

Tesis de Posgrado

Tratamiento de los minerales auríferos refractarios y en especial los de las minas del Intiguasi

Bado, Atilio A.

1909

Tesis presentada para obtener el grado de Doctor en Química de la Universidad de Buenos Aires

Este documento forma parte de la colección de tesis doctorales y de maestría de la Biblioteca Central Dr. Luis Federico Leloir, disponible en digital.bl.fcen.uba.ar. Su utilización debe ser acompañada por la cita bibliográfica con reconocimiento de la fuente.

This document is part of the doctoral theses collection of the Central Library Dr. Luis Federico Leloir, available in digital.bl.fcen.uba.ar. It should be used accompanied by the corresponding citation acknowledging the source.

Cita tipo APA:

Bado, Atilio A.. (1909). Tratamiento de los minerales auríferos refractarios y en especial los de las minas del Intiguasi. Facultad de Ciencias Exactas y Naturales. Universidad de Buenos Aires. http://digital.bl.fcen.uba.ar/Download/Tesis/Tesis_0059_Bado.pdf

Cita tipo Chicago:

Bado, Atilio A.. "Tratamiento de los minerales auríferos refractarios y en especial los de las minas del Intiguasi". Tesis de Doctor. Facultad de Ciencias Exactas y Naturales. Universidad de Buenos Aires. 1909. http://digital.bl.fcen.uba.ar/Download/Tesis/Tesis_0059_Bado.pdf

UNIVERSIDAD NACIONAL DE BUENOS AIRES

FACULTAD DE CIENCIAS EXACTAS, FÍSICAS Y NATURALES

UNION

TRATAMIENTO

DE LOS

MINERALES AURIFEROS REFRACTARIOS

Y EN ESPECIAL LOS DE

LAS MINAS DEL INTIGUASI

TESIS

Presentada á la Facultad de Ciencias Exactas, Físicas y Naturales
para optar al grado de Doctor en Química

POR EL EX-ALUMNO

ATILIO A. BADO



Tesis: 59

BUENOS AIRES

IMPRENTA DE JUAN A. ALSINA

1422 - CALLE DE MEXICO - 1422

1909

La facultad no se hace solidaria
de las opiniones manifestadas en
las tesis.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE BUENOS AIRES

FACULTAD DE CIENCIAS EXACTAS, FÍSICAS Y NATURALES

ACADÉMICO HONORARIO.

Ingeniero Guillermo White.

ACADÉMICOS.

Ingeniero Santiago Brián

Doctor Juan J. J. Kyle.

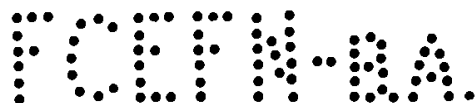
- Rafael Ruiz de los Llanos.
- Manuel B. Bahía.

Ingeniero Otto Krause.

- Juan F. Sarhy.
- Luis A. Huergo.
- Eduardo Aguirre.
- Emilio Palacio.
- Julián Romero.

Doctor Eduardo L. Holmberg.

- Carlos M. Morales.
 - Atanasio Quiroga.
 - Angel Gallardo.
 - Ildefonso P. Ramos Mejía.
-



UNIVERSIDAD NACIONAL DE BUENOS AIRES

FACULTAD DE CIENCIAS EXACTAS, FÍSICAS Y NATURALES

DECANO.

Ingeniero Otto Krause

VICE-DECANO.

Ingeniero Juan F. Sarhy.

CONSEJEROS.

Ingeniero Luis A. Huergo.

- Eduardo Aguirre.
- Emilio Palacio.
- Julián Romero.
- Luis J. Dellepiane.
- Eduardo Latzina.
- Agustín Mercau.

Doctor Carlos M. Morales.

- Atanasio Quiroga.
- Ildefonso P. Ramos Mejía.
- Angel Gallardo.

Ingeniero Julio Labarthe.

- Lorenzo Amespil.

DELEGADOS AL CONSEJO SUPERIOR UNIVERSITARIO.

Ingeniero Luis J. Dellepiane.

- Agustín Mercau.

Doctor Carlos M. Morales.

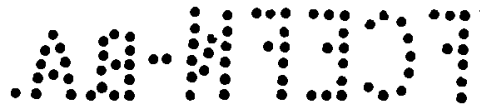
Ing. Eduardo Aguirre.

SECRETARIO.

Ingeniero Pedro J. Coni.

Profesores Titulares.

Ing. Juan de la C. Puig.....	<i>Complementos de Aritmética y Algebra.</i>
" José S. Sarhy.....	<i>Compl. de Geometría y Trigonometría.</i>
" Carlos Paquet.....	<i>Dibujo lineal y á mano levantada.</i>
" Carlos D. Duncan.....	<i>Algebra superior y Geometría analítica.</i>
" Juan F. Sarhy.....	<i>Geometría proyectiva y descriptiva.</i>
" Juan Rospide.....	<i>Construcción de edificios.</i>
" Arnando Romero.....	<i>Dibujo lavado de planos.</i>
" Juan Darquier.....	<i>Estática gráfica.</i>
" Lorenzo Amespil.....	<i>Geometría descriptiva aplicada.</i>
" Emilio Palacio.....	<i>Topografía, Cam. ord. y mat. de constr.</i>
" Emilio Candiani.....	<i>Cálculo de las const. y Puert. y Canales.</i>
" Julio Labarthe.....	<i>Resistencia de materiales.</i>
" Eduardo Aguirre.....	<i>Miner. y Geolog. y Tecnología del calor.</i>
" Horacio Pereyra.....	<i>Dibujo de Arquít. y Arquitec. (I. C.).</i>
" Vicente Castro.....	<i>Construcciones de mampostería.</i>
" Julian Romero.....	<i>Hidráulica.</i>
" Luis J. Dellepiane.....	<i>Geodesia.</i>
" Otto Krause.....	<i>Const. de máq.—Tecnol. mec. y Teoría de los mecanismos.</i>
" Agustín Mercau.....	<i>Hidráulica agrícola é Hidrología.</i>
" Domingo Selva.....	<i>Construcciones de Arquitectura.</i>
" Mariano J. Cardoso.....	<i>Geom. descrip. y Perspectiva y Sombras.</i>
" Fernando Segovia.....	<i>Construcción de Puentes y techos.</i>
" Alberto Schneidewind.....	<i>Ferrocarriles.</i>
" Eduardo Latzina.....	<i>Reguladores, turbinas y máq. agrícolas.</i>
" Eduardo M. Lanús.....	<i>Arquitectura 1er. curso</i>
" Pablo Hary.....	<i>Arquít. 2.º curso y Teoría de la Arquitec.</i>
" Mauricio Durrieu.....	<i>Proyectos. Dirección de Obras. Legisl.</i>
" Jorge Duclout.....	<i>Teoría de la Elasticidad.</i>
Dr. Manuel B. Bahía.....	<i>Compl. de Física y Electrotécnica.</i>
" Ignacio Aztiria.....	<i>Complementos de matemáticas.</i>
" Ildefonso P. Ramos Mejía...	<i>Cálculo infinitesimal 1.º y 2.º cursos.</i>
" Atanasio Quiroga.....	<i>Quím. anal. rel. á mat. de const. y Quím. analítica aplicada.</i>
" Carlos M. Morales.....	<i>Mecánica racional.</i>
" Eduardo L. Holmberg.....	<i>Botánica general.</i>
" Angel Gallardo.....	<i>Zoología.</i>
" Enrique Herrero Ducloux...	<i>Química analítica especial.</i>
" Julio J. Gatti.....	<i>Química orgánica.</i>
" Cristóbal M. Hicken.....	<i>Botánica 2.º curso.</i>
" Horacio Damianovich.....	<i>Físico-química.</i>
D. Hauman Merck.....	<i>Microbiología.</i>
Ing. José A. Medina.....	<i>Física general.</i>
" Alfredo Galtero.....	<i>Construcciones 2º curso.</i>
Dr. Claro C. Dasseu.....	<i>Perspectivas y Sombras.</i>



Dr. Enrique Poussart.....	<i>Complemento de Química.</i>
Arq. Ricardo Martí.....	<i>Dibujo lineal y á mano levantada.</i>
" Alejandro Christophersen....	<i>Arquitectura 1.º curso.</i>
" Eduardo Le Monnier.....	<i>Arquitectura 3er curso.</i>
" Jaques Dunant.....	<i>Historia de la Arquitectura.</i>
Don José Carmignani.....	<i>Dibujo de ornato.</i>
" Ernesto de la Cárcova.....	<i>Dibujo de figura.</i>
" Torcuato Tasso.....	<i>Modelado.</i>

Profesores Sustitutos.

Ing. Ricardo Silveyra.....	<i>Complementos de Aritmética y Algebra.</i>
" Antonio Babuglia.....	<i>Complementos de Aritmética y Algebra.</i>
" Armando Romero.....	<i>Complementos de Física.</i>
Ing. Juan V. Passalacqua.....	<i>Complementos de Geomet. y trigonomet.</i>
" Emilio Rebuelto.....	<i>Compl. de Geometría y Trigonometría.</i>
" Alfredo Oliveri.....	<i>Dibujo lineal y á mano levantada.</i>
" Juan Rospide.....	<i>Geometría proyectiva y descriptiva.</i>
" Octavio S. Pico.....	<i>Cálculo infinitesimal 1.º y 2.º cursos.</i>
" José A. Medina.....	<i>Cálculo inf. 1.º 2.º c.</i>
" Arturo Prins.....	<i>Historia de la Arquitectura.</i>
Ing. Alfredo J. Orfila.....	<i>Dibujo lav. de planos y Cálculo de las const.</i>
" Carlos Whanters.....	<i>Construcciones de mampostería.</i>
" Salvador Velasco.....	<i>Constr. de mamp., Topog y Geodesia.</i>
" Eugenio Sarrabayrouse.....	<i>Cam. ordinarios y mat. de construcción</i>
" Luis Curutchet.....	<i>Cam. ordinarios y mat. de construcción.</i>
" Manuel A. Vila.....	<i>Mecánica racional.</i>
" Atanasio Iturbe.....	<i>Resistencia de materiales.</i>
" Pablo Nogués.....	<i>Tecnología del calor.</i>
" Tomás González Roura.....	<i>Hidráulica.</i>
" Evaristo V. Moreno.....	<i>Construc. de máq. y Teoría de los meccán.</i>
" Eduardo Volpatti.....	<i>Tecnología mecánica.</i>
" Mauricio Durrieu.....	<i>Constr. de edificios.</i>
" Iberio San Román.....	<i>Estática gráfica.</i>
" Enrique Hermitte.....	<i>Minerología y Geología.</i>
" Alberto Taiana.....	<i>Reguladores, turbinas, máq.</i>
" Pedro Torre Bertucci.....	<i>Tecnología mecánica.</i>
" Eduardo Latzina.....	<i>Cons. de máq. y Teoría de la Elastic.</i>
" Guillermo E. Cock.....	<i>Electrotecnia.</i>
" Sebastián Ghigliazza.....	<i>Const. de máq. y Puertos y canales.</i>
" Agustín Mercau.....	<i>Construcción de Puentes y techos.</i>
" Fernando Segovia.....	<i>Construcción de Puertos y canales</i>
" Arturo M. Lugones.....	<i>Ferrocarriles.</i>
" Ben'to Mamberto.....	<i>Geom. descriptiva—Perspect. y sombras</i>
" Alejandro Foster.....	<i>Hidráulica agrícola. Hidrología.</i>

Dr. Alfredo Galtero.....	<i>Construcciones de Arquitectura.</i>
Ing. Icilio Chiocci.....	<i>Proyectos, Direc. de Obras, Legislación.</i>
Dr. Ignacio Aztiria.....	<i>Compl. de arit. y álgebra—Trigonometría y compl. de geometría y Alg. sup. y Geom. analítica.</i>
" Francisco P. Lavalle.....	<i>Complet. de Química.</i>
" Enrique Fynn.....	<i>Química orgánica.</i>
" Julio J. Gatti.....	<i>Química analítica aplicada.</i>
" Claro C. Dassen.....	<i>Geometría descriptiva aplicada—Teoría de los mecanismos y Matem. superiores.</i>
" Cristóbal M. Hicken.....	<i>Mineralog. y Geología.</i>
Arquitecto Eduardo Le Monnier..	<i>Arquitectura 4.º.</i>
Ing. Antonio Rebuelto.....	<i>Geom. proyect. y descript.</i>
Arq. Carlos Carbó.....	<i>Arquitectura.</i>
" Luis P. Esteves.....	<i>Arquitectura.</i>
" Alberto M. Coni.....	<i>Perspectivas y sombras.</i>
Agr. Alejandro Olazábal.....	<i>Topografía</i>
D. Juan N. Hubert.....	<i>Compl. de Física — y Electrotécnica.</i>
" Emilio M. Flores.....	<i>Química analítica aplicada.</i>
" Eugenio Autrán.....	<i>Botánica</i>
" Carlos P. Ripamonti.....	<i>Dibujo de figura.</i>
" Reinaldo Giudice.....	<i>Dibujo de figura.</i>
" Roberto Fincati.....	<i>Dibujo de ornato.</i>
" José V. Ferrer.....	<i>Modelado.</i>
" Horacio Arditi.....	<i>Zoología.</i>
Ing. Rodolfo Santangelo.....	<i>Complemento de matemática.</i>
" Emilio Rebuelto.....	<i>Álgebra superior y Geometría analítica.</i>
D. Augusto Scala.....	<i>Botánica.</i>
" Juan Nielsen.....	<i>Zoología.</i>
Dr. Miguel Puiggari.....	<i>Química analítica.</i>
Ing. Alberto C. Palacio.....	<i>Geom. proy. y descript.</i>

PADRINO DE TESIS

Ingeniero Señor Eduardo Aguirre

A la memoria de mis padres

A mis hermanos

SEÑORES CONSEJEROS :

SEÑORES PROFESORES :

Espero que el estudio que tengo el honor de someter á vuestra ilustrada consideración, sea juzgado con benevolencia y que reconoceréis la buena voluntad que me anima para presentaros una prueba final digna de las sabias lecciones que de vosotros he recibido.

El estudio que denominamos «tesis» y que á mi modo de ver no puede tener otro fin que demostrar el grado de aprovechamiento y el criterio del ex - alumno, no podrá de ninguna manera marcar nuestros rumbos y aspiraciones; el objeto primordial de los cursos de la Facultad es adquirir nociones generales: la dirección é intensidad que luego damos á ciertas ramas de nuestros conocimientos es lo que constituye la *especialización*, para la cual necesitamos una serie de años de estudio y de experiencia, al cabo de los cuales podemos estar habilitados para emprender un trabajo meditado y serio sobre una materia determinada. No soy de los que creen que esa especialización debe comenzar antes de la terminación de la carrera, pues entiendo que conduce, en la mayoría de los casos, al descuido de ciertas nociones generales indispensables en la vida práctica y sin las cuales no es posible emprender con provecho un estudio.

De acuerdo con estas ideas he realizado este trabajo que— á pesar de ser una exposición sintética de la materia en él estudiada — representa una constante labor consagrada á

deducir el mejor procedimiento de extracción del oro de «La Mina del Intiguasi»; al mismo tiempo estudiar, bajo el punto de vista químico, geológico é industrial algunos problemas relacionados con la «Industria Aurífera»; trato así de aunar la teoría con la práctica, puesto que en mi opinión ambas deben marchar juntas y completarse mutuamente.

Pero antes de entrar en materia, me complazco en manifestar mi sincero agradecimiento al señor ingeniero Eduardo Aguirre — á quien debo la iniciación de este trabajo — por dispensarme el alto honor de acompañarme en este acto, como asimismo al doctor Enrique Herrero Ducloux, quien siempre decidido y espontáneo, ha contribuído á la feliz terminación de mi carrera.

Agradezco igualmente al doctor Jacinto T. Raffo los servicios que me ha prestado, poniendo á mi disposición el material necesario para la realización de este estudio; á los miembros de la Compañía de Minas del Intiguasi, y en especial al señor Fermín C. Rodríguez, por su cooperación y decidida buena voluntad, y al señor Agustín Barbagelata por las facilidades que en la Oficina Química Nacional á su cargo, me ha dispensado en el curso de mi trabajo.

Satisfago una deuda de gratitud dedicando un cariñoso recuerdo á la memoria del que fué mi Jefe en la referida Oficina, doctor Luis Ruiz Huidobro.

ESTUDIO GEOLÓGICO DEL ORO.

Origen de los minerales de oro.—Causas geológicas de su escasez.

La cuestión del origen del oro como de la materia en general, no puede recibir explicación satisfactoria en el estado actual de los conocimientos humanos; podemos, sin embargo, penetrar, sin mucha dificultad, en el estudio de su concentración en los terrenos de donde se extrae.

Se encuentra muy poco esparcido en la superficie del globo en relación á otros elementos; así la corteza superficial contiene 4.7 por 100 de hierro, mientras que se estima entre 0,0000025 y 0,00000025 por 100 la cantidad de oro. La pequeñez de estas cifras puede ser debida á dos causas: ya realmente á una escasez general en todo el globo, ya á que se halle reunido en partes que por ahora no nos son accesibles. Tal es el primer problema que se nos presenta, el cual tiene al mismo tiempo un interés teórico y práctico, pues permite juzgar sobre el valor medio de las zonas auríferas cuando se penetra en profundidad, aproximándose así á las partes mucho más metalizadas.

En *La Science Geologique* (1), *L. De Launay* expone una teoría metalogénica de la que sólo daré las conclusiones. En la hipótesis de este geólogo, se supone que la Tierra al estado incandescente ha experimentado, antes de su solidificación, una clasificación media de los elementos químicos por orden de densidades; los átomos deben haberse encontrado distanciados del centro en razón inversa de su peso atómico; los menos pesados se han localizado en las zonas periféricas, como si la atracción universal y la fuerza centrífuga hubiesen sido las únicas fuerzas en acción, independiente de toda afinidad química y los metales densos se reunieron hacia el centro.

Naturalmente, esta hipótesis no explica la mayor abundancia con relación al oro, del bismuto y del mercurio de pesos atómicos, respectivamente, de 206,8 y 198,6, sino se hacen intervenir causas mecánicas y químicas que modificaron luego la faz del globo terráqueo. ¿Cómo se explica la asociación casi constante de la plata de densidad 10.53 con el oro de densidad casi doble, 19.32, si no se admiten causas químicas de afinidad? En efecto, en el análisis efectuado en una muestra extraída del *Intiguasi*, pude comprobar que el oro y la plata que se encuentran en ese mineral estaban formando una aleación, puesto que, después del ataque con ácido nítrico disolví el residuo en agua regia y obtuve un precipitado blanco de cloruro de plata. Si ésta y el oro no hubiesen estado combinados, el tratamiento por ácido nítrico me habría disuelto enteramente la plata, quedando sólo el oro como residuo.

Por otra parte, la pirita que es constante en casi todos los terrenos auríferos, se encuentra abundantemente en ellos, no obstante su pequeña densidad (5.03), comparada con la

(1) De Launay. •La Science Geologique•, p. 627 y sig.

del oro. De manera que debe buscarse en otras causas la escasez del oro en la superficie del globo, dando mayor importancia á la *afinidad química de los elementos al estado incandescente*.

L. De Launay (1) con mucha razón, da como causas de importancia toda la serie de desplazamientos que han modificado este orden primitivo y que han sido provocados por las contracciones de la corteza terrestre, por las volatilizaciones, las circulaciones internas volcánicas y las de las aguas subterráneas. De no ser así no se podría dar una indicación satisfactoria sobre la mayor abundancia del plomo con relación á la plata; es imposible considerar — como he dicho—únicamente la densidad de los metales como causa de su escasez más ó menos grande en su superficie.

Desde hace tiempo se admite que *las afinidades químicas de un metal están en razón inversa de su densidad y es basándose en esta observación que se explica la gran afinidad del oro con los elementos que comunmente le acompañan*.

Asociaciones del oro.

Se sabe que el oro, como todo elemento, tiene una afinidad química mayor para ciertos cuerpos que para otros; siendo el cuarzo, la pirita y la plata las especies que más constantemente le acompañan.

Antes de pasar adelante debo recordar que el oro nativo y el obtenido por diversos métodos metalúrgicos antes de su

(1) Loc. cit.

refinación, contiene diversas impurezas, sobre todo plata, cobre, hierro, etc. . . . ; el oro fino del nativo puede variar de 85 á 95 por 100, siendo raro encontrar 98 á 99, estando constituido el resto por plata, con pequeñas proporciones de cobre y aún de platino acompañado de los metales de su mina.

El oro extraído de *Mount-Morgan* llega á 997 de fino, con 3 milésimos de cobre; el de *Klondyke* es de 850, llega á veces apenas á 700; por consiguiente, la casi totalidad de los minerales auríferos contienen asociados á su elemento precioso, la plata y la mayoría de los metales comunes.

Es muy frecuente la asociación del oro con la pirita, la que suele, aunque no de una manera general, ser reemplazada por pyrrotina, que es un sulfuro de hierro magnético con cobre ó níquel.

En todo yacimiento que tenga piritas se debe buscar el oro en éstas, pues es allí donde existe en mayor proporción; así en *California* las piritas preparadas mecánicamente llegan á contener hasta 150 gramos por tonelada de oro extremadamente fino.

Yacimientos abundantes y que han sido explotados, son los de cuarzo aurífero, el cual es difícil de distinguir del cuarzo estéril: aquellos presentan un tinte grisáceo con cavidades más ó menos manchadas por óxido de hierro.

Además de esas asociaciones casi constantes del oro, existen las variables que tienen—como se supone fácilmente—un carácter más ó menos accidental; pero cuyo estudio es ya objeto de tratados especiales de la materia.

Yacimientos primitivos.—Yacimientos de oro piritoso.

Solo me ocuparé de los yacimientos de oro piritoso. En ellos el oro está asociado con el sulfuro de hierro constituyendo la mayoría de los yacimientos auríferos primitivos.

Las piritas de hierro constituyen la gran fuente de oro en la mayor parte de los yacimientos explotables con alguna continuidad y por un trabajo de mina un poco profundo, puesto que se encuentra á todas las profundidades á que podemos llegar con nuestros trabajos.

Con excepción de *Cripple-Creeck* y *Kalgoorlie*, los demás grandes centros auríferos contienen piritas de las que se extrae el oro (*Australia, California, México, etc.*), siendo bajo este estado que el oro se encuentra diseminado por toda la corteza terrestre en pequeñísimas cantidades avaluadas en 0.24 gr. por tonelada de una roca cualquiera.

No todas las piritas contienen oro, siendo, en las que existen, muy variable su composición, pues acompañando al oro se encuentran la plata, el platino, el cobre, el níquel, el estaño, etc., que se depositaron con el fierro que es el que predomina. La razón de su gran diseminación es la fácil disociación por transformación en sulfato de hierro, después de cristalización en presencia de una sustancia reductora (orgánica ú otra).

Para que una pirita sea considerada como mineral de oro es necesario que la cantidad de metal precioso sea superior á la necesaria para cubrir todos los gastos de extracción y de tratamiento; claro está que una pirita considerada en la

actualidad como pobre, pueda ser más adelante tratada con provecho. En *Río Tinto* existe un mineral que, por tonelada de pirita, contiene:

37 kg. de cobre
40 gr. de plata
0.892 gr. de oro
3.7 kg. de bismuto
2.4 kg. de zinc
500 gr. de cobalto
100 gr. de plomo

es evidente que ésta no puede ser explotada para la obtención de oro, pero la cifra 892 miligramos por tonelada daría, sin embargo, para 200 millones de toneladas, 178.000 kg. de oro. La gran difusión de la pirita en todos los terrenos y rocas y la frecuencia con que se encuentran vestigios de oro, permiten deducir que la cantidad de aquel en la corteza terrestre es grande y mayor á los resultados de cualquier cálculo.

La pirita aurífera (1) puede presentarse en todas las formas de depósitos conocidas, desde la simple inclusión hasta en los filones propiamente dichos.

La disolución de los sulfuros auríferos ha debido penetrar por presión en terrenos de ordinario esquistosos en los cuales se han incrustado llenando todos los intersticios.

Se puede concebir la posibilidad de un depósito sedimentario piritoso en ciertos terrenos de concentración, en donde grandes masas sulfuradas pudieron comenzar por ser llevadas después de la destrucción de otros yacimientos preexistentes.

(1) L. De Launay. «L'or dans le monde».

