

BOLETIN MINERO

DE LA

Sociedad Nacional de Minería

SANTIAGO DE CHILE

SUMARIO

	Pájs.
El mineral de Catemu.....	515
Determinacion del molibdeno en los minerales.....	545
Importancia práctica de las investigaciones microscópicas de yacimientos metalíferos para su valorizacion industrial.....	549
La explotacion de petróleo por piques i galerías.....	557
Revista Quincenal.....	573

El mineral de Catemu

II

EL PLANTEL DE CONCENTRACION «LA POZA»

El primer esfuerzo que se hizo en Catemu para concentrar minerales consistió en la construccion de una planta de lixiviacion por ácido sulfúrico para beneficiar los minerales oxidados de la mina Verde. Este plantel no dió resultados satisfactorios y hace tiempo que fué desmontado. Mas tarde se construyó otro plantel de concentracion por gravedad en La Poza para beneficiar los minerales pobres de las minas Mantos i Salado, pero esta planta tambien resultó un fracaso completo por razones que se esplicarán mas adelante. En vista de esto, se alteró el diseño orijinal i de acuerdo con los nuevos planos se compró la maquinaria necesaria, la que no llegó nunca a montarse, debido probablemente a la poca fé que se tenia en su eficiencia.

En 1916 i en vista de los buenos resultados que se estaban obteniendo en los Estados Unidos i aquí en Chile por la Braden Copper Co. en el tratamiento de los minerales llamados *diseminados* i especialmente con los lodos por el sistema de flotacion, la dirección en Paris decidió la construcción en La Poza de una planta de 70 toneladas diarias de capacidad por el sistema de flotacion en la que se utilizó una gran cantidad de maquinaria i material viejo, lo mismo que la ubicación del viejo plantel de gravedad. La concentración fué construida según los planos del señor E. D. Pope, quien utilizó con gran acierto el deficiente material puesto a su disposición. Esta planta, adoleció desde un principio de muchos i serios defectos, lo mismo de orden mecánico que metalúrgico, pero si se la considera como planta de experimentación para probar en gran escala la adaptabilidad de los minerales de Catemu para la concentración por flotacion, no hay que tomar muy en serio sus defectos. El plantel de La Poza sirvió admirablemente este objetivo i en él se hicieron las experiencias i pruebas preliminares de la mayoría de los minerales de Catemu.

La concentración La Poza benefició hasta el 31 de Diciembre de 1919 el siguiente tonelaje:

	Tonelada	Cu %	Óxido de cobre %
Los Mantos.....	44,700	3,0%	0,45%
Cardenilla.....	6,600	5,1	0,62
Salado.....	2,800	5,2	0,16
Caracoles.....	1,000	6,1	1,11
Varios.....	200	3,5	..
TOTAL.....	55,300	3,5%	0,46%

Estos minerales produjeron 9,640 toneladas de concentrados con 16,3% de cobre que contenían 1,570 toneladas de cobre fino.

La concentración fué de 4,7 : 1.

El rendimiento total fué.....	80,3%	Cu.
» » de los óxidos.....	51,0%	»
» » de los sulfuros.....	84,3%	»
Los relaves llevaron un común de.....	0,84%	Cu.
» » » » » »	0,28%	óxido Cu.
» » » » » »	0,56%	sulfuro cobre

DESCRIPCION DEL PLANTEL

El mineral se sacaba en carros *decauville* de las tolvas (de 200 toneladas de capacidad) donde descargaba el andarivel de la mina «Los Mantos» i se

alimentaba a una quebrantadora tipo Dodge de 9"×15" que lo reducía a 1½ pulgadas. De la chancadora caía por gravedad a una pequeña tolva de 10 toneladas de donde era alimentado por un alimentador automático *Challenge* a un molino de cilindros de 26"×12" que lo reducía en tamaño a ½" o sea una reducción de 3 : 1. Un elevador inclinado de cachos de 8"×6"×5" alimentaba el molino de cilindros N.º 2, también de 26"×12" que trituraba el material a 1/8" o sea lo reducía en la proporción de 1 : 4, que corresponde a la eficiencia máxima de que son capaces estas máquinas. En la actualidad hay una gran tendencia en todas las grandes plantas de concentración a substituir los molinos de cilindros por molinos de discos Symons. Durante la descarga del molino N.º 2 de cilindros se le añadía al mineral la cantidad

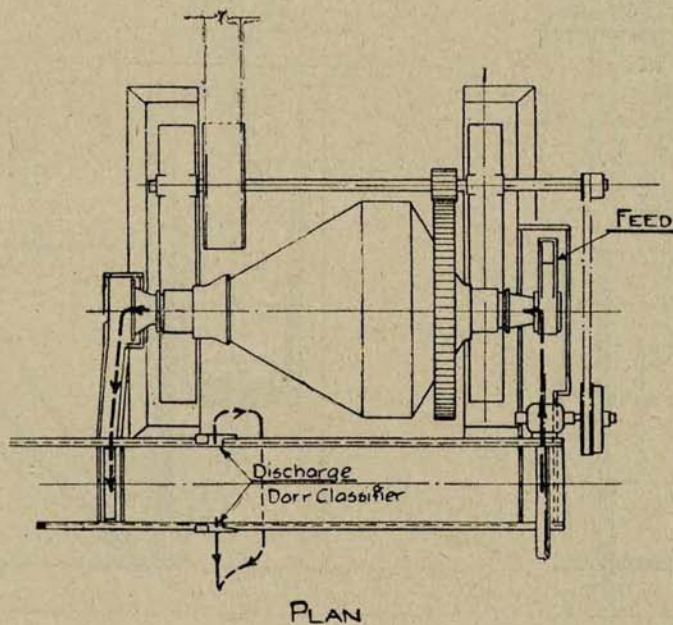


Fig. 1.—Molino tubular en circuito cerrado con el clasificador.

de agua necesaria para que éste tuviera en el molino Hardinge una consistencia de 60 a 80% de agua con la cual el mineral corría por gravedad hasta el cajón alimentador del caracol del molino Hardinge. Este molino es de 8 pies de diámetro en su parte cilíndrica que tiene 30 pulgadas de largo. Su gorro era de adoquines Silex i molía con piedras de río importadas de Dinamarca. Cuando se terminaron los adoquines Silex se hizo la prueba de forrar el molino con las mismas piedras que se usaban para la molienda. Este forro dió tan buen resultado como el de adoquines, pero exige que se le coloque con mayor cuidado, pues no solamente hai que rellenar con cemento los vacíos que quedan entre las piedras grandes sino también con piedras más pequeñas. Estos antiguos molinos Hardinge para moler con piedras estaban contruidos con planchas de acero dulce remachadas. En

la actualidad los de rocas se hacen en fierro fundido. Este molino recibiendo una alimentacion de $\frac{1}{4}$ a $1/8$ " descargaba un producto 14%, del cual no pasaba una malla de 80. En circuito cerrado con el molino Hardinge trabajaba un clasificador Drag colocado a una inclinacion de 35° con la horizontal i la velocidad de su cadena era de 45 pies por minuto. Las arenas que arrastraba, 63% de las cuales eran más gruesas que una malla de 80, volvian al molino. El clasificador descargaba arenas del 3 al 15% mas gruesas que una malla de 80 que pasaban a la seccion de flotacion. Esta estaba compuesta de una máquina Minerals Separation Standard de 12 cajones de 15" con

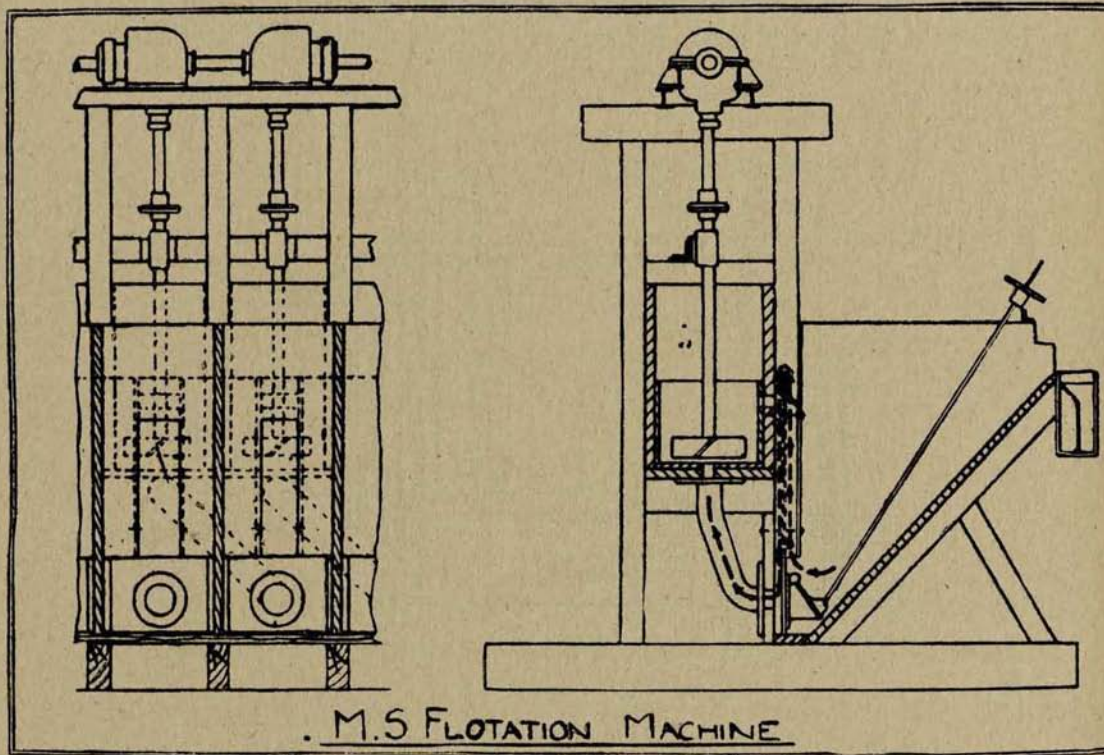


Fig. 2.—Máquina de Flotacion.—Tipo Minerals Separation.

agitadores de 12" que jiraban a 450 r. p. m. i 2 cajones de aire tipo *Callow* de 2'0" que trabajaban con aire comprimido, a una presión de 4 a 5 libras por pulgada cuadrada. La máquina de flotacion tipo M. S. consiste esencialmente en una serie de cajones dobles que varían de 12 a 20, segun sea la duracion del tratamiento que se le quiere dar al mineral. El cajon posterior, llamado compartimento agitador es de forma cuadrada i en él se verifica la agitacion del mineral con el agua i el aceite o aceites. La agitacion es producida por una hélice de cuatro paletas, por regla jeneral, i de forma cruciforme, cuyas paletas están inclinadas al partir del eje a un ángulo de 45° con la vertical. La accion de las hélices, como se ha dicho ya, consiste en agitar la masa de agua con el mineral, por lo jeneral 4 partes de agua por

una de mineral i acabar de mezclar los aceites ($\frac{1}{2}$ a 4 libras por tonelada de mineral), previamente añadidos en el molino o molinos con la pulpa, o sea la mezcla de mineral i agua. Los agitadores inyectan en la pulpa un gran volumen de aire que sirve mas adelante para formar las burbujas que constituyen la espuma i que hace flotar al mineral. Como todos los cajones de una máquina M. S. están al mismo nivel, los agitadores sirven ademas como bombas centrífugas para mover la pulpa a traves de toda la máquina. Del

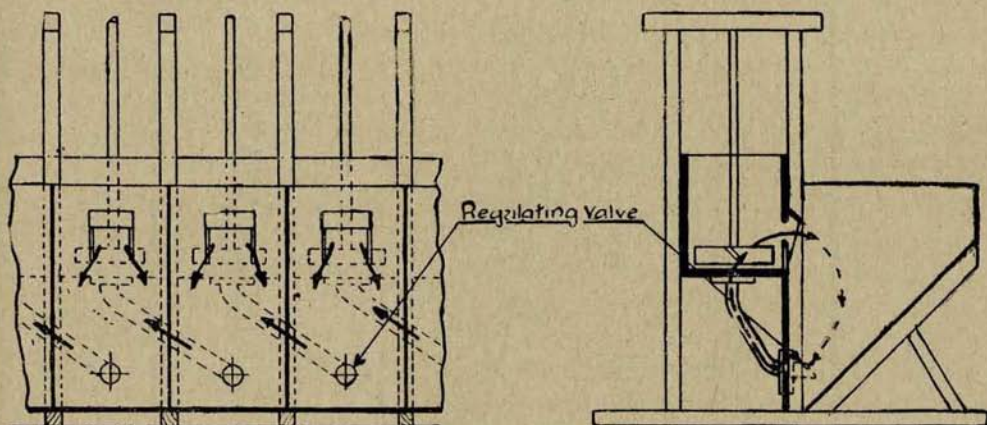


Fig. 3.—Corriente de pulpa en la máquina M. S.

cajon agitador la pulpa pasa por un corte de 1 a 2" de alto por 4 a 8" de largo al cajon de enfrente o *Spitzkasten*. Este cajon, como su nombre indica, es de forma puntiaguda i tiene el mismo ancho que el cajon agitador. En él la pulpa está en reposo i tiene oportunidad de formarse lo que no sucede en el agitador, debido al gran torbellino producido por la hélice. Del fondo del *spitzkasten* N.º 1, la pulpa pasa al cajon agitador N.º 2 a traves de un cañon curvo i debido a la accion de la hélice N.º 2 que actúa como bomba. De esta manera la pulpa pasa sucesivamente de cada *spitzkasten* al agitador siguiente hasta salir por el último *spitzkasten*. La salida de la pulpa de cada *spitz* se regula por medio de una válvula. Como en cada *spitzkasten* se estraee una cantidad de concentrado, es obvio que la pulpa se va empobreciendo al pasar a traves de la máquina i por esto se acostumbra a devolver el concentrado de los últimos cajones al agitador N.º 1 para su enriquecimiento.

La máquina de flotacion Callow consiste esencialmente de un cajon de madera de forma rectangular de 6 a 9 pies de largo por 2 de ancho. El fondo tiene una inclinacion apreciable hácia el lado de la descarga (3 a 4 pulgadas por pié). En el fondo del cajon van colocadas 6 u 8 palanganas de hierro de $\frac{1}{8}$ " a las cuales se fija la tela de lona que sirve para distribuir el aire comprimido a traves de la pulpa. Cada palangana está unida a un cañon

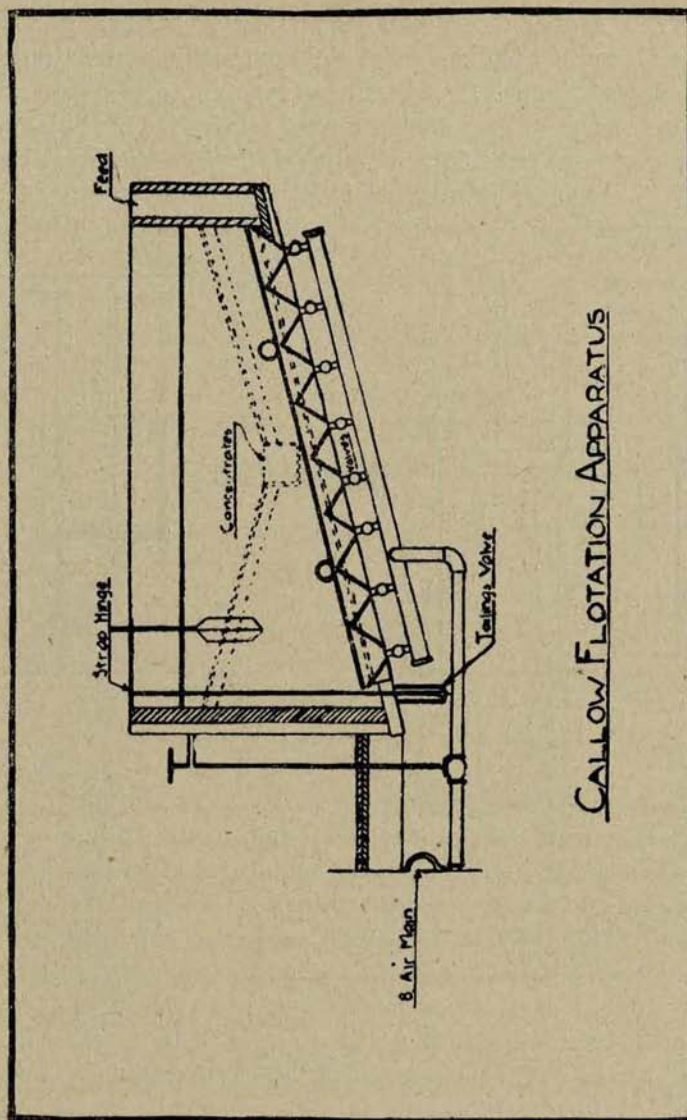


Fig. 4.—Máquina de flotación Callow.

de 1 a 2" de diámetro que toma el aire de uno mayor que lo recibe a su vez del compresor o ventilador. La cantidad de aire que se alimenta a cada palangana se regula por medio de una llave en cada cañon. La pulpa, previamente ajitada i mezclada con los aceites, se alimenta por la parte menos profunda del cajon i sale por la opuesta; la arena sale por una serie de agujeros de un embudo colocado en el fondo del cajon i los lodos por un corte de 1" x 6", hecho a una altura tal que el cajon permanece lleno de pulpa en sus $\frac{2}{3}$ partes. El nivel del agua dentro del cajon se mantiene jeneral-

mente de 10 a 12" por debajo del nivel de descarga de la espuma, que es el borde del cajon. La presion con que se trabaja jeneralmente en esta máquina es de 4 a 5 libras por pulgada cuadrada i la cantidad de aire que se necesita 8 a 10 piés cúbicos por cada pié cuadrado de tela. Con las llaves del aire cerradas la formacion de espuma es nula o casi nula. Sin embargo, apenas empiezan a abrirse las válvulas la espuma comienza a formarse i a subir. Se introduce bastante aire a cada palangana para que la espuma apenas rebalse por los lados del cajon, pues un exceso de aire produce demasiada ajitacion i da orijen a depresiones i olas en la superficie de la espuma. La diferencia mas importante entre estos dos tipos de máquinas de flotacion la *Minerals Separation* i la *Callow* estriba en la manera de inyectar el aire a la pulpa. En la M. S. el aire se inyecta por medio de las hélices en un compartimiento separado de aquel en que se verifica la flotacion, miéntras que en la máquina *Callow* el aire se comprime por separado i se añade a la pulpa a traves de un material poroso, bien sea éste tela de loná, ladrillos, etc., pero de todas maneras hai que añadir el aire a la pulpa en un estado de division mui fino. La ajitacion i la flotacion se llevan a efecto en el mismo cajon. La ajitacion que se obtiene con una máquina M. S. es mucho mayor que en la *Callow*, por lo cual a la primera se le pueden añadir los aceites en los compartimientos ajitadores, siempre que no sean demasiado espesos, miéntras que a la segunda nó. Sin embargo, como hoi se acostumbra añadir los aceites en todas las plantas de flotacion en los molinos, esta ventaja de la M. S. ha perdido su importancia. La diferencia en la apariencia de la espuma producida por los dos tipos de máquinas es notable. La espuma de la M. S. es espesa, coherente, sólida i dura mucho tiempo sin deshacerse, es decir, tiene gran tenacidad. La del cajon *Callow* es mucho mas viva, i se deshace con mucha mayor rapidez. Las burbujas de este tipo de espuma no están tan bien mineralizadas como la de la M. S. i ademas contienen mucha mas agua. Por lo jeneral se ha dicho que la máquina M. S. dá mejores resultados con arenas miéntras la *Callow* produce mejor rendimiento sobre los lodos. En cuanto a fuerza la M. S. consume 4,0 a 5,0 Kw. horas por tonelada de sólidos, miéntras que una instalacion *Callow* necesita 3,0 Kw. horas por tonelada de sólidos.

