversize descarga

directamente al clasificador como lo indica el esquema A. La elevación B permite ver el cono en que se concentra el mineral grueso no flotable y que se descarga mediante una llave. Se observa también que con la instalación de la celda se gana altura, un pie, o más, según el tamaño de la celda.

En cuanto a la densidad de la pulpa, la Celda Unitaria puede trabajar con 50% a 70% de sólidos, es decir con pulpas tales como salen del molino o levemente más diluidas. Con diluciones altas el pasaje de la pulpa por la máquina se hace demasiado rápido y además debido a la presencia de partículas gruesas estas se asientan fácilmente en una pulpa muy diluida produciendo el embanque parcial de la máquina.

La estabilización de la espuma en la Celda Unitaria es más difícil que en las instalaciones corrientes en máquinas mecánicas de flotación especialmente en el caso de minerales de oro muy pobres en piritas o exentos de ellas. Los fabricantes recomiendan usar un estabilizador de espuma tal como Barret N.º 4 ó 634 o bien sus equivalentes en otros aceites semi-pesados.



## SOBRE LEGISLACION PETROLERA

Comunicación que el Instituto de Ingenieros de Minas de Chile, elevó a la consideración del Presidente de la Comisión de Constitución, Legislación y Justicia de la Cámara de Diputados.

Santiago, 31 de Octubre de 1934.

Señor Presidente de la Comisión de Constitución, Legislación y Justicia de la H. Cámara de Diputados.

Presente.

Señor Presidente:

El Instituto de Ingenieros de Minas de Chile se ha impuesto con vivo interés, de la nueva orientación que el Supremo Gobierno desea dar a la política petrolera nacional, orientación que ha quedado de manifiesto en el Mensaje que S. E. el Presidente de la República envió con fecha 6 de Junio del presente año al H. Congreso Nacional, propiciando ante éste la aprobación de un proyecto de fomento a la iniciativa privada en las exploraciones y posible explotación del petróleo de nuestro subsuelo, por el cual se altera fundamentalmente la tendencia nacionalista que hasta hoy había inspirado la política gubernativa sobre el petróleo casi unánimemente considerada como la más conveniente para los intereses nacionales.

El Directorio del Instituto cree cumplir con un patriótico deber, al exponer su punto de vista, respecto de esa política y al manifestar a U.S. su opinión sincera y desinteresada, después de un detenido estudio de la materia en cuestión, no le guía otro propósito, que el bien público y el interés superior de la Nación.

No es necesario reseñar nuevamente, pues, ya lo han hecho otras entidades tan autorizadas como la Sociedad Nacional de Minería, las diversas fases por que ha pasado la política petrolera en nuestro país, ni las varias modificaciones que ha sufrido la legislación hasta llegar a la situación de

monopolio por el Estado que hoy existe de acuerdo con la Ley 4109, modificada por la Ley 4231.

También nos parece superfluo referirnos a las medidas adoptadas por los diversos países, especialmente los sudamericanos, para reservarle al Estado la propiedad de los yacimientos petrolíferos y las vicisitudes que muchos de ellos han experimentado por haber permitido la entrada a su territorio de los grandes intereses internacionales que manejan esta industria, sin haber tomado antes las precauciones necesarias para conservar su control.

A juicio del Directorio del Instituto y de su Comisión de Política Petrolera, el país debe aprovechar esa triste experiencia manteniendo la situación actual que reserva para el Estado todos los yacimientos petroleros que pueden existir en nuestro territorio.

Concordamos con lo expresado por S. E. el Presidente de la República, en el sentido de que es necesario abordar la solución del problema en referencia, pero estimamos que ello debe hacerse sobre las bases legales actualmente en vigencia.

Todos los estudios efectuados por los diversos geólogos en orden a investigar las posibilidades petroleras en el Territorio de Magallanes, región que hoy por hoy presenta las mejores expectativas, entre los cuales pueden citarse los de los señores Felsch, Keidel, Decat y Hemmer, concuerdan en el hecho de que mucho se puede esperar, si se persevera en los reconocimientos, cuyo éxito hasta aquí, como información preliminar, es indiscutible. Las conclusiones de estos geólogos han sido ampliamente confirmadas en efecto, por las exploraciones ordenadas por el Gobierno durante los años 1930 y 1933; pero los fondos destinados a aquellos trabajos antes de alcanzar un resultado positivo, no han permitido llegar a la etapa final y más importante de localizar los depósitos comercialmente explotables.

El Gobierno declara que no dispone de nuevos recursos para proseguir estos tra-

bajos y, como solución del problema, propone dar opción a los capitales privados en la prosecución de las exploraciones. Esta doctrina que en cualquiera otra circunstancia aparecería como irredargüible, indudablemente presenta como solución de este problema, inconvenientes de gran entidad, pues, por regla general, como la experiencia lo demuestra, no es posible armonizar los intereses de los capitalistas con los intereses nacionales y, a nuestro juicio, será extremadamente peligrosa la intervención del capitalismo extranjero en esta etapa final de nuestras exploraciones para la seguridad y unidad nacionales.

Estimamos que un premioso deber de patriotismo impone al Estado un final y supremo esfuerzo para comprobar la existencia de petróleo comercial en nuestro suelo. Las oficinas técnicas del Gobierno han estimado que sería suficiente una inversión de 25 millones de pesos para alcanzar una conclusión definitiva. Teniendo en cuenta que este desembolso se efectuaría en un período no inferior a 8 años, o sea, a razón de unos 3 millones de pesos por año, se llegará lógicamente a inferir que no representa esta inversión, un desembolso extraordinario que imposibilitara al Fisco para afrontarlo a pesar de la situación actual de nuestras finanzas, máxime si se consideran las consecuencias que para nuestra independencia política y económica pudiera tener una solución precipitada de este problema.

Para señalar esta suma hemos estimado que el costo de un metro de perforación sería de \$ 1,300.— de nuestra actual moneda, y que el programa de trabajo contemplaría alrededor de 2,300 metros de perforación anual.

Fatalmente los puntos de vista y los intereses del Estado chileno y del capitalismo extranjero en cuanto al petróleo, tienen que ser diferentes, verdad incontrovertible que conviene grabar y destacar en toda gestión relacionada con el combustible en referencia. Como buenos chilenos, no podemos desconocer el peligro que entraña la intervención desmedida del capitalismo internacional en problemas de tan trascendental importancia.

El interés nacional y la dignidad del país exigen que nuestras probables reservas petroleras, nos pertenezcan totalmente, sin

salvedades; se nos objetará que la escasez de nuestros recursos dilatará la consumación de esta empresa; pero frente a la magnitud y repercusión del resultado, pocos años más o menos, no tienen importancia, seguros como estamos, de que si logramos acometer y dar fin solos a esta magna obra, habremos abierto el camino a una nueva e importante fuente de riqueza nacional.

Una vez establecido, en la forma que dejamos esbozada, el valor real de los yacimientos petrolíferos Magallánicos, habría llegado el momento de considerar, si entonces se creyera necesario, la posibilidad de permitir la entrada al capital privado. Con el conocimiento pleno del valor de esa riqueza, en cuya búsqueda el Estado ha invertido ya sumas cuantiosas, podríamos fijar condiciones convenientes para el interés nacional. Hacerlo antes, es decir, en el momento actual, significaría entregar esa riqueza, aún desconocida, a manos de extraños que, presentándose como descubridores, querrían recoger en provecho propio el resultado de los esfuerzos que el país ya ha hecho con gran sacrificio.

Otros países han dado grandes concesiones en su territorio, pero en zonas vírgenes donde sólo había ligeras probabilidades de la existencia de este combustible. Grave desacierto sería que nosotros hiciéramos lo mismo en una zona como la del Territorio de Magallanes, donde sólo falta dar fin a exploraciones hechas a base de estudios concienzudos que les auguran pleno éxito.

Para los efectos de afrontar hasta donde sea posible con nuestros propios recursos el problema de la distribución del petróleo y derivados dentro del país, así como la capitalización de nuestra posible industria petrolera sin que esto irroque al Fisco, nuevos desembolsos, estudia actualmente el Instituto, con acopio de datos, la conveniencia de organizar desde luego una empresa que iniciara por de pronto la refinación de petróleo y que al mismo tiempo se hiciera cargo de las demás fases de la industria en referencia. El Directorio del Instituto se hará un deber en exponer a US. las conclusiones del estudio que realizan sus técnicos con la cual se establecerá en definitiva si el refino del petróleo extranjero conviene a los intereses nacionales y fiscales.

En consecuencia, el Instituto de Ingenieros de Minas declara:



1.º Que mientras no se resuelva el problema de Magallanes, debe mantenerse la legislación actual en todas sus partes;

2.º Que considera de interés nacional que en los presupuestos, a partir de 1935, se consulte por 8 años una partida no inferior a 3 millones de pesos por año con el exclusivo objeto de continuar las exploraciones de Magallanes; y

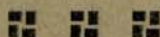
3.º Que se debe establecer a la brevedad

posible si, de acuerdo con nuestra actual modalidad económica, conviene o no el refinó del petróleo extranjero.

Dios güe. a US.

(Fdo).—PEDRO ALVAREZ S.,  
Presidente.

(Fdo.).—*Gustavo Reyes B.*,  
Secretario.



## OBTENCION DE ABONOS FOSFATADOS DE CIERTAS APATITAS

### Eliminación del fluor por calcinación en presencia de vapor de agua y sílice

El «Bureau of Chemistry and Soils» de Washington ha estado efectuando numerosos trabajos a cargo de D. S. Reynolds, K. D. Jacob y L. F. Rader, a fin de obtener que el fósforo contenido en ciertas apatitas se haga más soluble en citrato y por consiguiente más asimilable por los vegetales. Se ha determinado que la poca solubilidad se debía al fluor-fosfato de calcio, idéntico cristalográficamente a la fluorapatita,  $\text{Ca}_{10}\text{F}_2(\text{PO}_4)_6$ , y por ello es preciso descomponerlo, pues la solubilidad o asimilación directa del fósforo depende de la magnitud de la descomposición de dicho fluorfosfato.

Los técnicos arriba indicados estudiaron la acción de la sílice y del vapor de agua sobre la materia prima a temperatura elevada, para conseguir la volatilización del fluor. De ambos tratamientos se dedujo que el vapor de agua era el más eficiente y que una

combinación con sílice mejora aun la acción sobre volatilización.

La roca molida a menos 40 mallas se calcina, en presencia de la cantidad suficiente de sílice y vapor de agua, a una temperatura de 1,400, manteniéndose esta calcinación durante 30 o 60 minutos. Así se volatiliza de un 95 al 100% del fluor y se de un 85 a un 95% del fósforo insoluble y se convierte directamente soluble en citrato. El producto obtenido tiene al aspecto de un clínker semi-fundido.

El aumento de la solubilidad no se produce sino cuando se ha volatilizado todo el fluor en exceso, que no se encuentra en la forma de fluorfosfato de calcio y la mitad del que se encuentra en tal forma. Después de obtenido esto la solubilidad comienza a aumentar más o menos proporcionalmente a la volatilización de la cantidad remanente de fluor.

## ESTADO DE LA INDUSTRIA QUIMICA EN LOS GRANDES PAISES INDUSTRIALES

### ALEMANIA

**NUEVA LEY SOBRE LA INDUSTRIA Y COMERCIO DE LA POTASA.**—Con fecha 18 de Diciembre de 1933 se dictó en Alemania una nueva ley relativa a la potasa con el fin de modificar la ley del 24 de Abril de 1919 y el reglamento de 18 de Julio del mismo año, que confiaban a un cuerpo denominado «*Consejo Superior de la Potasa*», la dirección superior de la industria y de su comercio. Este Consejo estaba compuesto por terceras partes de productores, obreros y consumidores, dicho organismo tenía el defecto, en razón de su composición, de ser marcadamente irresponsable.

La ley de nuestra referencia se puso en vigencia el 1.º de Enero de 1934 y sus principales disposiciones se pueden resumir muy brevemente en los siguientes párrafos:

La primera parte se ocupa de finalidades relativas a las diversas sales de potasa que distingue la ley, define a los propietarios de las minas de potasa y a los productores de potasa.