Yacimientos secundarios de concentración.—Minerales de alteración química.—Minerales de alteración mecánica.

Si una concentración superficial no hubiese enriquecido los yacimientos secundarios y no hubiera colocado al oro bajo su estado nativo, lo que atrajo enseguida la atención, sólo los análisis químicos muy prolijos ó los exámenes microscópicos muy minuciosos hubieran señalado su presencia en sus yacimientos.

De todos los yacimientos auríferos son estos los que tienen una verdadera importancia industrial.

El fenómeno de las concentraciones auríferas secundarias parece haberse operado en las edades geológicas por la intervención de *reacciones químicas* acompañadas por *acciones mecánicas*.

Las alteraciones químicas de la superficie ó de las zonas de fácil circulación de las aguas, que está limitada á lo que se denomina *nivel hidrostático*, tienen una gran importancia práctica.

En el nivel hidrostático y aún un poco hacia abajo, existe una zona de enriquecimiento que puede comenzar de la superficie y aumentar hasta llegar á ese límite. Si se trata de países accidentados, en donde el nivel hidrostático se encuentra á varios centenares de metros debajo del afloramiento del filón, esta zona enriquecida ó transformada ocupará toda la porción del filón prácticamente utilizable.

Consideremos un filón aurífero cuya parte superficial se encuentra por primera vez llevada, por los progresos de la erosión, al contacto de esas corrientes de agua superficiales.

Estas llevan constantemente oxígeno, anhídrido carbónico y diversos principios minerales comunes de las aguas de la superficie, tales como cloruro, nitrato, etc..., los cuales ejercen sobre las piritas una acción oxidante y disolvente que da como resultado la transformación de aquella en sulfato ferroso y del oro en cloruro de oro. El primero será inmediatamente reprecipitado bajo la forma oxidada y habrá constituido lo que se llama el *sombrero* ferruginoso de los filones; el oro disuelto se habrá podido arrastrar hacia afuera y enriquecerá á los *placeres*; pero una gran cantidad arrastrada por las aguas se reprecipitará á lo largo del filón, sobre las partes más profundas, enriqueciéndolas bajo la forma de oro libre ó nativo depositado en todas las fisuras. Si consideramos que estas reacciones se han ido sucediendo durante los largos períodos geológicos sobre las partes de más en más profundas, se concibe cómo al lado de una porción de oro arrastrado mecánicamente ó químicamente, se habrán depositado grandes cantidades en las zonas alteradas, principalmente en la parte más baja y cercana á la superficie hidrostática, donde se produce la reprecipitación.

La grieta alterada presenta en consecuencia: 1.º, una zona de sesquióxido de hierro hidratado, amenudo rica en oro nativo (*zona de peroxidación*); 2.º, la *zona de cementación ó de bonanzas* en la cual, con un residuo de sulfuros no atacados, existen minerales de oro nativo, que pueden ser localmente muy ricos, á lo largo de los cuales se hace la circulación de las aguas.

Finalmente, se encuentra, bastante profundamente, casi siempre el *tipo piritoso original*, en el cual el oro está al estado de mezcla ó de combinaciones más ó menos complejas con sulfuros metálicos diversos.

Los minerales de las dos primeras zonas, principalmente los de la de cementación, dan bellos fragmentos de cuarzo blanco lechoso; pero es una forma de yacimiento con la que no se puede contar en el porvenir, pues disminuyen en importancia cada día por estar destinados, en un porvenir no muy lejano, á desaparecer casi completamente.

Aun cuando no parezca lógico, no son estos minerales los que mantendrán en estado de florecimiento á la industria aurífera, sino que *serán los menos ricos* (los de las profundidades) *los que darán los mejores rendimientos*.

Los geólogos americanos *Weed* (1), *Emmons*, etc., basándose en numerosas observaciones, sostienen que la reprecipitación del oro, la cementación, y por consiguiente la bonanza, pueden estar debajo del nivel hidrostático, aún cuando parecería que el límite inferior de ellos debía encontrarse en ese nivel.

En *Australia*, en el célebre filón de *Mount-Morgan*, se ha encontrado hasta los 90 metros de profundidad, minerales alterados é irregulares con peróxido de hierro silíceo, cuyo porcentaje disminuía desde la superficie hasta la zona de cementación en la que había 115 gr.; luego se han encontrado cuarzos con piritas auríferas.

Los minerales de *aluviones auríferos* son el resultado de una reciente erosión, por la cual las rocas y los filones han sido desmantelados, desmenuzados mecánicamente y, sin duda, químicamente concentrados.

(1) *Genesis of ores deposits*, 2ª, ed.

La naturaleza ha hecho de una manera en extremo económica lo que la industria penosamente hace con sus morteros, cedazos, placas de amalgamación, concentradores, etc., para poder sacar partido de todos esos minerales pobres que, de no haber sido tratados en esa forma, hubieran sido inutilizables desde el punto de vista industrial; el enriquecimiento del aluvión es tanto más importante en la práctica, puesto que da una categoría de minerales á los que se puede aplicar procedimientos de extracción sumamente económicos, tales como el denominado de las *lanzas hidráulicas*.

Los aluviones auríferos han de haberse formado en todas las épocas: se conocen indicios de semejantes depósitos en los terrenos antiguos. Los fenómenos de destrucción, de erosión y de cambio en los cursos de aguas han debido producirse en todos los períodos de la historia de nuestro planeta y con una intensidad especial en los grandes movimientos internos que dieron como resultado final la formación de las cadenas de montañas; en todos estos fenómenos las partes metálicas se han ido clasificando, formándose así los aluviones auríferos.

La descripción de los caracteres generales de los aluviones californianos, se pueden aplicar á todos los aluviones auríferos; sobre una altura de 2.100 metros y como de 400 km. de largo, se tienen surcos más ó menos anchos llenados con productos detríticos que pertenecen al *terciario*, siendo más comunmente *miocenos* ó *pliocenos*. En esas capas se intercalan *tufos volcánicos* que reposan sobre un lecho de esquistos que ha sido llamado *bedrock* donde el oro se acumula de preferencia y estando al estado de fina división y asociado con pirritas que en las zonas no alteradas por el contacto del aire dan un tinte azul y en las oxidadas uno rojo.

Se ha observado que la ley, según la cual el oro está con-

centrado de preferencia, en la base de los aluviones—sobre los *bedrock*—parece que deba interpretarse como un desplazamiento de aquel en el mismo aluvión después de su depósito; desplazamiento que se hace, quizá, análogamente al lavaje de arenas auríferas, que hacen descender el oro más denso al través de los estériles, hasta el fondo de la cuba, á la que se le imprimen sacudidas.

CAUSAS QUE IMPIDEN Ó MODIFICAN LA AMALGAMACIÓN DEL ORO EN LOS MINERALES.

Los yacimientos auríferos que existen en la naturaleza pueden dividirse, en general, en dos grandes grupos, aunque no de una manera rigurosamente científica. Esta clasificación está fundada en la acción que sobre estos minerales tiene el mercurio; mientras que en ciertos yacimientos puede aplicarse el *método de amalgamación* para la extracción del metal precioso, en otros aquel no puede emplearse, puesto que todo ó la mayoría es *oro refractario á la disolución en el mercurio*.

Por esta misma razón, la extracción del oro puede hacerse empleando para el primer caso el método de la amalgamación, y para el segundo—minerales llamados *refractory ores*—diversos métodos que luego describiré. Los minerales de oro refractario han sido la causa de los progresos extraordinarios realizados desde hace unos diez y ocho años en los métodos de tratamientos de los minerales auríferos.

En toda explotación industrial de oro, debe tenerse muy en cuenta la causas de su pérdidas, que podemos dividir las en físicas y químicas. Las primeras, tratándose de la explotación por amalgamación, tienen una gran influencia en el rendimiento calculado; siempre hay pérdida de oro, ya del mantenido en suspensión en el agua (*floating ores*), ya del

que está en el interior de las rocas y que por consiguiente escapa al contacto del mercurio y, finalmente, el perdido por la influencia de ciertas sustancias que impiden también la amalgamación por cuanto forman alrededor del gránulo de oro un barniz protector.

Muchas de las explotaciones auríferas del país no han dado resultado debido á la aplicación de métodos poco convenientes; *se quiere hacer de la amalgamación un método universal aplicable á cualquier mineral*; grave error que desgraciadamente ha costado pérdida de capital y de tiempo y ha contribuido á paralizar muchas iniciativas que, llevadas á cabo, hubiesen prestado un gran servicio al país. La generalidad de las veces, los malos resultados deben buscarse en la explotación y no en la calidad del mineral, pues no se explica cómo yacimientos relativamente ricos no pudieron seguir explotándose.

Más grave aún es el error de aplicar el método de amalgamación á minerales cuyo porcentaje en oro rebelde es bastante importante, puesto que á las causas físicas enumeradas que contribuyen á las pérdida del oro, débense añadir los gastos necesarios para aplicar á los *tailings* el procedimiento de cloruración ó cianuración.

El problema de la investigación de las causas de la *resistencia á la amalgamación* y del estudio del *estado químico del oro*, es extremadamente difícil y no ha recibido aún una solución satisfactoria: los especialistas que se ocuparon de esta cuestión han llegado á sentar algunas conclusiones que no han sido rigurosamente demostradas.

Las especies minerales variadas—*piritas, galena, mispikel, cobres grises, polibasitas, etc.*,—que acompañan frecuentemente al oro en los filones de cuarzo aurífero, contienen cantidades variables de metal precioso y se ha observado

que, sometidos al tratamiento por amalgamación, ceden ya la totalidad de su oro al mercurio, ya lo retienen con una energía tal que, aún después de la tostación, la amalgamación no puede quitarle más que cantidades insignificantes de metal precioso. Se supone sin fundamento que el oro que escapa á la amalgamación se encuentra en el mineral combinado á la *silice* ó á ciertos *sulfuros* ó *sulfo-arseniuros* metálicos, combinaciones estables en presencia del mercurio; pero no se trata más que de una presunción no corroborada por observación directa alguna.

Algunos autores, apoyándose en que el oro de ciertos cuarzos auríferos se presenta sumamente fino en forma que hace difícil observarlo aún con los grandes aumentos del microscopio y que ese metal no se amalgama, deducen que está en esos cuarzos al estado de *silicato*, hipótesis no justificada experimentalmente.

J. Cosmo Newbery en *Australia* hizo una serie de experiencias tendientes á investigar cómo ciertos elementos naturales ó minerales asociados á los cuarzos auríferos pueden tener influencia en la amalgamación.

En particular se ha observado que la presencia de *arsénico*, de *antimonio*, *bismuto* y de *plomo* en dichos minerales influyen de una manera marcada en la amalgamación.

El oro que contiene *arsénico* es de una amalgamación más difícil que el oro puro, pues la amalgama obtenida es negra, pulverulenta y flota en la superficie del mercurio. La influencia del arsénico se explica como un fenómeno de orden físico, diciendo que el mercurio es reducido á polvo, puesto que se forman pequeñas gotitas que se van aislando y que no se unen. El *antimonio* y el *bismuto* no tienen tanta influencia como el arsénico, siendo, sobre todo sus sulfuros, los más nocivos.

Se atribuye al *plomo* un papel de protector para el contacto del mercurio, puesto que una pequeña parte añadida á aquel hace que se forme una amalgama de plomo que sobrenada sobre el mercurio y arrastra una cierta proporción de amalgama de oro, evitando que el mercurio actúe sobre el metal precioso.

Las *piritas de antimonio* y de *arsénico* tienen una acción perjudicial y hacen que la amalgamación no puede verificarse porque tanto uno como el otro transforman en polvo al mercurio. El primero influye notablemente, no solamente en la amalgamación del oro, sino también en su extracción por vía húmeda; en efecto si nos valemos de esta última empleando ya la cloruración ó la cianuración, con ó sin tostación previa, nos dará un resultado bastante desconsolador, debido á la extrema facilidad con que el antimonio forma subsales que impiden la disolución del oro. Observando *Herrenschmidt* esta acción perjudicial del *sulfuro de antimonio*, trató de eliminarlo y obtuvo excelentes resultados como lo comprueban las experiencias siguientes hechas por *D. Levat* (1) en los concentrados provenientes del tratamiento de los residuos del lavadero de *La Lucete (Mayenne)*, los cuales antes del tratamiento por el sulfuro de sodio tenían la siguiente composición:

Antimonio.....	114 kg. por tonelada
Oro...	778 gr. " "

después del tratamiento dieron:

Antimonio	8 kg. por tonelada
Oro.....	962 gr. " "

(1) *D. Levat*. • *L'Industrie Aurifère*, pág. 731.

ó sea una extracción del 93 %, sin pérdida del metal precioso.

Daintree consiguió disolver una cierta cantidad de oro tratando piritas auríferas por sulfhidrato de amonio, razón por la cual admitió que aquel se encontraba en esas piritas al estado de sulfuro, puesto que de las experiencias de *Lerat* arriba mencionadas se deduce, que el oro es insoluble en los sulfuros alcalinos. *Chapman* sostiene que en los mispikels auríferos de *North-Hastings*, el oro está al estado de arseniuro, y *Designolle*, fundándose en reacciones obtenidas con bicloruro de mercurio, declara que el oro no amalgamable de los minerales complejos está combinado, sea al antimonio, sea al telurio, pero jamás al azufre ni al arsénico.

Fuchs y Cumenge (1) haciendo una serie de análisis sobre las piritas de «Grass-Valley» y del «Callao», observaron que había proporcionalidad entre la cantidad de oro y la de antimonio; dedujeron que en esos minerales el antimonio es el mineralizador del oro y que se debe *atribuir á una combinación inamalgamable de azufre, antimonio, fierro y oro, el hecho de dicha resistencia directa de ciertas piritas auríferas.*

El sulfuro de oro según *W. Skey y Th. Engleston* resiste netamente á la acción del mercurio, pero si se recuerda que los minerales refractarios á la amalgamación lo son también después de una tostación, es difícil creer que la sola presencia del azufre influya en ese sentido.

El telururo de oro resiste igualmente á la acción del mercurio, pero su presencia está lejos de haber sido constatada en todos los minerales complejos; no es á éste que se debe atribuir, en la mayoría de los casos, la imposibilidad de amalgamar la totalidad del oro contenido.

(1) *L'or*, pág. 137; *Fuchs y Cumenge*.

Fuchs y Cumenge (1) opinan que en los minerales refractarios á la amalgamación, el oro existe al estado de un compuesto estable bajo la acción del calor y sobre el cual el mercurio no tiene ninguna acción, opinión que la apoyan la serie de experiencias hechas por *Cumenge*, quien sometió á la amalgamación cobres grises auríferos con antimonio y piritas de fierro auríferas antimoniales, las dos artificiales, y en las cuales el oro, introducido por vía de fusión, era refractario á la amalgamación.

Antes de terminar con esta reseña, debemos mencionar la hipótesis de *Engleston* que admite que el oro que escapa á la amalgamación está al estado de partículas recubiertas de una capa delgada de cuerpos extraños que impiden todo contacto con el mercurio y por consiguiente hacen imposible su amalgamación; la existencia de ese barniz protector fué demostrada de una manera palpable sobre pepitas que provienen de algunos *placers*, pero no se encontró en los minerales complejos, y por consiguiente no debe invocarse este hecho como la causa general de la imposibilidad de amalgamar el oro en algunos minerales.

En las piritas auríferas la descomposición parcial de los sulfuros transformados en ácidos, hace que éstos actúen sobre los primeros produciendo hidrógeno sulfurado que tiene una acción perjudicial en la amalgamación.

Ultimamente se ha comprobado que los *minerales de tungsteno* influyen de una manera apreciable en dicho fenómeno.

En algunos minerales rebeldes todas estas circunstancias se hallan reunidas haciéndolos resistentes en su más alto grado á la amalgamación; se necesita, ya de la ayuda de ar-

(1) L'or, ses propriétés, ses gisements et son extraction, pág. 184 y sig.

tificios particulares para la aplicación de los métodos de amalgamación, ó el abandono completo de ese procedimiento.

La galena y la pirolusita influyen en la amalgamación del oro. Efectivamente, en el mineral que he estudiado existe en proporción apreciable el sulfuro de plomo, el cual influye notablemente en la amalgamación del oro que le acompaña.

Con el objeto de que todas las experiencias sean comparables me he colocado en *idénticas condiciones*.

Coloqué cantidades progresivamente crecientes del sulfuro de plomo perfectamente pulverizado mezclándolo íntimamente con una cantidad constante de oro, obtenido por precipitación de una solución de cloruro de oro puro mediante ácido oxálico. Conseguida una mezcla perfectamente íntima, calenté durante 3 horas á fuego directo empleando un mechero de Bunsen ordinario con una llama de 2.5 cm. de altura. Al cabo de ese tiempo, y después de fría, la coloqué en un mortero de porcelana de 9 cm. de diámetro por 6 de profundidad en su parte media, donde mezclé íntimamente la sustancia con 135 gr. de mercurio, el cual amalgama todo el oro susceptible de serlo. El mercurio libre y la amalgama fueron decantados sobre una cápsula de porcelana; pero para sacar una buena parte de aquella que queda aprisionada por el mineral en el mortero, me valí de una corriente de agua que arrastra por la diferencia de densidades la totalidad del mineral, quedando en el fondo del mortero el resto de mercurio libre y amalgama, los que eran introducidos por un chorro de agua á la cápsula.

El ataque nítrico transforma el mercurio en sales de mercurio solubles en el agua y queda finalmente el oro en pajuelas entrecruzadas que fueron cuidadosamente lavadas, empleando para ello, al principio, agua nítrica á fin de separar la sal básica que pudiera quedar aprisionada y luego

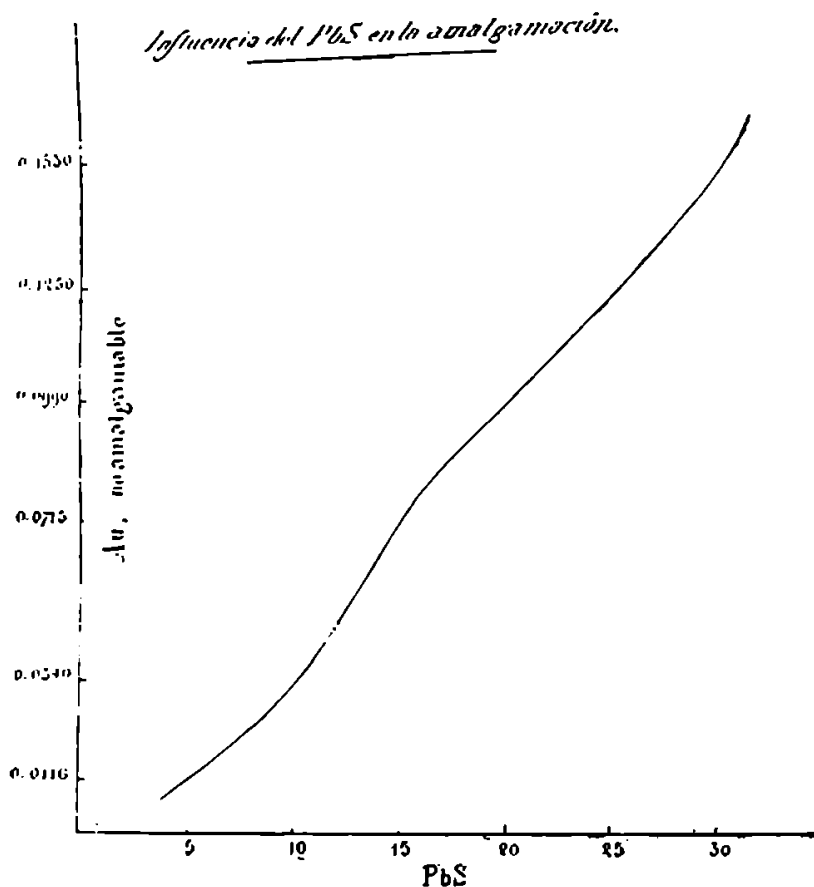
agua caliente hasta que las aguas de lavaje no dieran reacción con sulfuro de amonio. Recogido de esta manera el oro en papeles previamente pareados, fué sometido á una desecación en la estufa á 110°C y luego pesado.

Para comprobar la veracidad de las cifras obtenidas repetí ensayos aislados.

Como puede verse en el cuadro siguiente, las experiencias han sido ejecutadas empleando cantidades crecientes de sulfuro de plomo, partiendo de 5 gr. hasta llegar á 30 gr.

PbS.	Oro total	Oro amalgamable	Oro no amalgamable
5	0.200	0.1884	0.0116
10	•	0.1660	0.0340
15	•	0.1285	0.0715
20	•	0.1010	0.0990
25	•	0.0750	0.1250
30	•	0.0470	0.1530

La curva siguiente explica más claramente la ley del fenómeno:



La simple inspección de esta gráfica demuestra que *la cantidad de oro no amalgamable se hace mayor con el aumento del sulfuro de plomo.*

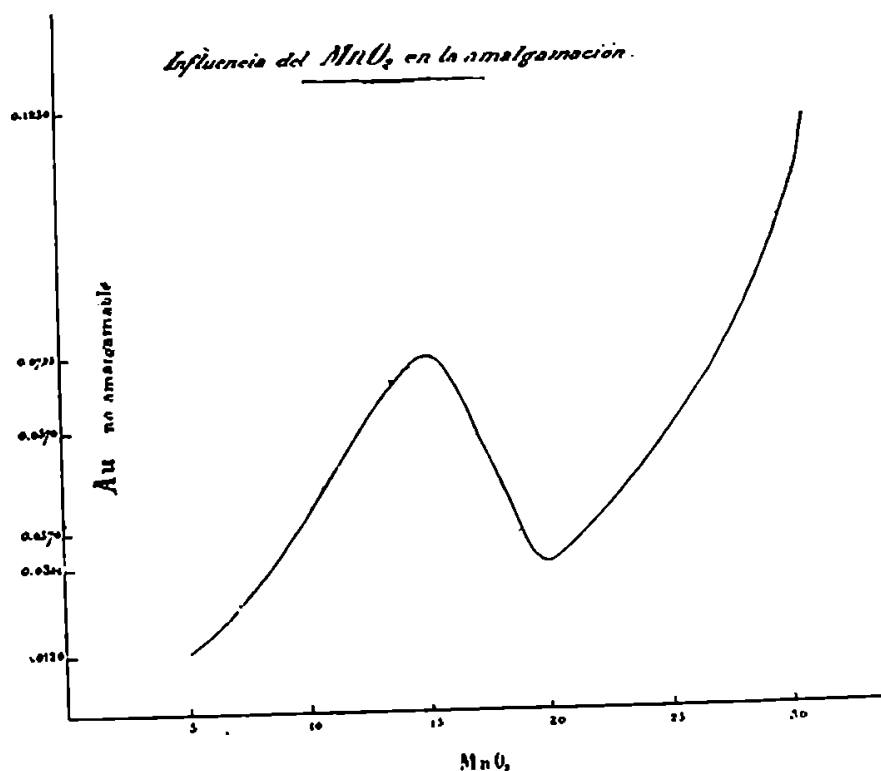
En la misma forma he tratado de estudiar la influencia del *bióxido de manganeso*, por cuanto los minerales que ensayo — aunque no todos — contienen ese elemento en cantidad apreciable.

Procedí con cantidades crecientes de bióxido de mangane-

so, manteniendo constante la cantidad de oro y obtuve los datos que expreso á continuación:

MnO ₂ .	Oro total	Oro amalgamable	Oro no amalgamable
5	0.200	0.1880	0.0120
10	"	0.1630	0.0870
15	"	0.1275	0.0725
20	"	0.1700	0.0300
25	"	0.1430	0.0670
30	"	0.0770	0.1230

La curva siguiente hace ver que *el fenómeno no es tan regular como el anterior y que á un aumento de MnO₂ no corresponde siempre un aumento en el oro no amalgamable*. Así para 10 y 20 gr. de MnO₂ corresponde próximamente la misma cantidad de oro no amalgamable; luego al aumentar de 20 á 30 gr. sigue la curva una dirección próximamente paralela al brazo correspondiente á 5-15.



¿Cómo influyen esos minerales? Esta es una pregunta de contestación sumamente difícil y aún cuando no haya duda de que exista una influencia de orden químico y de orden físico, *la naturaleza íntima del fenómeno es aún desconocida.*

A pesar de todo lo dicho, existen minerales que, por su aspecto y por su composición química, deben ser clasificados en la clase de los *free milling ores* y que no obstante son absolutamente refractarios á la amalgamación; tal es el caso del mineral de *Mount - Morgan (Queeslan, Australia)* que no contienen ni azufre, ni arsénico, ni antimonio y que resiste á todo tratamiento de amalgamación, explotándose hoy por el método de cloruración.