La descarga del clasificador *Drag* conteniendo del 3 al 15% de arenas mas gruesas que una malla de 80 i 4 toneladas de agua por cada tonelada de mineral pasaba a uno de los cajones *Callow* (Esquema N.º 1). Esa máquina producía un concentrado final con 20% de cobre i un relave de 1,75 a 2% de cobre. El concentrado de esta máquina era concentrado final i pasaba directamente al asentador *Dorr* i los relaves iban por gravedad a una bomba *Frenier* de espiral (tamaño 10" x 54") que los elevaba, junto con los repasos de la mesa *Wilfley* (2% de cobre) i los concentrados del cajon *Callow* N.º 2 (25% de cu.) a la cabeza de la máquina *Minerals Separation*. Los cuatro primeros cajones de esta máquina producían un concentrado

Callow N.º 2 que producía un concentrado de 2,5% de cobre i que la bomba Frenier elevaba al M. S. para su enriquecimiento i un relave final con 0,5% de cobre. Se producían por lo tanto tres clases de concentrados:

1.º del cajon Callow N.º 1 con.....	20,0%	Cu
2.º de los 4 primeros cajones de la M. S. M.....	12,0%	»
3.º de la Mesa Wilfley.....	10,0%	»

Con un término medio de 16,5% Cu cuatro clases de repasos:

1.º del cajon Callow N.º 1 con.....	1,75%	Cu
2.º de los 8 últimos cajones de la M. S. M. con.....	3,00%	»
3.º de la mesa Wilfley con.....	2,00%	»
4.º concentrados del cajon Callow N.º 2 con.....	2,50%	»

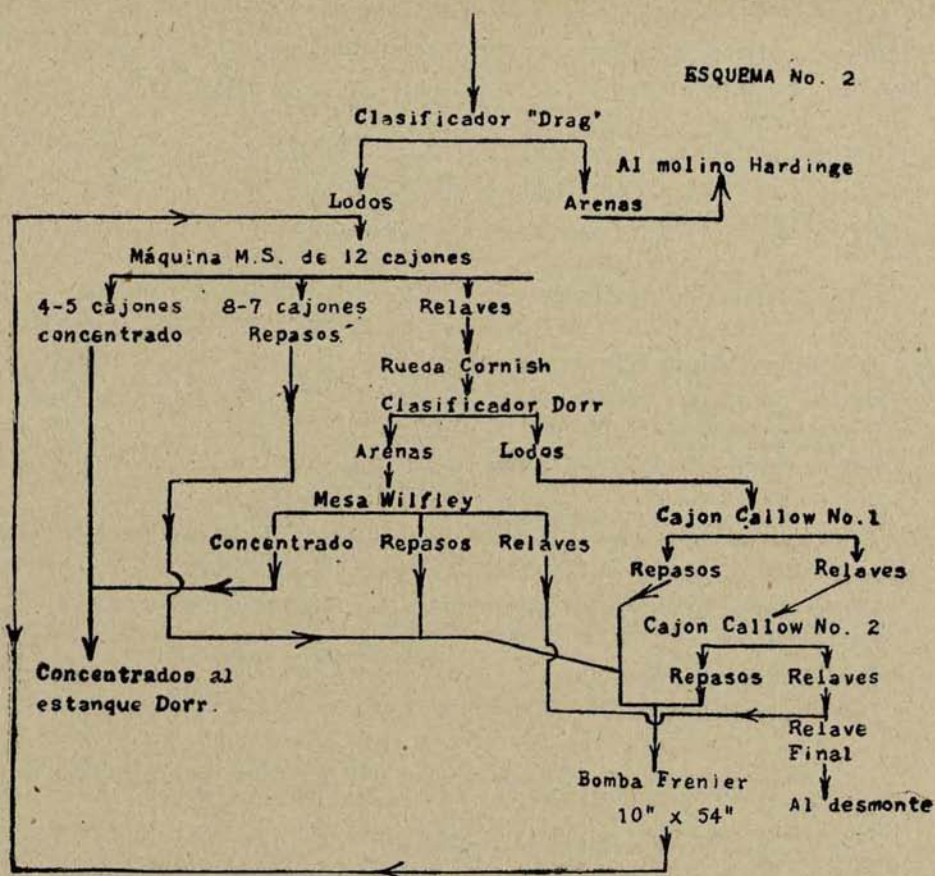
todos los cuales constituían juntos la alimentación de la máquina Minerals Separation.

Los relaves finales eran producidos:

1.º por la mesa Wilfley con 1,0% a.....	0,8%	Cu
2.º por el cajon Callow N.º 2 con 0,5% a.....	0,8%	»

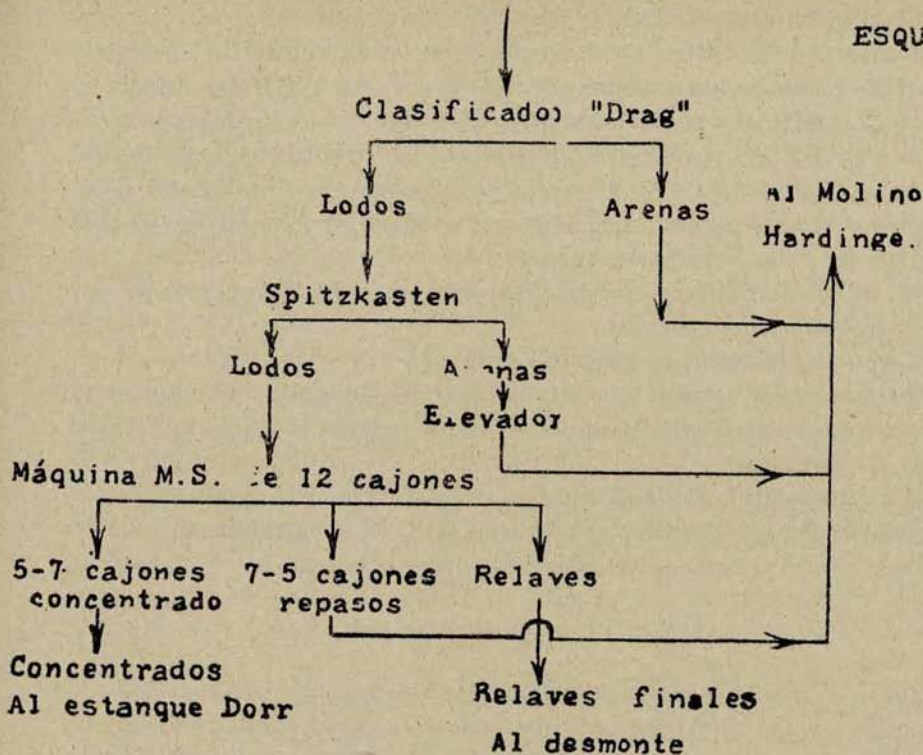
Los relaves finales llevaban de 0,6 a 1,0% de cobre segun la naturaleza del mineral.

El esquema N.º 2 se diferenciaba del N.º 1 en que en lugar de ir la descarga del clasificador Drag al cajon Callow N.º 1, iba directamente a la máquina M. S. Los cuatro o cinco primeros cajones de la M. S. producían un concentrado final con 14 a 18% de cobre i los 8 ó 7 últimos repasos, que la rueda Cornish elevaba al clasificador Dorr. Las arenas finas i los lodos (6% 150 mallas) pasaban a los cajones Callow. Estos trabajaban entónces en «series», es decir, el relave del 1.º constituía la alimentación del 2.º El relave del 2.º era relave final i el concentrado de los dos, por ser demasiado pobre, (3 a 5% Cu) se «limpiaba» o enriquecía en un cajon Callow mas pequeño o en la M. S. M. El concentrado de este cajon, con 8 a 12% de cobre, iba al asentador Dorr como concentrado final i sus relaves volvían a ser repasados en los otros dos cajones Callow. Las arenas gruesas (40% +150 mallas) del clasificador Dorr iban, como en el esquema N.º 1, a la mesa Wilfley que producía un concentrado i un relave finales. En el esquema N.º 3, i por razones que se esplicarán mas adelante, se introdujo un *Spitzkasten* despues del clasificador Drag, al cual iba la descarga del Drag. El *Spigot* o arenas del *Spitzkasten* eran elevadas por un elevador de capachos i volvían al molino Hardinge para ser molidas mas finas, miéntras que el rebalse del *Spitzkasten* pasaba al M. S. M. Los 5 primeros cajones del M. S. M.



hacían un concentrado final i los otros 7 se operaban rápidos i de tal manera que produjeran una espuma espesa para flotar los entrelazados o mistos. Esta espuma de los 7 últimos cajones en lugar de volver a la cabeza de la máquina M. S. o a los cajones Callow para ser enriquecida se devolvía por medio del elevador al molino Hardinge para separar el mineral de la ganga. Los relaves del M. S. M. se enviaban al desmorte directamente o al clasificador Dorr. De aquí los lodos iban como en los esquemas 1 i 2 a los cajones Callow que producían un concentrado pobre que se devolvía a la M. S. M. i un relave final. Las arenas pasaban como de costumbre a la mesa Wilfley. Después de repetidas pruebas con el esquema N.º 3 se comprobó que la M. S. M. por sí sola era capaz de producir un relave casi tan bajo como si sus cosas se pasaran por los cajones Callow, o lo que es lo mismo, que los cajones Callow no extraían nada o casi nada de mineral con este esquema (N.º 3); o comercialmente hablando, que la reducción en el cobre de los relaves por los cajones Callow no compensaba el costo que estas máquinas demandaban. Por este motivo el funcionamiento de los cajones Callow

ESQUEMA No. 3



se suspendió. Las razones porque se adoptó el esquema N.º 3 i se pararon los cajones Callow se discutirá con mas amplitud cuando se pase a hablar del tratamiento metalúrgico de los diferentes minerales que se beneficiaron en el plantel La Poza.

La fuerza necesaria para mover el plantel era la siguiente:

1 Quebrantadora Dodge de 9"×15".....	15 HP.
2 Molinos de cilindros de 26'×12".....	12 »
1 Elevador de capachos.....	3 »
Molino Hardinge.....	40 »
Clasificador Drag.....	5 »
Máquina M. S.....	30 »
Rueda Cornish.....	1 »
2 Cajones Callow (ventilador).....	15 »
Bomba Frenier.....	1 »
Clasificador Dorr.....	1 »
Mesa Wilfley.....	1 »
Asentador Dorr.....	2 »
3 Bombas centrífugas (de 10, 15 i 20 HP.).....	45 »
TOTAL.....	171 HP.

Como el término medio del tonelaje beneficiado por día era de 70 toneladas, la cantidad de fuerza total necesaria por cada tonelada de mineral era 2,44 HP. La molienda consumía 67 HP, ó sea casi 1 HP. por tonelada; la flotacion, 45 HP. ó 0,64 HP. por tonelada; elevacion, clasificacion, etc., 14 HP. ó 0,20 HP. por tonelada i el bombeo del agua al estanque de alimentacion 45 HP. ó 0,64 HP. El excesivo consumo de fuerza total necesaria para mover este plantel, 2,44 HP. por tonelada de mineral, era debido principalmente a las siguientes razones:

1.º Toda la maquinaria era movida por contraejes i correas i no por motores acoplados directamente.

2.º La molienda fina que exijia el mineral.

3.º El tratamiento largo i la alta proporcion de agua, (dilucion de la pulpa 4 : 1 a 5 : 1) que exijia el mineral, lo que reducía la capacidad de las máquinas de flotacion.

4.º La gran cantidad de fuerza necesaria para elevar el agua en la estacion seca del año (8 meses). En la estacion de las lluvias bastaban con 10 HP. en lugar de los 30 a 45 que se necesitaban en verano.

MINERAL DE LA MINA MANTOS

La roca del manto es una andesita de hornblenda mui metamorfoseada e impregnada con cal. Los minerales que forman la ganga son los feldespatos la hornblenda i en menor cantidad el cuarzo i la calcita. Las principales especies mineralógicas de cobre son la calcopirita i la bornita i en la zona de oxidacion se encuentran los carbonatos azurita i malaquita, la cuprita i el silicato, crisocola, ademas de sulfatos de magnesia i cal. Los minerales de cobre se encuentran como venitas o pequeñas guías en las grietas de la roca pero tambien reemplazando total o parcialmente los feldespatos i la hornblenda. El reemplazamiento (i esto es de suma importancia para el tratamiento metalúrgico de este mineral como se verá mas adelante) de los feldespatos i la hornblenda se ha llevado a efecto a través del clivaje de estos minerales.

La composicion química del mineral es la siguiente:

Cu.	SiO ₂	Fe	CaO	Al ₂ O ₃	S.	MgO	Pb	Zn
3,5%	32,8%	5,4%	18,9%	18,7%	2,1%	1,5%	1,0%	1,0%

Bajo el punto de vista del tratamiento metalúrgico, el mineral de esta mina se puede dividir en dos clases bien distintas i definidas segun sea su procedencia:

1.º De la zona que se estiende desde los afloramientos hasta unos 35 metros en profundidad.

2.º De la zona profunda de la mina, de los 35 metros hácia abajo. A estas

dos clases se les puede añadir una tercera que comprenderia los desmontes que provienen del escojido de todo el mineral explotado.

Aunque las tres clases de mineral arriba mencionados tienen aproximadamente la misma composición química, el mineral de la zona profunda de la mina se caracteriza por la extrema fineza con que los minerales de cobre están diseminados a través de la ganga, lo mismo que por la gran facilidad con que la calcita i la hornblenda de esta parte de la mina tienden a flotar. Esto hace muy difícil el obtener un concentrado de buena ley de este mineral.

El mineral de la zona superficial ha sido muy alterado i descompuesto por los agentes atmosféricos i contiene una cantidad apreciable de minerales oxidados. Parte del carbonato de cal se ha transformado en sulfatos de cal i magnesia. El mineral de los desmontes está por supuesto más descompuesto i contiene además mayores cantidades de sulfatos de cal i magnesia que el de la zona superficial.

Dificultades que este mineral presenta para la explotación:

1.º La extrema fineza con que los minerales están diseminados a través de la ganga hace necesaria una molienda muy fina, por lo menos todo —100 malla 1. mm. Esta molienda, además de ser cara, era difícil de llevar a efecto en el plantel de La Poza si no se quería reducir demasiado su capacidad.

2.º La tendencia que los minerales que componen la ganga, sobre todo la calcita i la hornblenda, tenían a flotar, debido a su casi perfecto clivaje.

3.º La formación de *slimes* o lodos ferro-alúminos durante la molienda. Estos lodos absorbían aceite i flotaban, produciendo un concentrado de baja ley.

4.º Los sulfatos de magnesia i cal provenientes de la descomposición formaban precipitados esponjosos en la pulpa a través de los cuales era difícil para las burbujas mineralizadas ascender. Razones 3.ª i 4.ª producían coagulaciónes intensas en la pulpa.

5.ª La dificultad de flotar a los minerales oxidados aun cuando se les sulfurara con polisulfuro de soda, sobre todo los silicatos.

6.ª La película o costra de óxido que gran cantidad de partículas de sulfuros tenían en su exterior; (oxidación superficial de los sulfuros). Esto hacía que los sulfuros se condujeran en la flotación como si fueran óxidos; es decir, tendían a permanecer mojados i a hundirse.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES DE LA ZONA PROFUNDA

Como se ha dicho ya, la dificultad en el tratamiento de este mineral estribaba en que era sumamente difícil separar los minerales de cobre, (bornita i calcopirita) de la ganga—hornblenda i calcita principalmente—por la molienda, debido a la extremadamente fina diseminación de los pri-

meros a través del clivaje de los segundos. Por esta razón a este mineral se le podía describir muy bien como a una *solución sólida de bornita i calcopirita en una andesita*. Debido a la mineralización fina era muy difícil el obtener un concentrado de alta ley (con mineral de esta parte de la mina el concentrado nunca pasaba de 12% Cu) o un relave bajo. El examen del concentrado o relave bajo el microscopio revelaba inmediatamente el hecho de que la mayoría de los valores en el concentrado no eran libres sino estaban incluidos en granos de ganga. En cuanto a los relaves las pérdidas estaban principalmente en granos de mineral no separados de la ganga (hornblenda i calcita).

Támiz	%	Cum. %	Cobre total %	Cobre óxido	% óxido Cu en total	Total Cu	% Cu	% Cu. cum
+ 80	9,00	9,00	1,43	0,22	16,3	0,13	21,9	21,9
+200	36,00	45,00	0,68	0,21	31,2	0,26	43,5	65,4
-200	55,00	100,00	0,37	0,15	40,0	0,20	34,6	100,0
TOTAL ..	100,00					0,59	100,0	

Ensayes jenerales:

Cabeza 3,1% Cu, óxido Cu 0,33% ó 10% del total.

Concentrado 11% Cu.

Relaves 0,7% Cu; óxido Cu. 0,22% o 31,4% del total.

Como se verá por el ensaye de los relaves, la mayoría de las pérdidas de cobre tenían lugar en las arenas de +200 mallas, pues 45% de los relaves contenían el 65,4% del cobre total perdido.

MINERALES DE LAS PARTES SUPERFICIALES DE LA MINA

Con estos minerales es fácil obtener un concentrado de mayor ley (18 a 20% Cu), pero los relaves nunca bajaban de 0,8% a 1%; si la molienda no era mas fina que 10 a 15% +80 mallas. Las dificultades en el tratamiento del mineral de esta parte de la mina dependían de su mayor contenido de minerales oxidados; de la formación de lodos ferro-luminosos i de los sulfatos de magnesia i cal que junto con la alúmina formaban precipitados coagulantes a través de los cuales los sulfuros no podían ascender.

ENSAYES DE LOS RELAVES POR TAMICES (MINERAL DE LA SUPERFICIE)

TÁMIZ	%	COBRE TOTAL %	COBRE ÓXIDO	COBRE SÚLFURO
+ 80	13	1,74	0,38	1,36
+200	39	1,27	0,36	0,91
-200	48	0,76	0,32	0,44

Como se verá, los relaves +80 mallas contenian 23 veces mas cobre que los -200 i en éstos casi la mitad (el 42%) del cobre perdido estaba al estado de óxido.

