

BOLETIN
DE LA
Sociedad Nacional de Minería

DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

Presidente
Cárlos Besa

Vice-Presidente
Cesáreo Aguirre

Director Honorario
ALBERTO HERRMANN

Aldunate Solar, Cárlos
Andrada, Telésforo
Avalos, Cárlos G.
Chiapponi, Márcos
Echeverría Blanco, Manuel

Elguin, Lorenzo
Gallardo González, Manuel
González, José Bruno
Lecaros, José Luis
Lira, Alejandro

Martínez, Arístides
Pinto, Joaquín N.
Pizarro, Abelardo
Schneider, Julio
Tirapegui, Maulen

Secretario
ORLANDO GHIGLIOTTO SALAS

Nº 113

Mineral de Collahuasi

(Conclusion)

QUEBRADA BLANCA

Si salimos de la mina Poderosa, siguiendo la falda norte del cerro Collahuasi, llegando al pié del Pacopaco se toma el oríjen de la quebrada Blanca, la cual nos lleva a las principales minas de la rejion. De Collahuasi dista 16 kilómetros.

Viniendo de Iquique el camino mas corto es subiendo por la quebrada de Huatacondo hasta 2 kilómetros mas arriba de Copaquire i despues de tomar una quebrada lateral de la márjen derecha descender a la quebrada Blanca. De Copaquire a las minas del señor Gildemeister hai 20 kilómetros.

MINAS DEL SEÑOR GILDEMEISTER

Estos señores fueron los primeros que pidieron pertenencias mineras en esta zona i los únicos que despues han efectuado trabajos de reconocimiento.

Las casas de las minas están situadas en la reunion de la quebrada Blanca, que con rumbo E. a O. baja del cerro Pacopaco, con otra quebrada secundaria, que con direccion N. a S., se desprende del lado del Ancho de Huiquintipa.

Nombre i número de pertenencias.—El mayor número de sus pertenencias están agrupadas en la márjen derecha de la quebrada Blanca, al partir del punto de reunion de las dos quebradas ya señaladas i hácia arriba.

Poseen 24 minas llamadas: San Enrique, San Gregorio, San Víctor, San Bernardo, San Luis, Blanca 1.^a, 2.^a, 3.^a, 4.^a, Elvira, San Juan, Elisa, Emilia, Herminia, Cimodocea, Abundancia 1.^a, Abundancia 2.^a, Tiberio, Catalina, San Francisco, Eudora 1.^a i Eudora 2.^a No son continuas i quedan claros entre ellas.

MINA BLANCA 1.^a

De 5 hectáreas de estension i pertenece a los señores Gildemeister.

Esta pertenencia está situada al norte de las casas. La entrada del socavon está situada en terreno de acarreo. Los cantos rodados están aglomerados por cemento arcilloso. Las piedras, por lo jeneral, son algo mayores que el puño i mui pocas de volúmen mayor. Son formadas por cuarcitas, pórfido i porfirita.

Como a 2 metros del piso del fronton se ve una faja con inclinacion de 45 grados i de 1 metro de espesor, formado de piedrecitas i en cierta cantidad trocitos de mineral de cobre (sub-sulfato). Su forma de yacimiento lo hace presentarse como depósito acarreado desde léjos. Al nivel del socavon, la arcilla es abundante entre las piedras acarreadas i en ellas se encuentran guias i nidos de mineral de cobre (oxidado), pero mui diseminado i sin importancia industrial.

A los 10 metros del socavon se separa una galería hácia el norte con 89 metros de largo i que luego se bifurca. Ademas tiene 2 piques de 20 metros mas o ménos de profundidad.

Todas las galerías i chiflones están abiertos en los conglomerados i arcillas de colores oscuros. A la entrada de la galería i a la cabeza se ve el conglomerado i hácia el piso las capas de arcilla con inclinacion de 45 grados i buzando hácia el poniente.

En los conglomerados de la galería se ven algunas guias de mineral verdoso de cobre sin importancia industrial. En el punto mas avanzado se distinguen nidos de óxido rojo de cobre rodeado de una capa de carbonato verde i diseminados en arcilla blanca, de mui débil consistencia.

En los chiflones se puede notar igual formacion. Un corte del terreno E. a O. muestra el yacimiento de que hablo.

Las galerías están hechas sin veta alguna i en terreno de acarreo, no pudiendo esperarse buen resultado en las exploraciones.

Fijándonos en el modo de presentarse el mineral de cobre se comprende fácilmente que estamos en presencia de un yacimiento formado por la destruccion i acarreo a distancia de trozos de mineral de cobre, habiendo sido otra parte del cobre depositado por aguas que disolvieron en parte el mineral acarreado, depositándolo mas abajo entre las grietas de las arcillas. Por la inclinacion del depósito, al poniente, perpendicular a la ladera del cerro i levantado del lado que mira a Huiquintipa i Collahuasi, nos hacen pensar que este yacimiento es formado por los materiales arrancados a los afloramientos de las vetas de estos minerales. Siguiendo por la quebrada que conduce a la angostura de Huiquintipa se puede comprobar que el acarreo que forma la mina Blanca 1.^a continúa hasta la cumbre.

Al describir los conglomerados silicosos de Huiquintipa haremos notar que

ha habido en esa rejion dos sistemas de cursos de aguas: en la éra terciara i otro en los tiempos cuaternarios. El primer réjimen depositó el conglomerado de Huiquintipa i las arcillas i conglomerados de Quebrada Blanca hasta cierta altura i el segundo cruzó este depósito, dejando en Huiquintipa de manifiesto los conglomerados de silicato de cobre i en Quebrada Blanca el terreno que primitivamente llenó toda la quebrada.

Como 20 metros sobre la labor anterior hai otras, pero la principal es un tajo formado con el objeto de correr un socavon. El terreno atravesado no es ya acarreo antiguo i traído de léjos sino formado en el lugar por la reunion de piedras de filos vivos, cementados por tierra amarillenta. Hai debajo una capa de arcilla con impregnaciones de carbonatos de cobre; pero lo notable es una falla que se nota dislocando todos los terrenos hasta la superficie. Su rumbo es de E. a O. i con manteo al S.

MINA BLANCA 3.^a

En la pertenencia existen varios reconocimientos superficiales, en los cuales se notan manchas de minerales oxidados de cobre. Sobre la veta de rumbo N. 30 grados O. han seguido varios reconocimientos, pero no parecen haber dado nada importante. La veta no lleva cajas definidas sino mas bien presenta el aspecto de ser un conjunto de rasgaduras en las que se han depositado minerales de cobre, pero como las grietas eran tan estrechas no se formaron depósitos de consideracion.

El socavon principal principia fuera de la veta i luego con una pequeña vuelta la toma.

El mineral continúa casi por 60 metros, estando la frente en broceo. El mineral es formado por las especies oxidadas, predominando el silicato, llegando a tener 0,20 centímetros de ancho i la lei del comun no llega a 6%. La veta presenta salbandas de arcilla i tiene un recuesto de 45 grados al naciente. Por la veta se ha seguido un chiflon que pone de manifiesto su gran manteo, lo blando del terreno i su pobreza en mineral de cobre. El fondo del chiflon está lleno de agua i casi a su nivel se tomó el mineral sulfurado, pero de poca anchura i no lo suficiente rico para emprender su esplotacion.

SOCAVON ABUNDANCIA

En la pertenencia Abundancia 1.^a se siguió un socavon a corta veta con el objeto de reconocerla i se han corrido 120 metros sin que se presente ninguna veta con minerales de cobre. La seccion del socavon es de 1,80 metros por 2 de alto i está bien construido. Se han cortado varias vetas, pero todas en arcilla.

SANTA JOVITA DE POTO

La quebrada de Poto nace en los faldeos sur del cerro de Chiglia, distando 9 kilómetros de quebrada Blanca i hácia el SE. Para ir a las minas hai que cru-

zar por el antiguo mineral de Yareta, que dicen ser de oro, pero que en realidad nunca ha producido algo de valor.

Descendiendo a la quebrada de Poto (viniendo del lado de quebrada Blanca) se encuentran las casas de la administracion de las minas de la Compañía Minera Santa Jovita de Poto. Como 100 metros al sur de la ladera naciente de la quebrada i cerca del fondo está la mina.

SAN CÁRLOS

Todos los trabajos de la mina son formados por un chiflon de 10 metros verticales seguidos de una galería con 5 metros horizontales de corrida. Desde la superficie hasta los 7 metros verticales la veta lleva sub-sulfatos i silicato de cobre, pero no en cantidades explotables con provecho i luego a mayor hondura todo desaparece, siguiendo la veta en completo broceo. La veta tiene rumbo N. a S. i recuesto al naciente.

MINA SANTA JOVITA

Esta mina es formada por un chiflon de pocos metros. Al sol se ven guías de silicatos de cobre, pero que no impregnan la roca i luego en hondura todo desaparece, siguiéndose actualmente el chiflon en greda, sin indicio alguno de minerales de cobre.

Estos eran todos los trabajos de reconocimiento que tenia la Compañía Santa Jovita en la fecha de nuestro paso por las minas.

¿SERÁN DE VALOR LAS VETAS DE ESTAS ZONAS?

La roca diorítica de Quebrada Blanca se estiende hasta la de Poto i el origen de sus vetas es el mismo. En la diorita, tanto en la costa como en el interior de la provincia de Tarapacá se encuentran numerosas fracturas de contracción que nunca son de importancia como medios para el depósito de minerales oxidados de cobre i luego todo desaparece a los pocos metros de profundidad. Hasta ahora por mas cateos efectuados en esta clase de rocas i filones, no han dado buen resultado i es por este motivo que no doi importancia a los filones de quebrada Blanca ni a los de Santa Jovita de Poto. Todas las minas trabajadas son sin valor i no aconsejaria se siguiera invirtiendo dinero en el reconocimiento de esta zona.

En vetas semejantes hai en la provincia numerosos trabajos. En el mineral de Yabricoya se han laboreado muchas i en las cuales los minerales de cobres desaparecen a los pocos metros. En el abandonado mineral de Mocha, tambien se presentan numerosas venas de igual condicion. En la cabecera de la quebrada de Coscaya las vetas trabajadas han dado igual resultado negativo.

MINERAL DE HUIQUINTIPA

En la parte baja del faldeo de los cerros de Collahuasi i Pacopaco se encuentran las minas de que vamos a tratar. Desde luego las dividiremos en dos

secciones: la primera la llamaremos, minas de silicatos; i la segunda minas de veta.

SILICATOS DE HUIQUINTIPA

Los cerros de Pacopaco, Collahuasi, Yabricoyita i sus faldeos han sido ocupados, antes de la formacion del relleno de las vetas, por enormes neveras i al pié de ellas indudablemente se formaron lagunas semejantes a las que hoi dia se ven en las neveras modernas. Por la quebrada de Huiquintipa existian una série de ellas, en que las unas desaguaban en las otras. En la primera quedaria todo el material grueso arrastrado por las aguas i el mas fino seria depositado mas léjos.

Hoi dia existen dos quebradas que se desprenden de las faldas norte de Collahuasi: la de los Silicatos i la de Huiquintipa, que se reunen algo mas abajo de las minas de la Compañía de Copaquire. En la éra terciaria estas quebradas no existian i en su lugar habia una laguna donde las aguas depositaban los materiales arrastrados, llenándose hasta la línea. Posteriormente, en la éra cuaternaria principiό el trabajo de denudacion, el cual ha socavado las innumerables quebradas que, uniéndose las unas a las otras, muchas reunidas terminan en la Pampa del Tamarugal. Todos los materiales desprendidos por las aguas en la rejion de Collahuasi i sus alrededores han descendido a la pampa por intermedio de las quebradas de Huatacondo i de Maní. Con estos materiales i los que bajaron por las demas quebradas, como las de Chipana, Cahuiza, Chacarilla, etc., se fué rellinando el gran mar interior de agua dulce, que hoi seco llamamos Pampa del Tamarugal. Por este trabajo de eroccion, el antiguo fondo del lago andino ha sido surcado i dividido por las aguas, dejando aislado i con sus flancos visibles, entre las quebradas de los Silicatos y la de Huiquintipa, la gran masa de conglomerados que rellenaba su cuenca.

CONGLOMERADOS CUPRÍFEROS

Las piedras del conglomerado son formadas, en su mayor parte, de pórfido semejante a la roca de los cerros vecinos y están con sus aristas apenas gastadas. Su tamaño rara vez pasa al del puño i en su mayoría el conglomerado es constituido por granza entre la que hai piedras de mayor volúmen. Un barro blanco arcilloso rellena los intersticios de las piedras.