El mineral de la mina aludida estudiado en el *Tecnological Museum*, por *Cosmo Newbery y Cl. Vautin*, tiene una ganga compuesta por sílice hidratada y óxido de hierro hidratado y sometidos—después de una calcinación para expulsar el agua de combinación—los residuos calcinados, á la amalgamación abandonan al mercurio la mayor parte del oro contenido; los *tailings* dan de 15 á 30 gr. de oro por tonelada en lugar de 5 á 6 onzas.

Menor pérdida se obtiene sometiendo esos residuos á la cloruración por el *método de Plattner*: los *tailings* solo contienen de 2 á 3 gramos de oro por tonelada; pero otra dificultad hace que ese método deba abandonarse; el mineral es tan quebradizo que una enorme porción de *slimes* es producido por la pulverización, evitando así la penetración del cloro gaseoso en la masa.

En algunas regiones del *Africa Austral*, existen minerales en los cuales la asociación del fierro, de la sílice y del oro es muy íntima. En la roca denominada *Banket*, se encuentran muestras de materia parda en las cuales el oro no se distingue, aún con los mayores aumentos; agitado en un tubo con

agua destilada comunica á ésta el color característico del oro dividido y no se deposita sino á la larga, todo lo cual—como es fácil verlo — aumenta la resistencia á la amalgamación.

En el yacimiento del *Dacota* cerca de la región de los *Black-Hills* en el *Ruby-Basin* existen verdaderos cuarzos compactos que, á pesar de tener una gran cantidad de oro en su masa, es absolutamente imposible extraer una mínima parte de aquél por amalgamamiento.

En términos generales, puede decirse que no solo influye en la amalgamación la presencia de ciertos metales ó combinaciones que actúan física ó químicamente sobre el mercurio, sino que puede admitirse que el oro está en ciertos minerales en un estado distinto al que se encuentra en otros, estado que lo comparo al alotrópico del azufre, del fósforo, etc., que hace que esos cuerpos tengan propiedades distintas y aún contrarias.

Antes de terminar este capítulo quiero llamar la atención sobre los términos *oro libre* y *oro combinado*, aplicados continuamente para indicar *oro amalgamable* y *oro refractario*. Efectivamente, mal puede decirse oro combinado para denominar al oro refractario, puesto que no sólo se ignoran las combinaciones en los minerales, sino que no se sabe si existen.

ESTUDIO DE LA CLORURACIÓN.

Basándose en la solubilidad del oro en el cloro se han propuesto una serie de procedimientos para la extracción de aquel de sus minerales; muchos investigadores aplicaron esta reacción al tratamiento de los minerales auríferos, haciendo primero la extracción del oro amalgamable y sometiendo luego los *tailing* á la *cloruración* ó en casos especiales, tratando directamente los minerales, como en los ya citados de *Mount - Morgan* y de *Black - Hill*.

No mencionaré la cantidad de procedimientos patentados y solo recordaré que, desde *Elsner*, que en 1845 separaba el oro del arsénico por una corriente de cloro gaseoso, hasta *Nerberg y Vautin*, que en 1887 estudiaron el célebre mineral de *Mount - Morgan*, una pléyade de estudiosos se ocuparon del problema de la cloruración y propusieron métodos ó perfeccionamientos que, en manos de químicos hábiles, dieron buenos resultados.

En 1885 solo se aplicaba el método de *Plattner* al tratamiento de los concentrados de los molinos de oro, el cual poco después hubo de ser abandonado á causa del tiempo necesario para la cloruración y también debido á que, por ciertas reacciones secundarias, se destruía, en parte, la acción del cloro sobre el metal precioso. No solo influye el cloruro de plata que se forma, sino y con mucha mayor intensidad,

el ácido clorhídrico producido forma protocloruros metálicos que, reaccionando sobre el cloruro de oro originado, lo reducen de nuevo al estado metálico. Este método fué introducido en *California* en 1858 y se difundió mucho en algunos distritos auríferos de los *Estados Unidos*, donde tiene actualmente su mayor aplicación, habiendo sido modificado con éxito. En *Africa Meridional*, en *Australia* y en *Europa (Austria - Hungría)*, es aplicado en bastante grande escala, pero su campo de aplicación no tiene tendencia á extenderse mucho.

En la mayoría de los minerales piritosos, el cloro ataca fácilmente al oro, pero para que aquel dé buenos resultados es necesario que no existan otros minerales susceptibles de ser atacados por él, ni que haya sustancias capaces de recubrir al metal precioso y protegerlo de su acción; además, es conveniente que el metal esté en un estado de gran división. El cloro empleado debe ser — como se dijo — exento de ácido clorhídrico, puesto que la acción de éste, además de ser contraria á la de aquel, produce en contacto de las piritas, hidrógeno sulfurado que reduce al cloruro de oro que se forma.

Como el cloro ataca á los sulfuros, arseniuros, antimonio, los minerales de oro que los contienen deben ser previamente sometidos á una tostación que expulse el azufre, arsénico y antimonio transformando los metales en óxidos que son inofensivos.

Por una simple inspección de los ensayos de cloruración sin previa tostación que he hecho en los minerales del *Intiguasi*, es fácil deducir que *este procedimiento no da resultados satisfactorios en minerales que — como los tratados — tienen un porcentaje de piritas muy elevado*; el cloro actúa sobre ellas oxidándolas y transformándolas en ácido sulfúrico y luego

en sulfato ferroso—aún en atmósfera de cloro—el cual á su vez, precipitará el cloruro de oro recientemente formado al estado metálico. De manera que la práctica corrobora en este caso lo que *a priori* se suponía.

En muchas ocasiones el cloro ataca al oro libre del mineral pudiendo extraer la mayor parte, puesto que el sulfato ferroso formado, se transformará en férrico que no precipitará al oro de sus soluciones; en este caso debe prolongarse la acción del cloro para conseguir la casi totalidad del metal precioso.

En numerosos casos que he ensayado, la cloruración de los minerales me dió resultados poco halagüeños debido quizá á *la presencia* en estos minerales *de bases susceptibles de dar con suma facilidad sales solubles*, debiéndose por consiguiente prolongar la acción del cloro, lo que acarrea un mayor gasto.

Creo, por consiguiente, estar habilitado para dar como causa del mal resultado que da en ciertos casos, la presencia de bases que, absorbiendo una cantidad considerable de cloro, impiden el ataque del metal precioso.

Se ha creído lógicamente que este método era aplicable á aquellos minerales que no contienen sulfuros, arseniuros, antimoniuros, pues se evita la tostación; pero se vió que ésta es necesaria con el objeto de disgregar y presentar mejor las partículas de oro al reactivo.

Prescindiendo de las operaciones mecánicas de preparación del mineral para clorurarlo, me ocuparé solo de la *tostación del mineral* que tiene mucha influencia en la buena marcha de la operación, de la *cloruración propiamente dicha* y de la *precipitación del oro*.

Tostación del mineral.—Después de haber sometido el mineral á la pulverización y concentrados convenientemente, ya los *tailings* provenientes de la amalgamación, ya directamente el mineral, si es refractario, se procede á tostarlo, operación que tiene por objeto—en los minerales con sulfuros, arseniuros ó antimoniueros—expulsar todo su azufre arsénico ó antimonio y en los demás, disgregarlos para que la acción del cloro sea más enérgica. En los minerales tostados no deben existir sales como el sulfato ó cloruro ferroso, puesto que precipitarían al oro de sus soluciones.

La *tostación* se hace en hornos de reverbero ordinarios ó en hornos de cilindro rotatorio, de los cuales existen diversos tipos (*Pearce, Ropp, Brown*), y que siguiendo el plan trazado, no paso á describirlos (1).

Para conseguir los mejores resultados en la *tostación* es necesario que la alimentación de los minerales sea rigurosamente uniforme y que la temperatura se mantenga constante en lo posible. Con el fin de acelerar la operación, antiguamente se hacia la *tostación* agregándole una pequeña cantidad de cloruro de sodio para que las sustancias capaces de clorurarse en esas condiciones lo hicieran, consiguiéndose de esa manera economizar una cierta cantidad de cloro en el ataque. Cuando la *tostación* se hace con cloruro de sodio, la temperatura del horno debe permanecer baja, para evitar la volatilización de aquel, que es facilitada por el cloruro de cobre existente algunas veces.

Según *Stetefeldt* (2), la volatilización del cloruro de oro en la *tostación* clorurante puede llegar á 40 y aún elevarse á 90.0/0 del oro total, siempre que la temperatura sea elevada

(1) D. Levat. «L'Industrie aurifère», pág. 617.

(2) Trans. Amer. Inst. Eng., t. XIV, pág. 336.

y larga la operación. Este autor hizo experiencias en hornos de reverbero y de mufla con minerales cupro-auríferos que tenían de 0.916 á 0.260 de oro antes de la tostación y á los cuales añadía 3 % de cloruro de sodio, y obtuvo pérdidas de oro que oscilaban entre 42 y 93 % como puede verse por el siguiente cuadro:

CANTIDAD DE ORO		Pérdida de oro %
ANTES DE LA TOSTACIÓN	DESPUÉS DE LA TOSTACIÓN	
En horno de reverbero		
0.916	0.426	53.5
0.262	0.150	42.8
0.558	0.075	86.1
0.650	0.075	88.5
En horno de mufla		
0.700	0.050	93.0
0.525	0.075	85.7
0.650	0.065	90.0

S. B. Christy (1) llega á las conclusiones de que el oro no se volatiliza sensiblemente en una atmósfera de cloro á 100° C.; su volatilidad aumenta débilmente hasta 250° C., hasta hacerse sensible la pérdida si llegamos al rojo blanco.

En la industria, para cada mineral á tratar, debe determinarse la cantidad de sal á añadir, el tiempo y la temperatura necesarios para llevar con buenos resultados la tostación y tener así la menor pérdida de oro. Este método por cloruración es muy poco usado, tiene el inconveniente de la pérdida sensible del metal precioso por volatilización y además

(1) Trans. Amer. Inst. Min. Eng., t. XVII, pág. 26

porque el cloro desprendido corroe con suma facilidad todas las partes metálicas del horno. Como el uso del cloruro de sodio exige la presencia en el mineral de cantidades importantes de azufre, es evidente que este procedimiento no es aplicable á aquellos minerales que no contienen ese metaloide.

Cloruración.—Después de la salida del mineral, de los hornos de tostación, debe ser enfriado antes de clorurarlo.

La cloruración se hace valiéndose del cloro que ataca al mineral que se halla en reposo ó en movimiento; el gas se puede generar sea en el aparato donde se encuentra el mineral, sea en un aparato separado, y finalmente el ataque puede hacerse á la presión ordinaria ó bajo presión.

a). *Cloruración sin agitación del mineral.*—El método más antiguo de cloruración es el de *Plattner*, usado por primera vez en *Reichenstein* para el tratamiento de piritas arsenicales tostadas que contienen 0.0022 á 0.0024 de oro.

Para operar en gran escala se necesitan cubas de madera fijadas á un soporte que permite que giren; tanto interna como externamente están recubiertas de alquitrán ó parafina que las hacen impermeables al cloro y á los líquidos; sus dimensiones y formas varían mucho, en general son cilíndricas, tienen un doble fondo de madera perforada sobre el cual está el filtro constituido—comenzando por abajo—por una capa de arena recubierta por una tela de velas de buque. En el fondo del aparato hay dos tubos, por uno de los cuales entra el cloro sirviendo el otro para sacar la solución de cloruro de oro.

Cargado el mineral en un estado de humedad conveniente, se cierra la tapa y se hace producir el cloro valiéndose, generalmente, de óxido de manganeso, cloruro de sodio y ácido

sulfúrico colocados en un generador aparte calentado á 50° C. Se deja que el cloro permanezca en contacto con el mineral por espacio de 5 á 12 horas, manteniéndolo luego en reposo de 24 á 48. Cuando el ataque se juzga suficiente se comienza la disolución; se echa el agua que se expande por el mineral, y luego, abriendo la llave colocada en la parte inferior del aparato, se extrae la solución de cloruro de oro repitiendo varias veces esta operación y recogiendo á aquella en recipientes de madera en los cuales se deja depositar ó se filtra.

Si el mineral contiene una cantidad apreciable de plata, antes de descargar el aparato debe procederse á extraerla con hiposulfito de sodio ó de calcio.

Este procedimiento tiene el inconveniente de que la totalidad del oro no se disuelve; el mineral en su continuo movimiento presenta sucesivamente cada una de sus partículas á la acción del cloro, siendo de esta manera favorecido el ataque. Además, una capa de percloruro de oro, recubre las partículas de oro de regulares dimensiones y se opone al ataque completo en los aparatos en que el mineral no es agitado, mientras que en los procedimientos de ataque con agitación, el frotamiento de las materias quita á cada momento la película protectora.

El mismo efecto destruye la capa de cloruro de plata que recubre las partículas del metal precioso, cuando este se encuentra aleado á una notable proporción de aquella. De manera que, por todas esas razones, se tiende á abandonar ese procedimiento, sustituyéndolo por el ataque con agitación.

b). *Cloruración con agitación del mineral.*— Solo dió resultado este método aplicado en aquellos aparatos constituidos por recipientes giratorios; las tentativas que se hicieron en aparatos fijos en los cuales el mineral se ponía en movimiento por medio de agitadores, no dió resultado favorable.

Puede decirse que este método es el único que se emplea hoy en las grandes usinas de los *Estados Unidos* y *Australia*, en las cuales se emplea la cloruración como operación única ó como complementaria de la amalgamación.

En 1879 *B. Howe Mears*, de *Filadelfia*, estudiando la acción del cloro sobre piritas auríferas tostadas, reconoció que la acción de aquel, bajo presión, era tan enérgica al cabo de poco tiempo como la acción á la presión ordinaria durante un tiempo largo pasando al través del mineral húmedo.

Aplicando este principio ideó un procedimiento por el cual el mineral—préviamente tostado y humedecido—se introducía en una caja cerrada y que podía girar, constituida por fierro recubierto de plomo por donde el cloro pasaba bajo una presión, obtenida en los aparatos primitivos por medio de una bomba; pero las salidas del cloro, casi inevitables, no permitieron que este procedimiento entrara definitivamente en la práctica.

Después del descubrimiento del conocido y ya célebre yacimiento de *Mount - Morgan* y de la aplicación con resultados desastrosos de todos los métodos hasta aquel entonces estudiados, *Newbery* y *Vautin*—como dije—han sido los indicados para estudiar y aplicar, en grande, un conjunto de medios mecánicos y de modificaciones que simplificaron y aceleraron los antiguos métodos.

El principio del método reposa en la acción disolvente del cloro, producido por el cloruro de cal y el ácido sulfúrico. Se introduce el mineral tostado en los toneles giratorios con las cantidades de cloruro de cal y de ácido sulfúrico que ensayos preliminares indiquen; se cierra el tonel rápidamente con su tapa y se pone en conexión una de las válvulas laterales con la bomba de aire comprimido, haciéndose funcionar á ésta hasta obtener una presión de 4 kg., más ó menos

por centímetro cuadrado; después se saca la conexión habiendo antes cerrado la válvula.

El tonel se pone en movimiento á razón de 10 vueltas por minutos. Los reactivos reaccionan y, bajo la presión existente, el cloro gaseoso que se desprende, se disuelve en el líquido de tal manera que una fuerte disolución de cloro se encuentra en continuo contacto con las partículas de la masa.

Obtenido el ataque completo del oro—operación que dura un tiempo variable según las circunstancias—se hace escapar la solución abriendo la válvula. Para descargar el aparato se abre la válvula principal, se hace girar el tonel, y una porción de la carga á cada vuelta, cae á un conducto de madera que la obliga á pasar al aparato de filtración.

Si el material tratado es auro-argentífero, los *tailings* obtenidos después del lavaje para obtener el cloruro de oro, se lavan con una solución de hiposulfito de sodio que disolverá al cloruro de plata formado.

Finalmente el oro es precipitado de su disolución haciendo uso del carbón.

Esta manera de atacar fué muy pronto abandonada, siendo sustituida por el procedimiento que hace el ataque en toneles giratorios á la presión ordinaria.

El procedimiento actual de los toneles giratorios, llamado en los *Estados Unidos* procedimiento *Thies* ó simplemente *barrel process* (1), se hace empleando toneles de fierro, interiormente recubierto de plomo, provistos de agujeros de hombre, para la carga y descarga. Contiene cada tonel un diafragma que mantiene el filtro, el cual está dispuesto en posición horizontal siempre que las aberturas estén en posi-

(1) J. E. Rothwell. •Recent improvements in gold chlorination. • (The Mineral Industry, t. I. p. 233.

ción de carga. Los toneles giran al rededor de su mismo eje horizontal.

La carga se hace llenando el tonel con una cierta cantidad de agua y con proporciones necesarias de cloruro de cal, colocándose luego el mineral; finalmente, se echa en la superficie de aquél el ácido sulfúrico necesario para descomponer al hipoclorito. Se cierran las aberturas y se pone en movimiento el aparato; la reacción se verifica á la presión de $2\frac{3}{4}$ atmósferas.

La solución que sale del aparato va por un filtro de arena cuarzosa y de allí á las cubas de clarificación, en las cuales permanece por lo menos 8 horas, pasando luego á las de precipitación.

Precipitación del oro.—Diversas sustancias químicas fueron propuestas para la precipitación del oro, pero solo se emplean en la práctica, el sulfato ferroso, el carbón y el hidrógeno sulfurado.

Las cubas de precipitación son generalmente de madera alquitranada con fondo de cemento ó cemento y asfalto.

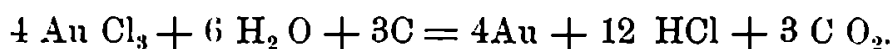
A la solución que contiene el cloruro de oro se añade la de sulfato ferroso agitando constantemente con una varilla, luego se cubre el recipiente dejando reposar á la solución que sobrenada al precipitado, por medio de un sifón, haciéndola pasar previamente á través de un filtro de arena que retendrá las pequeñas partículas de oro en suspensión. El oro que queda en las cubas de precipitación se trata con cloruro de sodio y ácido sulfúrico para eliminar la sal ferrosa, luego se seca, ya por presión en un tejido, ya por filtración sobre papel de filtro; y finalmente, se funde en un crisol de plumbagina con cloruro de sodio ó bórax y nitrato de potasio.

La precipitación con sulfato ferroso tiene el inconveniente de que el oro se deposita muy lentamente.

La precipitación mediante el carbón de leña se practica haciendo atravesar á la solución por una capa de carbón de 6 á 7 cm., sostenida por un filtro de arena cuarzosa.

Según *Davis* se necesita para la precipitación un peso de carbón igual á 12 veces el del oro.

La reducción del cloruro de oro en solución acuosa, por el carbón de madera, es debida á la descomposición de la molécula de agua con formación de ácido libre de la sal y oxidación del carbono en anhídrido carbónico; la reacción es activada por el calor y puede expresarse por la siguiente ecuación (1):



El carbón que contiene el oro se seca, y luego se le calcina en una mufla; las cenizas se tratan con ácido clorhídrico para eliminar las bases solubles, el residuo constituido por oro, se lava, seca y funde en un crisol.

El precipitado empleado en las grandes usinas y que da excelentes resultados es el hidrógeno sulfurado; para cuyo uso debe eliminarse el cloro libre con anhídrido sulfuroso, luego se hace pasar una corriente de ácido sulfhídrico, que precipita al oro al estado de sulfuro aúrico.

Cuando la precipitación ha terminado se deja reposar de 2 á 8 horas, se decanta el líquido superior, de manera que quede en el recipiente todo el precipitado con la menor cantidad de solución. El precipitado después de pasar por los

(1) La reduction du chlorure d'or par le charbon de bois; •D. Avery• Chem. Ind., t. XXVII, p. 255-258; 3. 1908.

filtros-prensa y de haber sido secado, se introduce en la mufla donde se tuesta; luego éste se funde con fundentes apropiados, y cuando está perfectamente fundido, se le echa en una forma generalmente cónica; el oro y las escorias se separan fácilmente.

La precipitación con ácido sulfúrico da resultados satisfactorios: las aguas residuales no contienen mas que vestigios no apreciables de oro.

CIANURACIÓN.

Desde hace muchísimo tiempo se conoce el poder disolvente del cianuro de potasio para el oro; ya *Hagen* en 1805 (1) anunciaba la solubilidad de este metal en el cianuro de potasio; en el año 1840 *Elkington* sacó una patente para el empleo de esa reacción en galvanoplastia: disolvía el oro metálico al estado de extrema división, en una solución al 20 % de cianuro de potasio.

En 1867 *J. H. Rae de Siracusa* patentó por primera vez un procedimiento para el tratamiento de los minerales auro-argentíferos por medio del cianuro de potasio.

Pero cupo la gloria de hacer un método universalmente aceptado bajo el punto de vista industrial á *Mac Arthur* y *Forrest*, quienes en 1887 anunciaron su procedimiento, que si bien solo tiene 22 años de aplicación, ha aportado á la industria aurífera una transformación radical y fecunda, á tal punto, que si no fuera por este procedimiento, solo seis de las grandes usinas del *Transvaal* serían explotables y la mayoría de las de oro no amalgamable hubieran permanecido abandonadas.

La *cianuración* presenta dos grandes ventajas sobre el procedimiento de la cloruración: permite el tratamiento de

(1) «Untersuchungen», t. I, pág. 665.

los minerales rebeldes á los demás procedimientos y hace factible la explotación de los minerales que solo son parcialmente amalgamables.

En el año 1888 *Mac Arthur* y *Forrest* enviaron expediciones á diferentes países extranjeros,—*Queensland*, *Nueva Zelandia*, *Transvaal* y *América*—con el fin de aplicar su procedimiento á las diversas regiones auríferas.

Los primeros resultados, excepto en el *Transvaal*, fueron bastante malos, debido quizá á que las instalaciones eran deficientes.

La célebre mina *Robinson* del *Transvaal* fué la primera en dar resultados positivos con la aplicación de este procedimiento, llegando á realizar mensualmente 3.000 £ con una instalación que había costado también 3.000 £.

Como se ve, *este procedimiento ha iniciado una era nueva en la industria del oro*, permitiendo extraer grandes cantidades del metal precioso.

Estudio de los minerales.

Antes de tratar un mineral aurífero por el método de la cianuración es menester someterlo á una serie de *ensayos prévios* que guían para la buena marcha de la operación. Cada mineral necesita modificaciones al método general de tratamiento y éstas no pueden llevarse á cabo sin un estudio preliminar y consciente de la *naturaleza del mineral*, de su *grado de acidez*, de su *mayor ó menor gasto en cianuro*, etc.

El simple aspecto de los materiales revela si se trata de un mineral duro ó blando, oxidado ó piritoso, arcilloso, si con-

tiene cobre, fierro, zinc, plomo ú otros metales, sea bajo forma de óxidos, sea bajo la forma de sulfuros. Es conveniente hacer algunos ensayos á la batea para reconocer la presencia de oro libre ó de piritas, aún en el caso en que esas materias no sean visibles á simple vista.

Para *efectuar el ensayo de cianuración* se toma 1 kilo de la muestra perfectamente pulverizada, se agita con una solución de 500 gramos de agua conteniendo 0.5 % de cianuro de potasio y se somete el todo á una agitación lenta durante 12 horas. Se filtra la solución y se mide el consumo de cianuro de potasio, sirviéndose de una solución titulada de nitrato de plata. Se lavan con precaución las materias que quedan sobre el filtro y se evapora á sequedad la totalidad del líquido filtrado. A este residuo se añade litargirio y se hace el ensayo por fusión para determinar la cantidad de oro que se encuentra en disolución; ó bien puede procederse por *escorificación*. El residuo que queda sobre el filtro es sometido también al ensayo del oro por vía seca, y la cifra así encontrada añadida á la que dió la evaporación á seco del líquido, debe dar el mismo resultado que el ensayo ejecutado sobre la muestra.

Cuando se trata de ensayar minerales excepcionales, este método debe modificarse sobre todo en lo que se refiere á la concentración de la solución y tiempo de contacto.

Cuando el consumo de cianuro ha sido poco, pero el coeficiente de extracción no es favorable, es menester prolongar el período de contacto y aumentar la pulverización del grano.