En esta parte de la mina los valores se encontraban mucho mas libres que en la parte profunda i las pérdidas de cobre en los relaves correspondian casi por partes iguales: 1) a minerales no liberados (que no habian sido bastante molidos). 2) a minerales cuya superficie habia sido oxidada i a minerales oxidados por completo. Estos minerales eran mas duros de moler que los de las partes inferiores de la mina debido a su mayor contenido en hornblenda, i la capacidad del molino Hardinge con este mineral era solamente de 60 a 65 toneladas en las 24 horas.

Las dificultades que presenta el tratamiento de este mineral, son: La necesidad de una molienda fina, aunque no tanto como el mineral de profundidad; una mayor cantidad de minerales oxidados i de sulfuros oxidados superficialmente que el mineral de mas al interior; i, por último, la mas seria de todas o sea los sulfatos de magnesia i cal que contenia i que formaban precipitados esponjosos a traves de los cuales las burbujas con su carga de sulfuros solo acendian con dificultad.

Cómo se mejoraron los resultados por medio del esquema N.º 3 se explicará mas adelante.

MINERAL DE LOS DESMONTES

Este mineral, como su nombre lo indica, representa las acumulaciones de todo lo rechazado por los mineros en la faena del escojido durante los largos años en que esta mina fué trabajada. Como el mineral de la mina Mantos es mui susceptible a ser alterado por los ajentes atmosféricos, huelga

decir que todo el mineral del desmonte estaba en un estado de gran descomposicion. De aquí las dificultades en su tratamiento.

El desmonte tenia por término medio una lei de 2,5 a 3% de Cu, del cual 0,6 a 1,0% estaba en el estado de óxido.

Las dificultades en su tratamiento provenian:

1.º De su alto contenido en óxido, 0,6% a 1,0% en un total de 2,5% de Cu o sea 24% a 40%.

2.º El óxido de cobre se encontraba principalmente como crisocolla o silicato. Despues de repetidas pruebas se demostró ampliamente que de todos los minerales de cobre oxidados al silicato era el mas difícil de flotar, i aunque se le sulfure por completo, nunca flota con facilidad; miéntras que los carbonatos azurita i malaquita i el óxido cuprita flotan con relativa facilidad a pesar de que la película de sulfuro artificial que contengan no sea mas que superficial. Los sulfuros oxidados superficialmente tambien eran reacios a la flotacion. Para conseguir la flotacion de los óxidos era necesario usar de 1 a 1½ libras de polisulfuro de soda por tonelada de mineral. El rendimiento de los óxidos nunca pasó del 40 al 45%.

3.º La superficie del mineral se descomponia en contacto con la atmósfera i se producía una afloroscencia blanca que era debida principalmente a lossulfatos de magnesia i cal al ajitar el mineral molido con agua destilada. El análisis del filtrado daba el siguiente resultado:

	<i>Gramos por litro.</i>
SO ₃	1,126
CaO.....	0,704
MgO.....	0,057
FeO.....	0,007
Cl.....	0,005
Cu.....	indicios
Al.....	»

Estos sulfatos al ser molidos i ajitados producian en la pulpa masas coaguladas que no sólo envolvian partículas de sulfuros sino que hacian mas difícil a las burbujas mineralizadas el ascender a la superficie a través de la pulpa coagulada. Disminuyendo la densidad de la pulpa (aumentando la proporción de agua de 4 : 1 a 7 : 1) era posible el aumentar la dispersion del mineral i obtener un mayor rendimiento.

4.º Una molienda fina es absolutamente necesaria con los desmontes no solo para separar los minerales de cobre de la ganga sino para quitar a los sulfuros la película de óxido que se había formado en su exterior durante el tiempo que estuvieron espuestos a la atmósfera.

Los sulfuros del mineral de los desmontes no poseian la menor tendencia a flocularse (que es la condicion previa necesaria para que un mineral flote),

i al ser mojados por el agua se hundian. La espuma producida por este mineral era en extremo débil i húmeda i las burbujas contenian poco mineral lo que indicaba la tendencia de los minerales que se deseaba flotar (bornita i calcopirita) a mojarse i hundirse. Su ángulo de contacto debía ser, por lo tanto, pequeño. Esta reduccion en el ángulo de contacto de la calcopirita debía haber sido producida por la descomposicion del mineral, pues un cristal fresco de calcopirita, como es bien sabido tiene un ángulo de contacto alto.

Aceites.—De todas las mezclas de aceite que se probaron con este mineral, la que dió mejor resultado fué la siguiente:

<i>Mineral Separation Fuel Oil</i>	2 libras por tonelada
<i>Petróleo mejicano crudo</i>	1 » » »
<i>Alquitran pino</i>	1/8 » » »
<i>Aceite pino</i>	1/8 » » »
TOTAL.....	3¼ libras por tonelada

El efecto de los siguientes reagentes en la pulpa es interesante:

Carbonato de soda.—Se combinaba con las sales en solucion dando origen a precipitados que aumentaban el grado de coagulacion en la pulpa.

Silicato de soda.—El mismo efecto que el anterior pero no tan marcado.

Acido sulfúrico.—No podia usarse en la práctica debido a la gran cantidad de carbonato de cal que contenia el mineral.

Soda cáustica.—En pequeña cantidad parecia afirmar la espuma, pero en mayores cantidades (2'a 6 libras por tonelada) hacia flotar mucha ganga. Este efecto de la soda cáustica era jeneral a todos los minerales de Catemu.

Sulfuros i polisulfuros de soda.—El efecto defloculador de estos reagentes era nulo en este mineral, pero su efecto sulfurante sobre los óxidos reducía el cobre en los relaves de 0,1 a 0,3%.

Molienda.—Debía efectuarse hasta tal grado que todo el mineral pasara a traves de una malla de 90 I. M. M. por lo ménos.

La cantidad de cobre que contenian los diferentes tamaños era la siguiente:

+ 90 I. M. M.....	1,2% Cu
+200 »	1,0% »
—200 »	0,9% »

COMPARACION DE LOS TRES ESQUEMAS DE TRATAMIENTO

La diferencia entre los esquemas 1 i 2 dependia principalmente de si la alimentacion se enviaba directamente a la M. S. M. (esquema N.º 2) en cuyo

caso los cajones Callow trabajaban en series sobre la parte fina (lodos) de los relaves de la M. S. M. clasificados por el clasificador Dorr. Las arenas no se enviaban a los cajones Callow sino a la mesa Wilfley, pues los primeros trabajaban mejor sin las arenas, a las cuales además no le extraían nada. En el esquema N.º 1 la alimentación iba primero al cajón Callow N.º 1 i los relaves de éste pasaban a la M. S. M. El cajón Callow N.º 2 recibía los lodos del clasificador Dorr i su concentrado pasaba a la cabeza de la M. S. M. para su enriquecimiento. En la práctica había poca diferencia en los resultados que se obtenían con los dos esquemas. Por regla general las diferencias observadas eran debidas a la calidad del mineral que se beneficiaba i no a la bondad de uno u otro esquema. El error que se cometía en los dos esquemas estribaba en que los repasos de los cajones Callow no se enriquecían en otro cajón Callow de igual tamaño, sino que habían que enviarlos a la M. S. M., por no poseer la planta un tercer cajón Callow de suficiente capacidad. El cajón Callow que se construyó resultó demasiado pequeño para este objetivo i por esto había que enviar los repasos a la M. S. M. Esta práctica de no mantener los dos circuitos separados (circuitos M. S. de circuito Callow) introducía complicaciones, por necesitar los cajones Callow un aceite especial para su mejor funcionamiento. Este aceite, aceite Pino G. N. S. N.º 5, producía un concentrado sucio en la M. S. M., debido a la flotación de los lodos aluminosos o gredosos, sobre todo si el circuito era alcalino debido al uso del NaOH. En todos los minerales de Catemu la soda cáustica tenía la misma tendencia a flotar los lodos aluminosos cuando en un circuito alcalino, (sobre todo si la alcalinidad era producida por NaOH) se usaba en aceite derivado de la destilación de maderas.

Esquema N.º 3.

Este esquema se introdujo para evitar que las arenas que no habían sido suficientemente molidas pasaran a la flotación. También se hizo posible por medio del nuevo elevador el de volver al molino Hardinge los repasos de los 5 últimos cajones de la máquina M. S.

Este objetivo se obtuvo:

1.º Construyendo un *spitzkasten* a la descarga del clasificador Drag i un elevador que devolviera al molino Hardinge el *spigot* o arenas del *spitzkasten*.

2.º Produciendo una espuma sólida i fuerte en los últimos 5 cajones de la M. S. M. que también era devuelta a la cabeza de la M. S. M. Para producir esta espuma se usaba una mezcla de aceites compuesta de 1/3 de cada uno de los aceites siguientes: Petróleo mejicano crudo, M. S. F. O. i alquitran de pino. Esta mezcla se añadía al octavo agitador de la M. S. M. i con ella se conseguía la flotación de las arenas mal molidas i de los óxidos (también se añadía con este objeto al octavo cajón 1/3 a 1/2 libra de polisulfuro de soda).

La mezcla jeneral de aceites que se usó con este esquema i que dió excelentes resultados fué la siguiente:

Petróleo mejicano crudo.....	} 57%—De 3 a 4 libras por tone-	
M. S. F. O.....		40 » —lada añadidas en el mo-
G. N. S. N.º 5 aceite pino.....		3 » —lino Hardinge.

Gracias a este esquema fué posible el parar los cajones Callow i la mesa Wilfley. Los concentrados se elevaron a 15—18% i los relaves bajaron a 0,5%.

El siguiente cuadro comparativo de los resultados obtenidos con los esquemas 1 ó 2 i 3 es bien interesante.

ENSAYES DE LOS HARNEADOS DE LOS RELAVES OBTENIDOS SEGUN
ESQUEMAS 1, 2 I 3

<i>Esquema 1 ó 2</i>				<i>Esquema 3</i>			
TAMIZ	%	TOTAL — Cu %	ÓXIDO DE Cu %	TAMIZ	%	TOTAL — Cu %	ÓXIDO DE Cu %
+ 80	13	1,43	0,22	+ 80	2	0,93	0,20
+100	+100	14	0,70	0,10
+200	46	0,68	0,21	+200	24	0,38	0,10
—200	41	0,37	0,15	—200	60	0,41	0,10

Con mineral de la mina Mantos, mezclados esquemas 1 i 2, molienda a 13%, +80 mallas, se producía un concentrado de 10 a 12% de lei i un relave de 0,7 a 0,8% Cu. Con el esquema 3 (molienda 2% +80 mallas) el concentrado subió a 15—18% i el relave bajó a 0,4—0,5% Cu. I esto sin necesidad de usar los cajones Callow.

TRATAMIENTO DE LOS MINERALES SUPERFICIALES POR EL ESQUEMA N.º 3

Este esquema produjo los mismos resultados satisfactorios con los minerales de los afloramientos que con los del interior.

ENSAYES DE RELAVES POR TAMICES

Esquema 1 ó 2				Esquema 3			
TAMIZ	%	TOTAL Cu %	ÓXIDO DE Cu %	TAMIZ	%	TOTAL Cu %	ÓXIDO DE Cu %
+ 80	13	1,74	0,38	+ 80	1	1,47	0,30
+100	+100	9	0,93	0,10
+200	39	1,27	0,36	+ 200	30	0,70	0,10
-200	48	0,76	0,32	-200	60	0,31	0,10

Con esquemas 1 i 2 los concentrados tenían 18—20% Cu. i los relaves 0,8 a 1,0% (molienda 13% +80 mallas).

Esquema N.º 3 si bien no elevó la lei del concentrado redujo el cobre en los relaves a 0,6—0,4% Cu.

INFLUENCIA QUE EL TRATAMIENTO DE ARENAS I LODOS POR SEPARADO TENIA
EN EL RENDIMIENTO

Por lo jeneral, esta influencia no era marcada si se esceptúa en el tratamiento del mineral de los desmontes. En este caso era beneficio el separar las arenas de los lodos i enviar las primeras a la M. S. M. i las segundas a los cajones Callow. La separacion se hacia en el *spitzkasten* que seguia al clasificador Drag. Las arenas se trataban con 3,5 a 4 partes de agua por una de mineral i los lodos con 6 a 7 partes de agua por una de mineral. La desventaja con que tropezaba este esquema, como se ha dicho ya, era la ausencia de un tercer cajon Callow de regular tamaño en qué enriquecer el concentrado de los cajones 1 i 2. Sin duda alguna, las máquinas de flotacion de agitacion mecánica, tales como la M. S. eran mui superiores a las máquinas neumáticas como la Callow para el tratamiento de los minerales de Cate-mu. Una agitacion mecánica fuerte i prolongada parecia ser una de las condiciones necesarias para obtener buenos resultados con estos minerales. Durante una serie de pruebas llevadas a efecto para dilucidar si la agitacion mecánica previa era necesaria para flotar un mineral pasándolo por un cajon Callow, se obtuvo un rendimiento de 66%. Pasando los relaves del primer cajon por el segundo no se estrajo casi nada de cobre. Sin embargo, al ajitar

i aceitar los relaves del cajon Callow N.º 1 en la M. S. M. (pero sin sacarles espuma) se obtuvieron buenos resultados al pasarlos de nuevo al cajon N.º 2.

Aceites.—Una mezcla que dió excelentes resultados con el mineral Mantos i que se usó durante largo tiempo fué la siguiente:

Añadidas en el molino Hardinge.....	{ Alquitran vegetal... 0,2 a 0,3 libras por tonelada { G. N. S. N.º 5..... 0,3 a 0,4 » » » { Petróleo mejicano... 8,8 a 0,9 » » »	
Añadida a la M. S. M.—M. S. F. O.....		0,1 a 0,2 » » »
TOTAL.....		1,4 a 1,8 libras por tonelada

Esta mezcla se cambió mas tarde por las siguientes:

1.ª Para minerales oxidados (Mantos) se añadia al molino:

Petróleo mejicano crudo.....	3 partes	{ a razon de 2 libras { por tonelada.
Minerals Separation Fuel Oil.....	2 »	
G. N. S. N.º 5. Aceite Pino.....	1 parte	{ a razon de ½ libra { por tonelada.
Alquitran Pino.....	1 »	

Ademas se añadia 1—2 libras de silicato de soda i ½ libra de polisulfuro de soda por tonelada de mineral. El silicato se usaba para deshacer las coagulacion en la pulpa i el segundo para flotar los óxidos. Ademas, al primer cajon donde se empezaban a flotar repasos se añadia una cantidad variable de una mezcla de 4 partes M. S. F. O. por una parte de alquitran pino. El polisulfuro tambien se añadia a este cajon.

2.ª Para minerales del interior de la mina (Mantos).

Petróleo mejicano crudo.....	2 partes	{ a razon de 2 a { 2½ libras por to- { nelada.
M. S. F. O.....	2 »	
Alquitran pino.....	1 »	

Para flotar los repasos se añadia ademas la misma mezcla de 4 partes M. S. F. O. i 1 parte alquitran pino junto con ½ libra de polisulfuro de soda.

Al primer cajon se le añadia 1 libra de silicato de soda.

De la infinita variedad de mezclas de aceites que se probaron con el mineral Mantos, las tres ya citadas fueron las que dieron mejor resultado en la práctica. Otras mezclas de las que formaban parte aceites selectivos como el *cresol* o el *ácido cresílico* daban mejores resultados, pero el uso de estos aceites en la práctica no era posible debido a su alto costo.

LA CONCENTRACION DE ESTOS MINERALES POR GRAVEDAD I RAZONES POR QUÉ FRACASÓ EL ANTIGUO PLANTEL DE GRAVEDAD

1.º Dado el fino estado de subdivision en que se encuentran los minerales en la ganga es obvio (lo que ha sido probado ya con los ensayos de los

diferentes tamices) que para poder obtener una separación de mineral i ganga había que moler todo el mineral a pasar una malla de 90 o mejor aun una de 100. Moliendo a este tamaño en un solo molino, es imposible el impedir la formación de lodos i con una molienda tal como en «La Poza», del 70 al 75% de la alimentación, se volvía a pasar una malla de 200. Con un mineral molido a tal grado de fineza no hai tipo conocido de mesa, bien sea esta *Round table*, *Deister Slimer* o *Vanner*, de la cual se pudiera esperar un rendimiento satisfactorio. Es cosa bien sabida que ántes del descubrimiento del procedimiento de concentrar minerales por flotación, los rendimientos con los lodos eran bajos (de 65 a 70%) a pesar de los elaborados i complicados sistemas de clasificación i tratamiento entónces en uso. La flotación vino a cambiar i simplificar todo esto. Supongamos ahora que la molienda se verificara gradualmente o en series i que esto permitiera el colocar mesas entre los molinos gruesos i finos. Si la alimentación a las mesas no se clasificaba no sería posible el esperar que éstas, sea cual fuere su clase o tipo, trabajaran satisfactoriamente i habría que conformarse con un concentrado de baja lei i seguramente un rendimiento poco satisfactorio. Al clasificar el problema se complicaba mas todavía, no solo debido a la operación de clasificar, de por sí complicada, sino a la necesidad de instalar varias clases de mesas en que tratar cada uno de los tamaños clasificados. La necesidad de alimentar los molinos secundarios con una alimentación que no hubiera sido demasiado diluida (no mas de 60% de agua) hubiera hecho necesario la instalación de conos o asentadores para sacar a la pulpa el exceso de agua. Solo los que han experimentado las delicias de tener conos i otros aparatos similares en la mitad de una planta de concentración, pueden comprender lo que una instalación tal significa. Con respecto a las ventajas que un concentrado grueso, tal como el de las mesas, tiene sobre el producido por flotación, que es por lo jeneral gredoso i esponjoso, en la subsiguiente operación de fundición, dichas ventajas solo son de importancia en aquellos casos en que el concentrado hai que fundirlo en hornos de soplete (*Blast-Furnaces*) como acontece en la Braden Copper Co. Como en Catemu los concentrados se funden en hornos reverberos, la cantidad de concentrado fino que se producía no tenia importancia, máxime si se tiene en cuenta que el concentrado total fundido en los hornos era pequeña en relación con la carga total de colpa i nunca pasaba de 15—20 toneladas diarias o sea el 10—14% de la carga. La gran fineza i humedad lo mismo que la calidad gredosa, i pegajosa de los concentrados de flotación ha hecho cambiar grandemente la práctica de la fundición del cobre en los Estados Unidos i la tendencia en la actualidad es de sustituir el horno Soplete en Chile, llamados vulgarmente *Water-Jackets*, por hornos reverberos de recuperación en los cuales el calor de los gases del horno se utiliza en levantar vapor. El combustible que se emplea es carbon pulverizado o petróleo. Los concentrados de flotación se tuestan o calcinan, ántes de alimentarlos