La segunda parte trata del Sindicato de la Potasa al cual quedan obligados a adherirse los propietarios de minas; también los productores tienen esta obligación si el Sindicato lo pide. Prohíbe las ventas o el beneficio de las sales de potasa a los propietarios o productores no adheridos; si éstos no cuentan con la autorización del Sindicato de la Potasa. Se define en seguida la personalidad moral del Sindicato y se reglamenta la composición del Consejo y el derecho a voto de sus adherentes. Más adelante, se expone que el Sindicato de la Potasa fija los precios de venta y efectúa las ventas en su nombre, por cuenta de los adherentes y fija las cuotas de venta de cada socio. Tiene el monopolio de la importación y exportación de las sales potásicas, como también de sus productos y compuestos de potasa y la fijación de precios de venta como abono en Alemania.

La tercera parte trata de la composición y atribuciones de la Comisión de Control y de las bases según las cuales se hace la

repartición de las cuotas de ventas entre los adherentes.

La cuarta parte se refiere a la Comisión técnica y agrícola de la potasa. Los arts. 39 a 43 exponen el fin, los medios de acción y el funcionamiento de esta Comisión, fijando su composición y atribuciones.

La quinta parte se refiere a la supervigilancia del Reich en la industria y el comercio de la potasa por intermedio del Ministro de la Economía, quien, en último término, fija los precios de venta, resuelve todas las cuestiones contenciosas que se presentan y tiene el derecho de aprobar y modificar los Estatutos del Sindicato.

La sexta parte trata de las sanciones por infracciones a la presente ley, especialmente por las operaciones efectuadas fuera del Sindicato.

La séptima parte se refiere a las disposiciones transitorias.

En los artículos del 59 al 67 se establecen las disposiciones necesarias para armonizar el Sindicato de Potasa existente con la nueva ley. Además prohíbe la profundización de nuevos piques hasta el 31 de Diciembre de 1953, salvo derogación anterior. Derogan totalmente la legislación que existía y someten la industria de la potasa a la sola jurisdicción del Ministro de la Economía.

Esta ley se esfuerza en conservar de la organización anterior todo lo que ofrece una construcción sana y utilizable, y por el contrario trata de eliminar toda disposición inspirada en ideas de socialismo económico inmediato a la post guerra, entregando la dirección superior a los industriales mismos, bajo la supervigilancia del Ministro de Economía del Reich.

**EL PROBLEMA DE LOS CARBURANTES EN ALEMANIA.**—En este industrial país se continúa buscando los medios para aumentar la producción de los carburantes, últimamente el profesor Ubbelochde ha hablado en la *Deutsch Gesellschaft für Mineralölforschung* de la conveniencia de ensayar algunos métodos independientes del procedimiento de hidrogenización de la I. G. Farbenindustrie que posiblemente

permitirán desarrollar la producción alemana de carburantes, pues los métodos clásicos de gasificación del carbón no permiten aumentar la producción de los aceites minerales sin elevar al mismo tiempo la producción de coque. Existen para esto algunos procedimientos como el proceso Steel que no presenta los inconvenientes señalados.

La carbonización de la lignita a baja temperatura puede ser también considerada por muchos como técnicamente recomendable para aumentar la producción; pero ni el procedimiento Steel ni este último método podrán aumentar la producción de carburantes de una manera apreciable, si no son aplicados a la totalidad del carbón, quemado actualmente al estado bruto.

Si las 11.000.000 de toneladas de briquetas de lignitos quemados cada año se sometieran previamente a una destilación a baja temperatura y los alquitranes así obtenidos fueran sometidos a su vez a la hidrogenización, vería Alemania aumentar su producción de bencina en 400.000 toneladas y la de los otros aceites en 100.000 toneladas; se obtendrían además 400.000 toneladas de alquitrán, susceptibles todavía de convertirse en bencina por hidrogenización.

Por otra parte, el Dr. R. Heinze ha llamado la atención en la 13.ª asamblea Deutscher Braunkohlenindustrie Verein, sobre el hecho que de la capacidad de las instalaciones de destilación de alquitrán de lignita, que alcanza a 284.000 toneladas, sólo se utiliza el 64% a causa de la competencia extranjera, que ha ocasionado la baja en los precios. Estas instalaciones produjeron en 1932, no comprendiendo la hidrogenización a presión, 11.930 tons. de bencina, 6.680 tons. de carburantes para tractores, 520 tons. de aceite para máquinas, 33.640 tons. de carburantes para motores de inyección, 70.930 tons. de aceite para quemar, como también 14.930 tons. de parafina, 5.130 tons. de brea y asfalto y 15.050 tons. de coque.

El Dr. R. Heinze recomienda un vasto programa de aumento de la producción de alquitrán por medio de la destilación del alquitrán de lignita, programa que requerirá el desembolso de 130.000.000 de R.M.; pero permitirá al mismo tiempo ocupar de una manera permanente 17.000 obreros y empleados, como también 14.000 hombres por año durante el tiempo de construcción de las usinas. Con esta gran inversión se llegaría a producir 231.000 tons. de bencina,

132.400 tons. de carburantes para tractores e igual cantidad para motores de inyección sin aumentar la producción de los aceites para quemar que cubren ya el consumo, ni el de la parafina que ya tiene copado el mercado de Alemania.

U. R. S. S.

El desarrollo de la industria química durante el primer plan quinquenal ha sido llevado principalmente a favor de los productos minerales. Según el señor Zielinski, Miembro de la Academia de Ciencias de Leningrado, la producción de ácido sulfúrico que era en 1928 de 242.000 toneladas (110.000 en 1913) alcanzó en 1932 a 495.000 toneladas y por este hecho la producción de superfosfato ha podido pasar durante el curso de los últimos veinte años desde 62.000 a 182.000 toneladas. La industria del ácido sulfúrico dispone hoy día de 19 instalaciones donde la capacidad oscila entre 20.000 y 100.000 toneladas por planta. Al final del primer plan quinquenal la capacidad de la industria del ácido sulfúrico era en total de 839.000 toneladas.

En el segundo plan quinquenal las perspectivas de fabricación del ácido sulfúrico son mucho mayores; estimándose que al final o sea en el año 1937 será de 6.000.000 de toneladas anuales y el consumo en este último año alcanzará a 5.155.000.

La mayor parte de la producción actual es dedicada a la fabricación de abonos sin que se pueda satisfacer la demanda, a pesar de que se emplea el 75% de la producción total de ácido sulfúrico en la fabricación de superfosfatos.

## ESTADOS UNIDOS

NUEVAS FUENTES DE YODO.—En la California del sur, donde los pozos de petróleo comienzan a agotarse, el petróleo viene mezclado con abundante cantidad de salmuera, de composición semejante a las aguas del mar. Estas salmueras tienen un contenido bastante alto en yodo, que varía entre 30 y 70 partes por un millón (grs-ton). Es a la presencia de este yodo, al que se le atribuye la dificultad de separar las emulsiones de salmuera y de petróleo obtenidos en la región.

Los Estados Unidos, tributarios en cuanto al yodo de Chile y del Japón, han estado siempre interesados en descubrir una fuente

de yodo nacional que les permitiera independizarlos del extranjero. En la actualidad la provincia de Los Angeles cuenta con tres productores de yodo, los cuales serían capaces de proveer todo el consumo de los EE. UU. La producción diaria es de media tonelada de yodo de 99% de pureza.

INDUSTRIA DEL AZUFRE EN 1933.—Según el Bureau of Mines, la producción de azufre durante el año 1933 fué de 1.406.063 tons., registrando un aumento de 58%, sobre el año precedente, y las ventas llegaron a 1.637.368 toneladas, las que han acusado un aumento de 48% sobre el año anterior; pero ni la producción, ni las ventas alcanzaron las cifras medias correspondientes al período de 1928-1932. El stock ha sido reducido a 231.310 tons. Las zonas productoras han sido California, Luisiana, Texas y Utah.

El nuevo yacimiento de Freeport Sulphur Co. de Plaquemine Parish, ha entrado en explotación este año y se ha extraído 17.705 tons. de azufre; pero no se han efectuado ventas. La Jefferson Lake Oil Co. ha elevado su producción de 13.401 toneladas en 1932 a 303.787 tons. en 1933, entregando al consumo 128.926. La zona de Texas ha llegado a obtener el 77% de la producción Norte Americana o sea 1.083.445 toneladas. Su cuota ha bajado un poco respecto a la de 1932. Aquí los principales centros de producción han sido los yacimientos de Palangana Dome y de Benavides de la Duval Texas Sulphur Co. Los de Bryan, Hoskins Mounds y Freeports Sulphur Co. los de Long Point Dome, los de Long Point y de Boling Dome, de la Texas Gulf Sulphur Co.

En el Utah y California la producción global se eleva a 1.125 toneladas.

Por primera vez desde 1930, los Estados Unidos han importado una cierta cantidad de azufre (4.773) tons. Las exportaciones de azufre bruto fueron de 522.515, las que han crecido en un 48%. Este aumento es general para todos los países de consumo, salvo para Australia y la Nueva Zelanda.

A continuación damos los tonelajes más importantes de la exportación norteamericana:

Destino	1933 tons.	1932 tons.
Canadá	122.954	95.800
Francia	84.093	60.591
Alemania	69.139	31.275

Destino	1033 tont.	1932 tons.
Gran Bretaña	47.149	18.129
Australia	37.726	60.809
Holanda	27.449	13.950
Nva. Zelandia	26.446	33.654

La cantidad alcanzada por Gran Bretaña es una cifra record. Las exportaciones de azufre chancado, molido, refinado, sublimado y en flor fueron de 16.285.095 libras, en 1932, pasaron a 19.629.405 libras en 1933, que fueron repartidas en Canadá con 5.161.960 libras, Australia con 2.316.670 libras, Alemania con 2.016.392 libras, Gran Bretaña con 1.452.058 libras, México con 1.452.058, a Uruguay 1.013.600 libras.

PIRITAS.—1933. La producción de piritas se calcula en 274.476 tons., avaluadas en 755.420 dollars, contra 186.485 tons. avaluadas en 492.043 dollars en 1932 y 330.848 tons. en 974.820 dollars en 1931. Virginia ha producido la cuota más importante; han participado también en esta producción California, Colorado, Missouri, Nueva York, Tennessee y Winconsin.

En Missouri donde la explotación había estado suspendida desde 1920 a 1932, cuatro yacimientos se pusieron en explotación este último año en vez de uno solo que trabajó en 1932; la producción de 3.958 tons. ha pasado a 18.355 tons. Nueva York ha hecho 19.824 tons. de concentrados lo que acusa un aumento de 2.953 tons. sobre 1932.

El consumo de piritas representa un total de 272.348 tons. (con un contenido en azufre de 102.969 tons.), o sea, un aumento de 47% sobre 1932.

Los Estados Unidos han importado 374.417 tons. de piritas en 1933 contra 253.248 tons. en 1932; 341.878 tons. provenientes de España, 29.970 tons. del Canadá y 2.569 tons. de Rusia.

## CANADA

*La industria del radium y del uranio.*  
—Extractamos del Canadian Chemistry and Metallurgy algunos datos sobre la importante planta de Port Hope construída recientemente por The Dorado Gold Mining Ltd. para el tratamiento de la pechblenda de las minas de Great Bear Lake productora de radio y sales de uranio usadas como colorantes.

*Desulfuración.*—Los minerales pasan por una chancadora de mandíbulas que lo reducen a trozos o colpas de  $\frac{1}{4}$  de pulgada de donde son recibidos por un elevador, tamizado, caen a una tolva de capacidad para 4 tons., situada arriba de un horno Herreshoff de 6 pisos, calentado a petróleo. El tostado se hace a  $1.400^{\circ}$  Farenheit que tiene el objeto de eliminar el azufre y el gas carbónico. Un transportador en espiral, enfriado con agua, conduce el mineral tostado a otra tolva de 4 tons. colocada arriba de un molino de cilindro «Marcy», donde es reducido a una fineza de 35 mallas.

*Lixiviación.*—Esta se efectúa en cubas enlozadas: se trata el mineral con ácido clorhídrico y se deja hervir durante 5 horas. El hierro, la alúmina, el níquel, la plata, el plomo y el uranio pasan a la solución. En seguida se decanta en una cuba de madera extrayendo el líquido por sifonaje. El radium queda en el residuo sólido.

*Fabricación del radium.*—Se lava el residuo sólido sobre un filtro de loza hasta eliminación completa del uranio. Después se hace hervir con una solución saturada de cloruro de sodio, bajo presión; el radium y el bario son transformados en carbonatos que quedan en el filtro con la sílice. Un tratamiento con ácido clorhídrico disuelve el bario y el radium y los separa de la sílice.