Aunque no de una manera general, se ha observado que el coeficiente de extracción aumenta con el aumento de la concentración de la solución y en este caso debe ensayarse el mineral con soluciones concentradas y prolongar la acción del tiempo.

Sucede á menudo que el gasto de cianuro es grande y que el coeficiente de extracción es pequeño, sobre todo en los minerales muy piritosos, por lo cual la cianuración debe hacerse con agitación y pasaje de aire comprimido en el seno de la masa.

La generalidad de las veces y especialmente en los minerales piritosos el gasto de cianuro pasa de 0.50 % del peso del mineral; se debe ensayar otro kilo de muestra para determinar el *grado de acidez*. Esta operación se hace generalmente usando una solución titulada de soda caústica, de manera que cada centímetro cúbico equivalga á 453 gr. de soda caústica comercial á añadir por cada tonelada de mineral.

La determinación de la cantidad de álcali necesaria para la neutralización del ácido sulfúrico y de otros productos que se forman en los minerales auríferos, provenientes de la descomposición de las piritas en los *tailings* es una operación de mucha importancia. *Park* la practica tomando 221 gr. de mineral, añade 250 cm³. de agua y agita; con una bureta graduada mide la cantidad de soda necesaria para neutralizar todo el ácido disuelto en el agua.

Furman observó que existen minerales que, tratados por el método de *Park*, no dan al líquido la menor traza de acidez, pero que necesitan como aquellos—para la buena marcha de la operación,—ser sometidos al tratamiento alcalino antes de la cianuración. *Furman* llama á esto *acidez latente*, pudiéndose denominar *acidez visible* á la primera.

Creo que podía explicarse la *acidez latente de Furman* admitiendo la presencia en esos minerales de un compuesto, quizá complejo, de *reacción ácida é insoluble en el agua*, por lo que no será notado siguiendo la marcha de *Park*.

En la práctica se pone en evidencia la *acidez latente* de la siguiente manera: El mineral que no ha dado por el método

de *Park* ningún signo de acidez, se pone en una cápsula de porcelana con una cierta cantidad de agua pura, se añade un exceso de líquido décimo normal de soda cáustica, se agita y se titula el exceso de soda. La diferencia entre la soda empleada y la libre nos da la acidez latente.

No todos los minerales que dan acidez latente según el método de Furman, la tienen en realidad; es necesario además, para considerarla efectiva, que gasten mucho cianuro de potasio y que este gasto no sea debido á otras causas (piritas, pirolusita, etc.), por cuanto á la acidez latente podría explicarse entonces, por un fenómeno de adsorción de los álcalis por el mismo mineral; de la misma manera que lo hace el hidrato férrico precipitando en un medio conteniendo álcali fijo.

La cianuración en la práctica.

Existe una gran variedad de procedimientos de cianuración, pues cada usina destinada á ese tratamiento está instalada teniendo en cuenta toda una serie de circunstancias que forzosamente hacen modificar, en términos generales, el empleo de este método.

Antes de la implantación de una usina deben estudiarse minuciosamente todas las circunstancias sin omitir detalle alguno. Así, en la época en la cual se desarrolló la industria de la cianuración, en el *Africa del Sud*, la mayoría de las grandes usinas estaban montadas para hacer el tratamiento por amalgamación; resultando que los molinos californianos constituían en aquella época los aparatos de pulveri-

zación exclusivamente empleados; en cambio, en *los Estados Unidos* la mayoría de sus usinas se instalaron en la época en que dicho método llegaba á su apogeo, y sin preocuparse del oro amalgamable efectúan la pulverización previa, empleando aparatos á la vez económicos y perfeccionados.

No obstante sus buenos resultados, este método no es general, puesto que no conviene á todos los minerales, pero se aplica á la mayoría con mucho éxito.

A los minerales susceptibles de someterse á la cianuración se les trata directamente, ó ya á los productos que provienen de la pulverización y de la amalgamación.

Para la *pulverización* en seco del mineral, que solo contiene como máximo 2 % de humedad, se le deseca primeramente, empleando hornos comunes; la pulverización se hace en la batería de pilones, en cilindros, en molinos á paletas ó en molinos *Griffin*.

Generalmente, es más común la cianuración después de la pulverización con amalgamación en la batería de morteros. El producto de la batería puede llevarse directamente á las cubas de cianuración ó recibirse en cubas intermediarias en las que se hace la separación del fango más fino.

En la mayoría de las usinas se hace proceder la cianuración de una clasificación en aparatos llamados *hidro-clasificadores*.

En cuanto á las *cubas de cianuración*, están constituidas por madera ó acero; las primeras tienen el inconveniente de dar pérdidas y de gastarse rápidamente; las segundas—aunque más costosas—son de mayor duración. Generalmente son de sección circular, ligeramente cónicas ó cilíndricas, de un diámetro de 3 metros, generalmente 6, no superando casi nunca los 12; cada cuba está provista de un filtro de fibras de coco y de aberturas por las cuales pasan los materiales después de la terminación de la operación.

La *lejivación* se opera—salvo casos especiales—haciendo pasar la solución de cianuro de potasio á través del mineral; esta manera de operar tiene la ventaja de poder tratar grandes cantidades de mineral con una instalación relativamente simple y empleando poco tiempo, pudiéndose controlar á cada momento la marcha de la operación.

En esta parte del tratamiento hay que tener en cuenta una serie de circunstancias de las cuales depende el buen éxito de la operación y que el descuido ó la poca atención á ellas hace improductivo el tratamiento é inútiles todos los esfuerzos.

La rapidez con que la solución atraviesa el mineral varía con la presión, con la mayor ó menor aglomeración de los materiales y con la magnitud de los mismos; un mineral cuyas partículas presentan un diámetro uniforme da una extracción mayor que un mineral irregular. En la aceleración ó retardo del pasaje del cianuro tiene también influencia la composición del mineral: la galena, la blenda y la piritita retardan dicho pasaje. En la práctica la solución se hace pasar ó bien de arriba para abajo ó bien á la inversa; en ambos casos la velocidad está en razón inversa de la carga de las cubas. Esta introducción de cianuro puede hacerse de un modo continuo ó intermitente: se hace pasar nueva solución no bien la primera ha desaparecido de la superficie del mineral, de tal modo que se tiene casi siempre solución que sale continuamente ó bien se carga una primera cantidad de solución de cianuro; se deja que permanezca en contacto algún tiempo, y cuando ha desaparecido toda esa solución, se introduce una nueva.

Cuando se ha hecho pasar la solución de cianuro de potasio, ya de una manera ya de otra, se procede al lavajo de la masa con agua, á fin de separar una parte de la solución que

permanece interpuesta en el mineral; todos están contestes en admitir que el lavaje debe hacerse en varias operaciones, evitando echar nuevas cantidades de agua hasta que las anteriores no hayan desaparecido (1).

Como la generalidad de los minerales auríferos contienen ácidos y sales fácilmente solubles en agua, antes de tratarlos es menester lavarlos con agua en la misma forma que se hace para lavar el mineral después de su tratamiento con cianuro. Pero en algunas especies minerales se consume una cantidad de cianuro relativamente grande que se debe—en la mayoría de los casos—á lo que algunos autores llaman la *acidez latente* y que creo poder explicar suponiendo la existencia de sustancias de naturaleza ácida ó insolubles en el agua, que en contacto con los álcalis se neutralizan, por cuanto después de ese tratamiento ceden al cianuro un buen porcentaje del oro con un gasto mínimo de aquel. En la práctica se usan soluciones de soda ó cal en cantidades fijadas por ensayos preliminares.

Para evitar muchas operaciones que resultan engorrosas, se ha ensayado el método denominado *doble tratamiento*, que ha dado resultados muy favorables; consiste en hacer una lejivación parcial en una primera cuba, luego se transporta el material á una segunda en la cual se repite la primer operación. En esta modificación hay dos ventajas de mucha importancia: en el transporte de una á otra cuba los materiales son removidos, de tal manera, que las posibles aglomeraciones de los mismos, no atacadas por el reactivo, son disgregadas y en esta segunda operación llevadas á su contacto;

(1) W. Ostwald. •Les Principes Scientifiques de la Chimie Analytique•, pág. 14.

además, ese mismo transporte facilita la aereación que es un factor que contribuye al buen éxito de la cianuración.

Durante mucho tiempo se han hecho estudios y experiencias para la utilización y el tratamiento de los *slimes*; actualmente se tratan con solución de cianuro de potasio en cubas con paletas para su agitación; el oro así disuelto es extraído por una serie de lavados y decantaciones; ó por el empleo de los *filtros-prensa*. La disolución debe hacerse mediante agitación porque la consistencia de la masa es el obstáculo principal para el ataque en reposo.

El mayor inconveniente en el tratamiento de estos *slimes* es debido á las suspensiones que se forman en las soluciones de cianuro, suspensiones que son verdaderas soluciones coloidales cuya precipitación sería imposible sin la ayuda de sustancias coagulantes entre las cuales se da preferencia á la cal que se añade ordinariamente á los *slimes* á la salida de las cubas de depósito de la arena, antes de su llegada á los *hidroclasificadores*. Si estos marchan bien, todo el barro se reúne y el líquido que sale por la parte inferior es completamente claro. El consumo de cal oscila ordinariamente entre 1,5 y 4,5 por mil de productos tratados.

Los *slimes* provenientes de los *hidroclasificadores* son enviados á las *cubas de cianuración*, luego se dejan depositar, y cuando la solución está suficientemente límpida, se sifona el líquido; aquellos retienen una proporción de solución equivalente á su peso que contiene una cierta cantidad de oro disuelto; para evitar su pérdida, en algunas usinas se usan cubas de clasificación de una capacidad muy grande, en las cuales se colocan los *slimes* que salen de las cubas de cianuración; los que se encuentran en la parte inferior son comprimidos por los que están en la superior, y cuando se tiene una altura de 3 metros de fango, el porcentaje de agua habrá disminuido mucho.

Pero para todos los minerales no es igualmente aplicable el método por agitación de los *slimes* en la forma que es empleado en la mina *Bonanza C^o*; en *Australia* se ha introducido el empleo de *filtros-prensa* para la cianuración, porque el procedimiento por agitación no daba resultados satisfactorios. El agua cargada de *slimes* se manda á los *filtros-prensa* de donde sale perfectamente límpida; luego se les trata con la solución de cianuro de potasio. Este método sólo se emplea cuando el oro se disuelve rápidamente en el cianuro, pero cuando aquel es de difícil solución se modifica de la manera siguiente: los *slimes* se colocan en cubas de cianuración con agitadores mecánicos y cuando se depositan son mandados á los *filtros-prensa* para extraer la solución de oro y lavar los que quedan; esta manera de operar necesita un número menor de aparatos, pero tiene el inconveniente de dar lugar á la producción de grandes volúmenes de solución débil de cianuro que no puede utilizarse más que en parte para el tratamiento de nuevos productos y de las que es difícil recuperar el oro.

Con el fin de aminorar este último inconveniente se han propuesto modificaciones que dan buenos resultados. En efecto, los *slimes* se hacen pasar á un *filtro-prensa* para separarles el agua, y de ahí se llevan á cubas de cianuración provistas de agitadores mecánicos. Por un segundo pasaje por los *filtros* con su correspondiente lavaje, se ha resuelto el problema.

Para evitar el gasto de los morteros é higienizar la atmósfera de las usinas evitando la suspensión de polvos minerales, se ha practicado en algunas de ellas la pulverización húmeda con cianuro de potasa: de esta manera se empieza la cianuración en los mismos morteros.

En *Nueva Zelandia* y en los *Estados Unidos* se han apli-

cado estas variantes en algunos minerales con muy buenos resultados.

Precipitación del oro.—La precipitación del oro de sus soluciones en el cianuro de potasio puede hacerse de dos maneras; ya empleando sustancias químicas capaces de precipitarlo, como el carbón, el zinc, etc., ya valiéndose de la corriente eléctrica, haciendo uso de los métodos electrolíticos de *Siemens-Halske* ó de *Pelatan-Clerici*.

Se ha aplicado el *carbón de leña* para la precipitación del oro; aun cuando teóricamente el hecho no es susceptible de explicación satisfactoria, en la practica da, relativamente y en algunos casos, buenos resultados. En resumen, se debe hacer pasar la solución de cianuro por una capa de carbón reducido en polvo algo grueso.

Ensayos practicados con el *aluminio* han dado malos resultados.

La precipitación mediante el *zinc* ha alcanzado grandísimo desarrollo y es debida su aplicación por la primera vez á *Mac-Arthur* y *Forrest*, quienes pudieron precipitar la totalidad del oro de las soluciones de cianuro de potasio empleando el zinc en torneaduras. Dicha precipitación tiene lugar haciendo pasar la solución aurífera al través de la masa de torneaduras comprimidas colocadas en largas cajas divididas en numerosos compartimentos mediante diafragmas transversales que alternativamente tocan el fondo, de tal manera, que la solución está obligada á recorrerla en zig zag. Un último compartimento permanece sin zinc con el objeto de que el cianuro de potasio se clarifique, evitando así una posible pérdida del oro en suspensión.

La solución debe atravesar la caja de manera uniforme, en lo posible; su velocidad más conveniente debe ser medida experimentalmente y depende de una cantidad de factores: riqueza de la solución, superficie de contacto del zinc, etc.

La solución de cianuro debe ser ensayada á intervalos de 12 horas, á la entrada y á la salida de las cajas: un desprendimiento regular de hidrógeno indica una buena marcha de la operación.

Para recoger el oro precipitado se empieza por echar agua en la caja con el objeto de eliminar la solución de cianuro de potasio; en algunos casos se añade un poco de ácido y de alumbre para ayudar el depósito de oro. Se extraen luego las torneaduras del zinc, sacando primero de cada compartimento por medio de un sifón el agua límpida que se hace pasar previamente por un pequeño filtro-prensa.

Se obtiene un fango húmedo del cual se trata de extraer el oro.

Composición y tratamiento de los precipitados.—Se admite generalmente que los diversos metales que constituyen los precipitados del tratamiento de las soluciones de cianuro de potasio por el zinc, estén al estado siguiente: el oro, la plata y el cobre al estado de mezclas íntimas ó de aleaciones con el zinc; el mercurio bajo la forma de amalgama, probablemente de amalgama de zinc; el plomo, el arsénico y el antimonio combinados de una manera todavía indeterminada; el fierro y la alúmina al estado de hidratos, óxidos ó silicatos; la cal como sulfato ó carbonato ó aún como hidrato; el zinc bajo forma metálica originada por el exceso de reactivos empleados en la precipitación, como también bajo forma de óxido ó combinado, aleado ó mezclado con el oro, plata, cobre, etc.; el magnesio probablemente como carbonato; la sílice como silicato; el cadmio formará aleaciones análogas á las del zinc. Se encuentran además materias orgánicas de composición compleja.

Las impurezas de que nos ocupamos provienen ya del mi-

neral, ya del zinc ó de la cal empleada para neutralizar la acidez total del mineral.

Sin embargo, los precipitados que se forman no han sido estudiados con el detenimiento requerido para poder asegurar que las combinaciones que se originan son las mencionadas.

Tratamiento de los precipitados.—Cualquiera que sea la forma de precipitación, la industria procede á la extracción del oro de esos precipitados.

Los precipitados obtenidos por el zinc se pueden tratar por varios métodos generales que pasaremos á describir someramente:

1). *Tratamiento por tostación.*—La tostación de los precipitados se hace en muflas de fundición calentadas con carbón ó madera; los precipitados son extendidos en capa delgada sobre el fondo y removidos constantemente. Se suele ayudar la oxidación empleando nitrato de potasio que se añade bajo forma de una solución concentrada con la que se les humedece y despues se les deseca.

Los productos tostados son mezclados luego con fundentes convenientes, de manera á escorificar la totalidad de los metales comunes que han sido oxidados durante la operación.

Las ventajas, simplicidad de las operaciones y supresión de todo reactivo químico que no sea fundente, no son lo suficientemente grandes como para hacer emplear á este método, puesto que son muchos los inconvenientes que su empleo acarrea: producción de lingotes de bajo título, pérdidas grandes de oro, dificultad de obtener una tostación completa y gasto rápido de los crisoles de plumbagina; inconvenientes que son tan molestos que tienden á hacerlo abandonar.

2). *Tratamiento por los ácidos.*— Se han ensayado casi todos los ácidos, pero el sulfúrico es universalmente empleado para el ataque de los precipitados. El ácido clorhídrico da excelentes resultados, pero es más caro que el primero y en ciertos casos puede desprender cloro que provocaría la disolución del oro; el ácido nítrico no ha dado buenos resultados.

La concentración del ácido es variable; los mejores resultados fueron obtenidos con ácidos mas bien diluidos que concentrados, por lo menos para el primer ataque. El inconveniente de los concentrados es la formación de subsales insolubles—sobre todo de zinc—que no se eliminan completamente por lavajes. Este tratamiento se ejecuta, generalmente, en cubas de madera forradas de hojas de plomo, activándose la disolución por el calor.

Para acelerar la filtración se hace uso de filtros-prensa, evitando así que partículas sumamente ténues, en suspensión en el líquido, sean arrastradas al exterior.

Después del lavaje del precipitado se seca en la mufla de fundición calentada solo en la parte superior para evitar las proyecciones. Se añaden luego los fundentes convenientes (borato de sodio, carbonato de sodio, espato fluor, arena, etc.), de manera de obtener una escoria flúida. Esta fusión se hace en crisoles de plombagina.

Por este procedimiento se obtiene un lingote de oro bastante puro, siendo las pérdidas del metal precioso mucho menores que si se empleara el método anterior, pero tiene el grave inconveniente de desprender gases nocivos á la salud—ácido cianhídrico, hidrógeno arseniado,— que se trata de fijar mediante el uso de mezclas de ácido nítrico y sulfúrico.

3). *Fusión con plomo.*—La *Balbach Smelting and Refining*

C. de Nueva Jersey emplea el procedimiento de fusión con plomo para extraer el oro y la plata de sus residuos y para ello procede así: Se pone el precipitado en bolsitas de papel de un contenido de 1 á 5 libras; se añaden de tiempo en tiempo sobre un baño fundido contenido en un horno de copelación. El oro y la plata son rápidamente absorbidos por el plomo, y cuando la masa está bien fundida se tiene cuidado de moderar el tiraje. Se saca la escoria y se procede luego á la copelación.

4). *Método Taverner*.—El Director de la Compañía *Bonanza Gold Mining, P. S. Taverner*, es el autor de un nuevo procedimiento de extracción del oro de los residuos zincíferos.

Los residuos que salen del filtro-prensa, se mezclan con litargirio y con fundentes (carbonato de sodio y bórax), se colocan en el piso de un pequeño horno del tipo empleado en el procedimiento *Siemens-Halske*, se calientan hasta fusión tranquila y se remueven continuamente, haciéndose pasar la escoria por una abertura practicada en el horno, procediéndose luego á la copelación.

Tiene sobre el *método al ácido* varias ventajas: es más rápido, más económico, hay menos pérdida por manipulaciones y el rendimiento en metal precioso aumenta.

5). *Destilación del zinc*.—Según lo indica la práctica, se consumen 18 kilos de zinc por kilogramo de oro; de esta cantidad se debe considerar que el 40 % se disuelve en la solución de cianuro; el 60 % restante se encontrará en las cajas mezclado con los metales preciosos. Por estas consideraciones se ha buscado un método que permitiera aprovechar una buena parte del metal. Pareció natural destilar el zinc y recogerlo por condensación bajo forma de polvo de zinc inmediatamente utilizable para una nueva operación.

Se emplean para ese fin retortas de grafito ó de plomba-

gina que comunican por una alargadera, también de grafito, con un condensador que tiene la forma de crisol; se suele añadir una cantidad de carbón de leña pulverizado que reduce al estado metálico el óxido de zinc que podría formarse. Este procedimiento tiene el inconveniente de la pérdida de metal precioso por arrastre.

Procedimientos electrolíticos.

Método Siemens-Halske.—La primera aplicación del depósito del oro por *electrolisis* hecho en grande escala, se debe al doctor *Siemens* de *Berlín*, quien lo aplicó en el *Africa del Sud*. Su procedimiento se basa en la electrolisis de una solución de cianuro doble de oro y potasio; el oro se dirige al polo negativo que está constituido por una lámina de plomo y el positivo por una de hierro.

Se ha observado que la agitación del electrolito es una condición indispensable si se quiere obtener un rendimiento aceptable. La ventaja principal del procedimiento electrolítico es poder tratar soluciones extremadamente pobres, en cuyo caso el método de precipitación por el zinc no da buenos resultados.

Método Pelatan-Clerici.—El método *Pelatan-Clerici*, ha sido ideado para evitar las dificultades y complicaciones de la lejivación y del empleo de soluciones impuras de cianuro. Lo original de este procedimiento consiste en la precipitación electrolítica del oro en el seno mismo del mineral sin previa separación de éste; es á la vez método de extracción y de precipitación.

La cuba en la cual se hace ese tratamiento es de madera y su fondo está cubierto por una placa de cobre amalgamado, teniendo, además, un agitador mecánico.

Cuando se quiere tratar minerales auríferos, se cargan en el aparato con una solución de cianuro de potasio, sal marina y—si es necesario—una materia oxidante en proporciones que varían para cada mineral. Esta mezcla se pone en movimiento por medio del agitador y se hace pasar una corriente eléctrica que se dirige del agitador (anodo) al fondo del aparato (catodo).

Gracias á la acción simultánea del disolvente y de la corriente eléctrica, el oro y la plata se disuelven rápidamente en el cianuro, luego son electrolizados en el fondo de la cuba en donde se depositan al estado de amalgama.

En las diversas usinas donde este procedimiento ha sido aplicado, se ha obtenido resultados que confirman su superioridad de una manera indiscutible.



ALGUNOS PROBLEMAS RELATIVOS A LA CIANURACION.

Consumo del zinc.

El oro disuelto en el cianuro de potasio es extraído, como se sabe, mediante la acción precipitante del zinc. Dos causas, una de orden químico y otra mecánico, hacen que sea mayor el consumo de ese metal. Es interesante estudiar no solo el gasto de zinc por tonelada de mineral tratado, sino también relacionarlo al volumen de solución aurífera precipitada por ese metal.

Las soluciones auríferas consumen, en general, una cantidad de zinc que está en relación de 16 á 1 con respecto al peso del oro precipitado; pero dicha relación disminuye de 1 para 3, hasta 1 para 1 en las soluciones argentíferas.

El residuo de las cajas de zinc se divide en dos porciones: una constituida por las partículas metálicas que pasan á través de un tamiz de 8 mesh, y la otra comprende todas las materias que pasan por este, pero que no lo hacen por el de 60 mesh.

Las pérdidas excesivas del zinc en la cianuración responden á varias causas: la agitación del zinc durante la precipitación, el olvido de sumergirlo en el agua enseguida que se le ha retirado de las cajas, la circulación desigual en la solución de cianuro, la mala fabricación de las torneaduras

de zinc y finalmente el pasaje de grandes volúmenes de solución muy poco cargadas en oro.

No solo influye en el excesivo gasto de zinc las causas mecánicas arriba mencionadas, sino que, como digimos, las hay también de orden químico que tienen quizá mayor importancia y entre las cuales debe mencionarse el exceso de alcalinidad de las soluciones, la precipitación de metales bajos y el contacto del zinc en las cajas con las partes de fierro no protegidas.

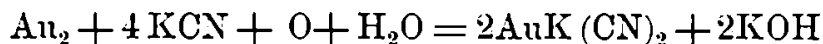
Se ha observado que el gasto de zinc es mayor con soluciones concentradas de cianuro de potasio que con las diluidas.

En los casos que se amalgama el mineral antes de cianurarlo, se ha podido apreciar la influencia nociva del mercurio en el gasto del zinc.

Disolución del oro en el cianuro de potasio.—Experiencias que demuestran la influencia del oxígeno en la cianuración.

Existen diversas hipótesis acerca de la necesidad del oxígeno para la disolución del oro en el cianuro de potasio.