al horno, en tostadores tipo Mc. Dougall o Wedge i se alimentan al reverbero calientes (500-600° C). Si el concentrado contiene demasiado azufre se tuesta para espulsar el exceso, si no los concentrados se secan solamente. Fundiendo en hornos reverberos se evitan pérdidas en los humos y la operación de *nodulizar* o *sinterar* los concentrados que es costosa. Dejando a un lado estas apreciaciones generales i volviendo al problema en discusion, esto es: Si un mineral debe tratarse solo por flotacion o por una combinacion de flotacion i gravedad; el tratamiento mas apropiado depende por completo de la clase de mineral que hai que tratar. Si la pasta es tal que los minerales de cobre se hallan en ella en grano grueso, entónces es conveniente hacer una molienda gradual e ir concentrando el mineral libre en cribas, mesas, etc., segun se le vaya separando de la ganga, pues con este sistema se economiza en molienda al botar poco a poco el estéril que no hai que moler fino i tambien se obtiene un concentrado mas grueso que es mas barato i fácil de filtrar, secar i trasportar. La flotación se puede dejar para los lodos i para aquellos repasos que sea necesario moler fino. Por el contrario, con aquellos minerales (ores) en que el cobre se encuentra mui diseminado a traves de la ganga como los de Inspiration Utah Copper Ray consolidated, Miami e incidentalmente Catemu es mejor moler fino en una o dos operaciones i flotar enseguida con o sin concentrar por gravedad despues de la flotacion, puesto que de todas maneras seria necesario el moler todo el mineral a cierto tamaño (por lo ménos a 48 mallas) ántes de enviarlo a los desmontes. La flotacion tambien permite una instalacion mas barata, compacta i fácil de operar, si se esceptúa, por supuesto, las secciones de asentadores i filtros. Por lo que se refiere al rendimiento que las mesas pudieran obtener de los minerales oxidados se ha dicho que una de las razones por las cuales las primeras mesas Wilfley se han conservado en Braden es que en ellas, ademas de los sulfuros libres, se obtiene una pequena cantidad de mineral oxidado i de cobre metálico que si se pasara por los molinos Hardinge no se podría estraer en las mesas siguientes secundaria, ni en la flotacion. En Catemu, por el contrario, de los minerales oxidados los carbonatos flotaban relativamente bien si se sulfuraban, miéntras que el silicato, que era el mas reacio a la flotación, no era verdaderamente un mineral sino mas bien un barniz o pintura en la roca (una solucion de cobre en cuarzo) i por lo tanto imposible de concentrar en mesas. Por lo que se refiere a la tan debatida cuestion de si las mesas deben colocarse ántes o despues de la flotacion ella sigue todavía sin solucion i cada caso debe resolverse segun sus propios méritos. Los adherentes de que las mesas se coloquen ántes de las máquinas de flotación arguyen que así se obtiene una parte de los concentrados lo mas pronto posible (un principio fundamental bien reconocido i aceptado en concentracion) i en estado grueso. Por el contrario, si se quiere enviar a las máquinas de gravedad (mesas, etc.) una alimentacion clasificada para su mejor funcionamiento la clasificacion in-

troduce complicaciones en la mitad del molino que es aconsejable tratar de evitar. La concentracion por gravedad ántes de la flotacion tambien empobrece la alimentacion de las máquinas de flotacion i en algunos casos separa de la pulpa las partículas de mineral de tamaño regular que son un factor necesario para obtener una espuma estable. Por esta razon muchos metalurjistas prefieren la concentracion por gravedad despues i no ántes de la flotacion. Una clasificacion precisa despues de la flotacion no entraña el peligro de deluir la pulpa demasiado ántes de flotar. Despues de la flotacion las mesas sirven tambien como indicadores de la manera como la seccion flotacion está trabajando por la anchura de la franja de mineral que contengan. Así empleadas son de gran utilidad miéntras se acostumbra el personal a juzgar la calidad del trabajo por la apariencia de la espuma. Tambien sirven las mesas como válvula de seguridad en caso de que algo suceda con la seccion de flotacion. Por todas estas razones se decidió no colocar mesas en las concentraciones que se proyectaron para Catemu bieu fuera ántes o despues de la flotacion. El único mineral que se prestaba para concentrar por gravedad (Salado) se concentraba tan bien por flotacion que no valia la pena alterar los planos de los planteles por un solo mineral. La vieja concentracion por gravedad nunca dió un rendimiento mejor que 30% con los minerales de Catemu.

Dos tipos de listones se probaron con los minerales Mantos i Cardenilla en la mesa Wilfley del plantel La Poza; a saber Butchard i Wilfley. El primero no dió buen resultado en los minerales de Catemu debido:

- 1.º A ser la alimentacion demasiado fina
- 2.º Necesitar mucho mas agua de lavado
- 3.º Producir un concentrado con mas insoluble.

TRATAMIENTO DEL MINERAL DE CARDENILLA

La roca de esta mina es una andesita en la cual los minerales principales que forman la ganga son los feldspatos, la hornblenda i el cuarzo. Los mantos en la parte superior de la mina han sido sumamente alterados i contienen cantidades apreciables de limonita i cerisita. La bornita es la especie mineralógica principal. Los manto, en sus afloramientos contienen como es de suponer, minerales oxidados o de color.

La composicion química del mineral es la siguiente:

Cu.	óxido Cu	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	S.
3.0%	0.4%	44.4%	8.1%	20.6%	4.2%	1.3%

Este mineral es mas duro para moler que el de la mina Mantos i la capacidad del molino Hardinge con este mineral era solo de 58 toneladas diarias. La bornita se encontraba diseminada en peca mui fina por todo el

mineral pero no tanto como en Mantos. Los siguientes cuadros son típicos de los resultados que se podían obtener con Cardenilla por los esquemas 1-2 i 3.

ESQUEMAS 1 i 2				ESQUEMAS 3			
Tamiz	%	Cu %	óxido de Cu %	Tamiz	%	Cu %	óxido de Cu %
+ 80	14	1.6	0.3	+80	11	0.70	0.2
+ 200	32	0.8	0.4	+200	28	0.20	0.1
- 200	54	0.6	0.3	-200	61	0.30	0.2
Concentrado en comun 20.0%				Concentrado en comun 20%.			
Relave en comun 0.70%				Relave en comun 0.4 %.			

Como se verá por el ensaye de los tamices las pérdidas de cobre en este, lo mismo que en Mantos, eran mas del doble en los tamaños gruesos (+80) que en los finos (-200). Aun cuando con el esquema N.º 3 la molienda no era mas fina que en esquemas 1 ó 2 sin embargo, bastó hacer trabajar los cajones de repaso con rapidez i el enviar esta espuma al Hardinge para ser molida mas fina para que los relaves bajaran de 0.7% Cu. a 0.4% cu. Los mismos aceites que se empleaban para Mantos daban buenos resultados con Cardenilla pero con este mineral era absolutamente indispensable el uso de 1-2 libras de silicato de soda añadidas al primer cajon de la M. S. M. para conseguir la dispercion de las coagulaciones de limonita que eran la causa principal de la pérdida de cobre en el tratamiento de este mineral por flotacion. Ademas se añadía media libra de polisulfuro de sodio al primer cajon de repasos para obtener la flotacion de los óxidos. Moliendo a 90-100 mallas I. M. M. era posible obtener con este mineral un concentrado de 25.0% Cu. con un relave de 0.2% Cu., pero esta molienda mas fina representaba una reduccion en la capacidad de la planta de 10 a 15%. Este mineral era mucho más fácil de flotar que el de la mina Mantos.

Los siguientes análisis representan los comunes que se obtenian en el plantel de «La Poza»:

	Cu	SiO ₂	Fe	CaO	Al ₂ o ₃	S.
Concentrado Los Mantos...	14.7%	27.2%	8.9%	13.0%	15.9%	9.2%
» en común.....	14.7	23.8	8.7	11.3	14.6	10.1

En vista del apreciable tonelaje de minerales oxidados que existia en las minas Verde i Salado i despues de una serie de ensayos en pequeña escala se hizo una prueba para flotar los óxidos en gran escala, con mineral mezclado de las minas Verde i Salado.

El análisis de los dos minerales es como sigue:

	Cu	SiO ₂	Fe	CaO	Al ₂ O ₃	S.
Salado.....	5.5%	59.4%	4.7%	2.5%	21.1%	0.1%
Verde.....	6.6	56.4	4.3	1.5	18.3	0.2

El mineral que se benefició tenía 4.5% de cobre, los concentrados producidos alcanzaron a 10-15% de cobre, los relaves llevaron como término medio 2.0% de cobre i el rendimiento fué de 50-60% Cu. La alta ley en cobre de los relaves fué debida principalmente a que casi todo el cobre oxidado de las minas Verde i Salado existia como silicato i este mineral, como se ha dicho ya, es de difícil flotacion aun cuando se le trate con compuestos sulfurantes durante largo tiempo. Para la flotacion de este mineral se necesitaba usar por lo ménos 2 libras de polisulfuro de soda por tonelada de mineral i la siguiente mezcla de aceites.

G. N. S. N.º 5 aceite Pino.....	4 partes
Alquitran Pino.....	1 »
M. S. F. O.....	1 »

De esta mezcla se necesitaron de 1 a 1½ libras por tonelada i era necesario el añadir los aceites, lo mismo que el polisulfuro en pequeñas cantidades i a lo largo de los cajones de la M. S. M. Con cualquiera de las mezclas de aceites que se usaban con los minerales ordinarios fué imposible el conseguir levantar espuma. Para flotar los óxidos, por lo ménos en Catemu era necesario el emplear aceites selectivos i de estos G. N. S. N.º 5, aceite Pino fué el que dió mejores resultados. Los colectores espesos como el Petróleo mejicano, alquitranes o Breas minerales no permitian la formacion de espumas. Para obtener un rendimiento de 50% fué necesario el moler todo el mineral a pasar una malla de 100. Para conseguir rendimientos superiores a 50% era necesario el flotar una cantidad mui grande de ganga, con la consiguiente reduccion en la lei del concentrado. Estas pruebas confirmaron los resultados obtenidos anteriormente i que tendian a demostrar que el silicato de cobre no flota, aun cuando se le sulfure.

ASENTAMIENTO DE LOS CONCENTRADOS

Esta operacion se verificaba en un asentador tipo Dorr de 10 × 20 piés. Este asentador era capaz de desaguar 15 toneladas diarias de concentrados. El concentrado salia con 60-70% de agua. El agua clarificada se devolvía a la planta i los concentrados se echaban a una serie de pozos.

El agua turbia se hacía pasar a través de cinco de los pozos, los que desempeñaban el papel de filtro: cuando el concentrado tenía 25%-30% de humedad se le sacaba del pozo a pala i se le llevaba en carros decauville de media tonelada de capacidad hasta una cancha con piso de cemento. Aquí se le estendía i se dejaba secar al sol i cuando la humedad había sido reducida a 10-15% se le enviaba a la fundición en Chagres en carretas construidas de planchas de fierro remachadas i de 3 toneladas de capacidad. Este sistema simple de secar los concentrados daba tan buen resultado como el que se puede obtener en una combinación de asentador i filtro i además se evitaba el costo de la instalación de los últimos. Claro está que para plantas de mayor capacidad un sistema tal no sería factible debido a la gran cantidad de pozos i tamaño de la cancha que se necesitaría, pero para planteles hasta de 70 toneladas diarias de capacidad (lo que representa 15 toneladas de concentrado con una proporción de 5:1 aprox.) los pozos i una cancha dan tan buen resultado como el asentador i filtro i además su funcionamiento no ofrece complicaciones.

Los relaves se enviaban por medio de un canal en forma de V i con una pendiente de 1 en 30 al tranque de los relaves. Estos se descargaban del canal a través de una serie de agujeros de 1" de diámetro hechos en el vértice del canal. El agua con los lodos corría hacia el centro del tranque llamado «*pool*» o pozo donde los lodos se asentaban i el agua salía clara. Las arenas gruesas se aprovechaban para elevar las paredes del tranque e impedir su derrumbamiento. Este tipo de tranque construido con las mismas arenas de los relaves dió muy buenos resultados i su mantenimiento es barato.

RESUMEN DE GASTOS DE LA CONCENTRACION «LA POZA»

	AÑO 1917		AÑO 1918		AÑO 1919		AÑO 1920		Mayor costo en 1920
	Costo por tonelada	% del costo total	Costo por tonelada	% del costo total	Costo por tonelada	% del costo total	Costo por tonelada	% del costo total	
Superintendencia.....	\$ 0.53	3.7	\$ 0.66	4.0	\$ 0.86	5.9	\$ 0.83	4.0	\$ +0.30
Mano de obra.....	1.87	13.1	1.90	11.5	1.94	13.5	2.76	13.2	+0.89
Aceites de flotacion....	0.44	3.1	0.71	4.3	1.29	8.2	1.20	9.0	+1.44
Reactivos.....	0.68
Varios materiales.....	0.04	0.2	0.03	0.2	0.03	0.2	0.04	0.2	..
Fuerza motriz (Carbon)	7.67	55.6	8.81	53.5	6.39	44.1	8.63	44.3	+1.55
Fuerza motriz (suel- dos i reparaciones).	0.59	..	+0.14
Lubricantes.....	0.23	1.6	0.27	1.6	0.29	1.9	0.37	1.7	+0.72
Reparaciones.....	1.49	8.6	1.43	8.7	1.60	11.1	3.21	15.3	+0.13
Piedras para el moli- no Hardinge.....	0.17	1.2	0.17	1.0	0.20	1.4	0.30	1.4	-0.02
Ensayes i muestreo...	0.14	1.0	0.17	1.0	0.12	0.9	0.12	0.6	+0.37
Gastos jenerales.....	0.63	4.4	0.69	4.2	0.67	4.5	1.00	4.6	+0.22
Regalia.....	0.65	4.6	0.80	4.9	0.91	6.3	0.87	4.2	-0.09
Envio de concentra- dos a Chagres.....	0.41	2.9	0.83	5.1	0.26	1.9	0.32	1.5	
TOTAL.....	\$ 14.27	100.0	\$ 16.47	100.0	\$ 14.56	100.0	\$ 20.92	100.0	\$ 6.65

RESUMEN DE GASTOS DE FUERZA MOTRIZ EN LA CONCENTRACION
«LA POZA»

	1917	1918	1919	1920
HP. de fuerza necesitados.....	170.8 HP.	181.0 HP.	175.0 HP.	160.0 HP.
Tonelaje de carbon consumido.....	2478.0 Tons.	1604.0 Tons.	2621.0 Tons.	1078.0 Tons.
Costo del combustible.....	\$ 138,217.0	\$ 100,802.0	\$ 105,420.0	\$ 56,044.0
Mano de obra i materiales.....	» 14,735.1	» 11,530.0	» 9,552.0	» 3,831.0
Reparaciones de calderas.....	» 5,138.0	» 3,115.0	» 3,258.2	» 1,547.9
Kilos de carbon consumido por H. P.....	2.432	1.853	2.337	2.500
Costo por HP. hora. Carbon.....	\$ 0.130	\$ 0.120	\$ 0.099	\$ 0.130
Costo por HP. hora. Mano de obra.....	» 0.018	» 0.014	» 0.008	» 0.009
Costo por HP. hora. Calderas.....	» 0.007	» 0.004	» 0.003	» 0.004
Costo total por HP. hora.....	» 0.115	» 0.138	» 0.110	» 0.143
Toneladas de mineral beneficia- do por tonelada de carbon con- sumido.....	8.030	8.098	6.842	6.070
HP. efectivos necesitados por tonelada de mineral.....	2.030	2.800	2.620	2.600
Costo total de la fuerza por to- nelada de mineral.....	\$ 7.93	\$ 8.810	\$ 6.57	\$ 9.220
Porcentaje del costo total de tratamiento representado por la fuerza motriz.....	55.60%	53.5%	45.5%	44.30%

Por el cuadro que resume los gastos de la concentracion de «La Poza» durante los años 1917 a 1920 se verá que el costo de la fuerza motriz en los cuatro años representó casi la mitad (49.3%) del costo total en concentrar una tonelada de mineral. El alto costo provenia de excesivo consumo de fuerza debido a la deficiente construccion de la planta en la que hubo que utilizar la mayor parte del material antiguo del plantel de gravedad. Toda la maquinaria de la concentracion «La Poza» era movida por contraejes i correas, las que absorben una cantidad apreciable de fuerza. Un sistema mucho mas moderno i económico es, por supuesto, el de motores acoplados directamente a cada máquina, pero que exige un desembolso inicial mucho mas elevado i que la direccion no estaba dispuesta a sufragar por aquel entónces. Por esta razon hubo que utilizar el anticuado i poco económico sistema de transmisiones. Por lo que se refiere a la seccion trituracion i molienda: una trituradora, dos molinos de cilindros i un molino de piedras, demostró ser una combinacion eficiente, sobre todo si se tiene en cuenta la dureza de los minerales i el extremo grado de fineza a que habia que molerlos. El plantel podia haber sido simplificado suprimiendo los dos molinos de cilindros i substituyendo el molino Hardinge de piedras por uno de bolas. Sin embargo cuando se construyó «La Poza» los molinos de bolas no habian pasado del estado experimental. El bombeo del agua consumia tambien un exceso de fuerza sobre todo en los meses de verano. El elevado precio del carbon de piedra como consecuencia de la guerra fué un factor importantísimo en el alto costo de la fuerza motriz. En los caldeos de la planta a vapor de «La Poza» se quemó durante mucho tiempo estiércol mezclado con el carbon. Esta mezcla dió buenos resultados i produjo una reduccion apreciable en el consumo de carbon. Esta innovacion, lo mismo que muchas otras tendientes a reducir el alto costo de la fuerza motriz en «La Poza», se deben al Jefe del Servicio señor Peters, cuyo activo celo i esfuerzos para aumentar el rendimiento i disminuir el alto costo del viejo plantel a vapor de «La Poza» son dignos de todo encomio. La mano de obra tambien espermentó un alza apreciable subiendo de \$ 1.87 en 1917 a \$ 2.76 en 1920 o sea un aumento de \$ 0.89 por tonelada de mineral. Este aumento fué debido a la introduccion de la jornada de 8 horas i a jornales mas altos. Los aceites i reagentes de flotacion subieron de \$ 0.44 en 1917 a \$ 1.88 en 1920 o sea \$ 1.44 por tonelada. Este mayor costo provenia del mas alto precio de aceites i reagentes, lo mismo que del uso de aceites mas selectivos, que son mas caros. El mayor costo de los aceites era, sin embargo compensado por un rendimiento mas alto i un concentrado de mejor lei. Un factor importantísimo i que debe tenerse mui en cuenta al hacer comparaciones en el costo del tratamiento de minerales i produccion del cobre es el cambio, si el costo del tratamiento se calcula en moneda corriente, pues el precio de los materiales importados reducido a m/c fluctúa con el

cambio, i el costo del tratamiento en m/c. aparecerá alto cuando el cambio esté depreciado i bajo con un cambio favorable

Antes de terminar, el autor se complace en dejar constancia que el mejoramiento en el tratamiento de los minerales Mantos i Cardenilla se debe por entero a los señores Pope i Pettigrew quienes estuvieron a cargo del plantel «La Poza».

F. BENÍTEZ

A R S. M.; D. I. C.; A. I. M. M.



Determinacion del molibdeno en los minerales (*)

Para la determinacion del molibdeno en los minerales han sido propuestos por muchos químicos analíticos los siguientes métodos de ensaye que son el resultado de seleccionadas i cuidadosas esperiencias.