A cierta altura del nivel actual de la quebrada i en muchos metros de espesor, la arcilla, que forma el cemento aglutinante, ha sido reemplazada por el silicato de cobre, dando lugar a la formacion de una faja de conglomerados con apreciable lei en cobre. El yacimiento es visible en cuatro puntos.

La zona cuprífera ocupa la parte intermedia de la formacion i todo el espesor del conglomerado tiene igual composicion, variando solo el elemento aglutinante. Los cateos demuestran que la capa de mineral está cubierta por diez metros de conglomerado estéril i que despues de atravesar la parte cementada por el silicato de cobre siguen los mismos conglomerados. Se debe notar que el paso de la parte mineralizada a la estéril es brusca, sin línea de pasaje intermedia en la cual la lei en cobre vaya disminuyendo o subiendo.

Los conglomerados cementados por la arcilla son de débil consistencia i los unidos por el silicato de cobre solo con explosivo pueden ser divididos.

No se ha encontrado ningun rodado de mineral de cobre entre las piedras reunidas por el silicato de cobre, ni entre los conglomerados estériles que los cubren o lo siguen. El silicato solo rodea a las piedras uniéndolas i el yacimiento no puede haberse formado por la destruccion i acarreo de los afloramientos de las vetas de Collahuasi i cerros vecinos; pues en tal caso la variedad de minerales seria grande i se encontrarían en forma de rodados. La horizontalidad del depósito, su homogénea composicion i el ocupar el silicato de cobre los intersticios de las piedras, es señal indudable de que la mineralizacion fué producida por las aguas que cargadas de sales afluan a la laguna, en donde por doble reaccion, se producía la precipitacion del silicato. El depósito es coetáneo al relleno de las vetas de cobre de los cerros vecinos i ha tenido lugar durante la erupcion de la andecita, que ha dado el último relieve a la cordillera.

Yacimientos formados por la destruccion de los afloramientos de otros son los que con el nombre de mina Blanca 1.^a he descrito al hablar de las minas de cobre de la quebrada Blanca.

SILICATOS DE «THE COPAQUIRE COPPER SULPHATE COMPANY LIMITED»

Esta Compañía posee en Huiquintipa seis pertenencias con treinta hectáreas de estension llamadas Ana 1.^a, 2.^a i 3.^a, Rojelia 1.^a, 2.^a i 3.^a, que ocupan la mayor parte del terreno de conglomerados cupríferos visibles. Son continuas i cubren la loma que separa las quebradas de los Silicatos i de Huiquintipa.

En la pertenencia Ana 2.^a, la Compañía Copaquire perforó un pique de 50 metros de hondura i dió el siguiente resultado:

Conglomerado estéril de la superficie.....	10 metros
» con silicato de cobre.....	9 »
» estéril.....	31 »
	<hr/>
TOTAL.....	50 metros

El pique se paralizó por haber llegado al agua, pero no se tomó la roca sino que seguían los conglomerados con la misma composicion.

Numerosos ensayos de muestras han dado como lei jeneral de todo el yacimiento 3.1/2% por cobre. Los cateos han dado espesores hasta de 20 metros, pero como término medio se puede tomar la cifra de 10 metros.

El señor Stanton, administrador de Copaquire, estima en 12.000,000 de toneladas la existencia de mineral en las seis pertenencias de la Compañía.

VALOR DE LOS SILICATOS DE HUIQUINTIPA

Por el momento, no considero de valor industrial los yacimientos de silicatos, pues se trata de minerales abundantes i fácil explotacion, pero que no tienen sino 3.1/2% de cobre.

Con estas leyes, la mayor parte de las minas de los Estados Unidos realizan buenas utilidades, pero las condiciones locales son diferentes; sin embargo, la Compañía de Copacquire ha hecho numerosos experimentos para determinar el método de beneficio mas adecuado i su resultado económico, i de ellos resulta que hai utilidad en beneficiarlos. Ha hecho indagaciones para el beneficio por medio de la electrolisis, trasformacion en sulfato, trasformacion del cobre en borato i disolucion en ácido sulfúrico i precipitacion por fierro. En la última Memoria del Presidente de la Compañía se aconseja la precipitacion con fierro.

Yo creo que tratando, v. gr., 1,000 toneladas al dia i empleando economía i buenos métodos en la explotacion, se podria tener utilidad; pero es imposible el tratamiento en el lugar, porque el agua de la ciénaga de Huiquintipa no es suficiente para las necesidades de una oficina de beneficio de magnitud semejante. El lugar mas cercano i al pié del ferrocarril de Ollagüe a Collahuasi, es la laguna de Michincha; pero hai que estudiar si este recargo de flete en el mineral dejará todavía márgen para obtener utilidad. Estos son puntos que no pueden resolverse en el presente informe.

HUIQUINTIPA.—MINAS DE VETA

Las minas de este grupo están situadas en las dos laderas de la quebrada de los silicatos hasta llegar a la de Huiquintipa. Ocupan la parte alta de la quebrada i a nivel superior a los conglomerados de silicatos de cobre. Colindan con las minas del cerro de Collahuasi. El terreno es poco accidentado i formado por las lomas bajas que se desprenden del cerro Pacopaco i Collahuasi.

IMPORTANCIA DEL GRUPO

A pesar del ningun trabajo de reconocimiento que tienen las minas, se puede, por lo que se ve en algunas, recomendar se haga un cateo prolijo. Cuando estuve en la rejion, no se procedió a un cateo porque los contratos *ad-referendum* no estaban en condiciones convenientes; pero ya que se modificaron, puede el Sindicato organizar los trabajos i espero ántes que se cumpla el plazo de los contratos, poder decir algo mas positivo de las minas.

CONCLUSION

En los párrafos anteriores he procurado describir el mineral de Collahuasi i sus alrededores, donde el Sindicato por cuyo encargo fuí al mineral, tiene ofrecidas pertenencias mineras.

He dividido las pertenencias en tantos grupos como cerros hai con minas i he hablado de las Compañías que actualmente se encuentran trabajando o tienen labores que puedan dar luz para el estudio de las nuevas propiedades mineras; así, en Collahuasi describo algunas labores de la Compañía Minera de Collahuasi; los trabajos efectuados en el filon de la Poderosa. En Huiquintipa, las minas de silicatos de The Copacquire Copper Sulphate C. L. i en las demas zonas, en las cuales no hai trabajos, he procurado ver los pozos de ordenanza. La rejion de

Poto, aunque el sindicato no tiene minas, también fué visitada para procurarme el mayor número de datos posibles, que unidos a los que ya tenía de mis viajes anteriores, para poder dar un informe detallado i ajustado a la verdad de las cosas.

Es indudable que el mineral de Collahuasi es de gran valor i que, además de las dos vetas reconocidas como buenas (Poderosa i Pergolesi) existen otras que serán puestas de manifiesto con los nuevos trabajos que se emprendan.

Todas las propiedades mineras ofrecidas al Sindicato que me envió, son pertenencias por catear i ninguna puede llamarse mina, pues solo tienen sus pozos de ordenanza abiertos i con ellos no es posible determinar la riqueza de la pertenencia. En muchos casos los pozos no están abiertos sobre las vetas, porque se ha escogido el terreno mas blando, i otras veces esto es hecho intencionalmente para inducir a error, porque es conocido que en ciertas rejiones las manifestaciones de cobre solo son superficiales, i en estos casos se procura no tocar los puntos en que se ven algunos verdeones.

En todo trabajo minero hai que considerar tres estados de su desarrollo: cateo, preparacion, esplotacion.

Uno de los objetos del cateo es confirmar, por trabajos previos, si las manifestaciones superficiales de las vetas continúan en hondura i naturalmente todo el dinero invertido en estos trabajos, corre el riesgo de perderse si no se confirma la riqueza del yacimiento; pero si este trabajo es llevado con acierto, con poco dinero puede confirmarse la bondad de lo que se investiga i, en caso favorable, pasar al segundo i tercer período de la mina.

Ya al segundo período no tiene el carácter aleatorio del primero, i solo se pasará al tercero, cuando se tenga conocido el valor de la unidad de materia esplotada, su costo de estraccion, fletes i demas pormenores que afectan a la mina (1).

JOSÉ MURO.

Minas de Lago Superior

INTRODUCCION

El lector puede tomar un mapa de los Estados Unidos i dirigir su vista a los grandes lagos que separan a este pais de Canadá. Allí divisará entre los grados $44\frac{1}{2}$ i $45\frac{1}{2}$ de latitud N. i entre los 86 i 89 de longitud O. de Greenwich, una lonja de terreno que se interna en el Lago Superior. Esta península se conoce con el nombre de Keweenaw i forma parte del estado de Michigan. Es esta misma península, la que forma también la famosa i rica rejion minera conocida con el nombre de *Mineral Cuprífero de Lago Superior*.

El lago i rio Portage forman un verdadero canal que va de un lado del Lago Superior al otro, dividiendo la península de Keweenaw en dos partes: la del N. la podemos considerar una isla i está formada por el sub-estado de Keweenaw i la del S. por el sub-estado de Houghton.

(1) De este informe se ha extractado por la Redaccion del BOLETIN lo que se ha considerado de interes jeneral, eliminando lo restante.

Quien quiera visitar esta rica rejion, se puede trasladar de Nueva York a Búffalo, salvando una distancia de 440 millas en 9 horas. De Búffalo a Houghton hai una distancia de 811 millas, que se hacen en cómodas i elegantes embarcaciones en 3 noches i 2 dias.

La navegacion es embellecida por las escenas de un panorama que varia continuamente, al traves de un pais que ha adquirido una justa celebridad por sus múltiples i magnificentes industrias.

Los vapores anclan a los piés de la ciudad de Houghton, edificada a la falda de pequeños cerros o colinas. Separada por el lago Portage i casi simétricamente al frente de Houghton, se levanta Hancock, ciudad edificada a la falda del cerro Quiney.

Las elevadas «*rock-houses*» de la mina Quiney i el grande i bello edificio del *Michigan College of Mines*, dan a conocer que se ha arribado a la celebrada rejion minera de Lago Superior.

La mayoría de las minas de cobre se estiende al N. de Houghton, siguiendo una línea que va de esta ciudad a Calumet, abarcando una estension como de 15 millas.

Otro grupo de minas importantes está situado al sur de Houghton, como a 8 millas de distancia.

La poblacion del distrito minero, al presente, es de 78,000 h., de los cuales 38,000 h. están repartidos en la ciudad de Calumet i sus alrededores. Es esta ciudad una verdadera conglomeracion de nacionalidades diferentes; los trabajadores de la mina *Calumet and Hecla* representan solamente 38 idiomas diferentes entre sí.

De los numerosos extranjeros, se dicen, los mejores mineros son los ingleses del sur, éstos, unidos a los italianos, austriacos, suizos, finlandeses, noruegos e irlandeses, forman la mayoría de los trabajadores de las minas.

Los sueldos fluctúan de \$ 2.30 a \$ 2.50, para los jefes de cuadrillas i de \$ 2 a \$ 2.25 para los otros (1).

El costo de la vida, debido a las facilidades que dan las compañías, no es cara para el operario, pudiendo éste vivir desahogadamente con \$ 16 a \$ 18 mensuales. Las compañías poseen un sinnúmero de casas, desposeidas si se quiere de elegancia, pero cómodas e hijiénicas.

Las minas del Lago Superior deben su presente, casi única i exclusivamente a su posicion jeográfica; con decir que sus establecimientos de preparacion mecánica consumen diariamente 3,500,000 galones de agua por pison que usan, se ve claro que fuera de las orillas de los grandes lagos habrian consumido pronto el agua que otros recursos naturales podian haberles proporcionado; los magnificentes bosques de las cercanías, proporcionan la cantidad fabulosa de madera, que las escavaciones subterráneas necesitan, cantidades imposibles de calcular i que el lector apreciará por sí solo, sabiendo que solamente la mina Tamarak consume mensualmente medio millon de piés cúbicos i que la *Calumet and Hecla* consumió en un año 40,000 piés cúbicos.

(1) Siempre que en el curso de esta memoria o estudio se haga uso del signo (\$), se entenderá por peso oro americano de 50 d.

Ademas del agua i la madera, su posicion jeográfica las pone en condiciones de enviar sus productos i adquirir carbon i demas utensilios necesarios por vias baratísimas de comunicacion, puesto que sus fletes son marítimos i no terrestres; aunque esto solo tiene lugar durante 7 meses, por cuanto en el invierno los lagos se hielan i la navegacion se hace imposible.