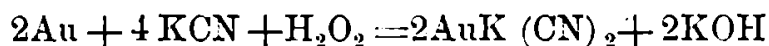
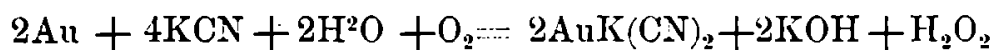
Ya en 1846 *Elsner* (1) afirmaba que para la disolución del oro en el cianuro de potasio era *necesaria la presencia del oxígeno*; según este concepto, la reacción del proceso sería la siguiente:



Bodlaender acepta la necesidad del oxígeno libre para la disolución del oro y explica este hecho admitiendo la reac-

(1) *Erden J. pr.*, t. XXXVII, pág. 441.

ción de *Elsner* como reacción final, pero agrega una secundaria para demostrar su manera de pensar. En un primer periodo se formaría agua oxigenada, la cual en presencia del oro y del cianuro de potasio, dará el cianuro doble de oro y potasio, según lo indican las ecuaciones siguientes:



J. S. Maclaurin (1) apoyándose en sus investigaciones científicas admite que el oxígeno es necesario para la disolución del oro y que en ausencia *de aquel, éste no se disuelve*. Según el mismo autor, la relación entre el oxígeno disuelto y el necesario para disolver al oro es de 196:8, como puede deducirse de la ecuación que antecede.

Las experiencias efectuadas por *S. B. Christy* (2) confirman las aseveraciones de *Elsner* y demuestran que el cianuro de potasio disuelto en agua exenta de oxígeno, no disuelve al oro. A las mismas conclusiones llegan las experiencias de *W. Bettel* (3) quien introducía hojas de oro en una solución de cianuro de potasio, eliminando el oxígeno por una corriente continua de hidrógeno.

En 1894 *A. Meurice* (4) hizo ensayos directos para demostrar que el oxígeno es un factor indispensable para disolver el oro en el cianuro; sea que provenga del aire, sea que esté dado por un compuesto capaz de ceder fácilmente su oxígeno. El oro fino en presencia del aire—según dicho autor—se disuelve en 21 minutos; en presencia del oxígeno en 18 mi-

(1) *J. Chem. Soc.*, t. LXVIII, pág. 199.

(2) *Trans. Am. Ins. Min. Eng.*, sept. 1896.

(3) *South African Min. Jour.*, 1897, 8 mayo.

(4) *A. Meurice. «Cours de Chimie Quantitative»*, pág. 664.

nutos; *no se disuelve aún después de 24 horas en una atmósfera de anhídrido carbónico*, ni á las 40 horas en presencia de nitrógeno.

Oponiéndose á la ecuación de *Elsner*, otros autores consideran innecesaria la presencia del oxígeno y admiten como ecuación de disolución (1) la siguiente:



Aun cuando *J. S. Mac-Arthur* (2) no tenga ninguna prueba de la producción del hidrógeno que se desprende según la ecuación anterior, la considera más probable que la absorción del oxígeno en el momento de la disolución y llega á admitir que la presencia de aquel no es necesaria para disolver el oro.

De las experiencias efectuadas por *Forbes Julian y Edgard Smart* (3) se deduce, que *el oro puede disolverse á la presión y temperatura ordinarias sin necesidad del oxígeno ni de agentes oxidantes*; que aquella tiene influencia directa en la disolución del oro y á temperatura ordinaria, influye también en la constancia de la acción disolvente.

Como se ve, hay dos opiniones completamente contrarias sobre este asunto; una que admite como indispensable el oxígeno como elemento que provoca la disolución del oro en el cianuro de potasio, y la otra que lo considera innecesario.

Ha sido con el fin de estudiar esta acción que he hecho *experiencias que demuestran que el oxígeno actúa como acelerador en la disolución del oro por el cianuro de potasio*.

(1) L. Janin. The Cyanide Process (The Mineral Ind). t. I, 239-270.

(2) J. Soc. Chem., t. IX, pág. 267-270.

(3) Cyan. Gold and Silver-ores. A practical treatise on The cyanide process. London 1904.

Los primeros ensayos fueron efectuados en atmósfera inerte, empleando el anhídrido carbónico, obtenido por la acción del ácido sulfúrico sobre el carbonato de calcio y purificado merced al pasaje por varios aparatos lavadores. El anhídrido carbónico desalojaba el aire contenido en una probeta que contenía una solución de cianuro de potasio al 5 % y una lámina de oro puro, sostenida por una varilla de vidrio que podía subir ó bajar á frotamiento.

Haciendo pasar el gas carbónico durante 15 minutos, expulsaba todo el aire contenido en la atmósfera del frasco mientras que el disuelto en la solución lo desalojaba por prévia ebullición, teniendo el cuidado de dejarla enfriar en un frasco cerrado. En estas condiciones *todo el aire era completamente expulsado.*

Las experiencias fueron efectuadas cada hora, tomando horas seguidas, á fin de ver la *influencia* de posibles depósitos de *sustancias que podían influir en la marcha de la disolución.*

Al final de cada operación extraía la lámina de oro que lavaba con agua destilada para desalojar todas las sales solubles adheridas á ella y luego secaba á mechero. Pesándola obtenía, por diferencia con el peso inicial, la cantidad de oro disuelto.

Empleando una lámina de oro puro, obtenido por precipitación, primero con sulfato ferroso y luego con ácido oxálico, obtuve los siguientes datos:

ATMÓSFERA DE CO₂

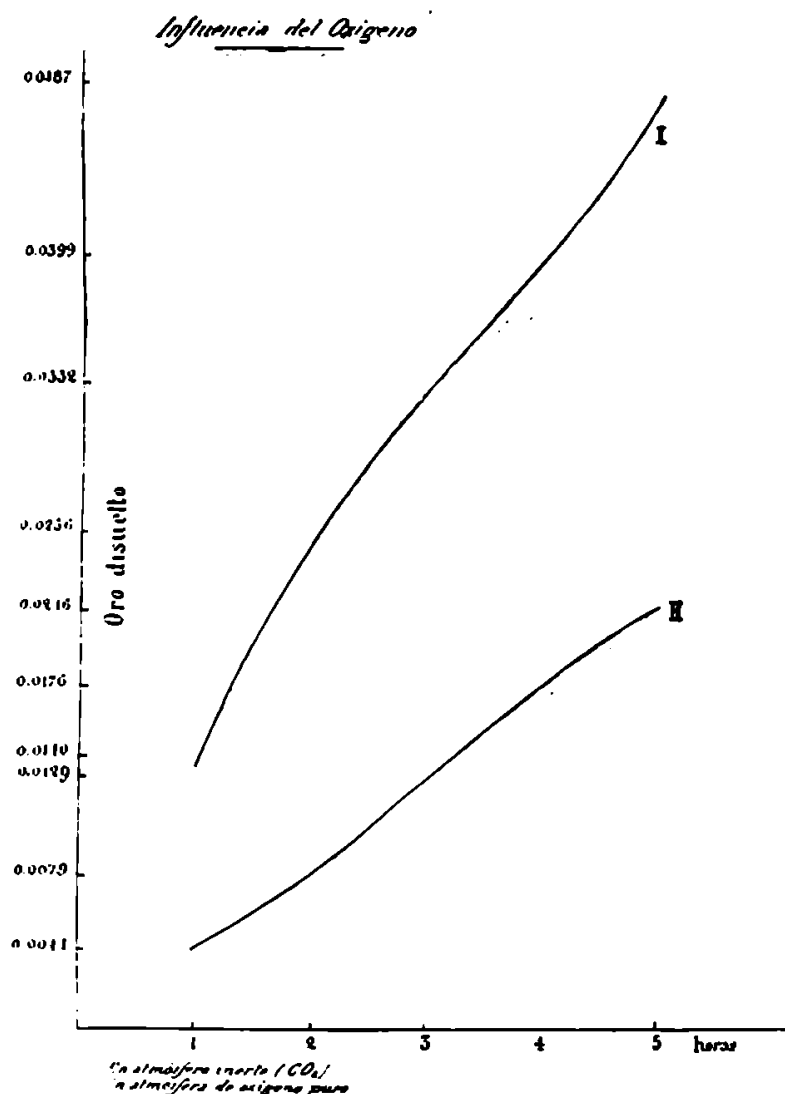
Tiempo	Oro disuelto	Oro disuelto por c m.:
1 hora	0.0041	0.0003416
2 horas	0.0079	0.0006588
3 .	0.0129	0.0010750
4 .	0.0190	0.0015833
5 .	0.0216	0.0018000

En las mismas condiciones efectué las experiencias en atmósfera de oxígeno, haciendo pasar durante 15 minutos, de manera que obtenía una atmósfera de oxígeno puro bajo la presión ordinaria y á la temperatura de 20° C.

Los resultados obtenidos se expresan en el cuadro siguiente:

ATMÓSFERA DE OXIGENO.

Tiempo	Oro disuelto	Oro disuelto por cm.²
1 hora	0.0140	0.001166
2 horas	0.0256	0.002133
3 .	0.0332	0.002766
4 .	0.0399	0.003325
5 .	0.0487	0.004058



Un alambre de oro puro dejado en contacto durante 24 horas en atmósfera inerte, con una solución de CNK al 5 % privada de aire disuelto cedió 0.0146 gr.: *su superficie al terminar la operación, permaneció brillante y amarilla*; en cambio el mismo alambre en atmósfera de oxígeno puro durante el mismo tiempo de contacto dió 0.0507 gr. de oro disuelto: *la superficie de este se hallaba recubierta con una sustancia de color negro que calentada á pico se reducía desapareciendo y quedando su superficie brillante y de color amarillo.*

Un estudio hecho por *J. Andr eef* (1) corrobora estas observaciones; efectivamente, dicho autor admite que *la marcha de disoluci3n del oro depende de la velocidad de difusi3n de las sustancias que reaccionan en la superficie del metal: que la adici3n de una materia oxidante de peso molecular d bil para que su difusi3n sea r pida, debe acelerar la disoluci3n del oro. Una gota de agua oxigenada en 2 litros de una soluci3n de cianuro de potasio acelera la velocidad de disoluci3n del oro; pero una mayor cantidad disminuye dicha velocidad y se forma—agrega el autor—en la superficie del metal una capa de 3xido lentamente soluble.*

El oxigeno desprendido por acci3n catal tica del oro, mediante dos oxidantes (ozono y bi3xido de plomo   ozono y agua oxigenada) hace la velocidad de disoluci3n dos 3 varias veces mayor.

De todo lo expuesto puede deducirse que si bien *el ox geno no es un elemento indispensable en la disoluci3n del oro en el cianuro de potasio, acelera la velocidad de disoluci3n. En atm3sfera oxigenada una l mina de oro se recubre de una capa de una sustancia de color negro, reductible al estado met lico por el calor. Ese dep3sito hace que la disoluci3n del oro en el cianuro de potasio no sea proporcional al tiempo.*

Influencia de la concentraci3n de las soluciones de cianuro.

En general existe una relaci3n entre la cantidad de oro disuelto y la pureza de la soluci3n de cianuro, raz3n por la cual debe us rsele lo m s puro posible, evitando as  inconvenientes que son, muchas veces, la causa de los resultados mediores obtenidos en la explotaci3n de los minerales aur feros.

(1) Journ. Soc. Phys. Chim. R., t. XXXIX, p g. 1637, 1638; 1907.

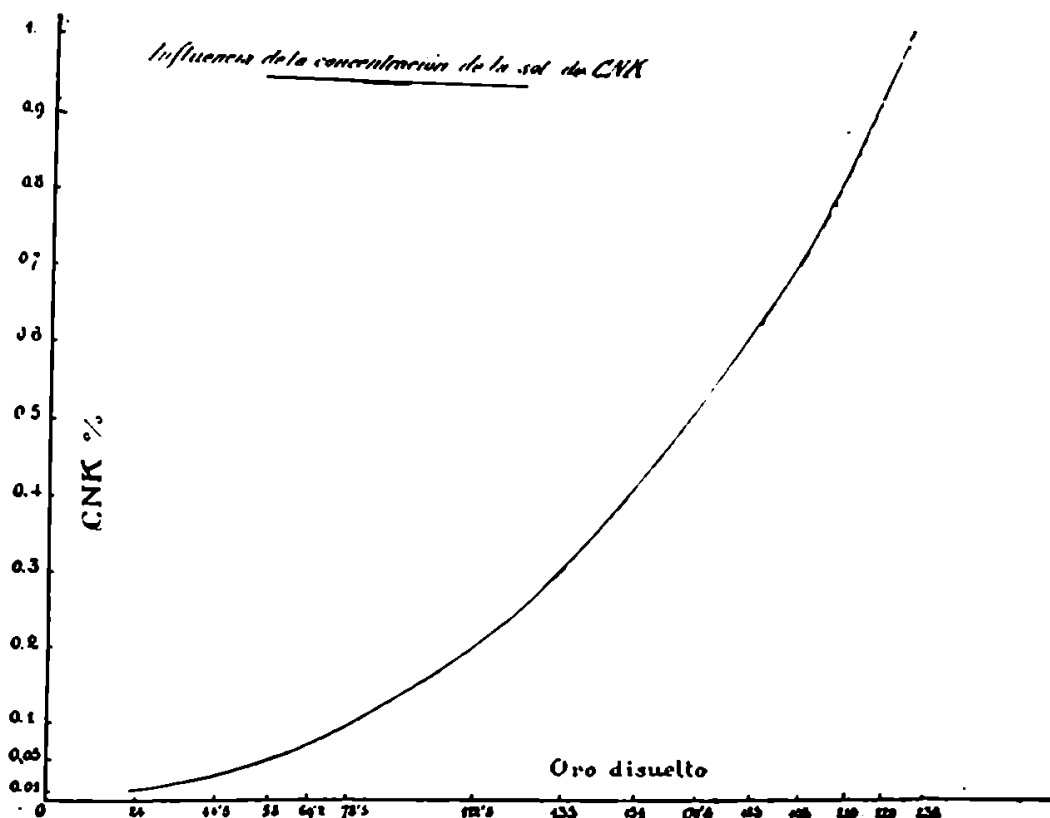
No solo de la pureza del cianuro depende el buen éxito en la explotación, sino también de la concentración, puesto que cada mineral necesita antes de tratarse ser sometido á un estudio que determine el porcentaje de cianuro más conveniente para su tratamiento. Minerales de composición química distinta necesitan diversa concentración de la solución de cianuro, puesto que la presencia de ciertos elementos influye en la mayor ó menor variación en el porcentaje del mismo. Pero la disolución del oro en el cianuro no es proporcional á la concentración, á tal punto, que *Mac-Arthur* y *Forrest* aconsejaban soluciones de cianuro que contenían de 2 á 8 gramos de cianógeno por litro de agua. La práctica demostró perfectamente que los mejores resultados se obtienen, en general, empleando soluciones de 0.25 % de cianuro de potasio y al empleo de estas soluciones diluídas se debe en gran parte la universalidad del método por cianuración.

Los datos obtenidos de las experiencias hechas por *Julian y Smart* (1), en lo que se refiere á la disolución del oro en diferentes soluciones de cianuro de potasio, comprendidas entre 1 % y 0.01 %, son los siguientes:

CNK %	Oro dis.	CNK %	Oro dis.
0.1	290	0.09	78.5
0.9	220	0.08	74.0
0.8	210	0.07	69.2
0.7	198	0.06	64.0
0.6	185	0.05	58.0
0.5	170.5	0.04	51.5
0.4	154	0.03	44.5
0.3	135	0.02	35.5
0.2	112.5	0.01	24
0.1	82.5	—	—

(1) Loc. cit., pág. 79.

Si representamos gráficamente los resultados de la experiencia indicados en el cuadro anterior, obtendremos la curva siguiente:



Como se ve, no existe proporcionalidad entre la concentración de cianuro de potasio y el peso del metal disuelto; la cantidad de oro disuelta por unidad de reactivo aumenta con la disminución de la concentración. Así, mientras la solución de 0.01 % de cianuro disuelve 24 de oro, la de 0.1 % disuelve solamente 82.5 y la de 1 % solo 230 en lugar de 2.400.

También *Maclaurin* (1) de sus experiencias efectuadas con láminas de oro de una determinada superficie é introduciéndolas en soluciones de diferente concentración, está de

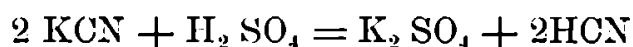
(1) J. Chem. Soc. t. 67, p. 199-212.

acuerdo con *Julian Smart*; encontró que la cantidad de metal disuelta en un cierto tiempo aumenta con la disminución de la concentración de la solución de cianuro de potasio hasta que ésta llega á 0.25 ‰ que corresponde al máximun de solubilidad; pasando este límite la solubilidad disminuye con la disminución de la concentración.

Según la teoría, para 130.04 en peso de cianuro se necesitan 196.8 de oro, pero en la práctica el gasto de cianuro es mucho mayor y depende de la calidad del mineral á tratar.

Influencia de algunos minerales en la cianuración.— Es conocido que ciertos minerales descomponen las soluciones de cianuro con suma rapidez, particularmente el carbonato de cobre, los sulfatos y los sulfuros. La causa verdadera del efecto del cianuro sobre determinados minerales asociados generalmente con el oro y la plata es poco conocida; solo nos ocuparemos del efecto de varios entre los más comunes (1).

Ante todo el cianuro de potasio es descompuesto por la acción del oxígeno del aire, por el agua y el anhídrido carbónico. La acción de los dos primeros elementos es despreciable en relación á la de los ácidos, aún de los extremadamente débiles, como el anhídrido carbónico. Los ácidos fuertes, como ácido clorhídrico, el ácido nítrico y el ácido sulfúrico tienen una acción enérgica:



Los minerales piritosos, que quedan por un tiempo relativamente grandes en presencia del aire, se oxidan dando

(1) A. James Cyanide. Practice, pág. 149.

lugar á la formación de sales solubles que gastan mucho cianuro. De ahí entonces, que antes de someter á la cianuración minerales piritosos sea necesario, como he dicho, ó bien tratarlos con agua para eliminar la casi totalidad de aquellos ó neutralizarlos con soda.

Puede admitirse que *las sales solubles—ácidas ó no—que se forman después de la tostación ó las que existen en el mineral, actúen sobre el KCN para dar lugar á la formación de sales neutras y de ácido cianhídrico*; éste último en presencia de sales ferrosas y férricas que existen en los minerales, originan cianuros ferrosos y férricos, explicándose así el consumo de cianuro de potasio.

Con el propósito de probar que las sales ácidas solubles contenidas en estos minerales originan sales neutras, mi estimado compañero de tareas señor *A. Sordelli*, practicó la siguiente experiencia: Tomóse el mineral, se extrajo por agua y en frío las sales ácidas y en general solubles y se sometieron á una destilación en presencia de KCN en un balón de vidrio; recogióse los productos destilados en una solución de NaOH que siguiendo la marcha de investigación dió lugar á la formación de azul de Prusia.

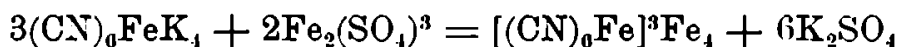
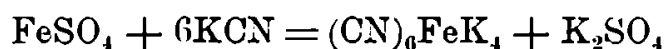
Efectuando la experiencia en blanco, de control, dió resultado negativo.

Puede deducirse sin dificultad que los productos solubles, ácidos ó no, contenidos en el mineral que estudio (Nº. 2) dan con el KCN, HCN libre, cuya formación es la *causa del mayor consumo de KCN por aquellos minerales si no se les somete previamente á una perfecta neutralización*.

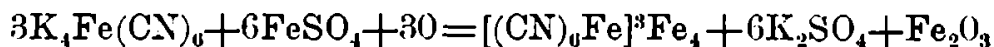
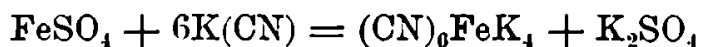
La mayoría de los elementos ó cuerpos extraños que acompañan al oro en sus minerales consumen diversas cantidades de cianuro, lo que depende de la naturaleza química y física del mineral: el que lo hace con mayor in-

tensidad es la *pirita*, que en presencia del oxígeno del aire se hace sensiblemente soluble formándose ferrocianuro, sulfocianuro, sulfuro, hiposulfito, etc.

En estos mismos minerales piritosos, la oxidación da lugar á la formación de ácido sulfúrico que, uniéndose con el fierro, dará lugar á la formación de sulfato ferroso que será la causa de un notable consumo de cianuro de potasio. Por varios ensayos hechos en los minerales del *Intiguasi*, he podido constatar en uno de ellos, la formación de ferrocianuro férrico. Efectivamente, después de una calcinación moderada sometí el *mineral N° 2*, á la acción de una solución de cianuro de potasio al 0.5 % sin previa neutralización, y pude observar al cabo de unos pocos minutos la formación de un compuesto de color azulado, que por agitación y al contacto del aire tomaba un tinte más intenso, hasta dar el color característico del azul de Prusia. Para dar una explicación satisfactoria de la formación de ese compuesto *debemos admitir en el mineral una mezcla de sal ferrosa y férrica:*

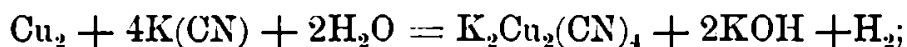


Algunos autores explican la formación del azul de Prusia, *admitiendo solo la existencia de la sal ferrosa* y haciendo intervenir el oxígeno del aire:



La pirita cuprífera se disuelve en el cianuro de potasio pero muy lentamente; en presencia de sulfato férrico aquella

puede transformarse en sulfato, que es soluble y que bajo la acción del fierro metálico (proveniente de los aparatos de trituración, etc.), precipita el cobre, el cual consume una cantidad bastante apreciable de cianuro; su reacción final se interpreta por medio de la siguiente ecuación:



de tal manera, que una parte del cobre consume dos de cianuro.

Cuando el cobre se encuentra al estado de *malaquita* ó de *azurita*, da lugar á un consumo tal de CNK que hace el método de cianuración económicamente impracticable.

El *mispikel* no consume tanto cianuro como para hacer abandonar el método de cianuración; la *galena* como la *blenda* es atacada apenas por el cianuro, en cambio la *espartalita* y la *calaverita* reaccionan fuertemente.

La *estibina* consume pequeñas cantidades de cianuro. El *cinabrio*, los *sulfuros* y *sulfoantimoniuros de plata* son atacados con dificultad y no originan un gran consumo de cianuro.

Contrariamente á lo que se admite, las experiencias que he hecho permiten afirmar que *el bióxido de manganeso origina serias pérdidas de CNK*.

En vasos de precipitación he colocado cantidades crecientes de bióxido de manganeso puro, que dejaba en contacto durante 3 horas con 50 cm³ de una solución de cianuro de potasio al 0.962 %. Al cabo de este tiempo filtraba la solución y lavaba perfectamente la sustancia que quedaba en el vaso con agua destilada. Luego, mediante una solución N/10 de nitrato de plata, dosaba la cantidad de CKN

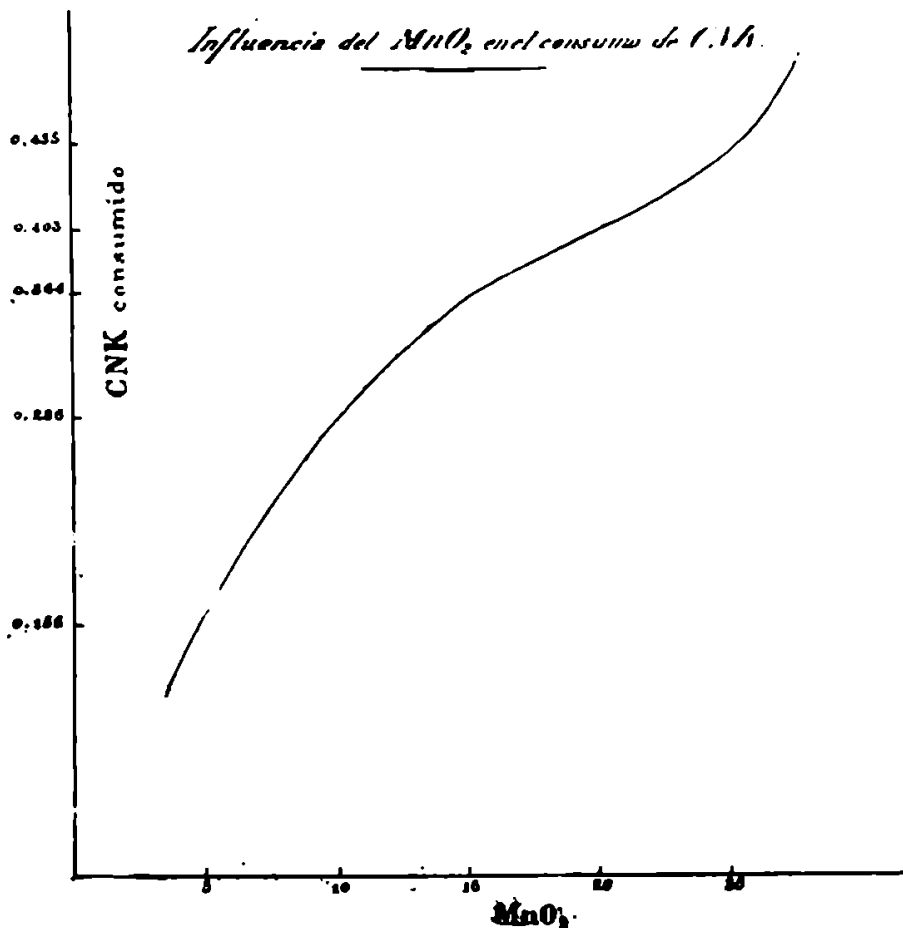
libre y por diferencia obtenía el gasto por absorción, combinación, etc.