PRIMER MÉTODO.—VOLUMÉTRICO

Este método se usa tanto para minerales como para aleaciones de ferro-molibdeno. Está basado en la titulacion con una solucion normal de acetato de plomo.

Se funde en un crisol de nikel 0.5 a 1 gr. de la muestra de mineral con 4 gr. de Na_2O_2 .

Terminada la fusion se continúa el calentamiento por espacio de cinco minutos hasta que la masa fundida empiece a subir por los bordes del crisol. La temperatura no ha alcanzado mas allá de la que corresponde a un rojo débil.

Se deja enfriar el crisol i para estraer todo su contenido se lo introduce en una cápsula de porcelana con agua a fin de lavarlo bien. En seguida se hace hervir esta agua de lavado para conseguir de este modo reducir su volúmen a mas o menos 150 c. c.; se lava con agua caliente i el filtrado se acidula con ácido acético. Se calienta hasta la ebullicion i se titula descolorando con la solucion normal de acetato de plomo i empleando el ácido tánico como indicador.

La titulacion ha terminado en el momento que desaparece el color pardo.

En caso que la muestra del mineral por ensayar contenga cantidades

(*) Tomado del *Mining & Scientific Press*, por Oscar Peña i Lillo.

apreciables de hierro, es preferible fundirla con NaOH i proceder del modo siguiente:

Se funde primeramente 10 gr. de NaOH en un crisol de nickel hasta obtener una masa pastosa; se mezcla la muestra del mineral con 3 gr. de Na_2O_2 , i esta mezcla se agrega con cuidado i en cantidades pequeñas al crisol. Cuando la masa se ha liquidado totalmente se agregan todavía tres gramos de Na_2O_2 i se conduce la fusion como ántes.

La solución normal de acetato de plomo se prepara como sigue:

Se disuelven 25 gr. de acetato de plomo en agua, se agrega una pequeña cantidad de ácido acético i se diluye el total a un litro. De manera que 1 c.c. de esta solución corresponderá aproximadamente a 0,01365 gramos de plomo ó a 0,00633 gramos de molibdeno.

Preparacion de la solución normal de molibdato de amonio: se disuelven en agua 10 gr. de molibdato de amonio finamente pulverizado. Si la solución no está clara se agregan algunas gotas de NH_4OH . Se diluye a un litro. Tenemos que 1 c.c. de esta solución corresponderá aproximadamente a 0,01056 gr. de plomo.

El indicador: ácido tánico. Obtenido por la disolución de 0,1 gr. de ácido tánico en 30 c.c. de agua. Se preparan nuevas cantidades de este indicador a medida que se necesita.

Solución normal de sulfato de plomo para titular. Se pesan con toda precisión 0,2 gr. de plomo puro que se disuelven en seguida en HNO_3 i se evapora casi a sequedad. En este momento se agregan 20 c.c. de H_2SO_4 i se evapora nuevamente. Se enfria, se diluye i se deja en reposo a fin de que el sulfato de plomo se precipite al fondo del matraz. En seguida se filtra i se lava el filtrado dos veces por decantacion. Se añade acetato de amonio hirviendo sobre el filtro para disolver el sulfato de plomo que hai en él, una vez disuelto se deja escurrir el líquido al vaso que contiene la mayor parte del sulfato de plomo. Cuando se ha conseguido la solución completa del sulfato de plomo se titula a la ebullicion con la solución normal de molibdato de amonio i empleando como indicador el tanino. El fin de la titulación se obtiene cuando se observa una coloracion parda al agregar ácido tánico a una gota de solución colocada sobre una planchita de porcelana.

La solución normal de acetato de plomo se titula con una solución normal de molibdato de amonio. Se sacan con una pipeta 5 c.c. de solución normal de molibdato de amonio i se transfieren a un vaso, se acidula con ácido acético, i se diluye hasta 150 c.c. Se hierve i se titula hirviendo con la solución normal de acetato de plomo, usando el ácido tánico como indicador. Se calcula el valor de la solución de acetato de plomo en términos de molibdeno.

Método N.º 2.—Se titula con la solución normal de acetato de plomo. Se disuelven 2 grs. de la muestra en 20 c.c. de HNO_3 , 20 c.c. de HCl , i 20 c.c. de agua. Despues de 10 a 15 minutos se añaden 20 cc. de 60% H_2SO_4 i se eva-

pora hasta que se desprendan vapores copiosos. En seguida se enfria, diluye i filtra el Pb SO_4 i la sílice. Caliéntese el filtrado hasta que hierva i añádase unos cuantos cristales de persulfato de amonio. Hiérvase durante unos cuantos minutos para destruir el persulfato, enfríese i precipítese con H_2S durante una hora. Hiérvase durante algunos minutos i fíltrese; lávese con una solución de H_2S . Tráfiérase la mayor cantidad posible del precipitado otra vez al vaso con agua. Disuélvase lo que queda en el filtro con agua rejia diluida e hirviendo (1 parte de H NO_3 , 1 parte de HCl i 3 partes de agua). Tráfiérase al vaso que contiene la mayor parte del precipitado i hiérvase hasta que se disuelva todo. Fíltrese el azufre (si lo hai), i añádase 5 cc. de ácido sulfúrico concentrado (60%) i evapórese hasta que se desprendan vapores blancos. Enfríese, dilúyase hasta enterar mas o ménos 60 cc. i en seguida se neutraliza con $\text{NH}_4\text{ OH}$ (1:1) hasta que quede amoniacal. Si se forma un precipitado blanco o amarillento de bismuto, fíltrese. Neutralícese la solución con ácido acético, añádase 5 gr. de acetato de sodio, i titúlese con la solución normal de acetato de plomo, usando el tanino como indicador (como en el método N.º 1).

Método N.º 3. Volumétrico.—Se titula con permanganato de potasio. Este método es útil cuando se encuentran presentes el molibdeno i el tungsteno en la misma muestra. Se pesa la muestra i se efectúa la fusión como en el método (4). Disuélvase en agua caliente el contenido del crisol i se filtra. Hiérvase el filtrado i añádase 20 cc. de reájente de Mdivani por cada 0.15 gr. de WO_3 que se encuentran presentes. El volúmen de la solución debe mantenerse entre los 60 i 300 cc. segun sea la cantidad de tungsteno que se encuentre presente. Hiérvase durante 3 minutos, fíltrese i lávese el precipitado azul con una solución caliente de 5% HCl , hasta que el filtrado no dé reacción por molibdeno cuando se le pruebe de la siguiente manera:

Si una gota de una solución saturada de nitrato mercurioso, mas 1 a 15 cc. de HCl concentrado i un exceso de KI se añade a la solución que se va a probar, i la mezcla se ajita bien hasta que el yoduro mercurioso que se forma al principio se disuelve por completo, la presencia del Mo o el W es indicada por una coloración azul, que se deja ver inmediatamente o después de un corto tiempo. Con este método se pueden apreciar cantidades mui pequeñas de W . Si el color es debido al Mo , éste se convierte a un rojo sangre al añadir un poco de tiocianato de potasio, i aun con soluciones demasiado diluidas para que den el color azul, se obtiene una coloración anaranjada al añadir este reájente. El color anaranjado desaparece con éter. Si se desea estimar el W , calcínese el precipitado azul en un matraz de porcelana, i pésese como WO_3 .

Evapórese el filtrado hasta reducirlo a un volúmen pequeño. Enfríese, cámbiese a un frasco de 250 c. c. i dilúyase hasta dicho volúmen. Ajítense bien i tráfiérase 50 c. c. de la solución a un vaso. Añádanse de 5 a 10 gr. de

virutas de zinc para precipitar el estaño. Se deja en reposo durante 10 minutos, se filtra i se lava el residuo con agua caliente. Despues se calienta el filtrado hasta 60° c.; i se pasa por un reductor Jones de la manera siguiente: a traves del reductor se pasan 50 cc. de 2,5% HCl, luego la solucion de molibdeno, enseguida 150 cc. de 2,5% HCl i por último 150 cc. de agua caliente. Antes de pasar estas soluciones por el reductor, cárguese el depósito con 20 cc. de una solucion al 10% de Fe (NH₄) (SO₄)₂ i 20 cc. de solucion «titulante». Titúlese el contenido total del frasco con $\frac{1}{10}$ N de KMnO₄. Debe hacerse una determinacion en blanco i el KMnO₄ que se consuma debe deducirse del ensaye verdadero. El valor en hierro del permanganato $\times 0,605$ dá el molibdeno.

El reajente de Mdivani es el siguiente: 50 gr. Sn Cl₂ 2 H₂ O en 200 cc. de H Cl concentrado.

«Solucion para titular»: 90 gramos de Mn SO₄ en cristales, 650 cc. H₂ O 175 cc. de H₃ PO₄, i 175 cc. de H₂ SO₄ concentrado.

Método 4.—Gravimétrico.—Se pesa el molibdeno como óxido. Se mezcla 0,3 gr. de la muestra con iguales partes de Na₂ CO₃ i Na₂ O₂ i se funde en un crisol de niquel, hasta el rojo fuerte. Despues de enfriar disuélvase el residuo de la fusion en agua caliente i fíltrese. Añádase al filtrado un exceso de sulfuro de amoníaco i caliéntese en baño-maría. Añádase poco a poco un pequeño exceso de H₂ SO₄ diluido, Hágase pasar una corriente de aire a traves de la solucion para espulsar el exceso de H₂ S. Fíltrese la solucion, i lávese el papel de filtro. Una vez seco sepárese la mayor cantidad posible de precipitado a un crisol de porcelana; quémese el filtro por separado, i añádase la ceniza. El sulfuro de molibdeno calentándolo sobre una llama pequeña se reduce a MoO₃.

$$\text{El Mo O}_3 \times 0,66667 = \text{Mo.}$$

Método 5.—Gravimétrico.—Se determina el molibdeno al estado de sulfuro: se tratan 0,3 gr. de la muestra con 25 cc. de HNO₃ fumante durante varias horas, i evapórase hasta sequedad. Trátase el residuo con 2 ó 3 cc. H₂ SO₄ i añádase 50 c. c. de agua. Fíltrese en caliente, lávese con agua con una solucion diluida de NH₄ OH, i despues nuevamente con agua. Precipítese el hierro i la alúmina en el filtrado con NH₄ OH; fíltrese, i hiérvase el filtrado hasta que se reduzca el líquido a un volúmen de 150-200 cc. i añádase un exceso de sulfuro de amoníaco. Si se produce un precipitado de sulfuro de cobre, se filtra, se añade HCl, i se calienta la solucion. Fíltrese el precipitado de sulfuro de amoníaco; evapórese el filtrado hasta sequedad a fin de espulsar la mayor cantidad posible de las sales de amoníaco. Despues de enfriar, se disuelve el residuo en NH₄ OH, i se añade sulfuro de amoníaco. Se filtra la solucion de nuevo i se añade el precipitado de sulfuro de amoníaco al que se habia obtenido ántes. Se queman los precipitados con azufre en una corriente de hidrójeno i se obtiene el molibdeno al estado de sulfuro, entónces se pesa. Mo S₃ $\times 0,49946 = \text{Mo.}$

Método 6.—Gravimétrico.—También se determina el molibdeno en forma de sulfuro. Este método es el adoptado por el U. S. Bureau of Mines i se usa para minerales que contengan indicios solamente de arsénico o antimonio.

Se tratan 0,2 a 0,5 grs. de la muestra con 25 a 35 cc. de HNO_3 fumante durante tres horas, i por último evapórase hasta sequedad. Añádase 3 cc. de H_2SO_4 concentrado i caliéntese hasta que se desprendan vapores espesos. En seguida se enfria i diluye hasta un volúmen de 100 cc. fíltrese i lávese con agua. Lávese bien el residuo con (1:3) de NH_4OH i luego con agua. Hágase amoniacal el filtrado, caliéntese, fíltrese i lávese bien con agua caliente. Satúrese el filtrado alcalino con H_2S hasta que se produzca una coloracion de guinda. Fíltrese i lávese con agua caliente. Despues se acidula el filtrado con HCl hasta que se vuelva un poco ácido i caliéntese hasta que el precipitado i el azufre estén bien coagulados i el exceso de H_2S haya sido espulsado. Fíltrese a través de un crisol Gooch, pesado. Evapórese el filtrado en una cápsula de porcelana hasta que quede seco para espulsar así las sales amoniacaes teniendo cuidado de no calentar demasiado la cápsula. Disuélvase el residuo en 100 cc. de agua i 5 cc. de NH_4OH , i añádanse 10 cc. de sulfuro de amoníaco, hágase débilmente ácido con HCl i caliéntese hasta que el azufre se coagule. Fíltrese a través del vaso Gooch que se habia usado anteriormente. Añádase una cantidad de azufre a los sulfuros combinados que sea igual a la mitad de su peso i quémese sobre un mechero Bunsen a un color rojo oscuro en una corriente de hidrójeno que esté libre de arsénico. El peso que se obtiene es Mo S_3 .

W. J. CROOK.



Importancia práctica de las investigaciones microscópicas de yacimientos metalíferos para su valorizacion industrial

El reconocimiento de las minas i yacimientos metalíferos tiene por objeto determinar en forma clara i definitiva su valor actual i el de sus espectativas de explotacion futuras. Cuanto mayor sea el número de datos tendientes a este objeto, tanto mas exacta será la prediccion. Hasta hace poco la investigacion microscópica de los yacimientos metalíferos ha tenido un interes mas bien científico aun cuando ya habia encontrado aplicacion práctica en la preparacion de los metales i aleaciones, especialmente en las del acero. De la esposicion que sigue se desprende que el exámen mi-

microscópico ha adquirido en la actualidad un gran valor práctico en la investigación de los minerales, i está destinado a proporcionar un mayor acopio de datos que los que hasta la fecha se han tenido a disposición i a colocar el reconocimiento de los yacimientos metalíferos sobre una base mas amplia. Con el ausilio de los métodos microscópicos estamos en situacion de resolver con mas exactitud aquellas cuestiones que hasta la fecha han tenido el carácter de simples suposiciones i de obtener, desde luego, la resolucion de otras cuestiones que han podido esclarecerse solo mediante costosos trabajos de exploracion o de experimentacion. Para Chile, donde la minería tendrá una participacion mui importante en la economía nacional, los métodos de investigación microscópica, desempeñarán un gran papel i contribuirán seguramente al desarrollo de la minería.

1) *El método.*—La Microscopía Petrográfica comun se vale en sus investigaciones de cortes delgados convenientemente preparados de los minerales que se trata de estudiar. Con este objeto emplea un haz luminoso que, reflejado por un espejo, atraviesa el corte en estudio i llega, por intermedio del tubo del microscopio, al ojo del observador. El procedimiento ausiliar de mayor importancia en la investigación de los minerales consiste en la determinacion de los índices de doble refraccion.

Este método se basa en la propiedad de transparencia que bajo la forma de delgados cortes ofrecen los constituyentes minerales de las rocas. Esta propiedad no la tienen los minerales utilizables de los yacimientos metalíferos; en efecto, sus cortes son opacos, se presentan negros a la observacion; por eso no se pueden distinguir unos de otros, lo que hace imposible, por este medio, su investigación. Como se ve, aun cuando se puede emplear este método de investigación petrográfica en el estudio de las gangas (cuarzo, calcita, etc.) de un yacimiento, se hace necesario acudir para la investigación de los minerales económicos mismos, a consecuencia de la opacidad con que se presentan, a otros procedimientos de investigación. El que ha respondido en mejor forma a las exigencias de la práctica es el método empleado desde hace mucho tiempo por la Metalografía en la investigación de los metales. Se basa en la utilizacion de un microscopio que permite que la luz, por medio de un dispositivo especial, constituido por un iluminador vertical, caiga perpendicularmente sobre el objeto por investigar. De esta manera se consigue iluminarlo claramente, colocándolo en buenas condiciones de observacion a traves del objetivo ocular del instrumento.

La preparacion del fragmento mineral destinado a la investigación consiste en alisarle una superficie, i pulirla en seguida hasta la brillantez; esta faceta pulida es la que se somete a la observacion microscópica.

Como medios de diagnóstico en la determinacion de los distintos minerales pueden mencionarse: la forma cristalográfica, la dureza, el relieve, clivaje, i sobre todo el comportamiento químico de la superficie pulida

por la accion de los agentes químicos. Como puede verse, la investigacion de la birefringencia no es tomada en cuenta entre los medios indicados.

Hace ya mas de 15 años que se ha reconocido el valor de la investigacion microscópica de los yacimientos metalíferos; pero como al principio, sólo se empleó el microscopio comun, inadecuado a la determinacion específica de los minerales opacos, su importancia práctica ha sido por eso relativamente pequeña. Solo mas tarde, con motivo de la estension del método metalográfico en la investigacion de los metales utilizables (métodos denominados para el caso: opacografía i calcografía) i mediante el perfeccionamiento progresivo del procedimiento durante los últimos años, la investigacion microscópica de los minerales, planteada sobre una base distinta, ha alcanzado la importancia práctica extraordinaria que, con justicia, se le atribuye en nuestros días. En efecto, actualmente en Alemania i Estados Unidos, no se deja de investigar un yacimiento mineral de alguna importancia, sin acudir al empleo de este método. La importancia práctica de una investigacion microscópica no sólo se limita a la minería misma, sino que tambien se estiende a la concentracion mineral i a los procedimientos jenerales de beneficio (fundicion, lixiviacion, etc.): permite obtener en primer lugar puntos de apoyo para la apreciacion de la génesis de un yacimiento; en segundo término proporciona datos e informaciones sobre cuestiones de importancia en la concentracion de minerales, i, en tercer lugar, sobre los procedimientos de beneficio que hai que aplicar.

1.º Para la determinacion de la génesis de un yacimiento metalífero que es de tanta importancia en la prediccion de las espectativas en la explotacion de una mina, es indispensable el conocimiento de las alteraciones de los minerales formados orijinalmente i su antigüedad, o en otras palabras, el proceso de formacion de las zonas de oxidacion i de cementacion.

La parte superior de las vetas se oxida por la accion de los agentes atmosféricos, disolviendo parte del metal que filtra, como solucion, hácia abajo. En esta parte las soluciones sufren una reduccion, precipitándose el metal, arrastrado en cualquier forma, lo que eleva la lei metalífera de esta zona. Por este motivo se ha denominado esta zona: zona de cementacion. Su estension vertical depende de circunstancias locales i llega en condiciones normales a lo sumo al nivel de la napa subterránea. Hácia abajo, a partir de este nivel sigue la zona primaria, caracterizada por una lei metalífera inferior pero jeneralmente mas constante i que alcanza hasta el término de las vetas. Cada una de estas zonas está caracterizada por la existencia de diferentes minerales, por sus distintas cantidades i por diferentes porcentajes metalíferos. Se deduce de esto, que para la especificacion del valor de un yacimiento metalífero, es necesario determinar de

cuál de las zonas indicadas anteriormente se trata. Además, es de gran importancia sacar conclusiones sobre la composición de las zonas más profundas e invisibles i de la naturaleza de las más elevadas i descubiertas. Los ejemplos que siguen ilustran hasta qué grado el microscopio contribuye a estas determinaciones:

La zona de cementación de las vetas con pirritas de hierro auríferas se distinguen por la presencia de oro libre. Este oro libre que se agrega a la porción primitiva en oro, de las pirritas, eleva el porcentaje aurífero de esta zona.