De Pensilvania les viene un carbon de primera clase, cuyo flete a Houghton es de \$ 2.66 por tonelada; correspondiendo de esto solo cerca de 40 centavos al trasporte marítimo (735 millas) i 10 centavos a la carga i descarga por tonelada, el resto, o sea minimum \$ 2.10, corresponde al flete de ferrocarril por tonelada; en 150 millas.

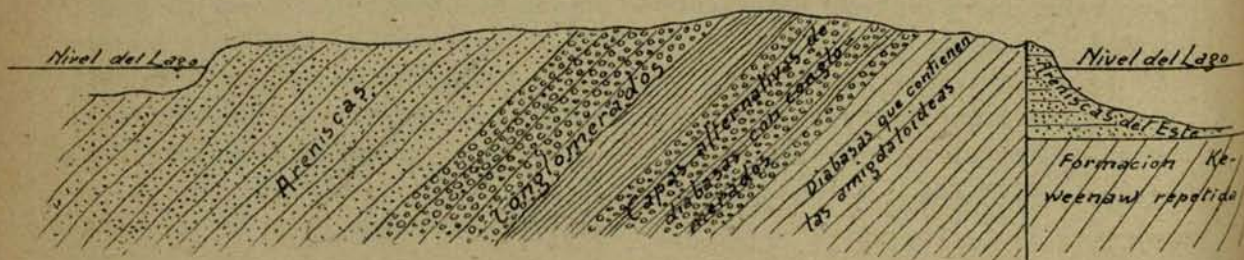
La carga i descarga en los lagos se hace en gran escala i con una prontitud asombrosa; hemos visto descargar 10,000 toneladas en cuatro horas en el muelle del «Copper Range Railroad».

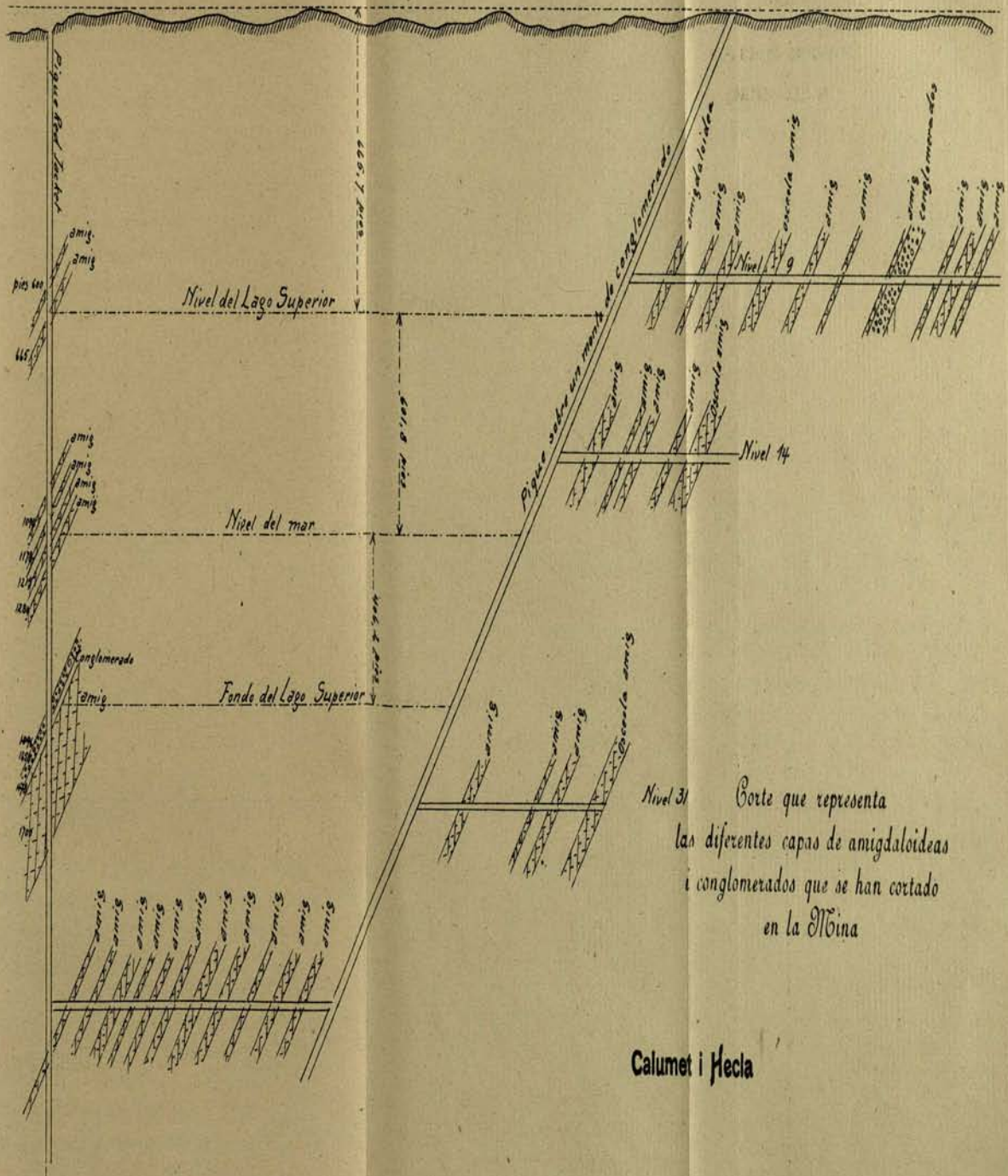
JEOLÓJIA

La península denominada de Keweenaw forma una meseta de 40 millas por 70 de largo, levantándose 600 piés sobre el nivel del lago. Su cima es de una formacion volcánica flanqueada por ámbos lados de areniscas que año por año disminuyen de espesor por la corrosion de las corrientes de la costa. En el lago Portage, donde la península está dividida, su ancho alcanza exactamente a 20 millas.

La formacion volcánica, que constituye la cima de la península i que es conocida con el nombre jenérico de formacion Keweenaw, se compone de lavas que alternan con capas de areniscas i conglomerados. Los componentes volcánicos de la formacion Keweenaw están constituidos por rocas diferentes entre sí en su constitucion química i física, i que pueden ser descritas como variedades de la diabasa, considerablemente alteradas i asociadas a rocas típicamente dadas tales como porfíricas i pórfidos cuarcíferos. Los conglomerados están compuestos de fragmentos redondos de estas rocas, predominando las mas ácidas. La formacion «Keweenaw» tiene un ancho o potencia que varía de 7,625 a 9,150 metros, siendo éste mayor en las rejiones circunvecinas. Su direccion, dentro del distrito minero, es de NE., variando entre los 26 i 81°; su inclinacion o manteo, cargado al NO., es mui variable.

El corte que se acompaña dará una idea de la disposicion de las capas en cualquier punto de la rejion minera situada entre Houghton i Calumet.





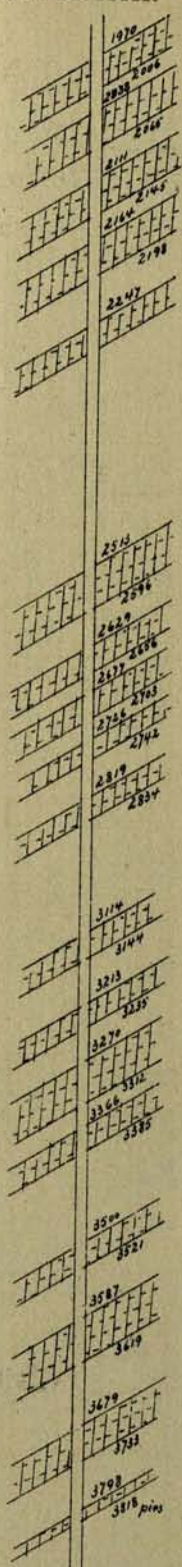
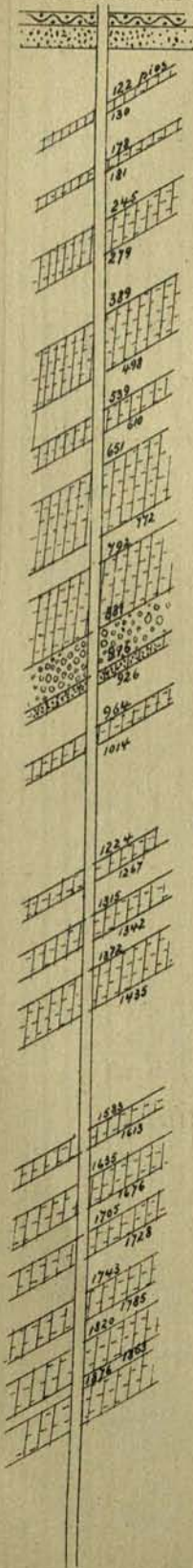
Nivel 31 Corte que representa las diferentes capas de amigdaloides y conglomerados que se han cortado en la Mina

Calumet i Flecha

PIQUE N.º 3

MINA TAMARAK

*Diferentes capas que
se han cortado*



Al lado del Este, las capas de areniscas no se conservan paralelas a las rocas de la formacion Keweenaw i su manteo se cambia al lado SE.; estas areniscas son reconocidas por sus fósiles; como contemporáneas de la formacion «Postdam» de Nueva York i pertenecen al período «Cambriano», época primaria. Las areniscas del otro lado de la península, que descansan sobre las capas de la formacion Keweenaw, han sido consideradas por «Rominger» contemporáneas a dicha formacion.

En ámbos lados, la cuestion de la edad o período a que pertenecen las areniscas, se complica notablemente: «Wadsworth» clama que las rocas de la formacion Keweenaw están sobrepuestas en el E., en algunas partes, sobre las areniscas i «Pumpelly» niega las aserciones de «Rominger». La determinacion es verdaderamente difícil, lo que se podria probar por cortes de la seccion, donde se veria a las capas cambiar constantemente de posicion, o ya las encontraríamos quebradas por inmensos botamientos o separadas, solamente, por pequeñas fallas.

El cobre nativo fué primeramente encontrado en unas pequeñas rasgadas que cruzaban la formacion Keweenaw en el extremo N. de la península; allí tambien se comprobó, ademas, que el metal estaba depositado en las capas de conglomerado, como asimismo en las capas de estructura amigdaloida que se encontraban cruzadas o cortadas por las pequeñas venillas o rasgadas impregnadas de cobre.

Eventualmente se probó que el cobre se encontraba en todas partes i con mas jenerosidad o en mayor cantidad en ciertas capas de la formacion Keweenaw; formando impregnaciones en los mantos de conglomerado i en los de estructura amigdaloida.

Las rocas diabásicas forman capas de las cuales la parte superior es de estructura amigdaloida, estructura debida a la superficie espumosa de los torrentes de lavas que se solidifican al enfriarse. Los poros de estas capas fueron rellenados por deposicion de diferentes minerales, resultando una roca compacta diabásica. Indudablemente, estas capas han sido las favorecidas en la mineralizacion, como tambien, las capas de conglomerado por sus favorables condiciones físicas.

Así, pues, que el cobre aparece con preferencia en dos clases de capas; las primeras, llamadas amigdaloidas, son capas formadas por rocas diabásicas i las segundas son conglomerados formados por fragmentos de estas rocas anteriores asociados a rocas porfídicas.

La parte mineralizada de esta rejion constituye una zona de 4 a 6 millas de ancho, formando, por decirlo así, la série de rocas diabásicas del E., cuyas capas constituyentes varian en anchura de pocos piés a mas de 100. Las capas, individualmente, están bien reconocidas por su estructura amigdaloida de la parte superior, siempre que no estén interceptadas por capas de conglomerados. La estructura de estas rocas cambia de compacta que es, en la parte baja de una capa, a vesicular cerca de la superficie. El color verde oscuro predomina, salvo cuando la mineralizacion ha sido acompañada por óxidos de fierro.

Labradoritas i cloritas ferrujinosas aliadas a *delessite* $(H_{10} (Al, Fe)_4 (Mg, Fe)_4)$

Si $4 O^{8.8}$), son los constituyentes de estas rocas; pero hai que advertir que ellas deben la mayoría de sus mas notables caractéres a su metamorfósis; en el curso de la cual la clorita ha sido formada de la hornoblenda o de la aujita i las epidotas han rellenado las cavidades.