Cuando los minerales no contienen bario, es necesario agregárselo; después de esta adición, se procede a una ebullición con carbonato de sodio, bajo presión; el radium y el bario son transformados en carbonatos que quedan en el filtro con la sílice. Un tratamiento con ácido clorhídrico disuelve el bario y el radium y los separa de la sílice.

La solución ácida es entonces enviada a las cubas de decantación, después es tratada con ácido sulfúrico, se obtiene así una mezcla de sulfato de bario y radio, conteniendo 50 veces más radium que la carga primitiva, o sea 2 a 10 miligramos por kgs.

*Purificación del radium.*—Esta operación se hace en laboratorio, por ebullición con carbonato de sodio, los sulfatos se vuelven a transformar en carbonatos, que se disuel-

ven en seguida con ácido bromhídrico; se separa el radium del bario por evaporación fraccionada en cubetas de sílice. El radium destinado a los hospitales por lo general se vuelve a transformar en sulfato que tiene la ventaja de ser insoluble en agua.

Todas las operaciones se practican con el mayor cuidado para evitar toda pérdida de radium.

*Fabricación de pigmentos colorantes a base del uranato de sodio.*—La solución proveniente del tratamiento de la pechblenda por ácido clorhídrico es bombeada a cuatro depósitos de seis mil litros, donde se somete a una ebullición con carbonato de sodio con el fin de precipitar todos los metales, salvo el uranio. La solución de uranato, separada por sifonaje se trata con ácido sulfúrico, una neutralización total de ella forma un precipitado amarillo, o sea el pigmento de dicho color; pero con un exceso de ácido y una neutralización con soda produce un precipitado anaranjado, o sea el pigmento correspondiente. Después se filtra y seca. Estos precipitados pasan a un molino de bolas, donde se produce una molienda muy fina que favorece el color y la calidad del pigmento. El secamiento de estos pigmentos se efectúa a una temperatura que se controla con exactitud, porque un calor fuerte perjudica la coloración de ellos.

*PREPARACIÓN DEL ÓXIDO Y DEL NITRATO DE URANIO.*—Se prepara también el óxido negro de uranio en la forma siguiente: La solución ácida de uranio se trata con amoníaco y el hidrato obtenido se calcina a  $1.800^{\circ}$  F. El producto formado se reduce a mano. Claro es que si el consumo lo justifica la molienda debe efectuarse mecánicamente.

En el laboratorio se le fabrica también bajo forma de cristales muy finos; nitrato de uranio que se expenden como reactivo.

Actualmente se trata de recuperar el radium que aun queda en los residuos y formar en atención a la conveniencia de preparar los abonos radio-activos.



## PRODUCCION DE AZUFRE EN 1933

### ESTADOS UNIDOS (NORTEAMERICA)

La producción de azufre de Norteamérica proviene de los estados de California, Louisiana, Texas y Utah.

La cifra total, alcanzada en 1933, fué 1.406.063 long. tons., que representa un aumento de 58% sobre la de 1932 que sólo llegó a 890.440 long. tons. Los embarques también aumentaron, pasando de 1.108,52 tons., que fueron en 1932 (con un valor de \$ 20.000.000) a \$ 1.637.360 tons, valorizadas en \$ 29.500.000. Los stocks en las minas eran 2.799,50 tons., el 31 de Diciembre de 1931, o sea, 231.310 menos que en la fecha correspondiente a 1932.

El siguiente cuadro da comparativamente para diversos años la producción y embarque de azufre en los Estados Unidos de acuerdo con las cifras reunidas por el «Bureau of Mines».

Años	Explotación Long. Tons.	Embarques Long. Tons.	Embarques Valor aprox.	Stocks en las minas a fin de año. Long. Tons.
1924	1.220.561	1.537.345	25.000.000	.....
1925	1.409.262	1.858.003	29.000.000	.....
1926	1.890.057	2.076.687	37.300.000	.....
1927	2.111.618	2.072.109	38.300.000	.....
1928	1.981.873	2.082.924	37.500.000	.....
1929	2.362.389	2.437.238	43.800.000	.....
1930	2.558.981	1.989.917	35.800.000	.....
1931	2.128.930	1.376.576	24.800.000	3.250.000
1932	890.440	1.108.852	20.000.000	3.031.260
1933	1.406.063	1.637.368	29.500.000	2.799.950

El Estado de Texas fué el que produjo el 77% del total del año 1933 alcanzando a 1.083.445 tons., mientras que en 1932 el 98% del total fué producido únicamente por este Estado, o sea, 876.294 tons.

Las propiedades que han estado en trabajo son:

La **Duval Texas Sulphur Co.**, con minas en Palangana Dome, Benavides, Du-

val Country; la **Freeport Sulphur Co.**, en Byan y Hoskins Mounds, Freeport, Brazoria Country; y la **Texas Gulf Sulphur Co.** en Long Point Dome, Long Point, Ft. Bend. Country y en Boling Donie Newgulf, Wharton Country.

La nueva propiedad de la Freeport Sulphur Co., en Grande Encaille Dome de Plaquemines Parish La., inició sus operaciones en el año y se anunció una producción de 17.705 long. tons., pero no hubo embarques de ella. La ubicación de esta es de 45 millas agua abajo de Nueva Orleans, en la ribera derecha, más o menos a cuatro millas de la playa del golfo.

La **Jefferson Lake Co., Inc.**, en Iberia Parish La., aumentó su producción de 13.401 tons. en 1932, a 303.787 en 1933, haciendo embarques que totalizan 128.906 tons. mientras que en 1932 no hizo embarque alguno.

En los Estados de California y Utah la producción de azufre en 1933 llegó a 1.126 tons.

La cotización media dada para el azufre por los periódicos comerciales se mantiene en \$ 18,— f. o. b. en las minas; sin embargo lotes por carro se han vendido a \$ 21,— ton. Los precios para exportación se indican entre \$ 22,— y \$ 25,— la ton. f. a s. en puertos del Atlántico.

El Departamento de Comercio Interior y Exterior (B. F. & D. C.) anuncia que se han importado 4.773 tons de azufre en 1933, hecho que no ocurría desde 1930, fecha en la cual las importaciones fueron 29 tons. de «azufre y minerales de azufre».

Las exportaciones de azufre y piedras de azufre en 1933 totalizaron 522.515 long. tons. que comparadas con las 352.610 alcanzadas en 1932, representa un aumento de 48%.

Las exportaciones a los distintos países consumidores de importancia de Estados Unidos, han aumentado, a excepción de Australia y Nueva Zelandia, que durante el

año 1932 recibió mayores cantidades que en 1931, época en que casi todos los consumidores mermaron sus importaciones.

La siguiente tabulación da para distintos países los consumos de azufre norteamericano hechos en los años 1933 y 1932.

PAISES	1933 tons.	1932 tons.
Canadá.....	122.954	95.800
Francia.....	84.093	60.591
Alemania.....	69.139	31.275
Reino Unido (G. Bretaña).....	47.149	18.129
Australia.....	37.726	60.809
Países Bajos.....	27.449	13.959
Nueva Zelandia.....	26.446	33.654

Como se puede ver, los embarques de azufre norteamericano a Gran Bretaña alcanzaron en 1933 una cifra record. En 1933 las exportaciones de azufre, molido, pulverizado, refinado, sublimado y flor de azufre alcanzaron a 19.629.405 lbs., o sea, un aumento de 16.285.095 lbs. sobre lo exportado en 1932.

Los principales países que han consumido estas clases son:

	lbs.
Canadá.....	5.161.960
Australia.....	2.316.670
Alemania.....	2.016.392
Inglaterra.....	1.452.058
México.....	1.153.116
Uruguay.....	1.013.600

Las exportaciones e importaciones de azufre bruto quedan indicadas en el cuadro que sigue al partir de 1924.

Años	Exportaciones		Importaciones	
	Long. Tons.	Valor	Long. Tons.	Valor
1924	482.114	7.792.854	1.005	40.293
1925	629.401	11.000.235	100	4.411
1926	576.966	10.918.580	48	1.052
1927	789.371	16.269.254	3.384	24.487
1928	685.051	14.345.025	4.847	21.320
1929	855.183	17.628.813	1.163	6.616
1930	593.312	12.416.233	155	.....
1931	407.586	8.836.880	.....	.....
1932	352.610	7.500.000	.....	.....
1933	522.515	9.877.879	4.773	.....

En la explotación de azufre, el combusti-

ble es uno de los principales items del costo. Del calor total obtenido del combustible y convertido en vapor, se requiere usualmente un 3% para hacer correr el azufre y mantenerlo líquido en las cañerías y estaciones de fraccionamiento en la superficie; menos de 1% se emplea en potencias auxiliares para mover generadores, bombas, compresoras, etc. y queda aproximadamente un 97% para inyectarlo en el subsuelo de la formación.

La capacidad productora de una mina de azufre cualquiera dada de la zona costanera del Golfo, es completamente variable; la producción cambia día a día; no hay área y aun pozo que dé resultados idénticos. La variabilidad de la producción se debe principalmente a la inestable eficiencia termal de la estructura rocosa en la cual se inyecta el agua o el vapor. Además, como factores principales que influyen en la producción pueden indicarse: naturaleza física de la estructura rocosa, velocidad de la subsidencia (hundimientos o ventasones), reservas, concentraciones y recuperación del azufre.

## CHILE:

Formando la frontera chileno-boliviana y chileno-argentina, existen en los Andes a alturas que varían de 15.000 a 21.000 pies (de 5 a 7.000 metros) (1), numerosos senos volcánicos, de los cuales algunos aun conservan sus cráteres perfectos y presentan fumarolas y fuentes termales en sus laderas. En tales laderas y cráteres de dichos volcanes se encuentran los depósitos de azufre, en forma de zonas irregulares. En algunos sitios estos depósitos están en la superficie, en otros quedan cubiertos por capas de cenizas volcánicas o derrumbes de cerros, de espesores de 2 a 12 pies (60 cm. a 4 mts.) debajo de esta sobrecarga se encuentra un manto ligeramente consolidado, de 4 a 20 pies de espesor, denominado «caliche» que contiene de 45% de azufre a azufre casi puro.

El comercio y explotación del azufre en Chile probablemente se hace desde los comienzos de la explotación de los nitratos («salitre»), alrededor de unos 110 años atrás, donde se compraba el azufre para fabricar

(1) Esta elevación es exagerada, pues los más altos se encuentran a 5.000 mts. únicamente. Nota Traductor. (Ollagüe en Antofagasta).

la pólvora negra con que se arranca el salitre.

La construcción de los ferrocarriles de Arica a La Paz y de Antofagasta a Bolivia, que ambos pasan cerca de importantes depósitos de azufre, estimuló la industria de este metaloide y permitió que prácticamente se cubrieran todos los consumos de Chile con la producción y aun queda cierto exceso exportable.

La altura en que se encuentran los depósitos de azufre determina un clima muy riguroso. Fuertes nevadas en el período de Marzo a Noviembre e intensos y fríos vientos durante el resto del año hacen difíciles las condiciones de trabajo. El operario común chileno no puede trabajar en dicho temperamento y la explotación o arranque se hace con indios bolivianos o peruanos que están acostumbrados a vivir en tales condiciones; pero éstos son como trabajadores muy deficientes.

Corrientemente la exportación se hace sólo excavando pozos poco profundos, donde el «caliche» es más rico y no se intenta trabajo sistemático alguno. Como el material es naturalmente blando, únicamente se emplean «chuzos», picotas y palas para extraerlo.

El material así extraído se chanca a trozos de 4" de diámetro y se selecciona, apartando todo lo que sea inferior a 60% de azufre, que se apila, para enviarlo después a la planta de refinación. Los transportes se hacen con «llamas», ferrocarriles decauville, andariveles y carretones.

Una pequeña cantidad del total extraído se escoge a mano, para tener una alta ley y se vende a los fabricantes de pólvora negra, el resto se prepara para su venta al mercado en las dos siguientes formas:

1.º—Refinación para producir azufre en colpas y azufre sublimado.

2.º—Refinación para azufre en colpas que por pulverización y tamizado produzca azufre en polvos finísimos.

La mayor parte de la producción, de 12.000 a 16.000 toneladas anuales, se emplea en el mismo país y un pequeño saldo se exporta, que casi en su totalidad lo recibe Gran Bretaña.