La zona primaria contiene solamente el oro de las pirritas auríferas i es por eso más pobre, pero alcanza a mucha profundidad, mientras que la zona de cementación sólo llega al nivel de la napa subterránea. A menudo, el oro libre de la zona de cementación es visible en parte sólo con el auxilio del microscopio. El resto del metal libre (i en muchos casos la totalidad), aparece en forma de rasgaduras finísimas, o en hendiduras, en el interior de las pirritas, o bien, cubriendo los cristales de las pirritas con una película aurífera estremadamente delgada. En estas circunstancias el oro libre puede constatarse únicamente con el auxilio del microscopio. La cuestión de dilucidar, si se trata de una zona primaria o de una zona de cementación en los yacimientos auríferos, no puede resolverse claramente sino por medio del microscopio.

Análogamente al oro libre secundario, que se presenta dentro i sobre las pirritas en la forma que se ha indicado anteriormente, se encuentra la plata nativa en la galena.

En efecto, en algunos casos puede aparecer la plata a la simple vista en los planos de clivaje del mineral; pero a menudo la galena es tan compacta que es imposible distinguir la plata gracias a una simple observación microscópica; por tal motivo se considera el contenido en plata como de origen primario i como repartido hasta gran profundidad. Bajo la observación microscópica esta galena compacta puede aparecer porosa i con grietas, rellenas de plata en estado puro. Una galena de esta naturaleza pertenece, no a la zona primaria, sino a la zona de cementación. Como el porcentaje de metal disminuye considerablemente bajo el nivel de la napa subterránea, se deduce, que también en yacimientos de galenas argentíferas no basta el simple examen del mineral utilizable, a través del lente, para determinar si la galena de que se trata pertenece a la zona primaria o a la de cementación; es necesario para obtener un juicio definitivo, acudir a la observación microscópica.

Un campo extenso de aplicación para el método microscópico ofrecen los yacimientos cupríferos, ya que debido a la solubilidad relativamente fácil de las combinaciones de este metal, se han operado en gran escala alteraciones del porcentaje metalífero primitivo. Del contenido en cobre de los minerales cupríferos de baja ley, se formaron los sulfuros ricos de

la zona de cementacion, como la calcopirita, bornita, enarjita, calcosina, etc., sin dejar de observar, que estos cuatro minerales, especialmente la calcopirita i la enarjita, pueden presentarse tambien como minerales de la zona primaria. La calcosina puede haber sido formada, fuera de la cementacion descendente, por soluciones filtradas desde arriba, o tambien por cementacion ascendente de nuevas soluciones, provocando una nueva mineralizacion, i requieren, naturalmente, segun el caso de que se trate, una apreciacion diferente. Ademias, estos mismos minerales pueden presentarse dentro del mismo yacimiento en diferentes «generaciones», es decir, en distintas edades de formacion, por ejemplo, como enarjita primaria, i enarjita secundaria, orijinada por trasformacion.

La determinacion de estas cuestiones puede hacerse por la sola intervencion de la observacion microscópica en forma incierta e inexacta, miéntras que el procedimiento microscópico permite responder con mayor seguridad i precision a estas preguntas, que tanta importancia tienen para la verdadera apreciacion de los yacimientos cupríferos. Los dos ejemplos que siguen relativos a la calcopirita esplican lo anterior:

En cierta rejion se manifestaba comunmente este cuerpo como mineral secundario de la zona de cementacion. Con ocasion de un descubrimiento de un nuevo grupo de vetas, que llevaba calcopirita como mineral cuprífero, se consideró a ésta desde luego como de formacion secundaria, mas por costumbre que por algun fundamento científico serio. Como ademias el nivel de la napa subterránea quedaba mui arriba i no podia, en consecuencia, la zona secundaria tener sino una estension reducida, el yacimiento fué estimado de poco valor, conforme a este criterio. La investigacion microscópica ulterior de la calcopirita no justificó en manera alguna esta apreciacion, sino que por el contrario, estableció en forma definitiva la formacion primaria del mineral. Con este motivo la calcopirita fué denunciada como mineral de la zona primaria; mas tarde pudo constatarse que efectivamente estaba repartida hasta profundidades mayores.

En otro yacimiento se denunció una calcopirita compacta como primaria. La investigacion por el microscopio metalográfico constató, sin embargo, la existencia de restos piritosos repartidos irregularmente en la masa del mineral de que se habla; este indicio demostraba que la calcopirita se habia formado a espensas de las piritas cupríferas i que pertenecia a la zona de cementacion i que en consecuencia se hacia necesario admitir, una modificacion en la reparticion mineral de las calcopiritas hácia la profundidad, a una zona primaria, de menor lei de cobre, constituida de piritas cupríferas.

IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION METALOGRAFICA EN LA CONCENTRACION DE LOS MINERALES

En ningun caso es posible obtener el porcentaje total metalífero de un yacimiento. La explotación misma del mineral, su concentración i los procedimientos de beneficio introducen pérdidas que por ejemplo en el caso de los minerales cupríferos pueden alcanzar a 35, 40% o mas. Es, pues, de importancia capital para la explotación racional de una empresa minera, reducir a un minimum estas pérdidas. Una gran parte de estas pérdidas debe atribuirse a la influencia de métodos de concentración inadecuadas; es, de consiguiente, de interes especial e inmediato la determinación de sus causas i la elección de los métodos de concentración convenientes. La investigación de estas causas, que constituyen en algunas ocasiones un importante factor de *rentabilidad* i que en otras comprometen la existencia misma de una explotación, tiene trascendencia incuestionable, especialmente para Chile, donde, para evitar el trasporte de gangas estériles, hai que procurar, en jeneral, la preparación de concentraciones de alta lei.

Para obtener una estimación conveniente en la capacidad de los minerales para concentrarse, es necesario determinar:

- 1.º Sus componentes i sus propiedades (clivaje, peso específico, etc.);
- 2.º Su tamaño;
- 3.º Su estructura i forma de compenetración mutua.

Miéntras todos los componentes sean de grano grueso, se pueden resolver, en parte, estas cuestiones por el simple exámen macroscópico; no ocurre lo mismo cuando, como sucede a menudo, el mineral se presenta compacto i finamente granulado. Es ésta la oportunidad, en que la observación microscópica se impone, a objeto de obtener un esclarecimiento completo de la cuestión i evitar esperiencias costosas i que exigen mucha pérdida de tiempo.

En jeneral, se puede decir que, cuando el mineral está constituido de componentes simplemente juxtapuestos, de pesos específicos elevados i bajos, la concentración se puede efectuar mas fácilmente i con pérdidas mas reducidas que para el caso de minerales de componentes compenetrados i de propiedades físicas parecidas.

Como aplicación importante de la microscopía se ha citado el siguiente ejemplo: La magnetita es el mineral de fierro de mejor calidad. En muchos yacimientos lleva como impureza al titanio, componente perjudicial que requiere en el proceso de beneficio, un considerable gasto de coque i provoca la pérdida de igual cantidad de fierro. Cuando el porcentaje de impureza es de 1%, el titanio no es perjudicial. En porcentajes mas elevados este

material debe ser separado si el mineral de fierro no ha de quedar inservible. La posibilidad de una separacion del titanio del mineral de fierro puede indicarla precisamente la investigacion microscópica. Cuando los cristales de ilmenita aparecen junto a los de magnetita, se puede obtener la separacion en buenas condiciones; esta separacion es posible provocarla tambien por una trituracion conveniente del mineral, aun cuando los cristales de titanio aparezcan compenetrados en los de magnetita. Si el titanio presente en el mineral no se constata por la observacion microscópica de ilmenita, la separacion del titanio por cualquiera de los procedimientos de concentracion es imposible i no se justifica la ejecucion de esperiencias prácticas.

En mas de algun yacimiento la magnetita aparece compenetrada con especularita en tal forma, que no es posible constatarla sino por el método microscópico. Si no se concede importancia a una investigacion exacta como esa, es fácil creer que se trata simplemente de una magnetita, empleando por consiguiente para su concentracion, la separacion magnética corriente; en estas circunstancias se obtiene sólo el fierro magnético, perdiéndose totalmente el fierro de la especularita.

Este hecho que en una gran explotacion de mineral de fierro de Noruega (Dunderlandsdalen), no fué conocido a tiempo, le ha significado a la Compañía, por concentracion inadecuada, una pérdida ascendente a mas de \$ 50.000,000.

A menudo tiene importancia la cuestion de si es posible o no separar el fósforo de los minerales de fierro. Para solucionar este punto hai que acudir a la observacion microscópica. Se trata en tal caso de determinar la forma i modo de reparticion con que se presenta el fósforo. Si éste se encuentra al estado de apatita, su separacion por los métodos corrientes de segregacion magnética se puede efectuar sin mayor dificultad.

La galena arjentífera i la blenda exigen segun la forma en que aparezca en ellas la plata, un tratamiento de concentracion diferente. Cuando la plata se presenta como metal de cementacion en forma de finas laminillas, constatables únicamente por el microscopio, se producen fácilmente en la trituracion del mineral pérdidas por arrastre de una parte de las laminillas. La concentracion de este mineral debe, pues, efectuarse con mucho mayor cuidado que para el caso de los minerales de galena i blenda que contienen la plata al estado primario en mezcla isomorfa de sulfuro de plata.

El mineral de los yacimientos piríticos auríferos debe, ántes de procederse a su fundicion, concentrarse, es decir, debe prepararse un producto que esté constituido principalmente de piritas separadas de las gangas.

Si una parte de las piritas aparece repartida en forma microscópicamente fina en una ganga, compuesta de cuarzo i de barita (que es de gran peso específico) i otra, dentro de pequeños cristales de esta última, la con-

centracion debe contar con mayores pérdidas que en el caso en que el relleno esté constituido solo de cristales grandes de pirita incrustados en el cuarzo.

Si además aparece también blenda, debe tomarse en consideración, según su cantidad i compenetración microscópica con la pirita, o con la ganga, la necesidad i posibilidad de una separación de ella.

IMPORTANCIA DE LA MICROSCOPIA PARA CUESTIONES RELATIVAS AL BENEFICIO DE LOS MINERALES

El proceso de beneficio de un mineral o de una mezcla de minerales i la preparación de ellos para este objeto, depende análogamente a la concentración, del tamaño de las partículas minerales, de su compenetración con los minerales de la ganga i de la naturaleza de los minerales de ésta. Las propiedades físicas de los minerales acompañantes desempeñan, como para el caso de concentración, un papel ménos importante que sus propiedades químico-metalúrgicas, es decir, su capacidad de fundirse i escoriificarse.

La necesidad de investigar i esclarecer por la observación microscópica las condiciones estructurales de los minerales i la naturaleza de las gangas, pueden demostrarla i explicarla los ejemplos siguientes:

La tuesta de los sulfuros no se puede efectuar en todos los casos con el mismo éxito i con idéntico gasto de combustible.

Cuando se presentan aislados, en granos regulares, al lado de los demás minerales, o sea, cuando son fácilmente accesibles a la acción del aire i del calor, el proceso de la tuesta no ofrece gran dificultad. Si por el contrario, los sulfuros se encuentran finamente repartidos, i como, por ejemplo, al interior de granos cuarzosos (que los envuelven totalmente), estructura que sólo puede constatarse claramente por el exámen microscópico, la tuesta ofrece mayores dificultades.

Una diferencia parecida se hace notar en el desarrollo del proceso de fundición según la relación entre el mineral utilizable i la ganga, que se debe escoriificar. Cuando los minerales se encuentran en componentes relativamente grandes en los espacios intersticiales de las gangas, es de admitir que el proceso de fundición puede llevarse a término sin pérdidas apreciables. Por el contrario, pueden preverse pérdidas de mayor cantidad, cuando las partículas minerales son pequeñas i se presentan al interior de los granos de las gangas que han de escoriificarse. De esta manera es posible predecir el desarrollo racional de los procesos de tuesta i fundición, mediante el auxilio de la observación microscópica.

Un último ejemplo que concierne a la metalurgia del oro es el siguiente:

La obtención del oro de las piritas auríferas depende de la repartición de éstas en el yacimiento i del estado i forma en que se encuentra el metal

en las piritas. Si las piritas están finamente repartidas i si la observacion microscópica indica que están cubiertas de una película delgadísima de oro libre, la obtencion del metal por amalgamacion no es rentable. El mineral requiere entónces una trituracion estremadamente fina i una lixiviacion por cianuro de potasio. Solo despues de la intróduccion de este proceso de lixiviacion en Sud Africa se ha hecho rentable la explotacion de sus yacimientos auríferos.

CÁRLOS H. FRITZSCHE.

Jeólogo del Ministerio de Industria i O. Públicas.



La explotacion de petróleo por piques i galerías (1)

RESÚMEN DEL FOLLETO DEL SEÑOR P. DE CHAMBRIER

Durante la segunda quincena de Enero próximo pasado, tuve la suerte de recibir, como una atencion de su autor, el folleto que el señor Paul de Chambrier acaba de publicar sobre *La explotacion de yacimientos petrolíferos por pozos i galerías*.

Este interesante folleto contiene muchas buenas ideas, muchos datos inéditos i los resultados de numerosas investigaciones ejecutadas en «Péchelbron» bajo la intelijente direccion del autor. Me propongo ahora dar un resúmen suscinto, en el cual he reunido todo lo que podria interesar a los ingenieros de minas. No hago sino reproducir fielmente las ideas que el autor emite en su folleto, i me he permitido agregar alguna que otra consideracion personal.

CAPÍTULO I

La prosperidad de las minas se debe principalmente a las leyes francesas de 1791 i 1810, que protejian a todos aquellos que deseaban hacer reconocimientos o explotar minas. Segun ellas el concesionario pasaba a ser propietario a perpetuidad de la mina o yacimiento. La lei alemana de 1873 mantenía esas mismas disposiciones.

(1) Revue Universelle des Mines.—Junio, 1921

El autor piensa que el tamaño de las concesiones acordadas a una sola Sociedad, debería estar en razón inversa de la riqueza de los yacimientos. Sin embargo, se comprende que la extensión de las concesiones no podría ser demasiado pequeña; porque, en este caso, todo esfuerzo serio i fructífero sería imposible, dados la competencia i el empobrecimiento de los yacimientos que vendría muy luego, si estas condiciones fueran excesivas.

Hai otra causa de despilfarro, i es la que proviene de que los terrenos productivos de un país quedan abandonados cuando se descubran otros mas fértiles en otra parte.

En resumen: 1.º La legislación debe favorecer la creación de las industrias i, sobre todo, la producción en los países nuevos; 2.º, en los países que poseen yacimientos ricos es necesario establecer una limitación en la extensión superficial de las concesiones, evitando caer en limitaciones excesivas.

RENDIMIENTO EN LA ESPLORACION DE PETRÓLEO EN ESTADOS UNIDOS

Segun Bilby Thompson, que se ha preocupado del estudio de la porosidad de diversas rocas, la capacidad de absorción de las arenas siliciosas puede variar de 20 a 45 volúmenes por ciento, segun la fineza, la forma de los granos i la composición de la arena. Teniendo en cuenta que las arenas no están saturadas de aceite, i que hai, por otra parte, en los yacimientos un cierto espacio ocupado por gases, Thompson cuenta sobre una lei media de 10 a 15 0. Segun esto, suponiendo reunidos sobre una sola porción de superficie todos los terrenos petrolíferos de los Estados Unidos, Dorsey Hager calcula la altura de capa necesaria para contener todo el petróleo ya explotado hasta hoy i el que se presume que exista en el subsuelo de la Union. De este modo llega a la conclusión de que dos piés de espesor de arena serian suficientes para almacenar todo ese petróleo.

He aquí el resumen de este interesante trabajo:

Producción de Estados Unidos desde 1857 al comienzo de 1915.....	530,4 millones de m. ³
Sondajes explotados.....	329,000
Producción media por sondaje.....	1,611 m. ³ .
Producción del año 1914.....	42 millones de m. ³ .
Sondajes en explotación en 1914.....	179,000
Producción media por sondaje en 1914.....	234,6 m. ³
La Producción media por pozo i por día sería de	343 lts.

A la producción total desde 1857 a 1915 : 530,4 millones de m³., deben agregarse los 222,6 millones de m³. que los norteamericanos presumían poder extraer de los 179,000 sondajes en actividad en 1914, o sea un total de 753 millones de m³., número que representa la producción total de los 329,000 sondajes de los Estados Unidos al fin de su completo agotamiento.

De acuerdo con la experiencia, Dorsey Hager admite que un sondaje drena 242,76 áreas (6 acres) de terreno petrolífero, lo que da, como terrenos petrolíferos explotados, 8,000 millones de metros cuadrados. Dividiendo esta cifra por 753.000,000 de metros cúbicos de petróleo en total, nos resultan 93 litros por metro cuadrado, o sea, una napa de 9,3 cm. de espesor.

Esta cifra así obtenida corresponde mas o menos al espesor medio de la capa de arena de 2 pies, calculada anteriormente.

Bilby Thompson estima que de 1/5 a 1/10 del aceite contenido en los yacimientos puede obtenerse por los sondajes; esta cifra es corroborada por el espesor medio de los terrenos petrolíferos de América i su lei media en petróleo; se llega de esta manera a considerar que el rendimiento queda por debajo de 1/10 del contenido i es igual mas o menos a 7,6%. Naturalmente estas cifras tienen un valor mui relativo, i no es menos cierto que ellas muestran que la explotación por sondajes solamente es un verdadero despilfarro, puesto que sólo puede extraerse un 7,6% del petróleo contenido en la roca, i hasta un máximo de 20% en mui buenas condiciones de abundancia i explotación.

Si se admite que los americanos han logrado extraer por sondajes el máximo posible, las reservas totales de petróleo de América se avaluarían así:

5 × 753.000,000 millones de m³....3,765.000,000 millones de metros cúbicos × 0,850 (densidad media)...3,200.000,000 toneladas.

Las reservas americanas han sido avaluadas al comienzo de 1919 en 900 millones de toneladas. La producción durante el año 1918 fué de 47 millones 457,029 toneladas. Dentro de 18 años, los yacimientos conocidos hasta el presente en los Estados Unidos se habrán agotado. ¿Qué quedará por explotar para entónces? Si admitimos que todos los sondajes ejecutados hasta el presente en los Estados Unidos han rendido sus máximo de 20%, tendremos:

Explotación hasta el año 1919.....	600.000,000 tons.
Reservas estimadas.....	900.000,000 »
	<hr/>
	1,500.000,000 tons.

Los yacimientos americanos deben haber contenido al principio de su explotación 1,500.000,000 × 5 = 7,500.000,000 de toneladas.

La producción total del mundo entero ha sido desde 1857 a 1918 de

1,006 millones de toneladas. Si existiera un medio de recuperar aquellas 7,500.000,000 de toneladas de petróleo, la industria petrolera americana se prolongaría en 150 años más. ¿Qué se puede hacer para aprovechar, siquiera una parte, de ese petróleo del subsuelo?