Obtuve, operando en esta forma, los datos siguientes:

INFLUENCIA DEL MnO_2 EN EL CONSUMO DE CNK.

MnO_2	Vol. de la sol.	Tiempo.	CNK total	CNK libre	CNK gastado
5	50 cc.	3 horas	0.481	0.325	0.156
10	"	"	"	0.195	0.286
15	"	"	"	0.117	0.364
20	"	"	"	0.078	0.403
25	"	"	"	0.026	0.455

Construyendo la gráfica, tomando como abscisas las cantidades de bióxido de manganeso y como ordenadas las cantidades correspondientes de CNK consumido, obtendremos la curva siguiente, en la que se puede observar *el aumento del consumo de CNK a medida que va haciéndose mayor la cantidad de MnN_2 , en consecuencia, el consumo de cianuro de potasio es función de la cantidad de bióxido de manganeso.*



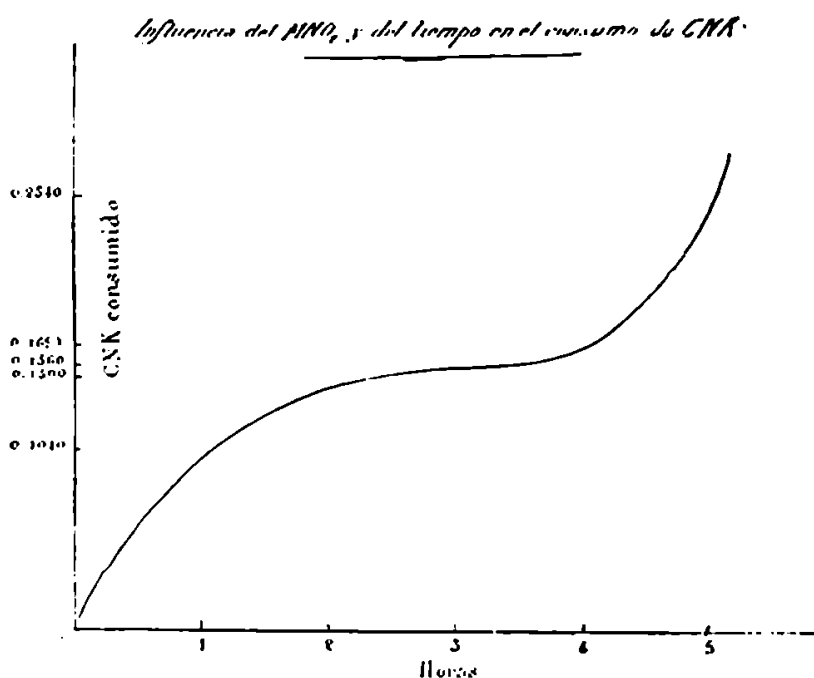
La duración del contacto es un factor importantísimo en la influencia sobre el consumo de cianuro. Colocando una cantidad constante de bióxido de magnesio en vasos de precipitación con un volúmen idéntico de solución de CNK titulada, mantenida en digestión durante tiempos progresivamente crecientes, se observa que *la cantidad de cianuro libre disminuye cuando aumenta el tiempo de contacto*. Construyendo una curva en la misma forma que la anterior, se verá que la cantidad de cianuro consumido aumenta desde la primera á la segunda hora, que entre la segunda y la cuarta permanece casi constante y que entre la cuarta y la quinta aumenta de tal manera que lleva una dirección próximamen-

te paralela á la dirección determinada por el consumo en las primeras horas.

A continuación transcribo el cuadro en el cual expreso los datos obtenidos:

INFLUENCIA DEL TIEMPO.

Tiempo	Vol. de la sol.	CNK total	CNK libre	CNK consumid ^o
1 hora	50 cc.	0.481	0.877	0.104
2 horas	"	"	0.881	0.150
3 "	"	"	0.825	0.156
4 "	"	"	0.812	0.169
5 "	"	"	0.227	0.254

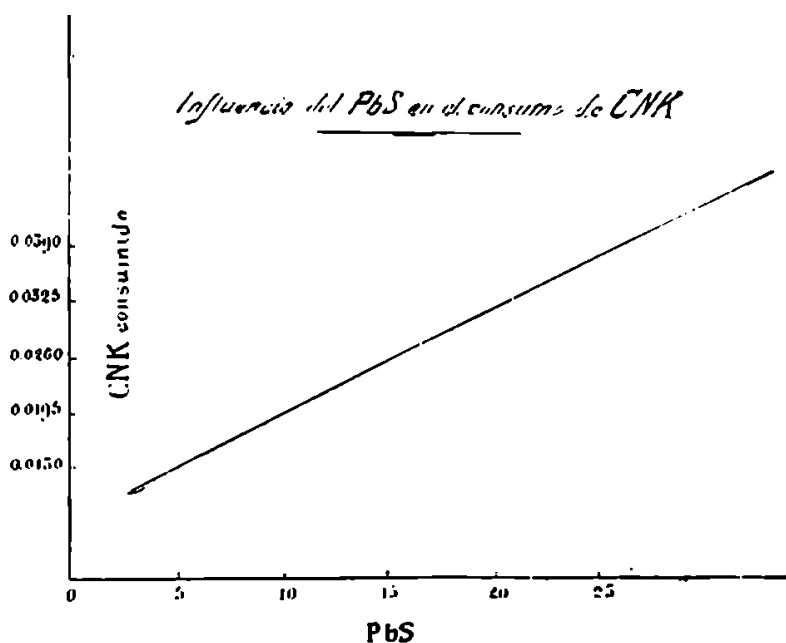


Para poder determinar la *influencia de la galena en el consumo de cianuro de potasio*, he hecho experiencias siguiendo un manual operatorio idéntico al descrito anteriormente.

Puede, pues, admitirse que la *galena influye muy poco en el consumo de cianuro de potasio y que éste es proporcional á la cantidad de aquella*. En lo que sigue indico los datos obtenidos en la práctica y la gráfica que expresa de una manera evidente la proporcionalidad existente:

INFLUENCIA DE LA GALENA.

PbS	Vol. de la sol.	CNK total	CNK libre	CNK consumido
5 gr.	50 cc.	0.481	0.4680	0.0130
10 "	"	"	0.4615	0.0195
15 "	"	"	0.4550	0.0260
20 "	"	"	0.4485	0.0325
25 "	"	"	0.4420	0.0390



Influencia del cianuro doble de zinc y de potasio.

W. Wirgoe hizo un estudio completo y detenido sobre la acción que tiene, en las soluciones que salen de las cajas de zinc, el cianuro doble de zinc y de potasio y llegó á la conclusión de que éste no aminora en nada el valor de esas soluciones bajo el punto de vista de su poder disolvente sobre el oro y la plata en las operaciones ulteriores en las que se hace uso de esos líquidos. Reconoció que esas soluciones solo son activas en el caso de ser alcalinas; una solución activa debe siempre contener dos partes de cal libre para una de zinc.

La adición de una cierta cantidad de álcali, disminuye en general el coeficiente de extracción de la plata y también reduce el consumo de cianuro. Eso se explica por el hecho de que la solución, siendo poco alcalina, su título en cianuro da solo el cianuro libre y una pequeñísima porción del combinado con el zinc al estado de cianuro doble; mientras que en una solución francamente alcalina la titulación da una mayor cantidad de cianuro, puesto que el cianuro doble se transforma en libre por la acción misma del álcali; pero como el cianuro doble es un mediocre disolvente de la plata, de ahí que el coeficiente de extracción de ese metal disminuye, al mismo tiempo que se produce una disminución aparente en el consumo de cianuro.

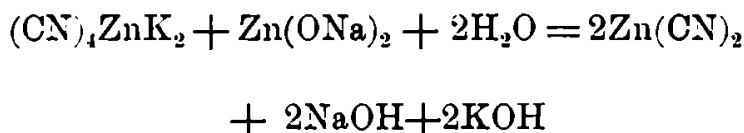
Se han hecho ensayos comparativos sobre el poder disolvente del cianuro de potasio y el cianuro doble de zinc y de potasio y se ha constatado que este último solo es un mediocre disolvente del oro, pero que adicionado de cal es tan acti-

vo como el cianuro de potasio y ligeramente inferior para la plata. Al mismo tiempo estos ensayos demuestran de una manera palpable que la presencia del cianuro doble de zinc y de potasio disminuye considerablemente el consumo de cianuro.

A medida que la solución se carga de zinc, el consumo de cianuro disminuye hasta que llega á su máximum. De aquí se deduce que se podría añadir con ventajas cianuro doble á las soluciones nuevas, siempre que se adicionen de la cantidad necesaria de cal para mantener el medio alcalino.

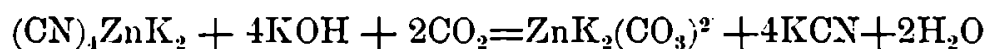
¿Bajo qué forma pues, se elimina el zinc de las soluciones que circulan por las cajas de precipitación?

Existen al respecto diversas hipótesis y teorías más ó menos bien fundadas; se admite que el zinc forma con el cianuro un precipitado de cianuro de zinc según lo indica la ecuación siguiente:

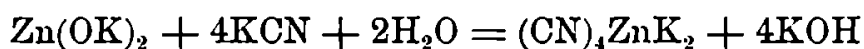


Pero prácticamente hay una cantidad mayor de zinc en las soluciones más concentradas que en las débiles, lo que indica que aquel *no se precipita al estado de cianuro de zinc*; además, es ilógico que en las *soluciones alcalinas pueda precipitarse dicho cuerpo*.

Algunos autores admiten que se forma carbonato doble de zinc y de potasio y cianuro de potasio, según lo pone de manifiesto la ecuación siguiente, en la que el anhídrido carbónico que actúa es el de la atmósfera:



Es poco probable que puedan existir *zincatos alcalinos en presencia de cianuro en exceso*, puesto que habría inmediatamente formación de cianuro doble:



En consecuencia, se debe admitir que todo el zinc está al estado de sal doble; si de la cantidad total de cianuro titulada con un exceso de soda, se deduce la cantidad necesaria para saturar el zinc bajo forma de cianuro doble de zinc y de potasio, la diferencia constituirá la cantidad de cianuro libre de la solución.

Consideraciones acerca de la precipitación del oro de las soluciones de cianuro de potasio.

Al empezar la precipitación del oro por medio del zinc, éste no parece actuar tan enérgicamente como al cabo de un cierto tiempo y se forma un precipitado blanco de hidrato de cianuro de zinc cuando las soluciones de cianuro de potasio son muy diluídas. Este precipitado desaparece generalmente después de uno ó dos días, pudiendo evitarse su formación usando soluciones fuertes al comenzar la precipitación.

El zinc en exceso, al empezar la operación reacciona sobre el oro formando un polvo fino de color negro, constituyendo así un par voltaico tan enérgico que es capaz de descomponer al agua.

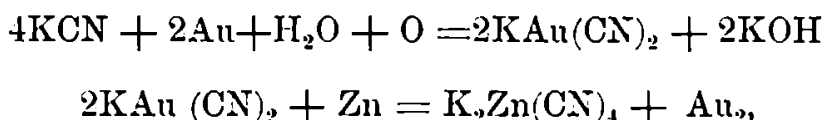
El siguiente cuadro,—debido á *Skey*—indica el *orden electro-motor* de los diversos metales disueltos en cianuro de po-

tasio (*fuerza no específica*), de tal manera, que el anterior es negativo con respecto al siguiente:

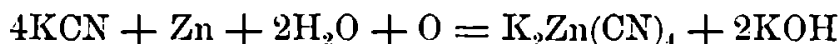
Carbono	Antimonio	Plata
Platino	Mercurio	Estaño
Hierro	Plomo	Cobre
Arsénico	Oro	Zinc

Esto demuestra la comodidad del uso de extractores de hierro, puesto que con el par zinc-hierro se produce una gran descomposición del zinc y por consiguiente la precipitación del oro se hace bien.

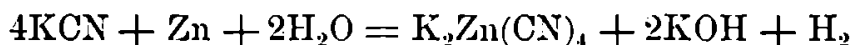
La ecuación de *Elsner* demuestra que:



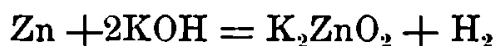
y está fundada en la práctica, puesto que por cada 28 gramos más ó menos de oro, entran cerca de 226 gr. de zinc; se acepta que esto es debido á la acción del CNK sobre el Zn:



ó en soluciones concentradas, probablemente:



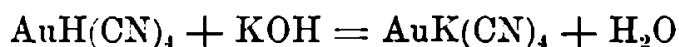
La siguiente teoría explica las reacciones que se verifican entre el cianuro de oro y el zinc que se emplea para la precipitación del metal precioso:



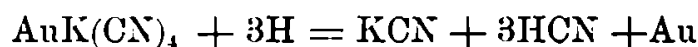
y entonces *Feldtmann* admite:



el hidrógeno nascente actúa sobre el cianuro de oro para regenerar el cianuro y precipitar al oro. Aún más; si no hay oro al estado de cianuro doble, sino al de ácido aurociánico, es precipitado de la misma manera:

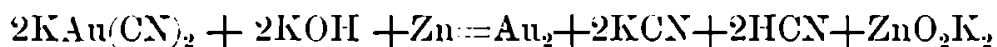
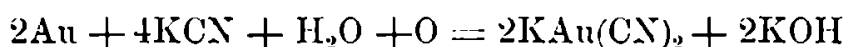


y



así que la precipitación es más perfecta que la dada por el zinc solo, el cual no precipita al oro de una solución de cianuro doble de oro y potasio.

La reacción que explica todo el proceso puede expresarse así:



No se desprende, sin embargo, de esta ecuación, que 390 gr. de oro deban ser extraídos por 65 gr. de zinc, pues este se combina en una cierta proporción con el HCN para formar cianuro doble de zinc y de potasio.



así el último producto de la reacción es cianuro doble de zinc y de potasio y potasa cáustica.

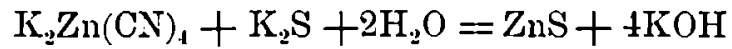
El cianuro doble de zinc y de potasio tiene por si mismo una acción disolvente sobre el oro y se han hecho algunas extracciones para minerales de oro, empleándolo como agente disolvente; *Feldtmann* indicó que éste puede convertirse en cianuro de potasio y sulfuro de zinc por las reacciones con bisulfuro de potasio:



Sobre el sulfuro de hierro la reacción probable es:



algo de zincato de potasio puede convertirse en sulfuro de zinc é hidrato de potasio



Se evita así que el zinc se acumule en las soluciones.

BROMOCIANURACIÓN.

El bromuro de cianógeno es empleado con mucho éxito en la industria del oro; fué en 1894 que *H. Livingstone Sultman y Frank L. Teed* emplearon ese compuesto y observaron que tenía una acción más enérgica que la del cianuro de potasio solo.

Siguiendo el plan trazado, solamente me ocuparé de este procedimiento bajo el punto de vista químico, haciendo abstracción de la parte mecánica.

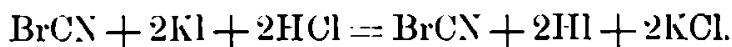
Expondré en términos generales en qué consiste:

1) La adición de bromuro de cianógeno á una solución de cianuro de potasio en proporciones convenientes, acelera la disolución del oro.

2) La adición de bromuro de cianógeno origina mayor pérdida de cianógeno que en el simple proceso de cianuración, excepto en aquellos casos en los cuales el tratamiento por éste es ineficaz, y porque requiere mucho tiempo, ya por la presencia de ciertos minerales que consumen mucho cianuro.

El bromuro de cianógeno puede agregarse en cristales; pero esta manera de operar es cara y poco conveniente para su transporte y por su facilidad de descomposición; puede también usarse en soluciones, que se añaden á las de cianuro de potasio en exceso.

Para la buena marcha de la operación es conveniente agregar el bromuro de cianógeno en porciones y cada dos horas; se cree que los cristales dan menor consumo de cianógeno que soluciones hechas en el momento, pero esta creencia no ha sido comprobada. *James* (1) ha hecho una serie de experiencias á ese respecto; usando primero soluciones diluidas de bromuro de cianógeno que contenían menos de 1 % de esa sal, hechas con cristales de esa sustancia, obtenidos por destilación, y luego empleando soluciones obtenidas por adición de agua de bromo á soluciones de cianuro de potasio. Para titular el bromuro de cianógeno, el autor agregaba yoduro de potasio y ácido clorhídrico en exceso; el yodo puesto en libertad era titulado con una solución N 10 de hiposulfito de sodio.

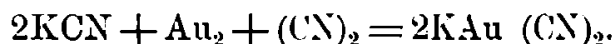


Es menester hacer notar que la formación de bromuro de cianógeno, obtenido por adición de agua de bromo á soluciones de cianuro de potasio, se hace lentamente si se emplean soluciones diluidas (menos de 1 %); pero la reacción es inmediata y aún violenta, si se hace uso de soluciones concentradas, las cuales producen calor y dan lugar á la formación de productos de descomposición.

Acción del bromuro de cianógeno sobre el oro.—El bromuro de cianógeno solo, no puede usarse para la extracción del oro de sus minerales; necesita de la adición de cianuro de potasio para dar lugar á la formación de cianógeno que es el en-

(1) *James*. «Cyanide Practice», pág. 136.

cargado de disolver al oro, dando primero cianuro de oro, que con el exceso de cianuro de oro originará cianuro doble de oro y potasio. Las ecuaciones siguientes explican el modo de actuar de los reactivos puestos en contacto.



Es debido á esta reacción la fama del método de bromocianuración. Es indudable que el cianógeno puesto en libertad es el que actúa sobre el oro, acelerando su disolución, aunque puede suceder que se malgaste una gran cantidad de bromuro de cianógeno bajo la forma de bromuro de potasio.

Se ha demostrado de una manera evidente que el bromuro de cianógeno, á pesar de su estabilidad, se descompone cuando es introducido en una solución de cianuro de potasio; descomposición que da lugar á la disolución del oro, formando cianuro doble de oro y de potasio.

Bettel y otros autores, admiten que el oxígeno del aire es necesario para esta reacción, lo mismo, según algunos, que en el simple proceso de cianuración. Varias experiencias hechas por *James* (1) demuestran que el aire es innecesario para la disolución del oro en presencia de bromuro de cianógeno; la adición del aire disminuye el coeficiente de extracción; sin embargo, ensayos efectuados con ferrocianuro de potasio é hidrato de potasio demuestran que la disolución del oro aumenta. Se comprobó que la destrucción de bromuro de cianógeno se hacía menos rápidamente en ausencia de aire; las soluciones débiles de bromuro de cianógeno dan origen á

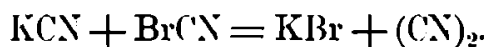
(1) *James*. «Cyanide Practice», pág. 143.

la formación de productos de descomposición, entre ellos, paracianógeno.

Descomposición de bromuro de cianógeno.—*Alfred James* ha estudiado de una manera muy completa las descomposiciones que experimenta el bromuro de cianógeno en presencia de cianuro de potasio ó de sodio, de los álcalis, con los metales, con los minerales y, finalmente, con sulfuros alcalinos.

Me ocuparé solamente de dar en términos generales los resultados de las observaciones efectuadas por dicho autor.

a) *Con cianuro de potasio.*—Como se dijo, el bromuro de cianógeno en solución es estable, no se descompone por el reposo, ni es disociado por diálisis; pero después de la adición á una solución de cianuro de potasio, la descomposición se efectúa con formación de cianógeno:

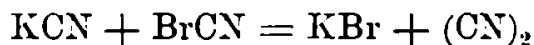


Las experiencias efectuadas por *James* empleando cantidades variables de CNK y BrCN disueltos en agua, demuestran que una proporción mayor de cianuro de potasio hace más rápida la destrucción del BrCN. Con soluciones de 0.2 % de CNK y 0.1 % de BrCN y 0.4 % de CNK y 0.2 % de BrCN, la mitad del BrCN se ha destruido en 1 hora, mientras que en el caso de una solución que contiene 2 veces más CNK y la misma cantidad de BrCN que la segunda, la destrucción era 50 % más rápida. Ensayos efectuados en presencia de álcalis hidratados comprueban que el BrCN es descompuesto con más rapidez, mientras que los carbonatos no actúan con tanta energía.

Mezcladas dos soluciones de KCN y BrCN en proporciones equimoleculares, resulta que al cabo de 12 horas se pue-



de demostrar que ya no existe en la solución BrCN ni KCN y que la formación de cianógeno es evidente:



De lo que antecede se deduce que la acción del BrCN sobre el CNK da lugar á la formación de cianógeno libre, que es el que influye notablemente en la disolución del oro.

b) *Con álcalis.*—La adición de hidratos ó carbonatos alcalinos á soluciones diluidas de BrCN no parece influya en el resultado de la formación de cianuro, aun cuando algunos admiten la formación de bromato y cianato de potasio y agua ó anhídrido carbónico.

c) *Con metales.*—La influencia de los metales sobre el bromuro de cianógeno se ha estudiado haciendo uso de láminas metálicas puras cortadas en cuadrados. Los metales usados han sido: oro, plata, hierro, plomo, cobre, zinc y aluminio.