## PERU:

Los depósitos se encuentran en ciertos picos volcánicos de la principal rama occi-

dental de la Cordillera de los Andes, entre la ciudad de Arequipa y la frontera Chilena. Se encuentra a una altura que varía de 13.000 a 18.000 pies. (Sobre 4.000 mts.).

En el lado chileno de la frontera se han trabajado yacimientos de azufre entre Antofagasta y el Co. Tacora, que queda exactamente al sur en deslinde con Perú. Este depósito ha sido trabajado desde hace años por la Cía. Azufrera del Pacífico, que hace sus embarques por Arica.

En el Perú mismo el primer depósito de importancia se encuentra en Tuquila alrededor de 20 kms. al norte del ferrocarril de Arica a La Paz. El azufre aflora a lo largo de la quebrada en una extensión más o menos de un kilómetro. El depósito se ha reconocido únicamente.

Siguiendo la línea de los volcanes, hacia el norte, se encuentran dos importantes depósitos en los faldeos del Cerro Tucacota, cerca de la ciudad de Tarata. Ambos depósitos se han reconocido en parte, por pozos poco profundos, de 1 a 3 metros. Sólo unos pocos pozos han atravesado todo el espesor del depósito a causa del calor que se encuentra y de los gases que se desprenden; con la profundidad. Sin embargo, el trabajo hecho es suficiente para indicar que existe la probabilidad de encontrar algunos millones de toneladas de azufre, en ambos depósitos.

Alrededor de 20 kms. más al norte hay otros dos depósitos en los faldeos del Cerro Llucumani, no lejos del pueblo Candarave; pero no se han reconocido. Existen afloramientos de azufre en grandes extensiones en los dos casos.

El depósito que sigue, es el del Cerro Tutupaca ubicado 30 kms. al norte de los anteriores. En este sitio del azufre aflora en las laderas de una quebrada, en un largo de 1 km. más o menos. No se han efectuado pozos de cateo.

Entre los cerros Tutupaca y Ubinas, hacia el norte, casi no se han hecho cateos por azufre; sin duda deben existir depósitos similares a los anteriores. En Ubinas mismo, la Cía. Minera Lampa, ha explorado algunos depósitos, pero aun no los explota. También se conocen pequeños yacimientos cerca de Arequipa, en el Cerro Pichu-Pichu.

Estos depósitos pertenecen al tipo de solfataras; el origen de ellos se supone debido a la reducción del hidrógeno sulfatado gaseoso que escapaba de la salida volcánica.



Cuando se profundizan pozos en la capa de material va aumentando la temperatura con la profundidad, como así también el desprendimiento de gases, de tal modo que no se puede pasar de 2 ó 3 metros de hondura.

El azufre se encuentra en gruesos mantos sobre la superficie o cubiertos por delgadas capas de polvo (ceniza?) o material de laderas de cerros. A veces, debajo de los mantos, existen fracturas o visuras rellenas de material, que dan la impresión de vetas de azufre. Los mantos de poca inclinación están separados por planos horizontales y delgadas capas de cenizas volcánicas que fraccionan la maza de azufre. Se recibe así, la impresión de corrientes sucesivas de azufre fundido que fluyen de una misma salida, con períodos de reposo entre erupción y erupción.

En estos depósitos las leyes en azufre varían de 90% en las capas superiores, a menos de 25% en los bordes marginales. Un término medio aproximado sería 50% de azufre. El resto del material en los depósitos es muy insoluble, y es probablemente ceniza volcánica silicosa. Las condiciones de clima son mucho más favorables que los depósitos existentes más al sur y ya descritos.

## SICILIA:

En una información procedente de Roma, del Comisionado del Comercio Elizabeth Humes, se establece que a raíz de disolución del Consorcio Siciliano de Azufre, en Julio de 1933, se ha hecho una tentativa, fracasada, de formar un consorcio nacional del azufre, para controlar la producción de las minas del Montecatini, en el continente y también las de Sicilia. Se ha argumentado que los productores, abandonaron sus cuotas que les fueron asignadas al tener que encarar la reducción de sus costos de producción e hicieron durante el período de 1932-33 la mayor producción habida en Sicilia. Se ha estimado que esta cifra llega a 280.000 ó 290.000 tons. Con la ayuda de los fondos puestos por el Gobierno a disposición del Consorcio los stocks se han movido rápidamente y hoy probablemente no excedan de 50.000 tons.

Antes de la primavera los productores de Sicilia estaban en condiciones de afrontar los precios del mercado mundial, si no con ganancias, al menos sin pérdidas; pero con

la caída del dólar, la situación se hizo crítica; no pueden producir sino con pérdidas y se verán obligados a cerrar sus minas. Tal medida arrojaría a la cesantía a miles de operarios y produciría graves perturbaciones en el balance económico de la Isla. Pero el Gobierno ha intervenido para mantener la industria del azufre, mientras las condiciones del mercado se reajustan por sí mismas. En el Consejo de Ministros efectuado el 14 de Octubre se resolvió formar el Departamento Central de Ventas de Azufre para negociar el azufre italiano de Sicilia como del Continente, ya sea en el mercado interior o en el exterior. El Gobierno dará, también, subsidio a la industria en la cantidad suficiente para cubrir la diferencia entre los costos de la producción italiana y las cotizaciones del mercado; igualmente se llevará a cabo una reorganización y se instalará una supervigilancia en relación con un reajuste de las primas, derechos, etc. o de cualquier otro medio, a fin de conseguir el descenso de los costos.

## ESTADÍSTICA DE LA PRODUCCIÓN SICILIANA DE AZUFRE

Años	Producción Tons. Métr.	Stocks en mano Tons. Métr.	Exportaciones Tons. Métr.
1914.....	334.974	369.001	338.308
1915.....	319.260	323.860	359.806
1915.....	233.835	155.372	396.035
1916.....	177.433	156.800	162.971
1918.....	198.185	112.050	230.769
1919.....	181.744	136.991	147.286
1920.....	224.247	147.886	189.878
1921.....	240.089	273.579	105.542
1922.....	137.640	274.830	137.352
1923.....	206.238	245.201	235.113
1924.....	241.156	175.701	309.268
1925.....	207.998	111.718	255.205
1926.....	208.741	94.541	215.745
1927.....	231.440	49.698	253.994
1928.....	215.280	70.006	192.205
1929.....	233.138	72.091	222.320
1930.....	250.770	100.000	217.500
1931.....	253.186	157.122	188.852
1932.....	.....	.....	.....
1933.....	290.000	50.000	.....

El cuadro con que finalizan estas notas da la producción mundial de azufre para cada país y a partir del año 1923 a 1932, expresando las cifras toneladas métricas, confeccionado con informaciones oficiales de los respectivos Gobiernos, y datos del Imperial Institute.

## PRODUCCION MUNDIAL DE AZUFRE

Año	Austria (1) y (2)	Chile	Francia (1)	Grecia (1)	Italia	Japón	España	EE. UU.
1923. ....	15.136	11.380	272	2.243	256.342	37.408	66.371	1.644.904
1924. ....	.....	9.765	286	2.594	294.879	46.873	64.650	1.562.096
1925. ....	25.100	9.069	149	1.050	263.590	46.045	61.916	1.887.824
1926. ....	22.293	5.100	1.373	2.440	272.817	46.306	64.867	2.107.232
1927. ....	.....	12.500	.....	2.572	305.716	60.464	75.830	2.106.644
1928. ....	.....	7.120	24	304	296.107	66.620	76.731	2.116.370
1929. ....	.....	15.670	4	1.771	345.991	66.463	74.201	2.476.243
1930. ....	.....	16.300	.....	2.622	370.281	62.357	100.888	2.021.733
1931. ....	.....	5.098	.....	.....	373.532	61.495	65.316	2.162.969
1932. ....	.....	10.257	.....	.....	375.477	77.081	53.264	904.678

## TOTALES

Año	
1923. ....	2.034.056
1924. ....	1.981.774
1925. ....	2.223.400
1926. ....	2.530.000
1927. ....	2.600.000
1928. ....	2.575.000
1929. ....	2.957.000
1930. ....	2.546.000
1931. ....	—
1932. ....	—

## Observaciones:

- 1).—Mineral en bruto; caliza impregnada con azufre.
- 2).—Incluye algo de la producción de Hungría.
- 3).—Roca en bruto.
- 4).—Embarque de las minas.



# PROMEDIO DIARIO Y MENSUAL DE LOS PRECIOS DE LOS METALES.

SEPTIEMBRE DE 1934

MERCADO DE LOS ESTADOS UNIDOS.

Septiembre	Cobre Electrolítico			Estaño de los Estrechos Nueva York	Plomo		Zinc St. Louis
	Interno		Export Refinery (c)		Nueva York	St. Louis	
	«Blue Eagle» F. ob. Valley (a)	Basis «Blue Eagle» Refinery (b)					
1	9.00	8.775	6.750	51.600	3.75	3.60	4.200 a 4.225
3	Festivo	Festivo	6.725	Festivo	Festivo	Festivo	Festivo
4	9.00	8.775	6.725	51.950	3.75	3.60	4.200
5	9.00	8.775	6.725	51.625	3.75	3.60	4.200
6	9.00	8.775	6.725	51.450	3.75 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150 a 4.200
7	9.00	8.775	6.650	51.150	3.75 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150
8	9.00	8.775	6.650	51.150	3.70 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150
10	9.00	8.775	6.600	51.400	3.70 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150
11	9.00	8.775	6.575	51.400	3.70 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150
12	9.00	8.775	6.575	51.675	3.70 a 3.75	3.55 a 3.60	4.150
13	9.00	8.775	6.575	51.700	3.70	3.55	4.100
14	9.00	8.775	6.550	51.675	3.70	3.55	4.000
15	9.00	8.775	6.525	51.675	3.70	3.55	4.000
17	9.00	8.775	6.525	51.450	3.70	3.55	4.000
18	9.00	8.775	6.525	51.375	3.70	3.55	4.000
19	9.00	8.775	6.550	51.400	3.70	3.55	4.000
20	9.00	8.775	6.550	51.500	3.70	3.55	3.950 a 4.200
21	9.00	8.775	6.550	51.550	3.65	3.50	3.950 a 4.000
22	9.00	8.775	6.550	51.550	3.65	3.50	3.950 a 4.000
24	9.00	8.775	6.550	51.660	3.65	3.50	3.950 a 4.000
25	9.00	8.775	6.550	51.450	3.60	3.45	3.950 a 4.000
26	9.00	8.775	6.550	51.500	3.60	3.45	3.950
27	9.00	8.775	6.475	51.350	3.60	3.45	3.900 a 3.950
28	9.00	8.775	6.475	51.450	3.60	3.45	3.900
29	9.00	8.775	6.450	51.375	3.60	3.45	3.900
Promedio del mes		8.775	6.586	51.503	3.685	3.535	4.059

## PROMEDIO DE LA SEMANA

5		8.775	6.746	51.620	3.750	3.600	4.208
12		8.775	6.629	51.371	3.725	3.575	4.154
19		8.775	6.542	51.546	3.700	3.550	4.017
26		8.775	6.550	51.535	3.642	3.492	4.971

## PROMEDIO POR SEMANA CALENDARIO

1		8.775	6.788	51.604	3.750	3.600	4.231
8		8.775	6.700	51.465	3.735	3.585	4.175
15		8.775	6.567	51.588	3.713	3.563	4.092
22		8.775	6.542	51.471	3.683	3.533	3.988
29		8.775	6.508	51.464	3.608	3.458	3.938

a).—Cotización fijada por la NIRA para el cobre ofrecido al mercado interno que cumpla con los reglamentos del Código del cobre.

b).—Precio neto en refineries de la costa del Atlántico rebajado en 0225 centavos por libra por concepto de intereses y gastos de entrega. Esta cantidad de 0225 cent. por lb., corresponde a la diferencia que resulta de la entrega en los Estados de New England.

c).—Las cotizaciones para el cobre de exportación son precio neto en las refineries de la costa del Atlántico e incluyen ventas de cobre interno (doméstico) en el mercado extranjero. En negocios extranjeros de cobre la mayoría de los vendedores establecen un precio c. i. f. generalmente en los puertos de destino que son Hamburgo, Havre y Liverpool. Este precio c. i. f. tiene un recargo de 0.03 por libra sobre nuestra cotización f. o. b. refinería.