En Pechelbronn se ha ensayado la explotación por pozos i galerías.

En 1897 el autor procuró calcular la cantidad de aceite que subsiste aun en un yacimiento agotado por sondajes. Se sometieron al ensaye 100 litros de arena proveniente de antiguos trabajos en Pechelbronn i absorbieron 45 litros de aceite bruto liviano. Después de someterla a un agotamiento durante 24 horas, 30 litros de los 45 quedaron adheridos a la arena.

Estas mismas experiencias repetidas en 1914 i 1915 han dado de 35 a 47% de volumen absorbido i de 16 a 30% de volumen adherente, esto es para arenas disgregadas; en cuanto a las arenas comprimidas a rechazo, el volumen se redujo de 30 a 35% i el poder absorbente disminuyó en proporcion.

La relacion entre el aceite absorbido i el aceite extraido es la misma en ámbos casos. Tenemos que puede extraerse por agotamiento sólo $\frac{1}{3}$ del aceite contenido en la arena. Ahora bien, en los yacimientos petrolíferos la falta de uniformidad de la pendiente; las ondulaciones de la capa de arena, que ésta se encuentra alternada por bancos o filones de arcilla; la falta de presión de los gases, i sobre todo la distancia de los sondajes entre sí, todos estos factores atenúan el escurrimiento del petróleo, de tal manera que se puede admitir que sólo la mitad de la proporcion $\frac{1}{3}$, anteriormente apuntada, es la que se obtiene finalmente como resultado de la explotación por sondajes. Tenemos, pues, que se obtiene realmente $\frac{1}{6}$ de la cantidad de petróleo contenido en la napa, i quedarían entre los granos de la arena los $\frac{5}{6}$ que no pueden surgir. Estas cifras tienen naturalmente un valor relativo i dependen de un cúmulo de factores tales como: yacimiento con muchos plegamientos o no, que sea rico o pobre, etc. En Pechelbronn la práctica ha confirmado los datos anteriormente apuntados. La superficie actualmente drenada por las galerías del pozo N.º 1 habia dado, con 4 sondajes hechos desde 1908 a 1917, 21 mil toneladas; desde Marzo de 1917 a Setiembre de 1920 la misma superficie, explotada por galerías, ha dado 48,399 toneladas.

También, después de drenar en las galerías, queda aún la mitad del petróleo en la arena, así pues las cifras arriba citadas son exactas.

En una memoria del autor, de Diciembre de 1915, encontramos los siguientes puntos en las conclusiones a que llega:

1.º Las capas abandonadas después de la explotación por sondajes deben contener a lo ménos 200 litros de aceite por metro cúbico;

2.º Una explotación por pozos i galerías dará 2,5 veces más aceite que por sondajes efectuados ámbos en una misma clase de terreno;

3.º Esta explotacion por pozos i galerías, permite tener la avaluacion exacta de las reservas del suelo;

4.º El porvenir de las minas dependerá de esa avaluacion: luego su explotacion podrá prolongarse en 100 años mas.

TRABAJOS SUBTERRÁNEOS DE PECHELBRONN

Los trabajos de profundizacion, comenzados en los primeros meses de 1916 con un crédito de 1.000.000 de marcos, concedido para el efecto por la Deutsche Erdöl A. G., que era dueña, entónces, de Pechelbronn, se terminaron en Abril de 1917.

Pequeños trabajos subterráneos alumbrados a fuego se explotaban en Pechelbronn desde 1735, pero se les abandonó en 1888 para reemplazarlos por sondajes que ganaban profundidad mas rápidamente. Una grave explosion ocurrida en 1875, a 90 metros de hondura, en las galerías subterráneas, hizo abandonar la rotura por las capas i se procedió a efectuar de trecho en trecho en el techo de ellas, chimeneas por las cuales se hacia así el drenaje del petróleo.

A partir de 1916 se ha decidido atacar la napa misma tomando todas las precauciones para evitar el despredimiento de gases, las inundaciones, los incendios i las explosiones.

La operacion tuvo completo éxito: tres meses despues del comienzo de la apertura de las galerías, el aceite estraído habia pagado todos los gastos de profundizacion de los pozos.

CAPÍTULO II

ESTUDIO SUMARIO DE LA ESPLOTACION DE LAS MINAS

En este capítulo el autor espone las nociones elementales sobre el modo de abrir los pozos, su ventilacion, enmaderacion, etc. Por mi parte no haré sino señalar mui particularmente el modo cómo se trasportan los aceites.

El escurrimiento del petróleo se produce mui lentamente al traves de la arena cortada i encerrada por la arcilla. Este escurrimiento será mucho mayor en la parte inferior de la napa a causa de la presion hidrostática.

Segun el autor, la circulacion del petróleo depende:

- 1.º de la pesantéz;
- 2.º de la presion del gas ocluido.

La resultante de todas estas fuerzas hace describir al aceite una curva parabólica en su camino hácia el frente de ataque o de salida.

La salida o rezumacion no dura nunca mucho tiempo sobre las paredes de las galerías. Sin embargo, es necesario hacer un cofre de defensa para evitar los incendios. Se hacen marcos con tubos de fierro, i se tapizan las paredes con planchas del mismo metal, detras de las cuales el aceite escurre i viene a depositarse en un canal cubierto colocado al efecto en un costado de la galería. Estos canales de cemento comprimido conducen el petróleo a un punto de la mina de donde se le lleva al exterior por medio de bombas instaladas afuera. En un mismo yacimiento hai partes ricas i partes pobres. Se ha llegado a obtener 11 toneladas de petróleo bruto, en término medio, por metro de galería de avance.

Medidas de seguridad.—Aparte de las medidas descritas por el autor e inherentes a todo trabajo de minas, citaré que esclusivamente se emplea la lámpara eléctrica en piques i galerías. Como preventivos de incendio existen martillos-picos que impiden la produccion de chispas. Como medidas de salvataje hai refujios. Cerca unos de otros se establecen pozos de estraccion i de ventilacion, aislados por puertas de fierro del resto de las galerías. Existe un tercer refugio en el centro de la mina, aislado por dos puertas de fierro, que contiene provisiones i agua i comunicado con la superficie por dos tubos: uno acoplado a un ventilador aspirante i el otro a un ventilador impelente.

Estinguidores.—El punto mas espuesto a los incendios es el frente de ataque. En labores cerradas, el petróleo no arde i con un poco de serenidad i sangre fria de los mineros, se trata de localizar el incendio por medio de los estinguidores.

Defensas.—Se cierran las puertas de acceso a la labor donde se ha producido el incendio, i se acumulan sacos llenos de arena detras de ellos. La barrera debe ser mui sólida para poder resistir a la esplosion.

Vapor de agua.—Este medio no resulta eficaz sino cuando las calderas que lo jeneran se encuentran en la proximidad del incendio; sin embargo, es el único elemento que apaga el petróleo e igualmente la madera en ignicion.

Aparatos de salvataje.—Se usan máscaras de oxígeno, pero se debe llamar aquí la atencion al fenómeno de osmósis, que hace que los vapores de las esencias de petróleo atraviesen el caucho de mejor clase.

CAPÍTULO III

RESULTADOS DE LA ESPLOTACION SUBTERRÁNEA EN PECHELBRONN

Esta explotacion permite no solamente el agotamiento económico de un yacimiento, sino que tambien el estudio jeológico detallado. Los resul-

tados de este estudio han sido publicados en el «Bulletin de la carte géologique de l'Alsace et de la Lorraine», 1920, publicada por los señores Gignoux i Hoffmann.

He aquí la sucesion de las capas de terreno, de arriba abajo: Sannosiano, compuestos de margas, arcilla, areniscas calcáreas i arenas petrolíferas, todos como depositados por agua dulce.

Entre los fósiles, citaremos: limnea, planorbis, los anodontes i los gastrópodos. La arena petrolífera da la impresion de una roca, de tal manera se encuentra comprimida por la presion. Las napas petrolíferas conocidas hasta aquí, no han tenido como máximo mas de 700 metros de largo por 200 de ancho, su pendiente varia entre 5° i 8° al Este; su potencia varia entre 2,5 i 3 m. Estas napas están interrumpidas por roturas, dislocaciones, o bancos de greda que las dividen así en varias secciones.

Las observaciones reunidas hasta ahora no permiten establecer una relacion clara entre el tamaño de los granos de arena, su contenido en margas o en arcilla i la riqueza del yacimiento. Sin embargo, como regla jeneral, puede decirse que las arenas puras son las mas ricas.

TEORÍA DE LA REZUMACION O SIMPLE ESCURRIMIENTO LENTO

La teoría del rezumo o rezumacion (1), es mui importante para la tectónica del petróleo. Contrariamente a la teoría jeneralmente admitida, el autor cree que el gas está disuelto en el petróleo en cantidad tanto mas grande cuanto mayor es la presion, siendo la separacion entre gas i petróleo un caso particular i no una regla jeneral, en el bien entendido tambien de que se habla en este caso de una capa saturada de aceite.

La observacion muestra que las presiones del gas alcanzan a menudo a centenares de atmósferas. En las minas de Pechelbronn, despues de largos estudios, ha debido admitirse que un metro cúbico de petróleo en un pozo surjente dá 10 metros cúbicos de gas, i en una instalacion de bombas, hecha recientemente, esa cantidad era de 5 metros cúbicos. Esta proporcion es mucho mas fuerte en los yacimientos de gran produccion. El autor se inclina a creer que el excedente de gas disuelto queda en suspension en el aceite donde se ha formado por una lenta descomposicion química. El gas no se desprende a consecuencia de la fuerte resistencia que la arena comprimida le ofrece a su escape, i porque la densidad de un gas comprimido a alta presion difiere relativamente poco de la del petróleo que lo rodea.

Si una sonda viene a encontrar tal yacimiento, el gas ocluido tiende

(1) De rezumar, brotar un líquido lentamente escurriendo a través i sobre una cosa.

a escaparse i empuja delante de sí el petróleo que lo separa del orificio del sondaje. Así de porcion en porcion toda la masa de aceite se pone en movimiento hácia el orificio de sonda, i este movimiento no cesará de manifestarse hasta el completo abandono de la rejion en esplotacion.

Es necesario no perder de vista que el gas en su camino de acceso hácia el tubo de la sonda, tenderá siempre a subir segun la vertical impidiendo así que el petróleo siga el camino mas corto desde su posicion en la napa al orificio de sondaje o de salida.

En el momento en que el rendimiento de un pozo surjente es nulo, el estado del petróleo en el yacimiento seria el siguiente: Hai equilibrio en la arena completamente comprimida; el aceite viscoso se encuentra repartido en forma de pequeñas gotitas aisladas entre los granos de la arena i separados unos de otros por burbujas de gas cuya tension superficial se opone al escurrimiento del líquido. La reducida presion del gas no es suficiente para hacerlo circular en los canales capilares del yacimiento, i añádase a eso las condiciones desfavorables, tales como su pequeña densidad i su viscosidad relativamente elevada. Hai pues una caida de presion continua del gas desde el punto mas alejado del sondaje hasta el sondaje mismo.

Esta presion, insuficiente para hacer subir el petróleo por la tubería del sondaje, es bastante cuando se trabaja la napa por piques i galerías.

Hai, en ese caso, separacion del gas i del aceite en dos napas distintas, en que la superior del gas ejerce una presion sobre la inferior de aceite, i le hace escurrir hácia las galerías, describiendo en el cuerpo mismo de la capa una curva parabólica. Por consiguiente, la altura de la curva de rezumo no puede dar ninguna indicacion sobre el nivel del petróleo al interior de la napa.

En el estudio del escurrimiento del petróleo hai que tener en cuenta de que el aceite, jeneralmente viscoso (2º a 6º, viscosidad Engler), se encuentra en el mismo grado o título que una solucion coloidal retenida en un espacio cerrado i cementado por arcilla. Para tener una idea de esta resistencia se ha recurrido al experimento siguiente. En el frente de ataque de una galería que daba mui poco rendimiento en petróleo, se practicó un orificio horizontal (sobre el nivel de rezumo) de 3 m. de largo i de 30 milímetros de diámetro: en este sondaje se introdujo un tubo de 2 m. de largo i 25 milímetros de diámetro, bien atascado de arena hasta 50 cm. del orificio. Un manómetro de agua aplicado a la estremidad de este tubo, ha dado las presiones siguientes:

Duración	Milímetro de agua
1 minuto presión de partida.....	120
2 minutos.....	180
3 »	220
4 »	240
20 »	320
60 » presión constante.....	360

Se ve, pues, que el desprendimiento es excesivamente lento i que ya que el gas emplea un tiempo tan largo para filtrar al través de 50 centímetros de arena, el petróleo siendo mucho mas viscoso filtrará con una lentitud muchísimo mas grande. Luego, se puede suponer que la presión del gas alcanzará a varias atmósferas a algunos metros de la galería.

La duración del escurrimiento por rezumación, en una galería, es eminentemente variable, pero se ha podido constatar que aún hai rezumo en galerías cuya apertura databa desde tres años ántes.

La altura de la superficie de escurrimiento es variable con la posición de las napas, i cuando se observa en una galería descendente que sus paredes rezuman aceite en toda su altura, eso indica que ya se está cerca del límite del yacimiento.

Si se vuelve a empezar un laboreo despues de haber interrumpido su trabajo durante algunos meses (caso de incendio, digamos) se puede observar una disminución en el rezumo de aceites. Otra causa mas que afecta la regularidad de la producción en Pechelbronn es la presencia de un buen número de fallas que interrumpen a su vez la continuidad del yacimiento.

CANTIDAD DE ACEITE CONTENIDO EN LAS ARENAS PETROLÍFERAS

Una arena saturada de aceite, tomada en la zona de rezumación, contiene entre 12,5 i 13% de su peso en aceite. Cuando se ha extraído arena agotada, de la parte no rezumante del frente de ataque, las leyes en aceite varían entre 8 i 8,5%, si la parte en que se trabaja es de buena producción. Si los trabajos en ese sitio son de pequeño rendimiento la ley no es mas que de 5%. Los ensayos hechos en Pechelbronn sobre arenas agotadas, tomadas en las galerías, han dado 4,8% de aceite, cifra ésta mui importante.

Una galería labrada en las proximidades de un antiguo sondaje, ántes rico en petróleo i en gases, ha encontrado arena completamente seca i friable, saturada de gas i con una ley de aceite de 0,7%.

En resumen, se ve que la cuestión es mui compleja i que numerosos factores ejercen su influencia, tales como: inclinación de las napas, sus di-

mensiones, la composición de la arena, la resistencia que oponen al escurrimiento del aceite, la viscosidad de éste, etc.

La arena petrolífera muestra claramente la estratificación entre cruzada. Las estratas que la encierran no tienen esta estratificación lo que probaría que las arenas son de un origen distinto que la del techo i piso.

Se ha descubierto en esas arenas madera lignificada. He aquí su composición, según M. Chesneau, de la Escuela Nacional Superior de Minas de París.

	Madera blanda	Madera dura
<i>Soluble</i> en cloroformo, %.....	18,28	4,50
Sobre muestras agotadas en clo- roformo i secadas entre 100 i 110°.....	{ materias volátiles 34,60 cenizas..... 35,20 carbon fijo..... 30,20	{ 51,70 10,90 37,40
	100,00	100,00

CÁLCULO DEL ACEITE BRUTO CONTENIDO EN UN YACIMIENTO

Hasta el presente no se estima el valor de los yacimientos petrolíferos sino por medios demasiado aleatorios; calculando la superficie petrolífera probable, multiplicando esa cifra por un rendimiento medio aceptado como conocido i por un coeficiente de seguridad. Otros autores han tratado de determinar la porosidad de las arenas petrolíferas; pero el honor de haber aplicado la explotación por pozos i galerías, i sobre todo de haber tenido éxito, corresponde a Pechelbronn. Naturalmente, las cifras consignadas «ut supra» no son muy exactas; pero, dada la novedad de la cuestión, será siempre interesante conocerlas.

DETERMINACION DEL PODER DE ABSORCION DE LA ARENA I DE LAS PROPORCIONES DEL ACEITE DE ESCURRIMIENTO

Antes hemos visto que, sobre 120 Kg. de petróleo contenido en una tonelada de arena no se podían extraer por sondajes más que 20 Kg. i que quedaban por lo siguiente 100 Kg. en la arena. Por otra parte, es cierto que esas experiencias se efectuaron sobre arena disgregada, lo que no es el caso de la arena petrolífera en la napa; pero lo que es interesante averiguar son las relaciones entre las cifras i no las cifras mismas, i esas relaciones son verdaderas.

El agotamiento de las arenas por pozos i galerías baja en ambos casos

el contenido de la tonelada de arena petrolífera a 48 Kg. de aceite al final de la explotación. Por otra parte, veamos los resultados de los diversos modos de explotación.

De una tonelada de arena bituminosa, se sacará:

Por sondajes.....	20 Kg. o	16.64 %
Por pozos i galerías	52 Kg. o	43.33 »
Aceite que queda en el yacimiento.	48 Kg. o	40.00 »
Saturacion primitiva.....	120 Kg. o	100.00 »

Relacion entre el peso i el volúmen por ciento.

Sean: P el peso del aceite contenido en 100 Kg. de arena,

V el volúmen del aceite contenido en 100 litros de arena,

D la densidad de la arena cargada de aceite (peso de un litro de arena grasa),

d la densidad del aceite,

$$\text{Se tiene: } \frac{V}{100 D} = \frac{P \delta}{100 d}; \text{ de donde } V = \frac{P D}{d} \text{ i } P = \frac{V d}{D}$$

Relacion entre la produccion por bombeos i por pozos.

Si consideramos las cifras dadas mas arriba, los sondajes habrian producido 20 Kg. de aceite por tonelada de arena petrolífera.

Las galerías deberian dar 52 Kg. por tonelada de arena.

Estas se han confirmado en Pechelbronn durante la explotación.

4 sondajes habian dado en 10 años.....	21,000 toneladas
en 3 años i medio los pozos han rendido	49,400 toneladas
I aun dan todavía.....	3,100 »
	<hr/>
	52,000 toneladas

Se tendria la verificacion del coeficiente, esto seria posible, pero el pozo (N.º 1) está lejos aun de llegar a su límite de produccion.

El autor piensa que en países mas ricos en petróleo que Pechelbronn se obtendrán rendimientos mucho mas superiores, pues que en esos países las napas petrolíferas, en lugar de tener 2 a 3 m. de espesor, tienen de 7 a 15 m, i, en ciertos países, aun de 40 a 100 m. de espesor; el drenaje será por consiguiente mas enérgico, mas intenso.

RENDIMIENTO POR TONELADA DE ARENA

No será, pues, posible verificar la cifra de 52 Kg. hasta tanto que los límites extremos del yacimiento no se hayan descubierto por las galerías de avance subterráneas. La cifra se ha obtenido por las observaciones efectuadas en la mina i por ensayos de saturacion.