Estos *amigdaloides* o cavidades contienen una gran variedad de minerales que parecen ser productos secundarios que han reemplazado a los primeros ocupantes de la cavidad. Calcita ($Ca C O_3$), cuarzo ($Si O_2$), laumontite ($H_8 Ca Al_2 Si_4 O_{16}$), prenhite ($H_2 Ca_2 Al_2 Si_3 O_{12}$), analcita ($H_2 Na Al Si_2 O^7$), idolotite ($H B Ca Si O_5$), pueden ser mencionados ademas de las epidotas i cloritas; finalmente contienen, como lo de mayor importancia, cobre nativo; que es encontrado al estado cristalino, en su propia forma, aunque, por lo jeneral, tiene la forma de la cavidad que ha rellenado u otras.

Tanto las capas de estructura amigdaloides como las capas de conglomerados están bastante impregnadas de epidota.

Algunas de las capas amigdaloides formadas por epidotas han tenido cobre en tales proporciones que han formado masas que pesaron algunas toneladas.

El cobre en la mina «Quincy» se encuentra en la parte superior de una capa de diabasas; parte superior que, como ya se ha dicho, tiene la estructura amigdaloides; su color varia del café al verde; la parte rica es indudablemente, la parte superior, que representa, si se nos permite el decirlo, una costra de lavas que antiguamente han tenido una estructura vesicular; estructura que se ha cambiado en amigdaloides durante el proceso de la mineralizacion. Aquí las capas amigdaloides contienen pequeñas masas cristalinas compuestas de plagioclasia i magnetita que ha sido oxidada a hematita. El cobre tambien es encontrado en estado pseudomórfico, es decir, dentro de cristales de laumontite ($H_8 Ca Al_2 Si_4 O_{16}$) o calcita.

En los conglomerados se incluyen tambien capas finas de areniscas; en dichas capas el cobre no es difícil de ser encontrado.

Como regla jeneral, se puede decir, que los conglomerados están formados por fragmentos de rocas porfíricas; la diabasas no están en grandes cantidades. Sílice finísima llena los intersticios de los conglomerados; pero jeneralmente están rellenados por calcita i epidota, junto con cloritas i cobre nativo.

Las capas de conglomerado forman el campo de explotacion de la mina Calumet and Hecla con una potencia de 12 a 25 piés i con una inclinacion de 36° . El conglomerado acarrea cobre (Cu) en leyes de $2\frac{1}{2}\%$; la roca es muy compacta, quebrándose al traves de los fragmentos que la componen; estos fragmentos están formados de pórfidos cuarcíferos i granito, unidos por una especie de cemento silícico i calcáreo. El cobre ocupa lugares entre estos i a veces lo reemplaza completamente. El reemplazamiento suele ir tan lejos que resulta cobre en masas esponjosas i una roca epidótica que acarrea calcita.

La apariencia de la posicion de las capas de diabasas indica que éstas han sido formadas por corriente de lavas; la parte superior tiene una superficie escoriificada, conteniendo arena que demuestra que su solidificación ha venido muy de cerca seguido por una sedimentacion en el fondo de las aguas.

La formacion de Keveenaw constituye verdaderas series, repitiéndose unas

en pos de otras. Los movimientos jeológicos de estas series se dejan ver en las minas que hemos visitado por pequeños dislocamientos; sin embargo que en la mina Central se puede observar un botamiento en que la capa denominada del Este ha sido solevantada 284 piés, midiendo el dislocamiento en sentido horizontal $2\frac{1}{2}$ millas.

La distribución del cobre en las capas mineralizadas parece desprender de la estructura de la roca; en la mina Quincy la calcita que contiene cobre tiende a formar una estructura encintada en las capas. Las capas amigdaloides, aquí tiene un color café; los amigdaloides o cavidades suelen tener diferentes colores, como verde, debido a las cloritas, blanco, a las calcitas, i rojo, a la *laumontite*. El cobre se encuentra asociado con el cuarzo como también con los cristales de *laumontite*.

En la mina Atlantic, el cobre está uniformemente diseminado del cielo al piso de la vena o capa mineralizada; la riqueza aumenta si las venas angostando tanto cobre como cuando son anchas. Los amigdaloides en estas minas son verdaderos museos; allí se dan cita el cobre, la calcita, la clorita, *laumontite* i epidota. Estas cavidades, ahora llenas de estos minerales, han sido hechas sin duda alguna por la expansión de algunos gases o vapores de agua.

Cerca del pique D. de esta mina i en el nivel 31, se puede ver un crucero que corta la capa mineralizada i solo se prolonga 50 piés mas; esta vena acarrea mas calcita que la capa cruzada.

La distribución del cobre en la mina Baltic es particularmente irregular. Movimientos jeológicos están indicados por continuos dislocamientos o resbalamientos que perturban en alto grado la marcha de la explotación. En el nivel núm. 4 se puede observar una venilla de 5 pulgadas de ancho que corta la capa mineralizada, juntándose después con ella por un espacio de 200 piés, separándose en seguida, para desaparecer muy pronto; acarrea esta, cobre i cuarzo. En esta mina se han encontrado muestras de chalcocina junto con el cobre nativo.

En la mina Wolverine la humedad es un buen augurio de riqueza; i se puede establecer por regla general que donde hai agua hai cobre en abundancia a los alrededores; esto también se estiende a la mina Quincy. En Wolveima se nota un hecho muy curioso, pero que no se puede sentar como regla general, i es: cuando en las fallas o resbalamiento la parte de este lado de la capa era pobre la parte que se encuentra al otro lado de la falla es rica o viceversa.

Se puede establecer como principio general que la mineralización en las capas amigdaloides es difusa e irregular i que el cielo o parte superior de las capas es mas rico que el piso o parte inferior.

El conglomerado se presenta mejor definido, variando su potencia de 8 a 25 piés; entre el conglomerado i las capas de areniscas hai una capa de rocas diabásicas de poco espesor i entre el conglomerado i las rocas diabásicas, de la serie de la formación Keweenaw, se suele encontrar areniscas muy finas de 3 a 4 piés de espesor.

Sedimentos de color café rojizo, debido al feldespato de los pórfidos, constituyen los componentes principales del conglomerado, sedimentos que varían del tamaño de un huevo a el del puño de una mano. Cuando el conglomerado

no es mui tosco, es decir, cuando los fragmentos no son mui grandes se presenta en condiciones más favorables de mineralización; talvez porque cuando los granos son mui grandes, los intersticios se han rellenado mui luego con arenas i se ha formado una roca compacta, no mui permeable a las soluciones minerales. Aquí como en las capas amigdaloides el cobre ha favorecido a las rocas mas permeables.

No se encuentra cobre en el piso o parte inferior de las capas que descansan sobre areniscas; no obstante que en hondura el cobre aparece a medida que las areniscas se retiran. Se han encontrado capas de areniscas en el centro de las capas de conglomerado; las areniscas en este caso acarrean cobre finísimo.

A 1,850 piés de la superficie, medidas sobre una inclinacion de 48°, se encuentra el conglomerado sobre capas amigdaloides.

DESCUBRIMIENTO I FORMACION DE LAS SOCIEDADES

Creemos no necesitar escusarnos si tratamos de describir algunos rasgos históricos del pasado de estas minas, que hoi dia son grandiosas instalaciones.

La primera mencion que hemos encontrado acerca del cobre en Lago Superior se remonta a 1636, en un trabajo publicado en Paris por H. Lagarde. Mas tarde aparecen una que otra memoria de estudios de esta rejion, llevadas a cabo por jesuitas franceses. Los detalles mas claros de aquella época pertenecen a *Claude Allouez*, en 1666. Los jesuitas fueron los primeros que visitaron esta rejion, en 1634, i en acuerdo con sus publicaciones se cree que los indios ya extraían cobre de las minas. En 1763 un ingles Mr. Henry, que vino a Norte América despues de la conquista de Canadá, visitó esta rejion i en 1771 organizó algunos trabajos que dieron pésimos resultados. En sus memorias menciona una gran masa de cobre encontrada por él en las riberas del rio Ontonagon.— Despues de esto sucedió un período de 70 años en que ningun progreso se llevó a cabo, hasta que aparece la figura del célebre investigador ingles Dr. Houghton, en 1837. En el verano de 1839 el Dr. Houghton hizo estensos trabajos de exploracion i en sus memorias como jeólogo, del Estado de Michigan da, con fecha de 1841, una descripcion científica de los depósitos cupríferos.

En esa misma fecha se embarcaron a *Detroit* 5 toneladas de minerales, con el objeto de que fueran analizados.

La opinion pública se interesó intensamente a partir de este momento i las especulaciones tendentes a formar sociedades tuvieron una base bastante halagüeña i en poco tiempo no una, sino varias, daban principio a sus trabajos en la rica i famosa rejion del Lago Superior.

Ahora permítasenos dar una idea del curso que han tenido algunas de estas compañías, de sus capitales i dividendos obtenidos. La mina mayor de esta rejion es la Calumet and Hecla, resultante de la union de «Calumet Mining C.^o» i «Hecla Mining C.^o» En mayo de 1871 unidas ya en una sola, bajo las leyes del estado de Michigan i con un capital de \$ 1,000,000 dividido en 40,000 acciones, pagó un dividendo de \$ 2,800,000. En 1879 el capital fué aumentado a \$ 2,500,000 dividido en 100,000 acciones de a \$ 25 cada una; la mina pagó ese año \$ 2,000,000

En ese tiempo, o sea cerca de 27 años atras, pocas de las otras minas pagaban dividendo en la rejion del Lago Superior. La mina «Calumet and Hecla» con un capital de \$ 2.500,000 ha pagado hasta hoi dia dividendos de \$ 86.350,000. «La Osceola Consolidated Mining Co.» fué organizada en 1873 con un capital de \$ 2.500,000 i ha pagado en dividendos \$ 4.439,600. «La Tamarak Mining Co.» se organizó en 1881 con un capital de \$ 1.000,000; el primer dividendo lo pagó en 1888, el que ascendió a \$ 640,000 En 1890 el capital fué de \$ 1.250,000 i mas tarde de 1.500,000; hoi la mina ha pagado en dividendos \$ 8.580,000.

«La Wolverine Mining Co.» fué organizada en 1892; la mina ha pagado \$ 1.700,000 a un capital nominal de \$ 1.000,000 de los cuales solo \$ 550,000 representan el capital efectivo. «La Atlantic Mining Co.» se organizó en 1872 con un capital de \$ 1.000,000 en 40,000 acciones de \$ 25 cada una; en 1902 el capital fué aumentado a \$ 2.500,000. Esta compañía ha sido la que ha pagado los mayores dividendos, debido en parte a que trabaja sus minerales a ménos costo que las otras. En 1902 estraia minerales de lei término medio de 0,55 %

La lista que insertamos menciona las mayores compañías del Estado de Michigan i sus producciones en la actualidad:

	1904	
Calumet and Hecla.....	80.341,019	libras de cobre refinado
Osceola.....	20.472,429	» » » »
Quiney.....	18.343,160	» » » »
Tamarak.....	14.622,000	» » » »
Champion.....	12.177,729	» » » »
Trimontain.....	10.211,230	» » » »
Wolverine.....	9.764,455	» » » »
Atlantic.....	5.608,920	» » » »
	<hr/>	
	171.540,942	
Otras compañías	22.322.518	
	<hr/>	
Total.....	193.863,460	libras de cobre refinado

Lo que equivale m/m. al 15 % de la produccion mundial de cobre.

MINAS I MÉTODOS DE ESPLOTACION

Las minas de Lago Superior constituyen un conjunto heterojéneo de métodos de explotacion que varian con la riqueza de las capas que se esplotan, tiempo que han sido trabajadas i diferentes otros factores.

Una de las minas mas antiguas es la «Calumet and Hecla»; ella está dividida en 21 secciones estando cada seccion servida por un pique inclinado de a 3 divisiones o compartimentos; el único pique vertical es el «Red Jacket» de hondura de 1,600 metros. La temperatura en los planes es, por término medio, 31° a 35° cent. La mina posee un servicio de agua i resguardo contra incendio perfecto, aislando pequeñas secciones por medio de tabiques i puertas de hierro. Las bom-

bas que se usan son eléctricas; en el nivel 48 se puede observar una buena instalacion de ellas. La perforacion se hace por medio de aire comprimido; las compresoras de aire desplazan veinte mil caballos de fuerza. En la extraccion i desagüe se gastan al rededor de 35 mil caballos de fuerza mas.

El conglomerado tiene una direccion de N. 39° E. i una inclinacion de 37°. La explotacion se hace dejando puentes o macizos de 75 piés de largo; macizos que en la parte superior de la mina se explotan al presente despues de haber rellenado o enmaderado los claros que deja la primitiva extraccion. Los macizos representan el 18% del mineral hasta hoi dia estraido o sea \$ 10.743,000 que en la actualidad con los métodos mas económicos de explotacion i beneficio i con el precio mas alto del cobre representa alrededor de \$ 16.000,000 de utilidad.