## PLATA, ORO Y MONEDA ESTERLINA

Nueva York y Londres.

SEPTIEMBRE DE 1934

Septiembre	MONEDA ESTERLINA		Plata		Oro	
	"Checks"(a)	"90 Días Demand"(b)	(d) Nueva York	Londres	Londres	(e) E. Unidos
1	4.98750	4.98875	49.6250	21.6875	141 s 5 d	35.00
3	Festivo	Festivo	Festivo	21.8125	141 s 7 d	35.00
4	5.01000	5.01125	49.6250	21.7500	140 s 10½ d	35.00
5	5.01500	5.01750	49.5000	21.6250	140 s 6½ d	35.00
6	4.99500	4.99750	49.5000	21.8125	140 s 8 d	35.00
7	4.99375	4.99625	49.5000	21.8125	140 s 9½ d	35.00
8	5.00125	5.00375	49.5000	21.8750	140 s 9 d	35.00
10	4.99625	4.99875	49.5000	21.8125	140 s 11½ d	35.00
11	5.00500	5.00750	49.2500	21.7500	140 s 3½ d	35.00
12	5.00500	5.00625	49.2500	21.6875	140 s 5½ d	35.00
13	5.00750	5.00875	49.2500	21.6875	140 s 6½ d	35.00
14	5.00750	5.01000	49.3750	21.6875	140 s 6½ d	35.00
15	5.01000	5.01250	49.3750	21.8125	140 s 6½ d	35.00
17	5.00500	5.00750	49.3750	21.7500	140 s 5 d	35.00
18	5.00500	5.00750	49.3750	21.7500	140 s 5½ d	35.00
19	5.00375	5.00750	49.5000	21.8125	140 s 6 d	35.00
20	4.99250	4.99500	49.5000	21.8750	140 s 8 d	35.00
21	4.99125	4.99375	49.3750	21.8750	140 s 9 d	35.00
22	4.99500	4.99875	49.3750	21.8750	140 s 11½ d	35.00
24	4.98500	4.98875	49.3750	21.9375	140 s 10 d	35.00
25	4.97000	4.97250	49.5000	22.0625	140 s 11 d	35.00
26	4.96625	4.96875	49.5000	22.3125	141 s 2½ d	35.00
27	4.96000	4.96375	49.6250	22.3750	141 s 4½ d	35.00
28	4.97500	4.97875	50.0000	22.4375	141 s ½ d	35.00
29	4.96000	4.96375	49.8750	22.3125	141 s 1½ d	35.00
Promedio por mes	4.99344	..	49.484	21.888	....	35.00

## PROMEDIO POR SEMANA

5	5.00575	..	49.600	..	..	..
12	4.99938	..	49.417	..	..	..
19	5.00646	..	49.375	..	..	..
26	4.98333	..	49.438	..	..	..

a).—Plata que no puede venderse al Gobierno de los Estados Unidos. Por decreto del 31 de Diciembre de 1933 el precio oficial fijado por el Gobierno de Estados Unidos para la plata dentro del país y recién extraída de las minas es de 0.64 1/2 cents. por onza troy.

b).—Precio oficial del oro en los Estados Unidos.

## MERCADO DE LONDRES

SEPTIEMBRE DE 1934

Septiembre	COBRE			Esaño		Plomo		Zinc	
	Standard		Electro- lítico (bid)	Al conta- do	3 meses	Al conta- do	3 meses	Al conta- do	3 meses
	Al conta- do	3 meses							
3	27.8750	28.2500	31.0000	229.8750	228.5000	10.4375	10.7500	13.3750	13.5625
4	28.0000	28.3750	31.0000	230.1250	228.8750	10.5000	10.8125	13.7125	13.5625
5	27.9375	28.2500	31.0000	228.7500	227.7500	10.5000	10.7500	13.1875	13.5000
6	28.0000	28.3750	31.0000	229.2500	228.2500	10.4375	10.7500	13.0625	13.3750
7	27.8125	28.1250	31.0000	229.2500	227.5000	10.3750	10.6875	12.8750	13.1875
10	27.3750	27.6250	30.5000	229.0000	227.1250	10.1875	10.5000	12.6875	12.9375
11	27.3125	27.7500	30.5000	228.0000	226.3750	10.0000	10.3750	12.5625	12.7500
12	27.4375	27.6250	30.5000	228.8750	227.1250	10.0625	10.4375	12.3750	12.5625
13	27.3750	27.5625	30.2500	229.8750	227.2500	10.2500	10.5000	12.5625	12.6875
14	27.3125	27.6250	30.2500	229.2500	227.1250	10.2500	10.5000	12.5625	12.6875
17	27.2500	27.7500	30.5000	228.5000	227.0000	10.2500	10.4375	12.4375	12.5625
18	27.3125	27.8750	30.2500	228.7500	227.0000	10.2500	10.4375	12.2500	12.4375
19	27.5000	27.8125	30.3750	228.7500	227.1250	10.3125	10.5000	12.3750	12.5625
20	27.5625	27.7500	30.5000	230.2500	228.0000	10.5000	10.6250	12.5000	12.6875
21	27.5000	27.8750	30.5000	230.5000	227.7500	10.5000	10.6250	12.5000	12.6875
24	27.5000	27.7500	30.5000	231.6250	228.3750	10.6250	10.7500	12.3750	12.6250
25	27.5625	27.8750	30.5000	232.5000	229.0000	10.5625	10.6875	12.3750	12.6250
26	27.4375	27.7500	30.5000	232.8750	229.0000	10.6250	10.7500	12.5000	12.6875
27	27.4375	27.6875	30.2500	231.2500	227.7500	10.6250	10.7500	12.5000	12.6250
28	27.3125	27.5625	30.2500	231.5000	228.5000	10.5000	10.6250	12.5000	12.6250
Promedio por mes	27.541	..	30.556	229.888	..	..	10.613	12.644	12.847

Las cotizaciones de Estados Unidos que se indican en estas páginas están tomadas del Engineering and Mining Journal cuyos redactores para fijarlas hacen una estimación del gran mercado del consumo interno y para lo cual se basan en las ventas que anuncian los productores y las agencias vendedoras.

Estas ventas son reducidas a una base común que corresponde al precio al contado en Nueva York o en St. Louis, según se indica en los respectivos cuadros. Todos los precios internos están en centavos de dólar por libra. Las cotizaciones de cobre, plomo y zinc se basan en ventas para entrega inmediata y para entregas futuras. En cambio las de estaño se basan solamente en las de entrega inmediata.

Las cotizaciones de zinc son para el tipo «Prime Western» ordinario. El zinc en Nueva York se cotiza ahora con un premio de 0,35 cents. por libra sobre el de St. Louis. La diferencia corresponde al flete entre las dos ciudades.

Los precios de los contratos por zinc de alta ley entregados en el Este o en el centro de Estados Unidos tienen generalmente un premio de un centavo sobre el zinc «Prime Western».

Las cotizaciones de plomo reflejan los precios que se obtienen por plomo común y no incluyen aquellos tipos que tienen sobreprecio.

Los precios de Londres por plomo y zinc son los precios oficiales de la primera rueda de la Bolsa de Metales de Londres; los precios de cobre y zinc son los precios oficiales de los compradores en el cierre del mercado. Todos ellos están en £ por tonelada larga (2.240 lb.).

Las cotizaciones de plata de Nueva York son las que da la firma Handy and Harman y se expresan en centavos de oro por onza troy de plata de 990 milésimos de fino. La cotización de plata de Londres se expresa en peniques por onza troy de plata en barra de 925 milésimos de fino. Los precios en moneda esterlina representan la demanda del mercado a medio día.

## ESTADÍSTICA DE METALES

## PLATA Y MONEDA ESTERLINA

	Nueva York		Londres (contado)		Moneda Esterlina	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	25.400	44.188	16.883	19.382	336.060	504.644
Febrero.....	26.074	45.233	16.855	20.073	342.114	503.085
Marzo.....	27.928	45.875	17.588	20.278	343.138	509.259
Abril.....	30.730	45.180	18.440	19.740	357.565	515.210
Mayo.....	34.072	44.226	19.046	19.276	393.106	510.510
Junio.....	35.663	45.173	19.078	19.981	413.216	504.721
Julio.....	37.630	46.310	18.341	20.512	464.760	503.990
Agosto.....	36.074	48.986	17.877	21.377	449.944	506.398
Septiembre.....	38.440	49.484	18.272	21.888	466.240	499.344
Octubre.....	38.190	52.375	18.221	23.581	466.880	494.019
Noviembre.....	42.974	.....	18.428	.....	514.573	.....
Diciembre.....	43.550	.....	18.674	.....	511.270	.....
Anual.....	34.727	.....	18.144	.....	421.530	.....

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

## COBRE

	F. O. B. Refinería Electrolytica			Londres (al contado)			
	Domestico		Export.	Standard		Electrolítico	
	1933	1934	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	4.775	7.890	7.831	28.557	32.560	32.244	35.614
Febrero.....	4.775	7.777	7.844	28.481	33.072	32.556	35.969
Marzo.....	5.011	7.775	7.837	28.179	32.497	32.370	35.512
Abril.....	5.395	8.173	8.053	29.576	33.006	33.681	36.038
Mayo.....	6.698	8.275	7.913	34.071	32.662	38.163	35.755
Junio.....	7.773	8.594	7.705	36.759	32.149	41.000	35.339
Julio.....	8.635	8.775	7.146	37.917	29.707	41.571	32.778
Agosto.....	8.768	8.775	6.885	36.071	28.358	40.227	31.483
Septiembre.....	8.753	8.775	6.586	35.122	27.511	38.339	30.556
Octubre.....	7.950	8.775	6.315	33.656	26.753	36.977	29.478
Noviembre.....	7.881	.....	.....	30.588	.....	33.898	.....
Diciembre.....	7.885	.....	.....	31.306	.....	34.329	.....
Anual.....	7.025	.....	.....	32.524	.....	36.359	.....

Cotización de Nueva York, centavos oro por lb.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

## PLOMO

	Nueva York		St. Louis		LONDRES			
	1933	1934	1933	1934	Contado	3 meses	Contado	3 meses
					1933	1933	1934	1934
Enero.....	3.000	4.000	2.875	3.900	10.458	10.833	11.304	11.517
Febrero.....	3.000	4.000	2.875	3.900	10.431	10.719	11.634	11.913
Marzo.....	3.146	4.000	3.021	3.900	10.609	10.821	11.545	11.842
Abril.....	3.260	4.179	3.135	4.042	10.872	11.122	11.500	11.794
Mayo.....	3.654	4.140	3.525	3.900	12.095	12.372	11.051	11.341
Junio.....	4.173	3.975	4.023	3.825	13.280	13.571	11.054	11.253
Julio.....	4.452	3.772	4.303	3.623	13.411	13.613	10.813	11.045
Agosto.....	4.500	3.747	4.350	3.597	12.182	12.457	10.821	11.028
Septiembre.....	4.500	3.685	4.350	3.535	11.932	12.229	10.388	10.613
Octubre.....	4.313	3.654	4.176	3.504	11.804	12.102	10.359	10.554
Noviembre.....	4.288	.....	4.146	.....	11.537	11.778	.....	.....
Diciembre.....	4.141	.....	4.042	.....	11.431	11.658	.....	.....
Anual.....	3.896	.....	3.735	.....	11.670	11.940	.....	.....

Las cotizaciones de Nueva York y St. Louis, centavos por libra.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

(a) Corrección.

## ESTAÑO

	Nueva York		Londres	
	1933	1934	1933	1934
	ESTRECHOS		AL CONTADO	
Enero.....	22.692	51.891	145.708	226.631
Febrero.....	23.500	51.688	148.544	226.731
Marzo.....	24.221	53.838	149.120	233.863
Abril.....	27.136	55.622	157.944	239.181
Mayo.....	36.051	53.541	186.207	234.239
Junio.....	44.097	51.271	219.966	226.875
Julio.....	46.356	51.930	216.673	230.381
Agosto.....	44.794	51.953	215.210	228.114
Septiembre.....	46.665	51.503	216.893	229.888
Octubre.....	47.858	50.951	223.455	230.587
Noviembre.....	53.011	.....	226.772	.....
Diciembre.....	52.936	.....	227.678	.....
Anual.....	39.110	.....	194.510	.....

Cotizaciones de Nueva York, en centavos por lb.—Londres £ por ton. de 2.240 lbs.