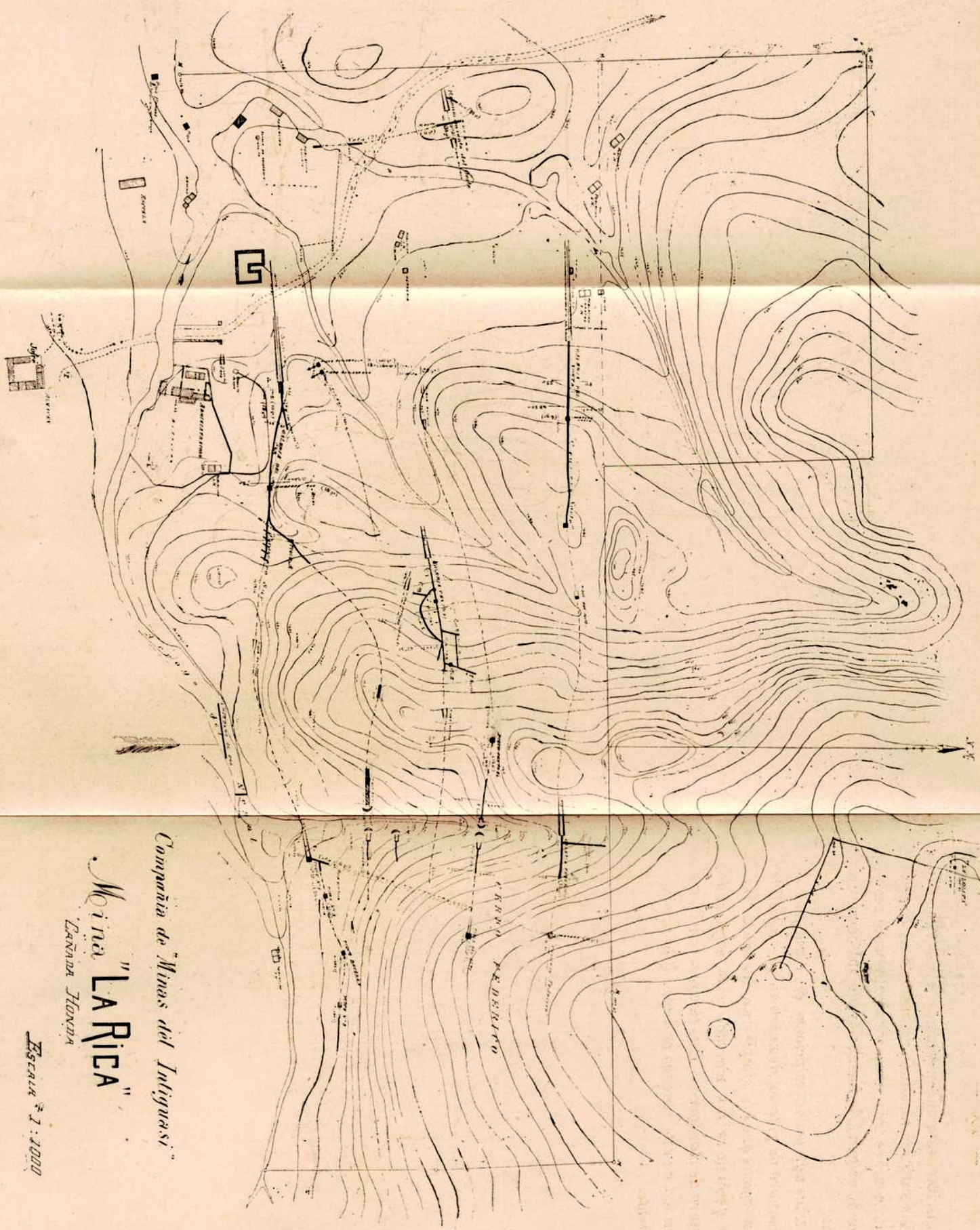
Si consideramos el peso, resulta que el aluminio es el más enérgico y la plata y el oro actúan más que el zinc. Láminas de oro, plata, aluminio y zinc, introducidas en soluciones de BrCN, presentaban una superficie brillante; en cambio las de plomo, cobre y fierro se cubren de una capa opaca.

d) *Con minerales.*—La hematita y la marcasita en polvo, no tienen efecto sobre el BrCN. La blenda y la calamina tienen prácticamente un efecto nulo; mientras que la pirita de cobre lo descompone enérgicamente, la malaquita es casi inactiva. Sulman admite que el BrCN es descompuesto por un cristal de calaverita, mientras que la silvanita no lo descompone.

e) *Con los sulfuros alcalinos.*—Los sulfuros alcalinos retardan la solubilidad del oro en las soluciones de cianuro: se

ha propuesto para evitar este inconveniente, el uso del acetato de plomo. Los sulfuros alcalinos no reaccionan con el BrCN para originar como se cree, cianuros alcalinos; la reacción se produce dando origen á la formación de sulfocianuro y bromuro alcalino.

Experiencias hechas agregando soluciones de cianógeno á las soluciones de cianuro de potasio, demuestran que aquellas son un poco más enérgicas que las simples usadas en la cianuración: pero ese efecto no es tan marcado como empleando soluciones de bromuro de cianógeno. Este tiende á confirmar que la notable afinidad de este reactivo es debida á la producción de (CN)₂ naciente.



Compañía de Minas del Intiguasi

Minera "LA RICA"

CANANDA TIONANA

Escala 1:1000

LAS MINAS DEL INTIGUASI.

Estudio químico, geológico é industrial.

La mina «*La Rica*», propiedad de la *Compañía de Minas del Intiguasi*, se halla situada en la *Provincia de San Luis*, departamento *Coronel Pringles*, partido *Carolinas*, á una distancia de 60 km. aproximadamente al oeste de la estación *La Toma* del F. C. Andino.

La falda oeste del cerro que la forma el llamado cerro «*Don Federico*» de una altura de 140 metros sobre el nivel de la entrada de la Galería Norte, limita al Este el valle llamado «*Cañada Honda*» sobre una extensión Sur á Norte de más de 500 metros. Esa falda tiene una inclinación bastante pronunciada.

Existen varias labores en la Mina, como puede verse por el plano que se acompaña, de las cuales las más importantes son las tres *Galerías Norte, Sud y Central* cuyo desarrollo total es de 485 metros.

Un pique llamado «*Explorador*» empezado, mide 25 metros de profundidad y se está prolongando actualmente hasta 50 metros para permitir un reconocimiento en profundidad por

medio de una galería transversal que deberá cortar varios filones (1).

Como á diez metros antes de la terminación de la galería N.º 1 Sud, aparece una guía que cruza el filón y cuya *ley en oro y plata es muy elevada*.

La *dirección general de los filones* es de Este á Oeste cruzada por numerosos *cruceros* de Norte á Sud.

La caja del cerro es una roca básica (*Andesita anfibólica*), según el estudio del profesor *Tannhäuser* (2), impregnada de *pirita aurífera*, cuya ley varía de 4 á 17 gramos de oro por tonelada, enriqueciéndose notablemente en la proximidad de los filones.

Los *filones y cruceros no son de cuarzo*, sino de un relleno de *silicatos metamórficos talcosos* con una cierta proporción de *manganeso* (óxido y sulfuro) y *piritas*, encontrándose frecuentemente *oro libre*.

Hay muchas otras labores de extensión reducida que en conjunto suman 570 metros en galerías y piques además de 300 metros de reconocimientos superficiales.

La índole de este trabajo no me ha permitido hacer un análisis de todos los puntos descubiertos, habiéndome limitado á las labores principales de la Mina.

(1) Estos datos me han sido suministrados por el señor Fermin C. Rodríguez.

(2) F. Tannhäuser. •Neus Jahrbuch für Min., Geol., und Palaón.• 27 Nov. 1906. •Petrographische Untersuchungen and jungvulkanischen Gesteinen aus der argentinischen Republik.•

Investigaciones petrográficas sobre las rocas volcánicas modernas de algunos cerros de la provincia de San Luis (1).

Como en la provincia de *Córdoba*, en la de *San Luis* predominan las *Andesitas anfibólicas* que constituyen las lavas volcánicas modernas. Parece que pertenecen á un gran sistema de hendiduras dirigidas de NO. á SE. y de una extensión de 90 km. de largo aproximadamente. Este sistema en toda su extensión contiene cristales de *Andesita anfibólica*, de diversos tamaños.

Las rocas que no han experimentado modificaciones debidas á los agentes atmosféricos se presentan de color gris-oscuro, mientras que aquellas transformadas por esos agentes se presentan claras con un grano de regular tamaño.

Los tufos llevan generalmente fragmentos de *Andesita*, *Gneiss*, *Granito*, etc., y se presentan aislados de las *Andesitas* ya sea debido á una erupción, ya á una erosión.

En las cercanías de *Carolina* y *Cañada Honda*, existen muchos yacimientos de vetas auríferas en contacto íntimo con estas rocas. (*Intiguasi*, *Cerro Don Federico*).

Si nos dirigimos desde *San Francisco* hasta la planicie del de *Cerritos Blancos*, es decir, sobre la *Cuesta del Palmar*, encontraremos la *Andesita anfibólica*; al N.O de *Carolinas*, en una extensión de varios kilómetros existen las *Andesita anfibólica* que corren entre *Filitas* y que terminan en un tridente que se extiende hasta un arroyo que cae á la *Cañada de*

(1) F. Tannhäuser. — Petrographische Untersuchungen and jungvulkanischen Gesteinen aus der argentinischen Republik, en "Neues Jahrbuch für Mineralogie, Geologie und Paläontologie" 27 Nov. 1906, pág. 555.

Curtiembre; hacia el E. hay una gran planicie de tufo, frente á la cual se levantan de S. á N. los cerros *Tomalasta*, *Mellizos*, *Porongo Virgen* y *Quiroga*, algunos de los cuales dejan ver perfectamente la disposición de las diferentes capas de *Andesita anfibólica*. El valle oriental del *Tomalasta* también está lleno de tufo, en donde asoman unos picos chicos de *Andesita*. Siguiendo estos picos hacia el E. se llega á los 10 kilómetros á la *Cañada Honda* donde nuevamente se observa *Andesita anfibólica* en grandes masas, formando el cerro del *Valle* de 2.100 metros de altura; esas rocas rodeadas de mucho tufo luego se dirigen al NE. del *Maray* al cerro de las *Piedras*.

En dirección S.O se ve la cadena de *Sololosta-Intiguasi* y entre ambos extremos existen depositadas grandes cantidades de tufo. Al E. y O. del *Intiguasi* se levantan desde la planicie gneísica los cerros *Redondo* y *Pelado*. Unos kilómetros más al O. la *Andesita anfibólica* forma los *Cerros Largos*.

Treinta kilómetros al N. del pico de *Tiporca* encontró *Brackebusch* trozos aislados eruptivos de *Andesita anfibólica* y á 10 km. al E. del mismo punto es visible el monte formado por la misma roca.

Al final del potente sistema de hendiduras se levanta el Cerro del *Morro* de 1.400 metros, constituido en su mayor parte de *granito* y *gneiss*; pero de E. á O. está atravesado por una gran veta de *Andesita anfibólica* existiendo además en los tufos fragmentos de *Piroxeno-Andesita*.

Además *Brackebusch* ha recogido en esta región muestras que, según los resultados microscópicos, deben clasificarse parte como *Traquitas* y parte como *miembros porfiricos de las Andesitas* (1). La última clase de rocas aparece también en la *Cordillera* como en los cerros del *Valle*, *Porongo*, etc.

(1) Loc. cit.

Daré á continuación los resultados de los estudios de las rocas que constituyen los Cerros más importantes de la región.

1). *Andesita anfibólica del «Cerro del Valle» «Cañada Honda»—Provincia de San Luis.*

Roca de color gris con *Plagiclasa* de color blanco sucio y columnillas negras y brillantes de *Hornblenda*. La masa fundamental de formación es holocristalina.

SiO ₂	61.99	Porcentaje molecular	
TiO ₂	1.18	SiO ₂	67.86
Al ₂ O ₃	17.10	TiO ₂	0.97
Fe ₂ O ₃	3.17	Al ₂ O ₃	11.00
FeO.....	1.72	FeO.....	4.17
MgO.....	1.76	MgO.....	2.89
CaO.....	4.74	CaO.....	5.56
Na ₂ O.....	4.52	Na ₂ O.....	4.79
K ₂ O.....	8.80	K ₂ O.....	2.65
H ₂ O.....	1.10	P ₂ O ₅	0.11
CO ₂	0.48		
P ₂ O ₅	0.25		
		Total..	100.00
Total....	101.81		

Peso específico 2.720 á 19°,5.

2). *Andesita anfibólica del «Cerro de Don Federico»—Provincia de San Luis.*

Roca de color pardo claro con *Plagioclasa* blanca de tamaño mediana y con cristales de *Hornblenda*. Masa fundamental holocristalina.

SiO ₂	60.90	Porcentaje molecular	
TiO ₂	0.46	SiO ₂	67.70
Al ₂ O ₃	17.67	TiO ₂	0.38
Fe ₂ O ₃	2.71	Al ₂ O ₃	11.56
Fe ^o	1.70	FeO.....	3.83
MnO.....	0.17	MnO.....	0.16
MgO.....	1.49	MgO.....	2.49
CaO.....	4.93	CaO.....	5.87
SrO.....	v	Na ₂ O.....	5.67
Na ₂ O.....	5.27	K ₂ O.....	2.23
K ₂ O.....	3.15	P ₂ O ₅	0.11
H ₂ O.....	1.31		
P ₂ O ₅	0.24		
S.....	0.05		
		Total....	100.00
Total....	100.05		

Peso específico 2.690 á 20°,5.

3). *Andesita anfibólica de los «Cerros Largos»—Provincia de San Luis.*

La *Andesita* de este cerro tiene mucho parecido con la de «Hoyada» de la Prov. de Catamarca (1), tanto macro como microscópicamente. Al exterior se halla salpicada por *Feldespatos* y *Hornblenda* en cantidad moderada y *Augita* uniformemente repartida. La masa fundamente es fuertemente hialopilitica, pero muy quebradiza.

SiO ₂	57.82	Porcentaje molecular	
Al ₂ O ₃	17.31	SiO ₂	64.64
Fe ₂ O ₃	4.82	Al ₂ O ₃	11.38
FeO.....	2.20	FeO.....	6.10
MnO.....	0.17	MnO.....	0.16
MgO.....	2.40	MgO.....	4.02
CaO.....	6.87	CaO.....	8.22
Na ₂ O.....	3.69	Na ₂ O.....	4.00
K ₂ O.....	1.85	KO ₂	1.32
H ₂ O.....	2.02	P ₂ O ₅	0.16
CO ₂	0.31		
P ₂ O ₅	0.34	Total....	100.00
S.....	0.11		
Total.....	99.91		

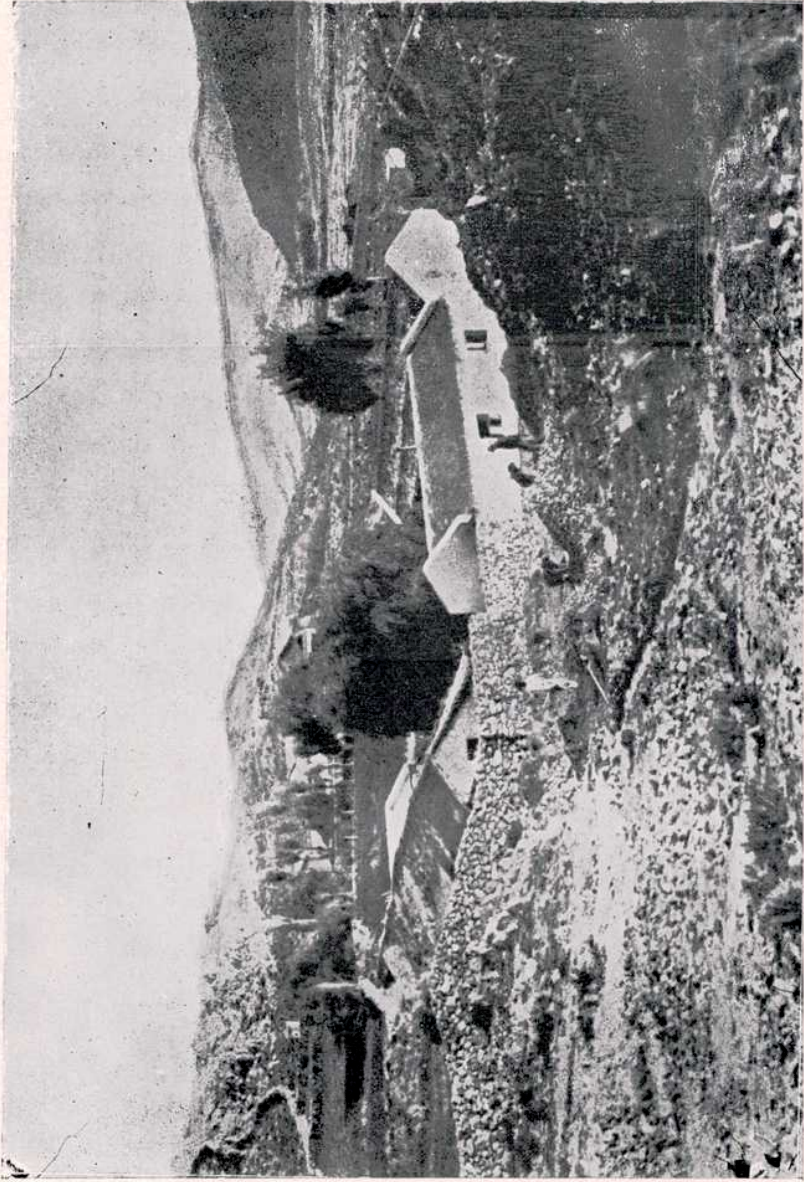
Peso específico 2.679 á 18°,9

En lo que sigue expondré el estudio del *Prof. Tannhauser* (2) sobre las rocas de la Provincia de San Luis, con la enumeración de la latitud y longitud (3) según los datos de *Brackebusch*.

(1) Loc. cit., pág. 598.

(2) Loc. cit., pág. 629-630.

(3) Los grados de longitud son al Oeste de Greenwich. La altura es en metros.



1. — VALLE DE "CAÑADA HONDA" — ADMINISTRACIÓN DE "LA RICA".

PROVINCIA DE SAN LUIS.

Localidad	Latitud	Longitud	Altura	Especie de rocas y observaciones
Saucecito, Morro....	33° 15'	65° 39'	1.050	Traquita anfibólica
Oeste. Cerro del Morro.....	33 13	65 28	1.150	Traquita anfibólica, anal. por Kich.
Camino del Portezuelo al Morro.....	32 12	65 22	1.000	Andesita anfibólica-Tufo.
Guardia. Cerro del Morro.....	33 12	65 25	1.050	Andesita anfibólica.
Cerro del Morro....	33 9	65 25	1.600	Andesita anfibólica, anal. por el Profesor Jannasch.
Norte. San José del Morro.....	33 9	65 28	900	Andesita anfibólica.
Devisadero, Cerro del Rosario.....	33 0	65 37	1 100	Piroxeno - Andesita; contiene Hornblenda.
Cerro del Rosario...	32 58	65 41	1.450	Andesita anfibólica; contiene Piroxeno.
Cerro del Intiguasi.	32 51	65 58	1.950	Andesita anfibólica, contiene Piroxeno.
Cerros Largos.....	32 50	65 55	1.600	Andesita anfibólica, anal. por el Doctor H. Stokes.
Cerro Pelado.....	32 50	65 56	1.650	Andesita anfibólica.
Cerro Redondo....	32 50	65 59	1.750	Andesita anfibólica.
Cerro del Sololasta.	32 50	66 2	2.050	Andesita anfibólica, anal. por el Profesor Jannasch.
Camino de Sololasta-Intiguasi.....	32 50	60 0	1.600	Andesita anfibólica. Además Hornblenda-Traquita-Andesita.
Cerro del Valle. Cañada Honda.....	32 49	66 3	2.000	Andesita anfibólica, anal. por Moller y Andesita - Hornblenda - Diorita porfirita. Además Piroxeno - Andesita; lleva Mica.
Cerro de las Piedras. Maray, Cañada Honda.....	32 49	66 0	1.700	Andesita anfibólica.
	32 49	66 4	1.650	Andesita anfibólica; contiene Mica en abundancia.
Cerro Tomalasta....	32 49	66 7	2.150	Andesita anfibólica, anal. por el Profesor Jannasch.

Localidad	Latitud	Longitud	Altura	Especie de rocas y observaciones
Pampa del Talita...	32° 48'	65° 44'	1.350	Andesita anfibólica.
Cerro Piñero.....	32 48	65 7	2.050	Andesita anfibólica (traquítica) y Andesita-Hornblenda-Dioritoporfirita.
Cerro del Porongo Pendiente Oeste...	32 47	66 7	2.050	Andesita anfibólica. Además Traquita anfibólica.
Cerro Tomalasta....	32 47	66 8	1.800	Andesita anfibólica. Además Hornblenda-Traquita.
Cerro Don Federico..	32 44	66 6	1.950	Andesita anfibólica, anal. por el Profesor Jannasch.
Pico N-O. Carolinas.	32 44	66 9	1.850	Andesita anfibólica.
Talita.....	32 16	65 37	550	Andesita anfibólica.

Composición de los minerales.—Los ensayos que he efectuado en el curso de este trabajo han sido hechos con minerales de la mina *La Rica* que se me remitieron cuidadosamente clasificados.

Todos estos minerales tienen una composición variada según el lugar de su extracción y la ley en oro oscila entre límites muy amplios, aún aquellos que previenen de las mismas vetas.

He practicado el análisis completo de los minerales provenientes del *Crucero de la Galería Sur N° 1* (véase el mapa), de una muestra sacada cerca de este mineral y de otra del *Crucero de la Galería Central*.

Presentan un color que varía del blanco-grisáceo al gris oscuro hasta el pardo-negro; su dureza oscila entre la del yeso á la del cuarzo.

El análisis practicado en la muestra extraída del *Crucero de la Galería Central*, ha dado el siguiente resultado:

Silice.....	%	62.85
Oxido de aluminio.....	"	22.80
Sulfuro de plomo.....	"	1.79
Sulfuro de hierro.....	"	11.16
Sulfuro de zinc.....	"	0.06
Bióxido de manganeso.....	"	0.68
		<hr/>
		99.29
Oro por tonelada.....		10 gr.
Plata " "		95 "

He aquí los resultados del análisis general del común del *Crucero de la Galeria Sur N° 1*:

Humedad.....	%	0.45
Silice.....	"	11.23
Oxido de aluminio.....	"	3.43
Oro.....	"	0.47
Plata	"	0.64
Bióxido de manganeso.....	"	35.84
Sulfuro de hierro.....	"	17.81
Sulfuro de manganeso.....	"	15.22
Sulfuro de plomo.....	"	6.43
Sulfuro de zinc.....	"	v.
Carbonato de calcio.....	"	7.07
Carbonato de magnesio.....	"	1.97
		<hr/>
		100.56
Oro por tonelada		4.700 gr.
Plata " "		6.400 "

Del análisis *se deduce, que este mineral es de composición muy compleja; está formado principalmente por pirolusita, pirita, alabandina, galena, conteniendo una cantidad enorme de oro y plata. Es un mineral verdaderamente excepcional puesto que contiene 4.700 gr. de oro por tonelada con 6.400 gr. de plata.*

Un mineral de composición química bastante parecida á ésta fué señalado, sin embargo, en la *República Argentina* por el doctor *Kyle* (1), el cual analizó una muestra del mineral proveniente de la mina *Esperanza* en el distrito minero llamado *La Cortaderita*, situado á 14 km. al NO. de la ciudad de *Mendoza*, obteniendo los siguientes resultados:

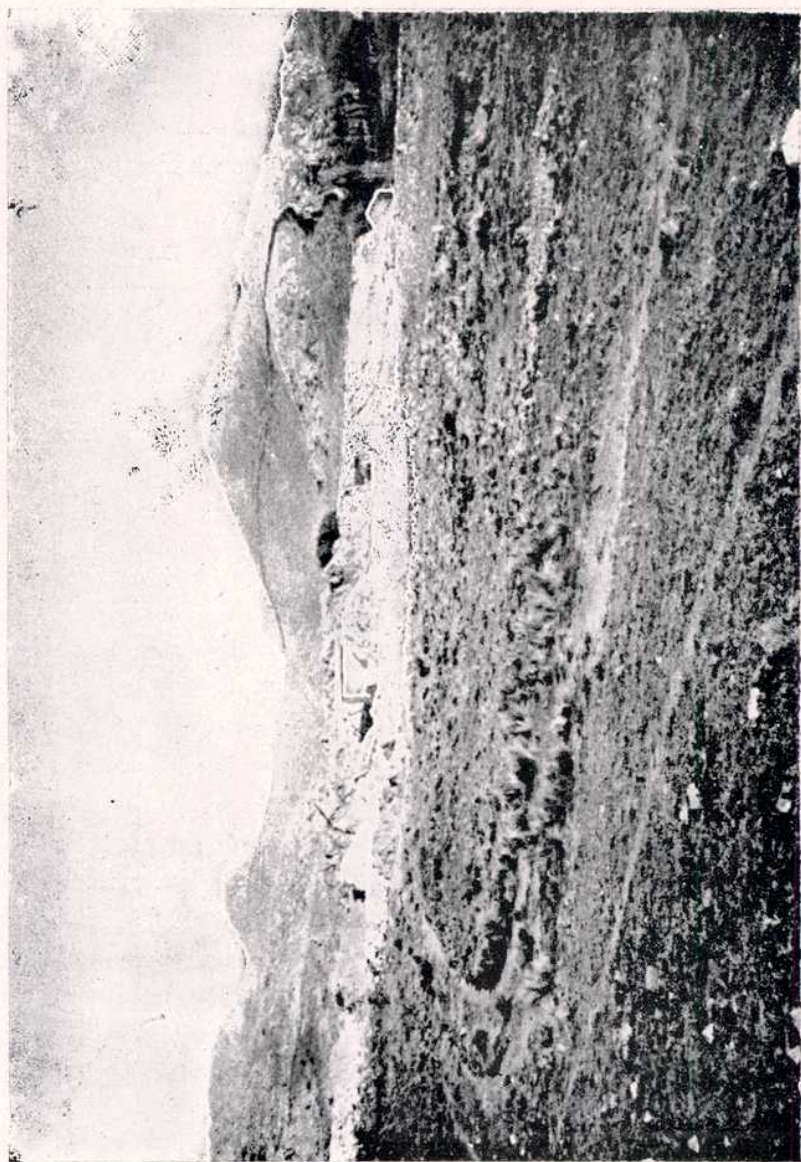
Agua de combinación	%	7.340	
Bióxido de manganeso.....	"	72.910	
Protóxido de manganeso.....	"	7.740	
Oxido de zinc.....	"	0.800	
Oxido de hierro.....	"	3.700	
Oxido de calcio.....	"	2.000	
Cloruro de plata.....	"	0.822	} Plata 0.621 } Cloro 0.198
Oro.....	"	0.001	
Antimonio.....	"	0.419	
Plomo.....	"	0.546	
Azufre.....	"	0.247	
Sílice.....	"	3.400	
		99.928	

En su trabajo observa el *Dr. Kyle* (2), «que minerales manganesíferos con cierta ley de plata no son muy comunes: los hay en algunos distritos mineros en las *montañas Rocallosas* desde las fronteras del *Canadá* hasta las de *Méjico* y algunos minerales argentíferos en el estado de *Colorado, E. U.* son de una ley bastante elevada para poderlos auxiliar en la *fabricación del ferro-manganeso*. Siendo el óxido de manganeso un buen fundente, se emplean á veces estos minerales argento-manganíferos para facilitar la fundición de otros minerales de plata más refractarios» (3).