Con ser la «Calumet and Hecla» la mina mas grande de la rejion, no representa al distrito minero; porque es demasiado rica (3%) i sus métodos de explotacion habrian ya dado muerte a cualesquiera otra empresa minera en Lago Superior.

Hablando en términos jenerales, en Lago Superior, ademas de la roca que contiene o puede contener cobre i la estéril, se estraen grandes masas de cobre puro o pequeños pedazos de cobre aislados que se denominan «barrel work» (producto de barril).

Como ya anteriormente se ha dicho, los métodos usados en la minas de este distrito presentan notables diferencias. La mina Quincy es sin duda la que representa mejor la explotacion de esta zona. Esta ha presenciado grandes cambios en métodos, i solo hace ocho años que los mineros bajan al interior por medios mecánicos. Se debe tambien decir que se ha recobrado mui pronto de un pasado vergonzoso i que, aunque la escala de operaciones ha ganado enormemente, tiene aun dia por dia a su mayor ensanchamiento.

En esta mina los trasportes por los antiguos piques acarreaban solo 2 toneladas con una velocidad de 500 piés por minuto, mientras los modernos de capacidad de 8 toneladas recorren 3,000 piés o sea 918 metros, como mínimum por minuto, pudiendo desplazar una velocidad máxima de 1,071 metros. La seccion de los piques es de 5,70 mts. por 1,80. Los trasportes trabajan en balance, es decir, cuando uno sube el otro baja. El agua se presenta en pequeñas cantidades i hace innecesario el uso de bombas, pudiendo ser estraída en vasijas cuando se acumula en demasía. La mina Quincy tiene 61 niveles o pisos que alcanzan una hondura de 5,280 piés o sea una milla, medida sobre la inclinacion del pique, o 4,008 piés verticales (1.226,45 metros). Las capas tienen una inclinacion de 55° en la superficie que se cambia continuamente, llegando a ser de 37° en los planes. El pique número 7 tiene una inclinacion de 54°30' en los primeros 327 metros i a partir de aquí sigue la curvatura del manto hasta el nivel 58 en que la inclinacion se afirma en 37°.

Los trasportes o carros pesan 5 toneladas con capacidad para 8 de roca; los rieles en uso en los piques pesan 50 libras por yarda lineal i los para trasportes horizontales 35 libras. Carros usados para estos últimos trasportes acarrean 3 toneladas cada uno; como medio de locomocion se usan locomotoras eléctricas con un peso de 5,500 libras i de fuerza de 15 caballos; pudiendo mover una de

ellas 4 a 5 carros fácilmente. Las perforadoras de aire comprimido usan barrenos llamados de rosa (rose bit) para perforar los tiros hasta la hondura de 3 piés, siendo despues éste reemplazado por uno plano que concluye el tiro con una hondura total de 12 piés o sea 3,67 mtrs.

La mayoría de los trabajos del interior son dados a contrato, formando cada cuadrilla 3 o 4 hombres; la faena diaria dura 10 horas, despues de la cual hai un intermedio de 2 horas, durante las cuales la mina se ventila i se hacen las reparaciones necesarias. La faena nocturna es de igual duracion.

Los trasportes o carros que funcionan en los piques suben 15 a 20 metros sobre las bocas de estos en las llamadas *Rock Houses*; en la parte superior son volcados mecánicamente encima de harneros formados por gruesos listones de fierro; los espacios entre éstos son de $2\frac{1}{2}$ pulgadas. La roca que puede pasar por esos harneros cae en tolvas, cuya boca está sobre la línea del ferrocarril que conduce el mineral a los establecimientos de concentracion; la roca que no pasa es empujada por 2 hombres a grandes chancadoras sistema Blake de donde cae a las mismas tolvas. Grandes masas o chanquerías de cobre fino se separan a mano en el curso de esta operacion yendo esto directamente a las fundiciones.

Los métodos de explotacion representan una práctica cuyas ventajas se han ido deduciendo de la esperiencia. Hoi dia los macizos se estraen completamente i al mismo tiempo se enmadera; los claros ya completamente explotados son rellenados con la roca estéril dejando las labores necesarias para la explotacion i ventilacion del resto de la mina. La dificultad principal en el arranque de los macizos es la inclinacion de 37° , la que no permite a la roca descender libremente a la galería de acarreo; por lo que hai que entrar en construccion de coladeros o chimeneas. A medida que el arranque del mineral se ejecuta las cuadrillas de cargadores llenan sus carros, los que despues son arrastrados hasta las cercanías del pique por locomotoras eléctricas i descolgado allí por chimeneas que dan sobre éste en el nivel inmediatamente inferior. La boca de este canal o chimenea es de madera revestida de plancha de fierro; en la parte que enfrenta al pique esta chimenea tiene una punta, movida por un juego de engranaje, pudiendo un solo hombre manejarla i graduar la caida al llenar los carros, por mas mineral que haya en ellas.

La mina *Atlantic* se ha conquistado una reputacion envidiable por ser la que ha estraído minerales de mas baja lei con un gasto reducidísimo. La Alantic producía en 1873 solamente 863,366 libras de cobre refinado. En 1888 su produccion habia aumentado a 3,974,672 libras de cobre refinado. En 1902 estraía minerales de 0,55 % i obtenía una produccion de 4,949,366 libras de cobre puro; en 1903 eran los minerales de 12,76 libras por tonelada o sea 0,56 % de cobre; la produccion acendia a 5,505,598 libras de cobre refinado que representaban 431,397 toneladas de roca. El costo fué de \$ 1,347 por tonelada de roca, equivalente a \$ 10,56 por libra de cobre refinado; en aquel año valía la libra \$ 13,12 i se obtenía por consiguiente, una ganancia de \$ 2,56 por libra de cobre estraída i beneficiada.

Todos los trabajos de esta mina son dados a contratos; entre 4 hombres toman por lo jeneral un macizo de 90 a 95 piés de largo i de 80 a 85

de alto o sea de nivel a nivel. Jeneralmente se acostumbra dejar en la parte superior del macizo un puente en la forma de arco que sirve de piso a las galerías que están sobre los macizos; este puente o estribo tiene de 12 a 15 piés de espesor; motivo por el cual el minero solo arranca 70 a 73 piés de altura; la anchura del macizo es igual a la de la capa mineralizada, pero para los efectos de la cubicacion, al pago de los contratos, solo se les considera de a 15 piés, que es el término medio de las potencias de las capas. Estas tienen una inclinacion de 54°.

La manera de ejecutar el trabajo consiste en labrar una galería del largo del contrato, de 2,50 metros de alto i del ancho de la potencia del manto; sobre esta galería que se la provee de rieles se comienza a esplotar el macizo hasta la altura de 70 a 73 piés, contados sobre la inclinacion de la capa; para dejar el puente o sostén de la galería encima. La inclinacion permite a la roca correr por su propio peso a la galería de acarreo donde es depositada en carros que la conducen a las cercanías del pique donde es vaciada en chimeneas como en la mina Quincy. En labrar la galería principal de 90×8×15 piés se demoran cerca de 2 meses. La madera es dada por la compañía a medida que el laboreo lo necesita. Casi ninguna clase de apartado a mano se hace en el interior; ocasionalmente uno que otro pedazo de roca estéril es separado al llenarse los carros; en las (Rock houses) se hace tambien un apartado insignificante, es decir en la relacion de un carro por cada 200 o 220. El precio usual por arranque es el de \$ 7.50 a 8.50 por cada 6 metros; el minero paga a la mina aceite, explosivo i acero. Los carros para trasportes horizontales tienen 8 piés de largo, 2 de alto i 2 piés 4 pulgadas de ancho en el interior, cada carro es movido por 2 hombres i acarrea 1 $\frac{3}{4}$ toneladas de roca. La extraccion de la mina durante las 24 horas fluctúa de 1,300 a 1,400 toneladas de roca que contiene cobre, (Copper Rock). Esta produccion es debida a 338 trabajadores, ayudados por 37 perforadoras de aire comprimido. En la mina Atlantic se puede trabajar mineral de tan baja lei debido, ademas de las medidas de economía que se toman hasta en lo mas mínimo, a la uniformidad de la mineralizacion; como tambien a los caracteres favorables de la roca para ser minada i beneficiada.

La mina Wolverine es una de las empresas mas prósperas de lago Superior, En jeneral la explotacion de esta mina no difiere mucho de la Atlantic; las diferencias son debidas a la mayor riqueza i ménos inclinacion de las capas amigdaloides. El arranque es pagado a \$ 8.50 por cada 6 metros. La anchura de la capa es de metros 4.20 a 6.12 como máximo. Los contratos como en la mina anterior son dados a 4 hombres, 2 de los cuales trabajan de dia i 2 en la noche; se les hace un descuento de \$ 4 mensuales por el consumo de explosivo, acero i aceite. En esta mina se ocupa mui poca madera, debido a que su método de explotacion es por relleno i a la consistencia del cerro. La roca es de formacion amigdaloides, pero no contiene mucho cobre en grandes tamaños. Durante el año se estrajeron minerales de 1,48%; el costo de la produccion, incluyendo construcciones, subió a \$ 635,185.18, equivalente a \$ 6.86 por libra de cobre refinado. La ganancia obtenida fué de \$ 557,240.34 o sea minimum el 87%.

La extraccion en la mina Baltic está caracterizada por la sustitucion de las enmaderaciones por rellenos o murallas de rocas.

En los primeros tiempos de la explotación de esta mina se ponía en práctica el método de la Atlantic, tratando de economizar lo mas posible el apartado a mano, lo que no dió buenos resultados; por cuanto la mineralización de esta mina no es tan uniforme como aquélla. En las «Rock-Houses» se hacía en aquel tiempo un apartado a mano que sumaba el 20% de la roca estraida. Se comprendió, pues, que era de mayor economía hacer el apartado de la roca estéril en el interior de la mina. Las galerías principales de tracción son de 2.40 metros de ancho; jeneralmente tienen el ancho de la vena, la que se extrae totalmente. Cuando la galería ha avanzado 100 piés se comienza la explotación del macizo dejando planes de 25 piés de espesor. Terminada la extracción de un claro se procede a la ejecución de las murallas o sostenes del cerro con una distancia entre una i otra de 8 piés; estas murallas están provistas de algunos maderos verticales para su mayor consistencia. En un macizo estraido de 25 piés se hacen 3 murallas i se comienza el arranque del siguiente. La ejecución de murallas o sostenes se comienza a medida que avanza la extracción del macizo. Las ventajas que reporta este sistema están representadas por el arranque total de la capa mineralizada, por el ahorro de madera i por la economía que resulta de no extraer materia estéril.

El defecto de esto es el apartado en el interior, que nunca puede ser perfecto, por lo que las murallas siempre contienen cierta cantidad de cobre. Las capas tienen una inclinación de 70°. Para la tracción horizontal se usan carros movidos por 2 hombres de capacidad de 2 a 2½ toneladas.

La tracción eléctrica no se considera practicable por razon que el tonelaje de las diferentes secciones de las minas no es nunca uniforme, por motivo de la separación de la broza.

Todos los sueldos se págan por mensualidades variando esta de \$ 54 a 60. El costo de la producción fué en 1903 de \$ 1,822 por tonelada concentrada; el que bajó en 1904 a \$ 1,607. La fundición, trasportes i otros gastos como oficina etc., suman un total de \$ 1,03 por libra, que agregándose al costo de 1903, da \$ 7,96 por libra de cobre refinado; i al costo de 1904 da \$ 7,50. La roca tratada en 1903 dió 22,84 libras de cobre por tonelada o sea una lei de 1,24% i 21,58 en 1904 igual a una lei de 0,958%. La tabla siguiente dará una idea exacta del costo por tonelada estraida:

	1903	1904
Arranque incluyendo barreteros i esplosivos.....	43,20	35,80
Acarreo, separación i relleno	41,6/	39,17
Rock Houses.....	9,85	9,08
Estracción a la superficie.....	10,70	5,70
Compresoras de aire, perforadoras, composturas, combustibles, etc.....	9,80	6,70
Gastos en la superficie.....	3,30	1,10
Gastos varios.....	5,90	4,50
Otros gastos en las minas.....	10,00	8,20
Molienda, concentración i transporte a los establecimientos.	38,59	43,70
Impuesto o derecho	9,30	6,80
TOTAL.....	\$ 1,82	\$ 160,75
Toneladas estraidas i tratadas.....	275,175	490,237

La descripción que se ha insertado dará una idea del progreso en los trabajos de estas grandes compañías; i que, debido a la modestia de este estudio, no podemos estenderla mas como hubiera sido nuestro deseo.