## ZINC

	St. Louis		Londres			
	1933	1934	1933	1933	1934	1934
			Contado	3 meses	Contado	3 meses
Enero.....	3.018	4.271	14.381	14.595	14.688	14.946(a)
Febrero.....	2.666	4.384	13.866	14.119	14.844	15.125
Marzo.....	2.987	4.368	14.647	14.674	14.735	15.033
Abril.....	3.298	4.370	14.951	15.208	14.916	15.200
Mayo.....	3.805	4.346	15.505	15.660	14.772	14.966
Junio.....	4.348	4.240	16.988	16.774	14.241	14.467
Julio.....	4.878	4.317	17.795	17.789	13.466	13.693
Agosto.....	4.916	4.281	16.869	17.031	13.682	13.756
Septiembre.....	4.699	4.049	16.810	17.042	12.644	12.847
Octubre.....	4.748	3.832	16.310	16.599	12.217	12.353
Noviembre.....	4.520	.....	15.048	15.349	.....	.....
Diciembre.....	4.461	.....	14.826	15.059	.....	.....
Anual.....	4.029	.....	15.666	15.825	.....	.....

Cotizaciones de St. Louis, centavos por Lb.—Londres £ por ton. de 2.240 £ lbs.

(a).—Corregido 14.943

## CADMIO Y ALUMINIO

	Cadmio		Aluminio	
	1933	1934	1933	1934
Enero.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Febrero.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Marzo.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Abril.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Mayo.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Junio.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Julio.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Agosto.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Septiembre.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Octubre.....	55.000	55.000	23.300	23.300
Noviembre.....	55.000	.....	23.300	.....
Diciembre.....	55.000	.....	23.300	.....
Anual.....	55.000	.....	23.300	.....

Cotizaciones:

Aluminio en centavos por libra. de 99% de ley

Cadmio en centavos por libra.

## ANTIMONIO, MERCURIO Y PLATINO

	Antimonio (a)		Mercurio (b)		Platino (c)	
	Nueva York		Nueva York		Nueva York	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	5.722	7.198	48.500	67.538	26.480	38.000
Febrero.....	5.738	7.172	48.614	72.011	24.000	38.000
Marzo.....	5.901	7.545	52.676	75.472	24.667	38.000
Abril.....	5.876	7.918	54.580	75.930	26.800	38.000
Mayo.....	6.264	8.465	56.500	75.577	28.500	36.538
Junio.....	6.500	7.900	60.038	75.000	30.000	36.000
Julio.....	7.262	8.024	62.900	75.000	32.320	36.000
Agosto.....	6.986	8.514	63.500	75.000	33.000	36.000
Septiembre.....	6.880	8.745	64.580	74.563	34.560	36.000
Octubre.....	6.843	9.361	66.500	74.000	36.000	35.038
Noviembre.....	7.113	.....	66.000	.....	37.583	.....
Diciembre.....	7.250	.....	66.330	.....	38.000	.....
Anual.....	6.528	.....	59.227	.....	30.993	.....

(a).—Cotizaciones del antimonio en centavos por libra, para calidad corriente.

(b).—Mercurio en dólares por frasco de 76 lb.

(c).—Platino, en dólares por onza trov.

## LINGOTE

	Bessemer		Basico		N.º 2 Fundición	
	1933	1934	1933	1934	1933	1934
Enero.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Febrero.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Marzo.....	14.50	18.00	14.00	17.00	14.50	17.50
Abril.....	14.50	18.48	14.00	17.48	14.50	17.92
Mayo.....	15.42	19.00	14.42	18.00	14.92	18.50
Junio.....	16.00	19.00	15.00	18.00	15.50	18.50
Julio.....	16.50	19.00	15.50	18.00	16.00	18.50
Agosto.....	17.00	19.00	16.00	18.00	16.50	18.50
Septiembre.....	18.00	19.00	17.00	18.00	16.50	18.50
Octubre.....	18.00	19.00	17.00	18.00	17.50	18.50
Noviembre.....	18.00	.....	17.00	.....	17.50	.....
Diciembre.....	18.00	.....	17.00	.....	17.50	.....
Anual.....	16.24	.....	15.41	.....	15.91	.....

Cotizaciones del hierro en dólares por ton. de 2,240 lbs. F. O. B. en las Fundiciones de Mahoning Shenango Valley, flete a Pittsburgh: 1,89 dólares.



INFORMACIONES SOBRE SOCIEDADES ANONIMAS MINERAS

SOCIEDAD	Núm. de acciones	Valor pagado	Capital	Fecha del último Balance	Fondos acumulados	Utilidad del último ejercicio	DIVIDENDOS		Precio 1933		
							1933	1934	Más alto	Más bajo	
Arauca, Estaño	200.000	£	1.-	£ 200.000	31-XII-933	£ 125.281.-2.-0	£(Per.) 4.230.-17.-0	.....	.....	.....	.....
Amigos	240.000	\$	5.-	\$ 1.200.000	31-XII-933	76.840	426.775.21	.....	.....	2.25	0.50
Batuco	980.000		4.-	3.920.000	31-XII-933	79.813.08	29.472.50	.....	.....	5.25	2.-
Carahue.—Oro	1.500.000		1.-	1.500.000	30-VI-933		84.341.19	.....	.....	7.50	3.-
Cerro Grande.—Estaño	200.000	£	1.-	£ 200.000	31-XII-933	£ 10.535.-6.-6	£(Per.) 1.210.1.1.	.....	.....	15 5/8	5.-
Colquiri.—Estaño	800.000	\$	5.-	\$ 4.000.000	31-XII-933	.....	.....	.....	.....	7 7/8	2.50
Condoriaco.—Plata	950.000	\$	4.-	3.800.000	24-V-934	.....	\$ (Per.) 23.207.62	.....	.....	9.-	4.25
Chafaral.—Oro	700.000		5.-	3.500.000	30-VI-933	.....	(Per.) 2.477.80	.....	.....	9.-	4.25
Dichas.—Oro	1.500.000		2.-	3.000.000	31-XII-933	.....	38.045.71	.....	.....	.....	.....
Disputada.—Cobre	600.000		25.-	16.000.000	30-VI-933	\$ 3.573.738.53	(Per.) 1.723.090.77	.....	.....	25.62	6.50
Elisa de Bordos.—Plata	380.000		10.-	3.800.000	30-VI-933	.....	.....	.....	.....	39.25	12.75
Guanaco.—Oro	201.039		10.-	2.010.390	31-XII-933	127.369	\$ 780.138.79	.....	.....	47.-	32.-
Higuera.—Cobre	600.000		10.-	6.000.000	31-XII-929	.....	(Per.) 123.482.54	.....	.....	2.25	0.45
Las Condes.—Cobre	1.000.000		10.-	10.000.000	31-XII-933	.....	161.000.14	.....	.....	.....	.....
Marga-Marga.—Oro	1.900.000		1.-	1.900.000	31-XII-933	.....	(Per.) 70.205.53	.....	.....	5.-	1.-
Minerva	150.000		10.-	1.500.000	30-VI-932	.....	(Per.) 13.905.25	.....	.....	9.50	2.-
Monserat.—Estaño	939.102	£	1.-	£ 1.408.653	31-XII-933	£ 10.000.-0.-0	£(Per.) 5.149.-8.-8	.....	.....	16.-	6.-
Morococala.—Estaño	500.000		1.-	500.000	31-XII-933	888.-1.-4	17.761-7-0	.....	.....	4.-	32 5/8
Ocuri.—Estaño	250.000		1.-	200.000	31-XII-932	627.-3.-1	(Per.) 12.445.15.-3	.....	\$ 2.50	17.75	9.-
Oploca.—Estaño	600.000		1.-	600.000	31-XII-933	143.339.-8-10	(Per.) 50.890-16-0	.....	.....	190.-	74.-
Oruro.—Estaño	450.000	\$	20.-	\$ 9.000.000	31-XII-933	Ba. 1.201.719.87	Bs. 709.965.20	\$ 6.-	4.-	87.50	30.-
Patíño.—Estaño	1.380.316	Do.	20.-	£ 6.250.000	31-XII-933	£ 693.706.-19-8	£(Per.) 205.-310-9-8	.....	.....	630.-	247.-
Presidenta.—Plata	500.000		5.-	2.500.000	30-VI-933	.....	(Per.) 73.434.29	.....	.....	3 5/8	1.75
Tocopilla.—Cobre	400.000	£	1.-	\$ 16.000.000	31-I-934	\$ 6.589.495.17	\$ 3.412.832.99	\$ 6.-	7.-	135.-	60.50
Lebu.—Carbón	1.075.280	\$	7.-	7.526.960	31-XII-933	.....	(Per.) 96.011.92	.....	.....	3.50	1.10
Máfil	Prof. 400.000 Ord. 160.000		10.- 50.-	\$ 12.000.000	30-VI-933	486.252.11	\$ 65.317.03	.....	.....	5.-	5.-
Carbonifera Lota.—Carbón	3.687.500		80.-	\$ 295.000.000	31-XII-933	£ 16.933.566.-45	\$ 10.484.375.86	\$ 200	\$ 1.30	37.25	29.-
Schwager.—Carbón	1.000.000	£	1.-	£ 1.000.000	31-XII-933	£ 80.305.17.11	£ 19.184-7-1	220	3.00	49.-	34.-

COTIZACIONES DE ACCIONES DE SOCIEDADES MINERAS

(Precios del Cierre en el último día de cada semana).

TITULOS	Diciembre	Junio	SEPTIEMBRE DE 1934					OCTUBRE DE 1934			
	31 de 1933	30-1934	Sábado 1.º	Sábado 8	Sábado 15	Sábado 22	Sábado 29	Sábado 6	Jueves 11	Sábado 20	Sábado 27
Amigos.....		6 n	8 1/4 v	7 1/4 n	6 3/4 v	7 1/4 c	6 1/2 n	7 — v	7 — n	9 1/4 t	8 3/4 c
Batuco.....	3 v	2 7/8 c	4 1/4 v	4 1/4 v	4 3/4 c	5 1/4 c	4 1/2 n	4 3/4 c	4 1/2 c	4 1/2 n	4 1/2 c
Carahue.....	3 1/4 t	3 13	4 3/4 c	4 3/4 t	5 1/4 c	5 v	4 1/2 c	4 1/2 c	4 3/4 t	4 1/2 c	4 1/2 n
Chañaral.....		7 c 0	8 1/4 c	10 v	9 1/4 c	10 1/4 c	10 3/4 t	10 1/4 t	10 1/4 t	9 1/4 v	10 1/4 v
Cerro Grande.....	14 3/4 ep	14 3/4 c	16 1/4 v	15 1/2 t	15 1/4 v	15 1/4 c	14 1/2 n	14 3/4 c	14 1/4 c	14 — n	14 1/4 v
Colquiri.....	7 1/4 n	19 t									
Condorhuaco.....	5 1/2 v	6 c	7 c	6 1/2 n	6 1/2 c	6 3/4 t	6 1/2 v	6 3/4 c	6 3/4 v	6 — t	6 — c
Dichas.....		1 1/2 c	2 1/4 c	2 1/4 c	2 1/4 c	2 1/4 v	2 v	2 1/4 v	2 1/4 v	2 — v	2 1/4 v
Disputadas.....	21 3/4 n	21 1/2 c	17 3/4 n	17 c			14 1/2 n	13 3/4 v	13 1/4 t	13 1/2 c	15 1/4 v
Espino.....	0.90 n		1.40 v	1 1/4 v	135 n	1.30 c	1.20 n	1.40 t			
Elisa de Bordo.....	21 n	6 3/4 c	5 c	5 1/4 c			4 1/4 n		4 1/4 v	4 1/4 c	5 — v
Gatico.....				0.70							
Guanaco.....	44 1/4 n		48 1/4 n	47 1/2 t	46 1/2 t	46 1/4 c	41 v	43 1/2 t	43 1/4 t	42 — t	43 — t
Higueras.....	1 c		0.90 c			0.85	0.85 n		0.65 c		0.90 v
Lota.....	31 1/4 tm	33 3/4 t	34 1/4 v	34 n	33 3/4 c	34 1/4 c	34 v	34 — v	33 3/4 v	33 1/2 c	32 — t
Lebu.....	2 3/4 t		3 1/4 c		3 1/2 v	3 3/4 c	4 v	3 3/4 n	4 — v	4 — n	4 1/4 c
Minerva.....	6 1/2 n		2 1/2 v	2 1/4 n	2 t	2 n		2 — c	3 1/4 c	4 — n	4 1/4 v
Máfil.....	5 n										
Marga-Marga.....	1 n		0.90 n	0.85 n				0.60 c	0.70 c	0.70 v	0.70 c
Monserat.....	12 1/2 vp	10 1/4 c	11 1/2 v	10 1/4 t	10 1/2 c	10 1/4 c	10 1/4 t	11 1/4 t	11 — c	11 — n	10 3/4 v
Morococala.....	31 1/4 n	38 c		36 n							
Ocuri.....	20 3/4 tmv										
Oploca.....	176 n			167 n			140 v	156 — v	154 — t	157 — c	1.60 — v
Onix.....	1.40 n	3 3/4 c	3 1/4 c	3 3/4 v	3 t	3 c		2 1/4 n			
Oruro.....	84 1/2 vp	114 1/2 c	110 v	107 c	107 c	109 c		108 — t	108 1/2 c	107 1/2 c	104 — c
Patíño.....	505 cp		372 c		344 t	350 t	320 n	332 — t	331 — v	321 — v	322 — v
Potasa.....	4 v										2 — c
Presidenta.....	2 1/4 c	2 n	2 3/4 t	2 1/4 n			2 1/4 v			2 — v	
Schwager.....	39 1/2 n		44 1/2 c					44 1/2 n			44 3/4 c
Tocopilla.....	94 1/2 em	107 1/2 t	95 3/4 t	90 1/2 t	87 v	88 1/2 v	82 v	78 1/2 v	78 3/4 v	80 — c	86 — c
Totoral.....		5 1/4 t	5 n				1.80 v				
Vacas.....		2.80 c		210 v				1.85 c	1.80 c	170 v	
San Vicente.....			4 n								