(1) *J. J. Kyle*. *Anales Soc. Cient. Argentina* t. XLVII, pág. 143 y siguientes «El manganeso argentífero de La Cortaderita.»

(2) *Loc. cit.*

(3) *Arkansas Geological Survrey*,—1890 vol. I, pág. 448 y sig.



2. — PARTE DEL CERRO "DON FEDERICO". — MINERAL DEL "PIQUE EXPLORADOR".

El mineral de la mina «La Rica» no solo es excepcional por las cantidades de manganeso que contiene acompañando al oro y plata, sino también por las enormes proporciones de estos metales preciosos. Cerca de su yacimiento fué encontrado un mineral duro, brillante, de color negro, y que el análisis demostró estar constituido por bióxido de manganeso acompañado por sulfuros de manganeso, fierro, plomo y zinc. Una observación efectuada con la ayuda de lentes de aumento no pudo comprobar la existencia de oro libre; efectuado un ensayo por vía seca dió 2.296 gr. de oro y 1.492 gr. de plata por ciento, lo que equivale á 22.960 gr. de oro y 14.920 gr. de plata por tonelada de mineral. Como se ve, al lado de un mineral muy rico en oro y plata y que contiene bióxido de manganeso, se ha encontrado otro constituido por pirolusita con pirita, alabandina, galena, y blenda, teniendo en su masa 22 kg. 960 de oro y 14 kg. 920 de plata.

Es la primera vez que en la República Argentina se ha encontrado minerales con tan elevada ley en oro y plata. Si los minerales de los distritos mineros de las Montañas Rocallosas, del Canadá, de Méjico y del Colorado son excepcionales por contener una cantidad grande de bióxido de manganeso con cierta ley de plata, no lo son menos los del Intiguasi (San Luis), que á la elevada cantidad de manganeso débese añadir el enorme porcentaje, no solo de plata, sino también de oro.

Por consiguiente, existe en la región de las provincias de San Luis y Mendoza, minerales manganíferos ricos en oro y plata, cuyo porcentaje es superior á los de las minas Rocallosas.

Riqueza de sus minerales.—Los minerales de la mina «La Rica» son, algunos de ellos, extremadamente ricos en oro;

su ley es sumamente variable no solo en distintos filones, sino aún en partes diversas del mismo filón; se han observado leyes de oro de 6 gr. en los estériles cercanos á la pirita.

Se viene practicando desde hace varios años, análisis de sus minerales siempre con resultados positivos, pero sumamente variables.

De los análisis que he efectuado de diversas muestras que se me remitieron, obtuve los siguientes resultados: (véase el mapa.)

Nº	<u>MINERALES</u>	<u>ORO</u> por tonelada
1	Crucero final de la Galería del Norte.....	10 gramos.
2	Crucero de la Galería Central.....	6 „
3	Crucero de los Piques Explotador y Explorador (1).	14 „
4	Crucero de la Galería Sur.....	14 „
5	Crucero de la Galería Sur Nº 1 Ag. = 6.400 ...	4.700 „
6	Crucero de la Galería Sur (2) Ag. = 14.920....	22.960 „

Como he observado antes, la ley de estos minerales varía entre límites muy distantes—desde 6 gr. hasta 22.960 gr.

Respecto del mineral de la *Galería Sur Nº 1* el porcentaje en oro es sumamente elevado, como también la muestra N.º 6 extraída de la misma galería, al lado del mineral que contiene 22.960 gr.

Densidades.—Estas varían para cada mineral y en general aumentan con la cantidad de oro que contienen. He aquí las densidades de los diversos minerales:

(1) Muestra tomada de unas 100 toneladas en cancha.

(2) Mineral extraído de la Galería Sur, próximo al mineral N.º 5.

<u>MINERALES</u>	<u>DENSIDADES</u>
Crucero del final de la <i>Galería Norte</i>	2.810
Crucero de la <i>Galería Central</i>	2.476
Crucero de los <i>Piques Explotador y Explorador</i>	2.796
Crucero de la <i>Galería Sur</i>	2.901
Crucero de la <i>Galería Sur N.º 1</i>	3.172
Crucero de la <i>Galería Sur</i>	3.365

Acidez.—Para determinar la acidez visible de estos minerales he tratado por agua destilada 100 gr. de mineral, filtré, y lavé; este líquido lo neutralicé empleando una solución de hidrato sódico N/10 y como indicador la fenolftaleína.

Como las muestras ensayadas originaban una pérdida grande de cianuro de potasio, ensayé en las mismas condiciones la acidez de 100 gr. de mineral previamente tostado. Obtuve los datos que se expresan á continuación:

MINERAL	ACIDEZ por tonelada	
	sin tostar	tostado
1	20 gr. NaOH	280 gr. NaOH
2	180 " "	1360 " "
3	96 " "	1600 " "
4	20 " "	1280 " "
5	20 " "	1280 " "

Como se ve, el consumo de hidrato sódico es mucho mayor en el mineral después de la tostación que al estado natural; ahora en esta operación, al echar la NaOH en el líquido de la extracción acuosa de los minerales tostados, observé un precipitado de hidrato ferroso que al contacto del aire se oxida; esta precipitación es, pues, la que da lugar á la formación de sales solubles—la mayoría de hierro—que son capaces de gastar hidrato sódico y que si no se las eliminan producen

un consumo grande de cianuro de potasio; añádase á esto la propiedad que tienen—como he demostrado—de dar lugar á la formación de ácido cianhídrico que producirá el ataque de las sales de hierro que quedan insolubles y se verá fácilmente la acción de estas sales en el consumo de cianuro.

Consumo de cianuro de potasio.—Por diversos ensayos que he efectuado, el gasto de cianuro de estos minerales oscila entre 0.328 á 1.316 ‰ de mineral. El mineral n.º 5, que contiene 35.84 ‰ de bióxido de manganeso, consume 1.316 de CNK por ciento de mineral; *este elevado consumo es debido en su mayor parte al bióxido de manganeso, como se desprende de las experiencias que he efectuado.*

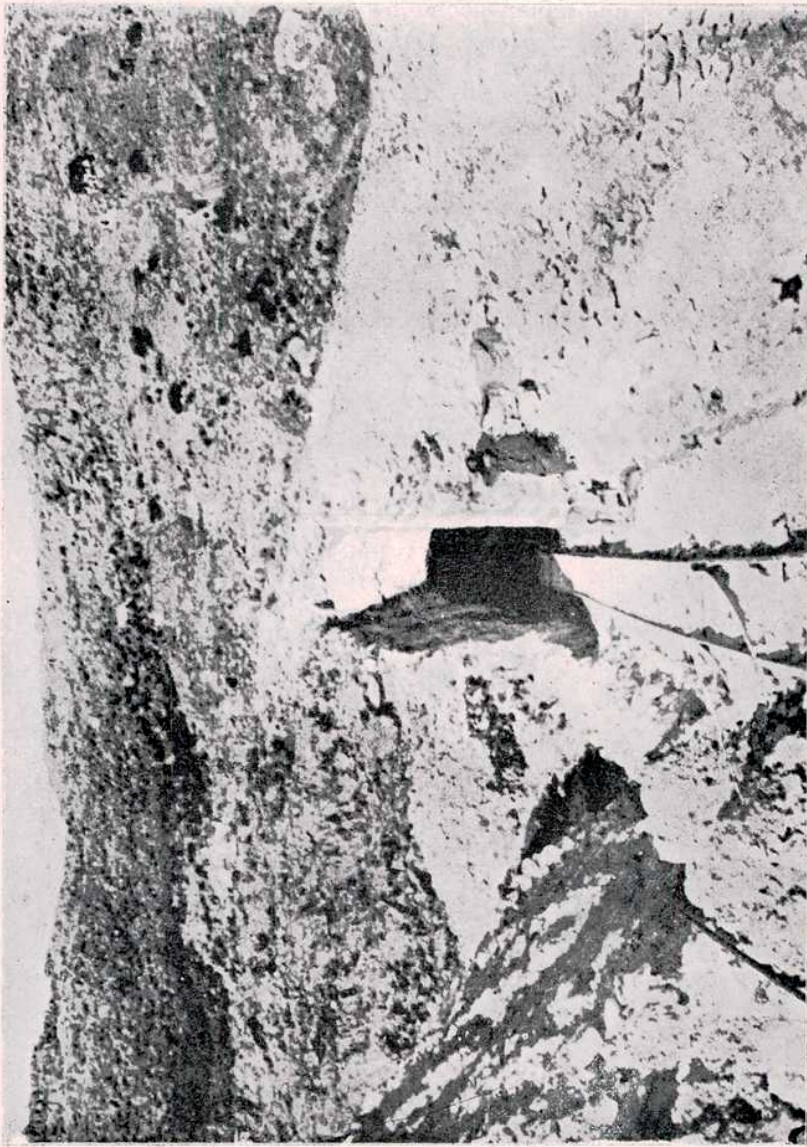
Mineral N.º	Consumo de CNK ‰ de mineral
1	0.328
2	0.552
3	0.607
4	0.256
5	1.316

Ensayos de cianuración.—En resúmen para efectuar ensayos de cianuración en los minerales se debe hacer reaccionar durante un tiempo variable una solución de cianuro de potasio de concentración conocida sobre el mineral pulverizado. Precipitar el oro disuelto, purificarlo y pesarlo.

Tres factores influyen en la disolución del oro en el cianuro de potasio:

- 1) —Grado de pulverización del mineral.
- 2) —Concentración de la solución.
- 3) —Duración de contacto.

1) —*Grado de pulverización.*—Parecería á primera vista que cuanto más fino está pulverizado un mineral tanto más



3. — ENTRADA DE LA "GALERÍA NORTE".

rendimiento debe dar en oro, pero no es así, por cuanto los materiales no dejan penetrar el reactivo en toda su masa; la filtración del líquido es larga y penosa, y como el aire no puede penetrar en la masa, la disolución del oro no se efectúa bien, pues el oxígeno es un elemento que acelera la disolución del oro en el cianuro.

Los minerales que he ensayado correspondían á los tamices N.º 30 á 40.

2) — *Concentración de la solución.*— Para poder deducir la concentración de la solución de cianuro que da el mayor rendimiento en oro, he procedido de la manera siguiente: En vasos cilíndricos de un diámetro de 12 cm. y de una altura de 25 cm., colocaba 250 gr. de mineral previamente tostado y neutralizado por hidrato sódico (solución al 10 %), durante 72 horas y con soluciones de cianuro de potasio de concentraciones variables: 0.4, 0.7, 1.0, 1.5 y 2.0 %.

Luego se filtra decantando, y cuando todo el líquido ha pasado, se procede á lavar primero por decantación y luego en el filtro las materias minerales.

Después de evaporar á sequedad la solución que pasa, dosé por escorificación en el residuo seco la cantidad de oro.

Determiné de esta manera la concentración mínima que debe emplearse para obtener económicamente la mejor extracción de oro.

He efectuado los ensayos con el mineral N.º 4 que contiene 14 gr. de oro por tonelada:

MINERAL N.º 4

ENSAYO DE LA CONCENTRACIÓN DE LA SOLUCIÓN DE CNK.

Concentración	Oro total	Oro disuelto	Oro extraído %
0.4	14 gr.	5.60 gr.	40.0
0.7	" "	9.13 "	65.2
1.0	" "	9.95 "	71.1
1.5	" "	10.27 "	73.4
2.0	" "	10.30 "	73.6

La concentración de 1 % parece ser la más favorable.

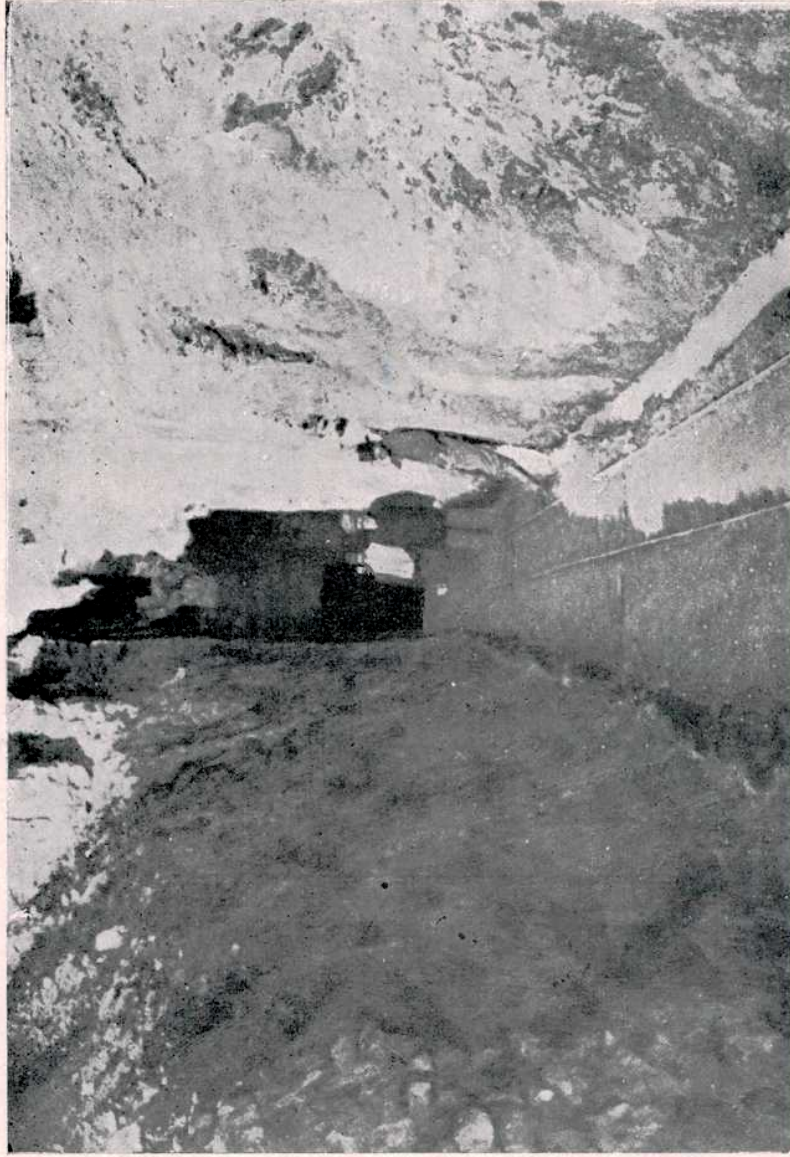
3)—*Duración del contacto.*—He empleado una solución de cianuro al 1 % dejando con esta en contacto y agitando de tiempo en tiempo, 250 gr. de mineral; al cabo de 24, 48, 72 y 96 horas filtré los minerales, primero por decantación y luego lavando con agua. Al líquido que pasa determiné el oro como ya he indicado.

MINERAL N.º 4

DURACIÓN DEL CONTACTO.

Horas	Oro total	Oro disuelto	Oro extraído %
24	14. gr.	5.52	39.4
48	" "	9.16	65.6
72	" "	11.08	79.2
96	" "	11.31	81.0

La duración de contacto mas favorable está comprendida entre 72 y 96 horas.



4. — CORTE Y ENTRADA DE LA "GALERÍA SUR".

CONCLUSIONES.—*Las condiciones más favorables para el tratamiento por cianuración de estos minerales—excepto el N.º 5—son para la pulverización correspondiente al tamiz 40, una concentración de la solución de cianuro de 1 ‰ y una duración de contacto de 72 á 96 horas.*

Para el mineral N.º 5, he tenido que variar completamente las condiciones de tratamiento, me he apartado de las reglas generales para el tratamiento de los minerales auríferos.

MINERAL N.º 5

Horas	Concentración	Oro total	Oro disuelto	Oro extraído ‰
168	8 ‰	4700 gr.	3160 gr.	67.2
"	10 "	" "	3520 "	74.9
"	12 "	" "	3830 "	81.5
"	2 "	" "	720 "	15.3

Como se ve, para el tratamiento de este mineral no pueden emplearse soluciones débiles de cianuro; parece que las de 12 ‰ de concentración son las más convenientes.

Ensayos para cloruración.—Haciendo pasar cloro sobre el mineral húmedo previamente pulverizado y tostado, se obtendrá la formación de cloruro de oro soluble que se podrá precipitar sea al estado de sulfuro ó al estado metálico.

En los ensayos de cloruración he tomado muestras de 100 á 500 gr. según la riqueza del mineral; se tuestan antes de someterlos al tratamiento.

Introducía el mineral en un vaso de paredes resistentes, con una cantidad de agua tal que ocupe el doble volumen de aquel; luego, mediante un aparato productor de cloro, se hace pasar una corriente de ese gas, al mismo tiempo y de cuando

en cuando se agita con una varilla para poner en contacto todo el mineral. El cloro ataca así rápidamente al oro.

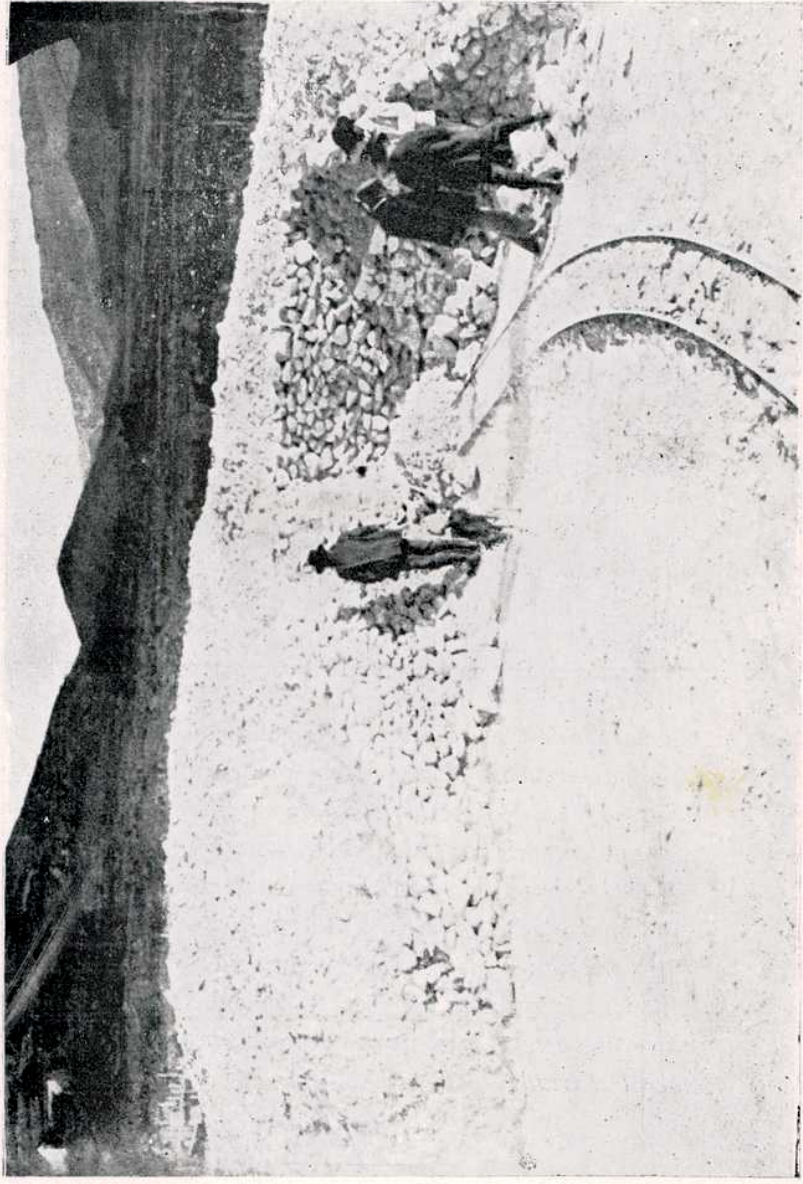
Después de un cierto tiempo se procede á la filtración y lavaje del mineral; se concentra el líquido para desalojar el cloro libre, y después de acidularlo débilmente con ácido clorhídrico, se precipita el oro al estado metálico con sulfato ferroso.

En el cuadro siguiente se exponen una serie de ensayos de cloruración:

Mineral N.º	Oro total	Oro disuelto	Oro extraído	Observaciones
1	10 gr.	5.2 gr.	52.0	Mineral tostado
1	10 "	—	—	" sin tostar
5	4.700 "	v.	—	" con MnO ₂
5	4.700 "	132.0 gr.	2.8	" " MnO ₂
1	10 "	7.3 "	73.0	" tostado y con poco MnO ₂

La cloruración, por consiguiente, no da resultados en los minerales que contienen bióxido de manganeso y en general, sustancias capaces de absorber cloro, ni en minerales sin tostar, por cuanto la pirita se oxida al contacto del cloro.

De todos los ensayos practicados puede deducirse, que para el tratamiento de los minerales de «La Rica» debe emplearse el método por cianuración con previa tostación. El grado de pulverización del mineral, la concentración de la solución de cianuro de potasio y el tiempo de contacto varían para cada mineral á tratar.



5. — MINERAL EN CANCHA.

CONCLUSIONES.

PARTE I.

AMALGAMACIÓN.

El sulfuro de plomo y el bióxido de manganeso influyen de una manera apreciable en la amalgamación del oro: á mayor cantidad de sulfuro de plomo corresponde una proporción mayor de oro no amalgamable; el fenómeno no es tan regular con el bióxido de manganeso, puesto que no siempre á un aumento de éste corresponde también un aumento de aquél.

CLORURACIÓN.

En los minerales de «La Rica» el procedimiento por cloruración no da resultado debido á la cantidad de bióxido de manganeso que contienen.

CIANURACIÓN.

Se puede explicar la acidez latente de Furman admitiendo en ciertos minerales la presencia de un compuesto insoluble en el agua, de composición química desconocida y de reacción ácida.

El oxígeno no es un elemento indispensable para la disolución del oro en el cianuro de potasio, pero la facilita notablemente haciéndola más rápida.

En los minerales auríferos el bióxido de manganeso y el sulfuro de plomo contribuyen al gasto de cianuro de potasio, siendo la influencia del segundo proporcional á su cantidad.

PARTE II.

Como en la provincia de Mendoza—según lo ha demostrado el doctor Kyle,— existen en la de San Luis (Intiguasi), minerales manganíferos ricos en oro y plata, siendo su porcentaje superior á los de las Minas Rocallosas.

Para el tratamiento de los minerales de «La Rica» debe emplearse el método por cianuración con previa tostación. El grado de pulverización del mineral, la concentración de la solución de cianuro de potasio y el tiempo de contacto, varían para cada mineral á tratar.

ATILIO A. BADO.

En la ciudad de Buenos Aires, á los 14 días del mes de Agosto del año mil novecientos nueve, la Comisión Examinadora respectiva procedió á examinar la tesis presentada por el ex-alumno Atilio A. Bado, para optar al grado de Doctor en Química y resolvió aceptarla.

*Eduardo Aguirre, Enrique Herrero
Ducloux, Julio J. Gatti, Angel
Gallardo, Jacinto T. Raffo,
Guillermo F. Schaefer, Horacio
Damianovich.*

ÍNDICE

	<u>Pág.</u>
Estudio geológico del oro.....	17
Causas que impiden ó modifican la amalgamación del oro en los minerales.....	29
Estudio de la cloruración.....	41
La Cianuración en la práctica.....	58
Algunos problemas relativos á la cianuración...	71
La bromocianuración	95
Las Minas del Intiguasi: su explotación.....	101
Conclusiones.....	119