CÁLCULO DEL PETRÓLEO CONTENIDO EN UN YACIMIENTO

El asunto es de difícil solución, desde luego, pues ésta depende del conocimiento de la porosidad del terreno de su grado de saturación, factores que dependen a su vez de un cúmulo de otros factores todos ligados íntimamente entre sí.

Así, supondremos una explotación subterránea, es decir, de un yacimiento agotado ya parcialmente por sondajes; i además, una napa horizontal. Sean:

Q, cantidad de aceite por rezumación proporcionada por el yacimiento,

C, volumen del yacimiento deducido de los datos proporcionados por los sondajes,

H, espesor medio de la capa de arena petrolífera,

h, espesor medio de la capa de arena saturada de aceite,

h', espesor medio de la capa de arena agotada por los sondajes,

W, volumen en por ciento del aceite de H,

w, volumen en por ciento del aceite en h,

v, volumen en por ciento del aceite de h',

$$A, \text{ superficie del yacimiento} = \frac{C}{H},$$

$$M, \text{ volumen de la capa saturada} = \frac{Ch}{H},$$

(w-v), porcentaje de aceite susceptible de escurrir del volumen M.

Las relaciones entre estas cantidades son:

$$Q = \frac{(w-v) M}{100} \text{ de donde } Q = \frac{Ch (w-v)}{100 H}; = \frac{100 Q H}{C (w-v)}.$$

Si en lugar de Q se deseara conocer S, la relación entre Q i el total del

petróleo del yacimiento, se tendría: $\frac{Ah(w-v)}{AHW} = \frac{S}{100}$.

$$S = \frac{100 h (w-v)}{HW}; \text{ como } W = \frac{h'v}{H} + \frac{wh}{H}, \text{ se tiene:}$$

$$S = \frac{100 h (w-v)}{wh + v h'}; \quad h' = H-h; \quad \text{luego } S = \frac{100 h (w-v)}{wh + v (H-h)}$$

Finalmente el cubo total del yacimiento multiplicado por s —coeficiente de libre escurrimiento o de rezumacion—da directamente el total del petróleo susceptible de ser recojido por el drenaje subterráneo: $Q = Cs$, por otra parte:

$$Q = \frac{Ch(w-v)}{100 H}; \quad s = \frac{h(w-v)}{100 H}$$

Las fórmulas son las mismas si se reemplaza los volúmenes por ciento por los pesos por ciento.

Las fórmulas espuestas son mui útiles, como lo demuestran los cálculos hechos basados sobre estas fórmulas, cálculos cuyos resultados han sido una ayuda eficaz para el estudio de la explotacion en Pechelbronn. Importa, sin embargo, no tomarlas con demasiada fe, porque una explotacion de ese jénero no está todavía suficientemente estudiada como para estar al abrigo de errores o de desengaños, debidos, sobre todo, a la eleccion de un coeficiente de saturacion demasiado favorable.

Conclusiones de los cálculos precedentes:

1.º Las cifras basadas sobre la estraccion del volúmen de un yacimiento no son mas que aproximadas.

2.º Es indispensable seguir investigando a este respecto.

3.º Los ensayos de laboratorio han dado 40% de saturacion si se toma arena desagregada. La arena apilada i comprimida da 27%; esta cifra es igualmente buena para la arena estraida de la mina.

4.º La altura teórica h puede considerarse para Pechelbronn que sea alrededor de un 50 o 60% del espesor del yacimiento.

5.º La cantidad de aceite que subsiste en un yacimiento agotado por pozos i galerías es igual a la que ha sido estraida por ese procedimiento.

6.º Por medio de la explotacion subterránea, se podrá recuperar, por metro de arena, alrededor de 100 litros de petróleo o 50 Kg. por tonelada.

7.º Para tener h , del cual dependen todos los cálculos de una pro-

duccion por pozos i galerías, es necesario poder calcular Si, por consiguiente, es preciso observar continuamente los valores de H, w i v.

8.º En un yacimiento no existen dos capas netamente separadas: una de gases, otra de petróleo; pero estos hidrocarburos forman una mezcla íntima, dado que unos son solubles en los otros.

9.º La velocidad de los aceites en las arenas es estremadamente pequeña; lenta. El escurrimiento es mui lento.

10. Algunas observaciones nos hacen suponer que un exceso de gases cargados de vapor de esencia de petróleo, en ciertos casos, provoca un lavado casi completo de la arena.

11. Hasta que no se demuestre lo contrario, i en casos como el del yacimiento de Pechelbronn, se puede afirmar que los sondajes no dan mas que alrededor del 20% del petróleo bruto total contenido en un yacimiento.

12. Los norteamericanos admiten una produccion de 93 litros por metro cuadrado de terreno drenado por un sondaje. El autor ha admitido en sus cálculos una altura media de 9 metros para los yacimientos de los Estados Unidos, lo que daría solamente 10 litros de petróleo por metro cúbico de terreno poroso.

En Pechelbronn un metro cúbico de arena ha dado alrededor de 100 litros de petróleo.

13. Con el método de explotacion preconizado por el autor, es posible determinar con bastante aproximacion el valor en petróleo de un yacimiento; lo que no sucede en el caso de usar los sondajes.

ENSAYO DE DETERMINACION PRÁCTICA DEL PETRÓLEO QUE QUEDA EN UN YACIMIENTO DESPUES DE SER AGOTADO POR SONDAJES

Un medio consistiría en estraer testigos sobre toda la altura del yacimiento i de determinar así la lei en petróleo. Evidentemente, este ensayo es imposible hacerlo sobre un yacimiento vírjen. Se tendría así el valor W.

El drenaje por galerías reduce el volúmen contenido a v. espresado en por ciento, que conocemos. El yacimiento suministrará entónces una cantidad de aceite = W-v;

$$\text{de donde: } s = \frac{W-v}{100}; \quad s = \frac{h(w-v)}{100 H}; \quad \text{entónces } h = \frac{H(W-v)}{w-v}$$

En cada yacimiento será preciso tomar en consideracion la inclinacion i el espesor de las napas. Es evidente que en las capas inclinadas, el drenaje es mucho mas fácil, pero la mas juiciosa ubicacion del pique en tales capas es ya algo más difícil.

INCENDIOS I ACCIDENTES EN 1919

Los incendios i explosiones en las minas de petróleo son mui temibles. El estudio de los medios de evitar estos accidentes deberá hacerse detenidamente: poco a poco. En Pechelbronn, ha habido dos accidentes que citaremos a título de ejemplos:

Incendio del pozo N.º 2.—Una aguja de cambio Decauville suspendida a unos cien metros del fondo cayó, i en su caída produjo chispas que encendieron los gases i el petróleo de la poza del fondo. Sobrevino una lijera explosion. La caída de la aguja provocó la ruptura de uno de los cables. Ignorante del accidente el mecánico continuó haciendo descender el otro cable. Los obreros del fondo, aterrorizados subieron en la jaula del cable entero i dieron la señal de alarma. Comenzaron a subirlos; el cable roto se enredó en los engranajes de la máquina de estraccion, quebrándole algunos dientes i una detencion brusca obligó así a los obreros a permanecer suspendidos en la jaula durante dos horas, tiempo que se necesitó para reparar el motor. Un obrero murió asfixiado.

El incendio pudo ser sofocado proyectando sobre el fondo del pique gran cantidad de agua.

Por precaucion se cerró herméticamente la boca del pique; habiendo cesado la aeracion los gases se acumularon i se siguió una violenta explosion que destruyó una parte de la enmaderacion de la cabria i edificios de la mina.

Incendio en una galería del pique N.º 1.—Esta vez el fuego se provocó por un golpe de piqueta sobre una concrecion de piritas, se propagó siguiendo las canales o tajeas abiertas, que servian para el escurrimiento del petróleo i obligó a los obreros a abandonar la labor.

Esta labor fué entónces aislada del resto de la mina por medio de las puertas de fierro previstas para estos casos, puertas que se reforzaron amontonando arena hasta 1,5 m. de espesor detrás de ellas (barreras).

Despues de cinco dias de espera, un análisis mostró que la atmósfera interior era incomburente. Pero continuaba siempre saliendo humo. Se cerró bien la mina i se esperó la explosion inevitable. Esta se produjo cuatro dias despues de haber hecho el ensayo de los gases. Dos sondajes taladrados desde la superficie permitieron inundar las galerías amagadas con vapor de agua durante 24 horas. Se dejó la mina sin aerearla durante 26 dias, en seguida se hizo marchar el ventilador i se constató que la mezcla alcanzaba el límite para hacer explosion.

Se quiso volver a inyectar vapor en la mina, cuando se produjo una nueva explosion, ésta despues de un mes de comenzado el incendio. Entónces se volvió a inyectar vapor durante 12 dias i así solamente se llegó a extinguir el fuego.

La esplosion habia perjudicado muchísimo los trabajos del sector incendiado.

Ahora podemos ver las conclusiones que se desprenden de lo espuesto:

1.º El mejor medio de evitar las chispas en los trabajos es emplear picos especiales.

2.º Debe evitarse la acumulacion de aceites en los laboreos.

3.º Suprimir las materias combustibles.

4.º Para evacuar sin peligro el petróleo, los tubos que lo conducen deben llevarse i pasar a otros puntos que no sean los piques o pozos.

5.º Empleo de extinguidores en el acceso a los piques.

6.º Cuando el fuego ya se ha declarado, se puede: a) dejar de airear, i entónces sobrevendrá una esplosion; b) continuar insuflando aire al sector amagado, lo que traeria como consecuencia repartir el fuego en toda la mina.

Para disminuir los efectos de la esplosion se pueden levantar barreras de arena.

M. Couran, injeniero del Servicio de Minas de Strasbourg, manifiesta que no se sabia cómo suprimir todo peligro de incendio en una mina; pero aconseja mantener una buena i correcta ventilacion que impediria que los gases se acumularan en cantidades peligrosas.

Finalmente, en un capítulo especial, el autor trata sobre el costo de los trabajos subterráneos. Despues de dar algunas cifras relativas al costo de primera instalacion i de explotacion, deduce las conclusiones siguientes:

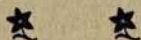
1.º Es necesario, para ser prudente, no basar los cálculos de produccion sobre una cifra mayor que 10 toneladas de aceite por metro corrido de galería.

2.º Una explotacion por piques i galerías no es, necesariamente, mas costosa que una explotacion por sondajes.

Por medio de un cálculo comparativo del número de nuevos sondajes necesarios en un terreno virjen, para obtener la misma cantidad de aceite que por piques i galerías en un yacimiento ya explotado por sondajes, es decir: un yacimiento mas o ménos conocido, el autor llega a la conclusion de que este nuevo modo de explotacion es superior en rendimiento económico. En vista de la crisis de combustibles, de año en año mas aguda, este método concluirá por prevalecer sobre el derroche, el verdadero despilfarro que actualmente se hace de ese precioso combustible que es el petróleo.

N. LIKIARDOPOULO,
Injeniero A. I. Lg.

P. DE CHAMBRIER, Director Jeneral de las Minas de Pechelbronn.



Revista quincenal

Valparaiso, 20 de Octubre de 1921.

COBRE EN BARRAS

El mercado de cobre Standard continuó un poco mas activo durante la primera parte de la quincena bajo revista, i los precios se mantuvieron a un poco mas de £ 70.0.0. La nueva mejoría en el cambio esterlino atrajo la atencion de los compradores, i el mejor aspecto del mercado indujo a los principales productores americanos a alzar los precios nuevamente a 13 centavos i 13 $\frac{1}{4}$ centavos f. o. b. en anticipacion a un mayor interes de parte de los consumidores europeos. La demanda se dice ha mejorado, pero los compradores no se demuestran inclinados para cubrirse de mas de lo necesario para prontas necesidades aguardando el desarrollo del mercado.

El consumo doméstico americano combinado con el de esportacion se dice que asciende a mas de 40,000 toneladas mensuales; i tomando en cuenta la produccion que es menor de 20,000 toneladas mensuales, las grandes existencias que hai en Norte América se prestan ahora para una notable reduccion.

Las cotizaciones de Lóndres al contado i para tres meses recibidas durante la pasada quincena fueron como sigue:

El dia	7 del pte.	£ 69. 7.6	al contado	i £ 70. 7.6	para entrega a tres meses
» »	10	»	69. 5.6	»	70. 5.0 » »
» »	11	»	69. 7.6	»	70. 7.6 » »
» »	12	»	69. 5.0	»	70. 5.0 » »
» »	13	»	68. 7.6	»	69.10.0 » »
» »	14	»	67.12.6	»	68.15.0 » »
» »	17	»	66. 7.6	»	67.12.6 » »
» »	18	»	65.15.0	»	67. 0.0 » »
» »	19	»	66. 2.6	»	67. 5.0 » »

Cerrando hoi 20 del presente a £ 66.5.0 al contado i £ 67.10.0 para tres meses.

No se han efectuado ventas en la costa durante la pasada quincena.

Las esportaciones de Chile hasta el 30 de Setiembre de 1921 ascienden

a 44,630 toneladas o sean 26,180 toneladas ménos que lo espuesto el año pasado en esta misma fecha.

EJES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre precios privados.

MINERALES DE COBRE

Las ventas efectuadas han sido basadas sobre nuestras cotizaciones.

COTIZACIONES EL 20 DE OCTUBRE DE 1921 A LAS 5 P. M.

Cobre en barras:

Puesto a bordo..... \$ 186.95

Ejes de cobre:

50% puesto a bordo con escala de 186 centavos..... 81.43½

Minerales de cobre:

10% puesto a bordo con escala de 109 centavos..... 9.91
Standard £ 67.10.0. Cambio \$ 34.40.

SALITRE

Arreglos acordados entre la Asociacion de Productores de Salitre i el «Pool».

1.º Se modifican los precios fijados por la Asociacion en 30 de Junio próximo pasado en conformidad al acuerdo de 26 de Enero del año en curso.

2.º La modificacion consistirá en fijar la siguiente escala de precios, para rejir desde la fecha hasta el 30 de Junio de 1922.

Octubre.....	10 s 6d
Noviembre a Abril de 1922 inclusive.....	11 s
Mayo 1922.....	10 s 9d
Junio 1922.....	10 s 3d

La Asociacion a partir desde el 1.º de Julio de 1922 podrá fijar los precios de venta que estime convenientes.

3.º Los compradores aceptan la modificacion de los precios establecidos en los números anteriores.

4.º La Asociacion pagará a los compradores, como parte de este convenio, las siguientes compensaciones:

A) Por todo el salitre nuevo que se venda para fechas de entregas entre el 1.º de Octubre del año en curso i el 31 de Marzo del año venidero i que efectivamente se embarque ántes de esta última fecha, 20 d por quintal español.

B) Por todo el salitre nuevo que se venda para fechas de entregas entre el 1.º de Abril i el 30 de Junio del año venidero i que efectivamente se embarque ántes de esta fecha, 12d. por quintal español.

C) Todo el salitre nuevo que se venda para fechas de entrega entre el 1.º de Julio de 1922 i el 30 de Junio de 1923 i que efectivamente se embarque ántes de esta última fecha 4d. por quintal español.

5.º El total de las compensaciones que se consultan en el artículo anterior deberá disminuirse entre todos los compradores en la proporcion i forma que determine el Presidente de la República.

6.º La Asociacion garantiza a los compradores por estas indemnizaciones un minimum de £ 1.500,000 i si el 30 de Junio de 1923 no se hubiere completado el pago de dicha cantidad la Asociacion continuará pagando a los compradores 4d por quintal español hasta que se entere dicha suma.

7.º El Pago de las compensaciones se hará directamente por la Asociacion en las fechas en que se perciba el valor del salitre vendido.

8.º Si la Asociacion resolviera vender por medio de consignaciones, éstas tendrán como base, hasta el 30 de Junio de 1922, los precios fijados en la escala del N.º 2.

9.º Los compradores se comprometen a cooperar i facilitar las jestionnes del Gobierno o de la Asociacion para interesar en la colocacion del salitre chileno, sea por compra o por consignacion o facilitando créditos a los consumidores, a los banqueros de los diversos paises de consumo.

10. Las partes contratantes convienen en que cualquier dificultad que se suscite para el cumplimiento de las disposiciones preinsertas, será sometida al conocimiento i resolucion del Presidente de la República, como arbitrador, a cuyo efecto suscribe el presente convenio el Ministro de Hacienda.

La Asociacion de Productores ha citado para una reunion jeneral extraordinaria de los miembros para ratificar el presente convenio, 21/27 del presente.

El mercado ha continuado con poca demanda i solamente se han hecho unas pocas transacciones privadas para entregas durante este año.

Las cotizaciones son por el momento por salitre 95% entrega pronta 10 /2, Noviembre, Diciembre 10 /4 nominal, refinado 4 peniques extra.

Fletes para el Reino Unido o Continente para salitre están siempre a 40 /- para cargar este año.

Para Estados Unidos; costa Oriental, se puede obtener flete a \$ 5 m/c. americana i para San Francisco se ha pagado \$ 6 m/c. Americana por 500 toneladas embarque pronto.

La exportacion del salitre durante la primera quincena de este mes fué de 569,800 quintales, comparado con 2.126,200 quintales que fué lo exportado el año pasado en esta misma fecha.

ORO

El premio diario (compradores) de la Bolsa durante la pasada quincena fué como sigue:

El dia 7 presente	146%12.90	El dia 14 presente	154.50%	..13.20
» » 8 »	144.50%12.80	» » 15 »	154%	..13.20
» » 10 »	147%13.—	» » 17 »	152%	..13.10
» » 11 »	154%13.—	» » 18 »	151%	..13.10
» » 12 »	146.30%13.—	» » 19 »	153.50%	..13.20
» » 13 »	147.50%13.20			

Cerrando hoi 20 del presente a las 5 P. M. a 158.50% — 13.20.

VALOR DE LA LIBRA ESTERLINA

El valor de la libra esterlina abrió el dia 7 del presente a 31.60 i subió a 32.—al dia siguiente continuando de alza el dia, 10 a 32.40 i a 33.— el dia 11 para bajar nuevamente el dia 12 a 32.40. El dia 13 del presente abrió a 32.80 i subió a 34 el 14, pero el 15 bajó a 33,60 continuando de baja hasta el 18 del presente reaccionando el 19 a 33.60.

El cambio cierra finalmente hoi 20 del presente a las 5 P. M. a 34.60 para letras de primera clase sobre Lóndres a 90 dias vista.

Letras pagaderas en oro a 13.20.

El Banco de Chile jira a 34.90.

CARBON

La situacion del mercado de carbon queda sin variacion, como lo anunciamos en nuestra última Revista.

Las cotizaciones son nominalmente puesto a bordo en puertos salitre-ros como sigue:

Americano marcas de primera clase.....	60 /- a 65 /-
Australiano » » »	65 /- a 70 /-
Africano en camino.....	62 /-
Chileno Schwager i Lota.....	50 /-
» otras marcas.....	50 /- a 55 /-

PLATA EN BARRAS

La cotizacion recibida de Lóndres para entrega a dos meses fué de 40-1/2d.

Cotizamos la plata agria a \$ 42.28 o \$ 183.83 por kilógramo fino puesto a bordo con cambio de \$ 34.40.