v = vendedor  
c = comprador  
ep = comprador próxima

ve = vendedor contado  
vp = vendedor próxima  
n = nominal

PRODUCCION DE COMPAÑIAS MINERAS — AÑOS 1933-1934

COMPAÑIAS	Año 1932	Año 1933	Novbre. 1933	Dicbre. 1933	Enero 1934	Febrero 1934	Marzo 1934	Abril 1934	Mayo 1934	Junio 1934	Julio 1934	Agosto 1934	Septbre. 1934	Octubre 1933
Carahue—oro grs. ....					10.131,60	6.122,30	930,98	2.711,60	868,50	397,70	585,70	10.273,60	8.846	9.587,—
Cerro Grande—Est. T. Onz. ....		54.000	4.500	4.500	6.955	6.955	6.955,—	6.955,—	6.955,—	6.955	6.955,—	8.846,—	1.549	8.846,—
Araca—Estaño T. ....	1.273													
Colquiri—B. Estaño QM ....	2.164	1.357	144	207	177	162,—	208,—	245,—	180,—	155				182,—
Condoriaco—oro kgs. ....		49.521	7.125	4.515	4.538	5.603,—	4.858,—	4.977,—	6.013,—	5.722	5.522,—	5.734,—	5.953	5.044,—
Condoriaco—plata kgs. ....		833.657	132.765	156.600	145.498	140.923,—	122.960,—	24.488,—	100.716,—	110.381	119.823,—	113.095,—	97.059	90.498,—
Disputada—cobre T. Concent. ....	18.536	19.793,89	1.746	1.900	2.054,62	1.602,—	1.635,—	1.674,—	1.096,—	959	1.725,—	2.040,—		1.749,—
Elisa de Bordos.—Plata fina Kgs. ....		1.374.478	271.805	516.937	185.884	186.123,—	215.280,—	123.582,—				15.275,—		
Elisa de Bordos.—Oro fino Kgs. ....		9.735	4.819	4.916	4.129	4.889,—	7.220,—	3.386,—	6.893,—					
Guano—oro gr. ....	102.234	127.146	8.323	12.632	10.600	7.812,—	5.300,—	7.224,—	6.893,—	11.587	4.529,—			11.056,—
Lebu—(Carbón) T. ....	29.793	31.368,70	2.297	2.339	1.788	806,20	984,—	795,—	1.386,—	12.71	1.543,—			
Minera e Ind. (Carbón) T. ....	597.524	882.214	81.067	79.526	87.400	80.084,—	82.878,—	77.717,—	79.430,—	82.679	88.532,—	89.122,—	80.085	93.960,—
Morococala B. Estaño Q. ....	28.259	520			450			530,—						
Ocuri—B. Estaño Q. Es. ....	2.744	2.763	226	225	234	248,—	330,—	236,—	100,—	127	140,—	244,—	313	
Oploca—B. Estaño Q. Es. ....	38.166										240,—			
Oruro—B. Estaño T. ....	1.905	1.355	120	90	120	65,—	105,—	110,—	104,—	95	115,—		140	140,—
Oruro—Plata K. ....	28.679	38.044	3.017	3.625	2.509	1.508,—	2.514,—	2.882,—	2.907,—	2.962	3.550,—		4.121	4.060,—
Oruro—Cementos de Cobre ....						4.093,—	11.071,—	6.026,—						321,—
Patiño 1.* quin. Estaño T. ....		4.354	376	403	316	254,—	250,—	318,—	253,—	335	317,—		290	
Patiño 2.* quin. Estaño T. ....	8.188	1.831	136	109	196	146,—	150,—	82,—	147,—		308,—	700,—		
Schwager (Carbón) T. ....	302.113	455.003	33.960	38.353	36.408	44.680,—	43.961,—	47.716,—	44.582,—	51.017	55.888,—	56.256,—	45.729	57.215,—
Toco pilla Cobre Concent. 28% U.S. ....	14.405	13.106	870	920	935	840,—	880,—	900,—	860,—	925	800,—			
Tocopilla Liquid. Concent. U.S. ....		281.077,76	25.709	27.832	29.279,03	25.590,76	26.684,94	27.554,66	25.852,49	27.100,24	21.212,41	20.219,32	15.467,13	16.625,94
Tocopilla Liquid. oro contenido ....		18.349,64	1.370,60	1.440,38	1.473	1.323,34	1.386,36	1.417,06	1.354,86	1.457,10	1.260,32	1.299,72	1.047,64	1.228,82
Panulcillo Total en U.S. ....		90.166,71	9.735,12	9.736,65	12.465,72	11.480,70	12.890,47	16.863,—	11.112,83	11.349,13	9.719,51	10.016,59	9.651,54	10.272,24

B. Barrilla  
T. Toneladas

Q. Quintales  
Q. M. Quintales Métricos

Kgs. Kilógramo  
O. Onza  
Gr. Gramos.

# SECCION ESTADISTICA MINERA

## INDUSTRIA CARBONERA

AÑO 1934	PRODUCCION DE			SEPTIEMBRE				OCTUBRE				
	ZONAS	Departamentos	Compañías Carboníferas	Minas	PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO		PRODUCCIÓN EN TONELADAS		PERSONAL OCUPADO	
					Bruta	Neta	Obreros	Empleados	Bruta	Neta	Obreros	Empleados
1.º Departamento de Concepción	Concepción	Lirquén Cosmito	Lirquén Cosmito	6.476	6.388	620	24	6.757	6.656	584	24	
				4.110	3.760	423	8	5.450	5.125	480	8	
Total				10.586	10.148	1.043	32	12.207	11.781	1.064	32	
2.º Bahía de Arauco	Arauco	Minera e Industrial de Chile Fund. Schwager	Lota	78.177	74.165	6.113	282	92.448	88.445	6.215	292	
	Arauco		Chiflón Puelco 1, 2 y 3	45.729	40.579	3.508	220	57.215	51.790	3.583	220	
Total				123.906	114.744	9.621	502	149.713	140.236	9.753	512	
3.º Resto provincia de Concepción	Cafete Arauco	Lebu Curanilahue	Fortuna y Constancia	737	322	387	15	864	459	420	12	
			Curanilahue y Plegarias	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total				737	322	387	15	864	459	420	12	
5.º Provincia de Valdivia	Valdivia	Máfil Sucesión Arrau	Máfil	705	677	54	1	808	778	54	1	
			Arrau	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total				705	677	54	1	808	778	54	1	
6.º Territorio de Magallanes	Magallanes Rfo Verde	Menéndez Behety Río Verde	Loreto	2.982	2.894	75	4	2.174	2.116	75	4	
			Elena	1.899	1.847	30	2	1.899	1.847	30	2	
			El Chino	165	165	19	4	165	165	19	4	
			Esperanza	67	67	3	—	67	67	3	—	
			Magallanes	935	899	36	3	776	746	36	3	
Total				6.048	5.872	163	13	5.081	4.941	163	13	
Totales generales				141.982	131.763	11.268	563	168.673	158.195	11.454	570	
Totales del mes anterior				165.991	155.300	11.297	559	141.982	131.763	11.268	563	
Igual mes del año anterior				133.086	118.942	10.152	546	141.883	125.952	10.158	554	

## PRODUCCION DE COBRE FINO.—SEPTIEMBRE DE 1934

COMPAÑIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL				N.º de Accidentes (Hospitalizados)
	Toneladas	Ley %	Toneladas	Ley %	OBREROS		EMPLEADOS		
					Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros	
Chuquicamata . . . . .	759.345.00	1.601	11.438.484	99.9599	5.409	125	987	51	31
Potrerrillos . . . . .	118.638.26	2.288	2.325.608	99.2300	1.242	12	310	24	10
El Teniente . . . . .	522.364.00	2.205	3.906.000 B	99.3700	5.890	7	850	84	7
			5.604.000 R	99.9100					
Naltagua . . . . .	2.699.41	12.435	237.000	99.2500	445	..	35	1	4
M'Zaita . . . . .	3.136.50	18.400	542.600	99.2500	1.033	..	79	12	3
TOTALES . . . . .	1.406.203.17	..	24.054.322	..	14.021	144	2.261	172	55
TOTAL MES ANTERIOR . . . . .	1.384.236.90	..	22.927.991	..	13.820	132	2.240	166	73

## PRODUCCION DE COBRE FINO.—OCTUBRE DE 1934

COMPAÑIAS	MINERALES BENEFICIADOS		COBRE FINO (Barras)		PERSONAL				N.º de Accidentes (Hospitalizados)
	Toneladas	Ley %	Toneladas	Ley %	OBREROS		EMPLEADOS		
					Chilenos	Extranjeros	Chilenos	Extranjeros	
Chuquicamata . . . . .	834.523.00	1.698	10.967.829	99.9609	5.430	103	1.017	49	51
Potrerrillos . . . . .	166.634.76	2.	2.306.125	99.2600	1.236	12	310	24	3
El Teniente . . . . .	579.435.00	2.146	5.900.000 B	99.3800	6.050	9	873	86	11
			4.533.000 R	99.9200					
Naltagua . . . . .	3.819.30	10.524	397.623	99.2500	434	..	35	2	12
M'Zaita . . . . .	3.069.10	17.830	523.000	99.2000	1.035	..	32	12	5
TOTALES . . . . .	1.587.481.16	..	24.627.577	..	14.185	124	2.317	173	82
TOTAL MES ANTERIOR . . . . .	1.406.203.17	..	24.054.322	..	14.021	144	2.261	172	55

# LAVADEROS DE ORO DE CHILE

## DATOS ESTADISTICOS

Compras de Oro efectuadas por la Jefatura de Lavaderos de Oro y número de obreros ocupados en esta clase de faenas en los meses de Octubre y Noviembre de 1934.