PREPARACION MECÁNICA DE LAS MINAS

Si leemos una descripción de los establecimientos de tratamiento mecánico i concentración de Lago Superior, situados ya a la orilla del Lago Portage o del Lago Torck, nos formaremos una idea mui pobre de sus instalaciones al ver que en ella solo funcionan 306 pisones de vapor; pero esto se trocará en sorpresa cuando se sepa que cada uno de estos pisones hace un trabajo de 300 o mas de los comunes. Si tomamos como ejemplo un establecimiento de capacidad diaria de 500 toneladas, veremos que en California necesitan 200 pisones de los comunes, 400 en Colorado i 100 en Sud-Africa, miéntras que en Lago Superior solo demanda un pison de vapor en trabajo (Isla Royale).

El pison de vapor, o sea aquel cuyo vástago es directamente movido por la acción del vapor, es el que comunmente se usa en Lago Superior, siendo los tipos mas comunes el «Allis Chalmers» i el de «Leavitt».

En los primeros días del descubrimiento de este distrito, cuando las ganancias eran fijadas por las grandes masas de cobre que se extraian, indudablemente no se le daba mucha importancia al tratamiento tendente a ejecutar una buena concentración.

En 1855 el costo de la molienda era de 1.65 a \$ 2, por tonelada; en 1874 la mina Quincy bajó el precio a \$ 1.08 i en 1881 con la introducción del pison Ball a \$ 0,72. En 1882 la mina Atlantic dió el precio mas bajo, o sea \$ 0.37 por tonelada tratada.

Hace 25 años la capacidad máxima del pison era de 150 toneladas diarias; miéntras que hoi día un tren que acarree 450 toneladas no abastece su trabajo diario, como lo pudimos comprobar en el establecimiento de la mina Tamarak. El pison moderno de vapor ha tratado hasta 779 toneladas en 24 horas i ha trabajado durante 2 semanas con rendimiento diario de 725 toneladas. El principal inconveniente de esta poderosa máquina es la gran cantidad de agua que demanda; siendo su consumo por término medio de 3.500,000 galones en 24 horas, o sea 135,833.33 por hora, por lo que los establecimientos tienen que sostener poderosísimas bombas para su abastecimiento. Así tenemos que en la mina Quincy se usan dos bombas de capacidad, una de 16.000,000 de galones diarios i la otra de 12.000,000; las que suman 28.000,000 de galones de agua, consumidos por 8 pisones de los que comunmente trabajan 7. Las bombas mas poderosas de esta clase están instaladas en el lago Torck, pertenecientes a la compañía Calumet and Hecla. La bomba denominada Michigan es talvez la mas poderosa del mundo; tiene ésta una capacidad de 60.000,000 de galones diarios, o sea 41,687.50 por minuto; la Huron i Ontario de 20.000,000 cada una; la Morris de 22.000,000 i la Erie de 10.000,000. Un pison ordinario gasta de 3 a 5 galones de agua por minuto o alrededor de 10 toneladas de agua por tonelada

de mineral que trata, mientras en los pisones de vapor la proporcion es de 30 toneladas de agua por una de mineral tratado.

El proceso del tratamiento de los minerales de esta region consiste en una molienda en pisones hasta obtener un producto en granos de $\frac{5}{8}$ de pulgada; molienda que es seguida por una sucesiva eliminacion del cobre en cribas i mesas de concentracion ayudadas por clasificadores comunes.

En la molienda ya dijimos se usa el pison de vapor, invencion de Ball, pero que ha sufrido muchas reformas en la práctica. Ademas del defecto del agua ya mencionado, se le puede achacar el de no pulverizar todo lo necesario para un perfecto tratamiento i el de ser una máquina que demanda muchos gastos; pues necesita 45 a 60 libras de vapor por caballo en una hora. Uno de los mayores inconvenientes que ha tenido la molienda ha sido los pedazos de cobre puro mayores que el orificio del harnero sobre los que la accion del pison no tiene otro efecto que su deformacion. Antiguamente habia que parar la molienda, levantar el zapato i estraer los pedazos de cobre. Hoi dia se usa un descargador hidráulico conocido con el nombre de *Descargador Parnall Krause*. Este consiste en una corriente de agua ascendente, que nace en el fondo de la caja del pison i que tiene una presion tal, que al abrir la compuerta repulsa todas las sustancias livianas dejando solo atravesar los pedazos grandes de cobre que no pueden pasar por los harneros.

La diferencia en las rocas que acarrear el cobre hacen variar el conjunto del proceso; así las rocas amigdaloides no solamente son mas fáciles de quebrar o moler, sino que tambien no contienen cobre en impregnaciones mui finas, mientras que los conglomerados ademas de ser mui duros contienen el cobre en impregnaciones microscópicas que exigen una molienda finísima. Esta molienda ha constituido i constituye un problema en la preparacion mecánica de Lago Superior.

El lector apreciará todo esto mejor, considerando los establecimientos típicos para los 2 casos. El establecimiento de preparacion mecánica «Isle Royale» tiene una instalacion moderna de 3 pisones de vapor; el mineral viene de las minas en carros de a 30 toneladas; de 16 a 20 es el número de estos que arriban al establecimiento cada 24 horas; esta carga abastece el trabajo del solo pison en uso en la actualidad; este es cargado por medio de unas grandes tolvas, las que tienen en la parte inferior una canaleta de fierro casi horizontal que se conecta con la boca de los pisones, por donde corre el mineral ayudado por un movimiento mecánico oscilatorio. En el paso por este canal es separado de los pedazos aislados de cobre que se puedan distinguir; el trabajo es ejecutado por un hombre que gradúa al mismo tiempo la abertura de la salida de la tolva en acuerdo o relacion con el trabajo del pison. Los pedazos de cobre que no han sido posible separar se obtienen de la caja del pison por los medios ya descritos, los que forman una cuarta parte del cobre que se obtienen en los establecimientos de Pre. Mea. El producto molido del pison es clasificado primero en trommels donde se obtienen tres productos que van a tres series de clasificadores hidráulicos de 4 secciones cada una; en cada uno de estos clasificadores se

obtienen 4 productos de diferentes tamaños; cada producto pasa por 2 cribas de 2 compartimentos longitudinales.

Las cribas están dispuestas de a 2, lo que da un total de 8 compartimentos o cajones. En cada una de estas cribas se obtiene cobre metálico; el producto que no se ha concentrado bien va de aquí a alimentar los distribuidores situados en el fin de la instalacion. Productos de los tres departamentos de la instalacion vienen a estos distribuidores que alimentan a cribas de a 4 cajones cada una, cobre puro tambien es aquí obtenido; el producto todavía no bien concentrado va a cajas de decantacion, donde se obtiene una porcion de mineral suficientemente limpio para ser fundido i un producto impuro que es tratado de nuevo.

Volviendo sobre lo dicho, se ve que cada seccion correspondiente a un pison de vapor se compone de: tres harneros cilíndricos escalonados o trommels con diferentes mallas, que aisladamente suministran mineral a tres clasificadores de 4 secciones, que a la vez alimentan a 2 series de cribas de 8 compartimentos cada una. Además hai que tomar en consideracion dos secciones: una de ellas formada por los distribuidores que cargan a las 6 últimas cribas, i la otra formada por 3 mesas cónicas de concentracion, una mesa Wilfley i 2 cajas de decantacion. Lo que trata esta última seccion se verá luego: el producto que no es clasificado por los trommels, por ser mui grueso, vuelve al pison, mientras ahora el producto que resulta sin ser clasificado en los clasificadores hidráulicos por ser mui fino, va a las cajas de decantacion de la última seccion del establecimiento; lo mas rico de estas cajas, o sea lo que se asienta al fondo, es concentrado en las mesas cónicas i en la Wilfley.

Tal es, mui a la lijera si se quiere, la descripcion del tratamiento de las rocas amigdaloides. Otro de los establecimientos típicos de esta especie es, sin duda, el de la mina Quincy. Tiene este 2 secciones: una de a 3 pisones i otra de a 4. Las primeras de estas secciones es antigua; en ella cada pison tiene una capacidad de 475 toneladas; bajo una presion de 98 libras de vapor por pulgada cuadrada, mientras que en la moderna la capacidad de 550 toneladas es obtenida por un pison con una presion de 118 libras de vapor. Los zapatos de estos pisones pesan 708 libras durante 8 dias, al cabo de los cuales bajan a 435.

Así como el establecimiento «Isle Royale» representa la práctica predominante en el tratamiento de las rocas amigdaloides, el de la «Calumet and Hecla» es el representante jenuino del tratamiento mecánico de los conglomerados. Las grandes instalaciones de la «Calumet and Hecla» están situadas en las orillas del lago Torek, a 5 millas de distancia de las minas; se componen de 2 cuerpos de edificio en que funcionan 17 pisones i 11 en el otro. La capacidad total de los 28 es de 8,400 toneladas diarias, o sea un trabajo útil por pison de 300 toneladas m/m. Los pisones son del tipo Leavitt, el peso total de su caída es de $2\frac{1}{2}$ toneladas, cuando los zapatos están nuevos. Las modificaciones en el tratamiento consisten en la sustitucion de los clasificadores hidráulicos (cajas en punta) por cribas clarificadoras recientemente patentadas i por el tratamiento de los granos gruesos que se obtienen del pison en molinos o trapiches chilenos. Se recordará que en el tratamiento de las rocas amigdaloides («Isle Royale») se acostumbra devolver al pison el mineral que por su grueso no era clasificado en

los trommels; esto constituía una mala práctica en los conglomerados, hasta que se optó por una máquina de molienda fina, como el trapiche o molino chileno. Se puede decir en términos generales que solamente materias que alcancen 0.50 a 0.75% de cobre pagan la pulverización en esta máquina. Los productos aquí obtenidos se concentran en mesas vibrantes, cónicas i en Wilfleys.

La pulverización en un problema que todavía no tiene una solución clara Cilindros i molinos «Huntington» han sido en este establecimiento empleados con pésimos resultados. Hoy día la pulverización se hace en molinos chilenos, tipos «Allis» i «Monadnock» i dan resultados muy satisfactorios. La capacidad de estos es pequeña, 33 a 40 toneladas en las 24 horas; consumiendo 28 caballos de fuerza cada una, lo que equivale a un gasto de 15 a 20 centavos por tonelada. En la mina Quincy los molinos chilenos de 6 pies de diámetro dan excelentes resultados; cada uno consume $25\frac{1}{2}$ H. P. de fuerza i pulveriza 55 a 60 toneladas de rocas amigdaloides; si bien es cierto que la pulverización no necesita ser tan fina como en los conglomerados. En la misma Baltic los molinos Huntington de 6 pies de diámetro también pulverizan 55 a 60 toneladas en las 24 horas, la pulverización es más fina i homogénea que en los molinos cilíndricos de la Quincy.

De comparaciones que se han deducido de una larga práctica se puede decir que el molino chileno es bajo todo punto inferior al Huntington i que mientras en aquél se gastan 30 centavos por tonelada en este último solo se gastan 12 centavos.

Dada la magnitud de las instalaciones, es dificultoso conseguir informaciones con respecto a las pérdidas experimentadas durante el proceso del tratamiento mecánico; sin embargo, daremos algunos números que probarán estas pérdidas en la exactitud que nos ha sido posible apreciarla.

En Osceola se tratan minerales de 1% (término medio) i se extrae el 82%, del cobre contenido; en Adventure con un mineral de 0,95%, se extrae el 72%, en Champion con minerales de 1,16%, se extrae el 80%, en Quincy con minerales de 0,62%, se extrae el 83%.

En términos generales, se puede decir, que, tratando rocas amigdaloides de 1 a $1\frac{1}{2}$ % de cobre, la concentración es equivalente al 75 o al 80% de cobre contenido. En el tratamiento de los conglomerados, tales como los de la «Calumet and Hecla», solo se extrae el 72% del cobre contenido en minerales de 2,5%.

El tratamiento mecánico como se deja ver no es satisfactorio. La presente práctica tiene el defecto de usar en demasía agua, no solamente en la caja de los pisones sino que también en los clasificadores hidráulicos; los pisones no pulverizan, hacen el trabajo de una quebradora, pues su producto se compone de 5/8 de pulgadas.