PROVINCIAS	COMPRA DE ORO			
	Octubre		Noviembre	
	Gramos oro bruto	Valor en M/cte.	Gramos oro bruto	Valor en M/cte.
Atacama .....	10.085,67	\$ 190.958,60	7.392,73	\$ 138.550,96
Coquimbo .....	111.402,55	2.388.116,83	110.834,31	2.298.806,19
Aconcagua .....	8.913,17	205.584,14	10.557,94	240.569,99
Santiago .....	5.856,62	128.866,42	14.165,85	307.383,57
Colchagua y O'Higgins .....	267,30	5.888,40	638,10	13.874,55
Talca .....	691,10	13.834,50	702,60	12.646,80
Maule .....	1.715,06	39.074,93	1.172,46	26.911,05
Nuble .....	1.447,23	31.691,65	918,60	19.799,55
Concepción y Arauco .....	6.667,70	152.973,20	6.749,66	148.307,64
Bío-Bío .....	7.031,43	155.272,50	7.088,05	152.574,20
Cautín .....	22.705,43	527.854,79	35.797,46	819.352,04
Valdivia .....	19.144,21	446.487,07	19.174,53	438.273,94
Chiloé .....	4.717,68	108.637,48	4.625,14	101.865,14
Magallanes .....	16.336,15	352.273,60	10.212,60	210.680,90
<b>Totales .....</b>	<b>216.981,30</b>	<b>\$ 4.747.514,11</b>	<b>230.030,06</b>	<b>\$ 4.929.596,52</b>

	OBREROS EN TRABAJO			
	Octubre		Noviembre	
Atacama .....	536		203	
Coquimbo .....	11.456		10.412	
		La Serena 6.897		La Serena 6.041
		Ovalle 2.833		Ovalle 2.860
		Illapel 1.726		Illapel 1.511
Aconcagua .....	1.378		1.442	
Santiago .....	230		292	
Colchagua y O'Higgins .....	45		29	
Talca .....	51		70	
Maule .....	189		252	
Nuble .....	169		169	
Concepción y Arauco .....	896		948	
Bío-Bío .....	769		730	
Cautín .....	993		910	
Valdivia .....	1.099		1.222	
Chiloé .....	347		346	
Magallanes .....	537		843	
Varios en el País .....	4.000		4.000	
Obreros a jornal .....	458		489	
<b>Totales .....</b>	<b>23.151</b>		<b>22.437</b>	

## CAJA DE CREDITO MINERO

### RESEÑA MENSUAL DE LAS ACTIVIDADES DE LA CAJA DE CREDITO MINERO

#### La composición del nuevo Consejo.— Las compras de minerales.—Agua potable en Cuba

De una reseña de las actividades de la Caja de Crédito Minero durante los meses de octubre y noviembre último, tomamos las siguientes noticias relacionadas con los servicios de esa institución:

*Nueva composición Consejo.*—En conformidad a la ley Núm. 5505, el nuevo Consejo de la Caja ha quedado compuesto en la siguiente forma: Director del Departamento de Minas, por derecho propio.—Sres. Hernán Videla Lira y Gabriel Amunátegui Jordán, de libre elección del Presidente de la República: señores Juan Lepe Flores y Juan Ignacio García Vergara, designados por el Presidente de la República de una quina formada por la Sociedad Nacional de Minería señores Federico Villaseca Mujica y Oscar Peña y Lillo, elegidos por el Senado, y señores Aquiles Concha Stuardo y Samuel Guzmán García, elegidos por la Cámara de Diputados.

*Agua potable en Cuba.*—De acuerdo con la Municipalidad de Chañaral, se ha terminado la construcción de un Estanque en la Estación de Cuba, para el aumento de la dotación de agua potable en el pueblo de igual nombre.

*Laboratorio Chañaral.*—En la misma forma se ha construido un Laboratorio en Chañaral para el servicio de los mineros de esa región.

*Compra minerales en Punitaqui.*—En vista de las pérdidas que estaba experimentando la Caja en la compra de minerales en Punitaqui se resolvió, por una parte, aumentar, en un 10% el precio de compra de los minerales de 18 a 29 gramos y, por otra, suspender las compras de los minerales de una ley inferior a 11 grs. por tonelada. Este último acuerdo empezará a regir el 1.º de enero próximo.

*Rebaja tarifa minerales más de 60 grs.*—Se acordó rebajar a \$ 23 el precio de compra en la parte que exceda de 60 grs. por tonelada.

*Cierre Agencia Tiltit.*—En vista de la escasez de minerales en esta región la Caja se ha visto obligada a cerrar su Agencia compradora de Tiltit.

*Bonificación precios lote más de 10 toneladas en agencias Copiapó y Punta del Cobre.*—A fin de aumentar en lo posible el peso de los lotes de minerales que se entregan en la Agencia de Copiapó y de estimular la entrega directa en Punta del Cobre, se acordaron las siguientes bonificaciones:

*En la Agencia de Copiapó.*—Por todo lote muestreado por más de 10 toneladas de minerales de exportación o de concentración que no lleguen por FE. CC., se hará un abono de \$ 4.00 por tonelada seca.

*En la Agencia Punta del Cobre.*—Por todo lote muestreado con más de 10 toneladas de menos de 25 grs. de ley, procedente de Carrera Pinto al Sur, se hará un abono de \$ 4 por tonelada seca.

*Aumento tarifas minerales de cianuración.*—Se aprobó la siguiente nueva tarifa para los minerales de cianuración:

- a) Para minerales con ley hasta de 9 grs. exclusive, se mantiene la tarifa actual;
- b) Para minerales de 9 a 23 grs. se descontarán 6 grs. y el exceso se pagará a \$ 16 el gramo;
- c) Para minerales de 23.1 a 33 grs. se descontarán 7 grs. y el exceso se pagará a \$ 17 gramo y
- d) Para minerales de 33.1 a 60 grs. se descontarán 15 grs. y el exceso se pagará a \$ 24.50.

*Aumento tarifas minerales de plata.*—Se ha acordado un aumento general de veinte a veinticinco centavos por gramo en la compra de minerales de plata.

*Entrega Lavaderos de Oro a la Caja.*—En sus últimas sesiones el Consejo se ha preocupado de estudiar el proyecto de ley del senador don Rodolfo Michels, que entrega a la Caja los lavaderos de oro por administración y aunque no ha habido todavía un pronunciamiento definitivo, parece prevalecer la idea de que a la Caja no le conviene hacerse cargo de estos lavaderos.

MINERALES COMPRADOS POR LA CAJA DE CREDITO MINERO EN EL MES DE OCTUBRE DE 1934

NOMBRE DE LAS AGENCIAS	CONCENTRACIÓN			EXPORTACIÓN				
	Tons. secas kgs.	Ley grs ton.	Oro fino	Valor paga- do	Tons. secas Kgs.	Ley Grs ton.	Oro fino	Valor paga- do
Antofagasta.—C. A. S.	36.064	19,3	696,2	7.617,12				
Cuba	609.098	19,1	11.660,6	113.101,37		61,9	10.995,8	198.549,31
Carrera Pinto	349.225	14,5	5.068,4	38.232,39	177.734	59,5	1.927,9	34.550,74
Copiapó.—Caremi	1.010.358	16,4	16.578,8	151.769,42	158.363	66,6	12.125,8	236.490,58
Copiapó.—S. H.	449.361	13,2	5.917,3	44.160,22				
Copiapó.—C. A. S.	317.103	12,3	3.919,2	26.675,36				
Punta del Cobre	458.192	15,1	6.904,7	62.104,65	41.380	61,0	2.522,8	45.484,49
Carrizal Bajo	50.001	23,0	1.149,2	10.067,51	605.307	41,3	25.011,9	354.276,34
Freirina	405.738	23,7	9.620,2	107.312,42	168.963	62,2	10.511,2	194.281,33
Condorhuaco	607.871	13,9	8.460,4	73.451,92	19.506	57,5	1.121,3	20.538,78
Coquimbo.—T. S. A. M. C.	2.927	9,8	28,7	123,20				
Ovalle	32.590	16,4	533,8	4.662,44	4.546	36,5	165,9	2.200,25
Punitaqui	704.705	14,8	10.414,4	79.257,94	54.536	50,7	2.764,9	43.914,99
Combarbalá	41.822	20,8	872,2	10.163,32	2.626	41,6	109,2	1.714,35
Auco	23.478	19,5	459,1	5.057,76	2.354	41,8	98,5	1.629,30
Espino	29.868	15,0	448,5	4.790,16				
Cabildo	18.403	11,6	213,9	1.528,61	1.909	48,6	92,8	1.526,89
Tiltil	2.116	10,0	21,1	121,84	994	99,2	98,6	1.462,71
Quebrada de Alvarado	3.060	16,0	49,1	461,50	791	37,5	29,7	388,85
Curacavi	42.084	15,2	638,8	5.446,24	11.222	46,4	520,6	7.681,84
Graneros	28.761	23,2	668,6	7.899,26	9.092	61,3	557,8	10.011,12
TOTAL AGENCIAS	5.222.828	16,1	84.332,2	754.004,85	1.291.701	53,1	68.654,7	1.154.701,37
Planta El Salado	475.177	17,8	8.469,4	87.317,75	35.671	98,7	3.519,9	72.279,15
Planta Domeyko	358.382	19,9	7.132,7	74.708,60	95.434	61,0	5.820,2	104.571,42
Planta Tambillos	163.303	16,8	2.737,1	25.597,25	3.054	53,2	162,4	2.791,30
TOTAL DE PLANTAS	996.862	18,4	18.339,2	187.623,60	134.159	70,8	9.502,5	179.641,87
TOTAL GENERAL	6.219.690	16,5	102.671,4	941.628,45	1.425.860	54,8	78.157,2	1.334.343,24

RESUMEN

MINERALES DE CONCENTRACIÓN	6.219.690	102.671,4	941.628,45
MINERALES DE EXPORTACIÓN	1.425.860	78.157,2	1.334.343,24
	7.645.550	23,6	180.828,6
			2.275.971,69



**COMPRAS DE ORO METALICO Y ORO RECIBIDO DE LAS PLANTAS Y AGENCIAS DE LA CAJA DE CREDITO MINERO**  
**AÑO 1934**

AGENCIAS Y PLANTAS	JULIO			AGOSTO			SEPTIEMBRE			OCTUBRE		
	Peso bruto Grs.	Ley	Oro fino Grs.	Peso bruto Grs.	Ley	Oro fino Grs.	Peso bruto Grs.	Ley	Oro fino Grs.	Peso bruto Grs.	Ley	Oro fino Grs.
Planta Domeyko...	957,5	823,9	788,90									
Planta P. del Cobre.	7.005,5	833,7	5.840,63	25.821,5	854,5	2.066,28	5.907,5	874,3	5.165,20	23.767,5	789,1	18.757,23
Planta El Salado...	7.867,0	835,2	6.670,32	15.260,0	806,3	12.311,58	3.047,0	854,4	2.603,66	2.764,5	791,9	2.189,48
Planta Tambillos...	7.384,5	745,0	5.501,42	9.645,5	814,1	7.852,99	2.950,0	812,4	2.396,87	9.757,0	825,9	8.058,42
Santiago.....	7.399,4	645,0	4.851,30	17.133,3	635,7	10.892,41	9.000,9	590,1	5.317,01	10.083,7	640,1	6.154,67
Agencia Iquique.....	1.318,5	653,0	860,98							1.164,0	580,9	676,28
Agencia Antofagasta							702,5	856,4	601,69			
Agencia Taltal.....							1.281,5	617,4	791,32			
Agencia Planta El Salado.....	1.254,5	684,0	858,12	1.132,0	664,0	762,78	1.226,0	702,0	860,65			
Agencia Copiapó.....	6.873,5	765,1	5.259,50	5.484,0	797,2	4.372,25	5.833,0	816,5	4.763,98	6.837,0	765,2	5.231,75
Agencia Planta Domeyko.....	224,5	879,4	197,44	107,6	852,9	91,82				13,6	928,6	12,63
Agencia La Serena.....	1.837,7	735,4	1.388,34	2.161,7	729,0	1.577,90	2.454,4	759,8	1.864,99	1.883,9	769,4	1.449,48
Agencia Coquimbo.....	576,0	842,5	485,28	6.159,0	851,6	5.245,36	7.833,5	860,4	6.740,72	7.237,5	866,6	6.272,02
Agencia Ovalle.....	3.003,1	789,1	2.369,91	3.517,7	720,6	2.535,09	3.029,5	722,3	2.188,44	2.002,5	827,6	1.657,43
Agencia Combarbalá	1.499,0	860,5	1.290,00	1.260,3	852,8	1.074,90	1.405,0	845,1	1.187,47	1.140,5	851,2	970,89
Agencia Punta del Cobre.....				3.300,0	868,0	2.042,52	859,2	887,4	762,49	826,5	871,4	720,29
<b>Totales.....</b>	<b>47.200,7</b>	<b>768,2</b>	<b>36.262,34</b>	<b>91.081,8</b>	<b>787,3</b>	<b>71.115,97</b>	<b>45.539,0</b>	<b>773,9</b>	<b>35.244,49</b>	<b>67.563,3</b>	<b>777,1</b>	<b>52.508,05</b>