Estos inconvenientes se dejan ya sentir, i las compañías tratan de reformar sus instalaciones, con fines tendentes a suprimir el exceso de agua como asimismo la pérdida no despreciable de cobre que hoy se tiene. En la mina Champion se construye un establecimiento completamente diferente a los otros, de una capacidad de 350 toneladas. Si los ensayos de éste dan buenos resultados muy pronto las minas de Lago Superior cambiarán su sistema de pisones por máquinas más costosas i más modernas i reducirán el gasto de agua considerable.

FUNDICIÓN I REFINA

El tratamiento mecánico de los minerales da por resultado varios productos de diferentes leyes en cobre. Algunos de los establecimientos dan hasta 5 clases que varían desde un tamaño finísimo al tamaño de una nuez, cuya riqueza en cobre es de 30 a 85%, además se obtiene de los pisones pedazos de cobre de tamaño considerable que se extrae por medio de descargadores hidráulicos, este tiene 95% de lei. Ya habíamos mencionado los pedazos de cobre que se separan a mano en el paso del mineral de las tolvas a los pisones; como también los que se separan por igual método en las «Rock Houses»; estos dos productos tienen un 70% de cobre por término medio. Se puede decir que la lei de todos estos productos que se van a fundir es más o menos de un 70% con una ganga muy compleja, compuesta principalmente de sílice, alúmina, fierro i cal.

Las fundiciones cobran a las minas por fundirles de \$ 8 a \$ 9 por tonelada con castigo de 5 centavos por tonelada, por cada unidad que el mineral baje de 70% de cobre. El costo, por término medio, es de \$ 7,75 por tonelada de cobre refinado; los precios más bajos han sido de \$ 5,25 en el establecimiento de la mina Quincy i de 5,35 en Búffalo.

El proceso consiste en la fusión i refina de un producto en el cual el cobre está al estado metálico mezclado con una cantidad relativamente pequeña de impurezas. Esta operación tiene lugar en hornos de reverbero i es completada por la reducción de las escorias que resultan en hornos verticales de soplete, comúnmente conocidos con el nombre de hornos de chaqueta de agua. Esta reducción de las escorias dá cobre negro que vuelve a los hornos de reverbero para ser refinado.

El establecimiento de la Quincy representa una práctica que está en boga desde 20 años atrás. Consta de 4 hornos de reverbero cuyo piso es de 12 pies por 18, con una capacidad cada horno de 1,400 toneladas por mes de 24 días de trabajo, tratando cada uno una carga de 36,000 libras diarias que producen 26,000 libras de cobre.

Las cargas a escepción de las masas de cobre puro son introducidas por una tolva situada en el techo del horno; la manera de elevar el mineral a esa altura es usando gruas eléctricas, aunque en la mayoría de los otros establecimientos el ferrocarril pasa al nivel de las tolvas. Las masas se introducen por las puertas laterales del horno i cuando son muy grandes por una abertura que se abre en la parte superior del horno. Tan pronto como el metal se introduce comienza la fundición; al cabo de 2 horas se principian a sacar las escorias. Se requiere 15 a 16 horas para el tratamiento completo; las restantes 8 o 9 horas se emplean en descargar, limpiar los hornos, hacerle reparaciones necesarias i cargar de nuevo para la próxima refina.

Después que la carga se ha fundido completamente i después que las escorias se han removido, viene la oxidación de las impurezas que puede tener el cobre con impurezas que pasarán a las escorias; esta oxidación se hace por medio de vapor de agua o aire comprimido, siendo generalmente usado el último. Ya sea

aire comprimido, ya vapor, se introduce en los hornos por medio de 2 o 4 cañones de $3/4$ de pulgada; el aire tiene presión de 60 a 90 libras por pulgada cuadrada. La duración de la operación es muy relativa, depende de varios factores, sin embargo, se puede decir, es de $1\frac{1}{2}$ a $2\frac{1}{2}$ horas. El refinador apreciará esto por medio de las muestras que continuamente toma del baño; concluida la operación se remueve de nuevo la escoria que se ha formado; después de esto se introduce largos trozos de maderas sin labrar de 12 a 20 pies de largo, los que son sumergidos en el cobre fundido con el objeto de reducir los óxidos de cobre que se han formado durante la operación anterior. Esto último se hace durante 2 horas i se consumen generalmente de 6 a 12 maderos.

No todo el óxido de cobre es posible reducirlo, por lo que el cobre refinado tiene comunmente 0,5% de Cu_2O . La descarga del horno se ejecuta inmediatamente después de esta operación; ella es ejecutada de diversos modos; antiguamente se usaba en algunos establecimientos el descargar el horno por medio de cucharas de libras 30 de capacidad cada una; tres hombres han ocupado en esta faena i demoraban 3 horas para la descarga de un horno de la capacidad ya dicha. Hoy día se usa un sistema de trolley que consiste en un riel aéreo en donde va una plancha vertical de fierro movida por medio de 3 ruedas dispuestas 2 sobre el riel i una bajo de él; la plancha vertical de fierro que se mueve por medio de estas ruedas tiene una cadena que está unida a la cuchara a la parte media de su mango. Por medio de este sistema se descargan estos hornos en la mina Quiney en $1\frac{1}{2}$ hora; las cucharas tienen una capacidad de libras 90. En Dollar Bay en el «Lake Superior Smelter» hai una ingeniosa disposición de descarga mecánica en la que casi se suprime por completo el operario.

En Michigan Smelter para la descarga de las escorias i el cobre, se usan grandes recipientes que luego que son llenados son levantados i transportados a los moldes; todo este trabajo es hecho por una ingeniosa máquina eléctrica que, al mismo tiempo que es un locomóvil eléctrico, es una grua, i además de ser su movimiento longitudinal es también transversal. Esta curiosa maquinita situada a 5 metros de altura sobre el nivel del piso del establecimiento se aprovecha para transportar no solamente la escoria i cobre líquido, sino que también barras de cobre, moldes i todo lo necesario en el trabajo diario. La escoria resultante de los hornos de reverbero contienen 12 a 18% de cobre i es tratada en el horno de soplete o camisa de agua; es este de tipo común, rectangular de 76 pulgadas de largo por 38 de ancho. La carga de este horno consiste generalmente en 20 toneladas de escoria de refina (15%) 8 a 9 de carbonato de cal i 4 toneladas de carbon (coke). La escoria que resulta tiene una ley, por término medio, de 0,6 a 0,75%.

El cobre es modelado en lingotes de libras 20 cada uno, apto para fundiciones i fabricaciones de bronce, en panes de 100 a libras 400 que se usan en la fabricación de placas de cobre, en barras para la fabricación de alambres de peso de 100 a libras 480 i en varios otros moldes según su fin. El cobre de los 3 primeros tiene una conductibilidad eléctrica de 99% siendo 99,99% la del cobre químicamente puro.

Los hornos de reverbero tienen que ser reparados cada 8 o 10 semanas.

Reformas tendentes a economizar mano de obra es el fin que persiguen todas las nuevas instalaciones; de ellas la mas bien equipada i que puede considerarse como la refinería de cobre mas moderna, es sin duda alguna, el «Michigan Smelter» que pertenece a la «Michigan Smelting C.^o». Las instalaciones es obra del distinguido ingeniero de minas Mr. Franck Klepetko, hoi dia ingeniero consultor de la compañía minera de Cerro de Pasco en Perú. Los hornos de fundicion en ésta son 3, de 150 tons. de mineral cada uno, con un piso de 18 piés de largo por 50 de ancho. Los hornos de refina situados 5 piés bajo el nivel de los otros son de 14 piés de ancho por 23 de largo; estos últimos son 2 hornos, refinan todo el cobre que viene de los primeros. El cobre al estado líquido va de un horno a otro por sí solo, recorriendo una distancia de 21 piés. Las escorias de los hornos de reverbero van al horno de soplete, rectangular de 120 piés por 38, transportadas en moldes por medio de un ferrocarril eléctrico. En el primer tiempo se acostumbraba agregar hierro a la primera fusion en los hornos de reverbero, con el objeto de producir escorias flúidas. Se creia en aquel entónces que el exceso de alúmina daría escorias ligosas, pero se probó mas tarde que el agregamiento de hierro era innecesario. La actual escoria de la primera operacion contiene 15% de alúmina. Tanto las disposiciones de instalacion como métodos modernos de trabajo i uso único de electricidad como transporte hacen a este establecimiento el mas completo i el que refina mas barato en Lago Superior.

CONCLUSION

Con esto hemos dado una relacion, mui superficial por cierto, de las minas de este gran mineral. Nuestro deseo es solamente dar a conocer la rejion de Lago Superior en nuestro pais, ya que de los métodos de trabajo, preparacion mecánica i fundicion, se puede sacar poca esperiencia para nuestras minas, yendo mas allá de las instalaciones, dadas las diferentes condiciones químicas de nuestros minerales.

Si en parte hemos conseguido nuestro objeto, nos sentiríamos satisfechos i pagaríamos con ello una deuda de gratitud a los industriales mineros de Lago Superior que con tanta amabilidad nos atendieron en el curso de nuestros estudios.

Antes de abandonar esta rejion invitamos al lector a colocarse en las *rock houses* de la mina Quincy para desde allí como desde un observatorio tomar una vista jeneral del campo minero i medir de una ojeada su progreso. A su frente se destacan las ciudades de Houghton i Hancock, unidas por un puente jiratorio que da paso a los vapores que navegan en las aguas de los grandes lagos. Del lado de Houghton se ven las «rock houses» de la mina Royale i a su alrededor una poblacion compuesta de mineros; allí tambien se pueden observar los cinco grandes cuerpos de edificio que forman *La Escuela de Minas de Michigan* que, si no es la mas grande, es la mejor instalada de Estados Unidos. Al lado de Houghton tambien se levanta el «Michigan Smelter», instalacion la mas moderna de la localidad; a su derecha i del lado de Hancock distinguiria por los humos de sus estaciones de fuerza a las minas nuevas de Champion, Trimontain, Baltic,

Adventure i Atlantic; a las orillas del lago Portage i al mismo lado divisaria los establecimientos donde las minas ya nombradas tratan mecánicamente sus minerales.

A la izquierda junto a los hornos del establecimiento de fundicion de Dollar-Bay se verian los establecimientos de preparacion meçánica de la Tamarak i la-Osceola i allá, a lo léjos, la fundicion de la Calumet and Hecla.

Volviendo ahora las espaldas a Houghton i Hancock la vista abrazaria las antiguas minas que se estienden desde esta última ciudad a Calumet. Siguiendo esta direccion al partir de la Quincy toparia la vista con la Osceola, mas allá con la Tamarak, i por último en la ciudad de Calumet, las cumbres de las altas chimeneas harian recordar la vieja e histórica cuanto rica Calumet and Hecla.

Houghton, 30 de abril de 1906.

I. DIAZ OSSA.—GMO. A. ALAMOS A.



Amalgamacion del oro

El procedimiento Lagarrigue, mejorado por don Diego Sutil, procedimiento puramente mecánico, descansa en un principio ya probado como completamente erróneo, segun vamos a manifestarlo. El señor Lagarrigue afirma que tanto el oro llamado refractario a la accion disolvente del mercurio, como el telurado, se amalgaman, si se introducen finamente molidos i bajo presion en una gran masa de mercurio. I partiendo de esta hipótesis ha construido, bajo este principio, una máquina de su propia invencion, en la cual pretende que el oro refractario pierde esta propiedad que le caracteriza i se amalgama en pocos minutos.

Las numerosas investigaciones practicadas por eminentes metalurjistas para reconocer la causa que hace al oro nativo refractario a la amalgamacion, o sea, a su disolucion en el mercurio, están contestes en que *proviene* de una ténue capa o película que lo recubre, cuya naturaleza química es desconocida todavía, pero que el refregue i la presion no logran *destruir* por mas que ámbos se prolonguen durante un tiempo considerable, sin cuyo requisito no hai amalgamacion.

Esta clase de oro pertenece tanto a la rejion oxidada de las vetas como a la sulfurada. En Chile, en el mineral del Guanaco, de la provincia de Atacama, todo el oro explotado de sus minas es refractario, a pesar de que proviene de la rejion oxidada. No es, pues, esta clase de oro perteneciente o propia solo de la rejion de los sulfuros, como se deduce de la esposicion del señor Lagarrigue.

Sucedede tambien que el oro de las piritas puede estar al estado libre, como opina Mr. Eissler que está el oro de la rejion de las piritas en las minas del Transvaal.

En cuanto a la amalgamacion del oro telurado, tampoco se concibe su amalgamacion directa con el mercurio, por ser una combinacion química que no se

destruye por procedimientos mecánicos. En este caso, para que la amalgamacion tuviera lugar, seria menester que el mercurio fuera un reductivo de esa combinacion, para apoderarse del telurio i dejar en libertad el oro, único caso en que podria amalgamarse; pero semejante propiedad del mercurio es absolutamente desconocida.

Despues de los antecedentes anotados, no es de estrañar que los dos inventores que precedieron al señor Lagarrigue en la amalgamacion anhidra del oro refractario, basados en el principio de la presion, no hayan obtenido prácticamente mas resultado que pulverizar, en parte, el mercurio en grado finísimo, estado en el cual se va recubriendo éste de una película de oxídulo que lo hace absolutamente impropio para amalgamar, no solo al oro refractario, sino tambien al oro libre.

No obstante estos resultados, conocidos desde antiguo, el señor Lagarrigue cree que su máquina tiene virtud especial, de que carecen las demas máquinas inventadas con el mismo objeto para amalgamar esta clase de oro, al cual la naturaleza le negó esta propiedad de amalgamarse por simple procedimiento mecánico. Afirmándome en lo espuesto, por mi parte, disiento de la opinion del señor Lagarrigue, i si no me asiste la certidumbre absoluta para negar esta posibilidad, al ménos, tengo fundadísimos motivos para dudar de la eficacia i bondad del principio en que se apoya su método de amalgamacion anhidra. Pero, aun aceptando con la mejor voluntad que el señor Lagarrigue no padeciera un error, este proceso adolece de defectos que lo hacen industrialmente irrealizable en la práctica, como trataré de demostrarlo.

Aun en el supuesto de que todos los metalurjistas que han fracasado en este empeño, sea porque la presion empleada por ellos no fuera suficiente para el objeto perseguido o por otras causas, i partiendo todavía de la hipótesis de que la máquina Lagarrigue hiciera mas simpática que cualquiera otra, la accion del mercurio sobre el oro rebelde, i aun cuando debido a esta circunstancia la máquina fuera susceptible de amalgamar el oro refractario, como fin perseguido ¿hasta qué punto seria industrial este procedimiento?

Veámoslo. Segun confesion de los mismos señores Diego A. Sutil i Luis Lagarrigue, al señor don Luis Phillips, jerente de la Sociedad Chilena de Amalgamacion, dando cuenta del resultado obtenido en las esperiencias practicadas para mejorar el procedimiento Lagarrigue, dicen aquellos señores: «que la cantidad de mercurio dividido que produce la máquina amalgamadora, es de 600 kgs. por tonelada de mineral tratado, de cuya cantidad se recupera en una maritata rotativa, 599 kgs. i del kilógramo restante que de esta máquina se escapa, todavía se recoje, tratando el resídulo de la *rotativa* en una *tina de concentracion*, 980 gramos»; de suerte que, en definitiva, se pierden solamente 20 gramos por tonelada de mineral tratado, que el esperimentador cree salvar modificando la rotativa.

Aceptando como verdadera esta conclusion, aun cuando la comision informante la desmiente, pues arriba a 500 gramos de pérdida en definitiva i no a 20, tendremos todavía sin resolver el principal inconveniente de que adolece la máquina, del cual me ocuparé en seguida.

En efecto, no está el *quid* de la cuestion en reunir en una sola masa, *por la via húmeda*, la enorme cantidad de mercurio dividido, mezclado con el criadero del oro que arroja la máquina durante su funcionamiento, *que es la característica de la amalgamacion anhidra del señor Lagarrigue*, sino saber a qué costo se produce esta operacion. Esta es la cuestion que interesa.

Desde luego, esa recuperacion del mercurio dividido, requiere *dos* operaciones—que mui pronto espera el señor Sutil reducir a *una*—por medio de las cuales reúne en un solo *cuero el mercurio no modificado*, de volúmen apreciable a la vista o *vivo*, como dicen los amalgamadores, pues en cuanto al *oxidado*, sea al que llaman la *pequeña liz*, se le escapa hasta ahora.

Conviene advertir que la *reunion íntegra del azogue no modificado*, nunca hasta hoy ha presentado dificultad para recojerlo en las *cochas* de los aparatos de lavado que tiene todo establecimiento de amalgamacion, ya se usen tinas o barriles jiratorios, operacion que hoy se hace entre una i dos horas cuando no se desliza el azogue, mientras que por el nuevo procedimiento se requieren dos aparatos, de los cuales el segundo es un verdadero prodijio, por el modo singular como funciona, segun lo aseverado por su inventor.

Las consideraciones económicas, tratadas siempre latamente i que ocupan un lugar preferente en las memorias de los inventores de procedimientos industriales por su importancia capital para calificar la bondad de un invento, no las tocan ni de paso el señor Sutil ni el señor Lagarrigue, sino el primero en la única parte que tiene relacion con la pérdida de mercurio, estimándola insignificante i en lo que se refiere *al funcionamiento de la tina de concentracion que no demanda gasto de ninguna especie*. Este dato, a ser exacto, es mui interesante: resolveria un trascendental problema mecánico que cambiaria la faz de la industria.

Así presentadas las cosas ha podido decir el señor Sutil: *El problema está resuelto i creo como el señor Lagarrigue que se deben nombrar los peritos que informen acerca del procedimiento que he ofrecido a la Sociedad Chilena de Amalgamacion.*

Esta peticion a que arriba el señor Sutil en su memoria es mui razonable en él, porque es de presumir que no obstante sus injénuas informaciones respecto de la insignificante cantidad de mercurio perdido en este proceso, esto es el contenido en la *pequeña liz* que se escapa de la *concentradora que funcione sin gastos*, no sean estos datos suficientes ni bastante autorizado para que la jeneralidad de los interesados en el éxito industrial de este proceso puedan calificar su bondad económica, ya que hai algunos puntos oscuros que conviene esclarecer ántes de pronunciarse definitivamente i de los cuales paso a ocuparme.

Así i aunque el señor Sutil nada dice del «empleo de grandes masas de mercurio para amalgamar pequeñísimas cantidades de oro», procedimiento que los metalurjistas no aceptan tanto por dispendioso como por las dificultades casi insuperables que se oponen a su separacion, agregado esto al alto precio de este metal, conviene por esto mismo hacer luz completa a este respecto, pues si los señores Lagarrigue i Sutil, no han encontrado en ello inconvenientes ni tropiezo alguno, habrian resuelto un problema industrial mui interesante.

Como esta materia la trata majistralmente el reputado metalurjista ingles M. Eissler en su obra titulada «The Cyanide Process for the Extraction of Gold», en la página 68, la traduzco para ilustrar este punto.

(Traduccion)

«¿Por qué el mercurio no puede servir como catodo?

Los catodos de mercurio no son prácticos por cuanto requieren el empleo de una enorme cantidad de este costoso metal, cuya separacion del oro seria por esta *causa mui dificultosa*.

En efecto, para precipitar el oro de 100 toneladas de una solucion de cianuro que contuviese 5 dwts. de oro por tonelada en 24 horas, se requeriria cerca de 24,000 piés cuadrados de superficie de mercurio. I si el fondo de las tinas de precipitacion se cubriera con mercurio, se necesitaria ademas tener a lo ménos un espesor de una pulgada de este metal para establecer un nivel uniforme que asegurase cubrir toda su superficie. En esta forma se requeririan 200 piés cúbicos de mercurio que pesan 80 toneladas. Al fin de *un mes se depositarian solo 750 onzas de oro en esta enorme cantidad de mercurio*. Estrayéndolo lo mas cuidadosamente posible, por estar el oro tan finamente difundido en toda aquella masa de azogue, *mucha parte del oro* no lo retendria el filtro colador, siendo mui cuestionable la practicabilidad de semejante operacion. No tomo todavía en consideracion los gastos iniciales de mercurio i la *gran pérdida* segura que resulta manejando tan considerable masa de este metal.»

Adoptando esta conclusion al procedimiento de la amalgamacion anhidra se comprende que las dificultades mencionadas por Eissler aumentan considerablemente, sobre todo si se quisiera separarse diariamente el oro amalgamado, operacion en este caso recargada con los gastos para hacer volver a la amalgamacion el mercurio dividido que ella arroja durante el proceso i que, como se sabe, requiere concentracion continuada durante el funcionamiento de la máquina i un gran gasto de agua. I finalmente, ¿cómo podrá ser económica tal operacion cuando hai que hacerla en dos diferentes aparatos, aun cuando uno de ellos funcione sin demandar gastos de ninguna especie como dice el señor Sutil?

Eissler, una eminencia en esta materia, considera industrialmente un fracaso separar *cada mes 750 onzas de oro de 80,000 klg. de mercurio* o sea aproximadamente un onza de oro (20 gr.) de cada 100 klm. de mercurio, pero los inventores de la amalgamacion anhidra, parece no paran mientes en estas minuciosidades o acaso no han pensado jamas en ellas, que es lo mas probable, cuando ni siquiera las mencionan.

Pero prosigamos.

En un artículo publicado en *El Ferrocarril* del 8 del mes pasado, por el Director de la Escuela Práctica de Minería, señor Augusto Orrego Cortés, en que trata del «Célebre invento de la Amalgamacion anhidra» deja constancia de la entusiasta admiracion que han producido en su espíritu los buenos resultados

obtenidos en las pruebas que se han practicado para amalgamar el oro de los minerales oxidados i piritosos por el nuevo método estimándolos satisfactorios i el método llamado a producir una revolucion en la metalurjia del oro. La privilegiada imaginacion lo hace decir que la metalurjia del oro en Chile tomaria un desarrollo considerable desde que podrian explotarse con provecho minerales con lei de 9 gr. por tonelada que abundan por doquiera en el pais. Para probar su tésis entra en cálculos detallados de lo que costaria el arranque del mineral i el subsiguiente tratamiento de la estraccion del oro en los casos en que se disponga de una fuerza hidráulica i de gas pobre, arribando a la conclusion de que en ámbos casos el resultado obtenido será remunerador.

Veamos si tan lisonjeras expectativas podrán ser una realidad, retardando con este fin la separacion del oro amalgamado, del mercurio en que está disuelto durante un mes, en vez de hacerlo a diario como lo quiere el señor Orrego, para economizar gastos de tratamiento.

Suponiendo que todo el oro de esos minerales fuera tomado por la amalgamadora, tendríamos diariamente 54 gramos disueltos en 6,000 klg. de mercurio i en un mes de trabajo contínuo 1,620 gr., lo que equivale a 57 onzas disueltas en esa masa de azogue que contiene la máquina.

La autorizada opinion de Eissler, considera, como decíamos ántes, *muy cuestionable* la separacion de una onza de oro de 100 klg. de mercurio, precisamente lo que representaria el beneficio de un mes a razon de 9 gr. de oro por tonelada; i cuanto mayor no seria esta dificultad si se siguiera la opinion del señor Orrego de hacer esa separacion dia por dia, en cuyo caso la proporcion no llegaria a 2 onzas en seis mil klg.

Cree tambien el señor Orrego que la amalgamacion anhidra podrá jeneralizarse en Sud-Africa, Australia, Estados Unidos, etc., donde podrá competir ventajosamente con los lentos i complicados procedimientos en uso en dichas rejiones.

Examinemos tambien esta posibilidad.

Para el tratamiento diario de cien o mas toneladas de mineral como benefician la mayor parte de los establecimientos del Transvaal se necesitarian en cada uno 17 aparatos del tipo que hoi tienen en funcion los inventores i que requiririan 85,000 klg. de mercurio. Si se aguarda un mes para estraer el oro amalgamado, siendo el mineral de una lei triple al considerado por Eissler, tendríamos que en esos 85,000 klg. de mercurio hai 2,250 onzas de oro o sean 63 klg. 675 grs. En este caso disminuye la dificultad de separacion, pero en cambio las dos terceras partes de ese oro que se estraer diariamente de las planchas azogadas por el método actualmente en uso, quedarian retenidas durante un mes en esa masa de azogue, esto es inmovilizando un fuerte capital, aumentándose por otra parte *las causas inevitables* de pérdida del metal precioso disuelto en el mercurio que menciona Eissler.

Por fin, siendo la produccion del Transvaal de 250,000 toneladas mensuales de mineral, o sea 8,333 toneladas diarias, se necesitarian para estraerles el oro a toda esa masa de mineral 1,389 máquinas con un contenido de 8,000 a 9,000 toneladas de mercurio, que al precio de 5,000 pesos la tonelada, valen

45.000,000 de pesos empleados solo en azogue, i la pérdida final representaria 4,567 kgs., igual a 20,835 pesos diarios.

Creo inútil todo comentario despues de las consideraciones que llevo hechas, aunque el tema se presta para mucho mas todavía.

NICANOR ARGANDOÑA.

