

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE
MEXICO

1
2ej.

FACULTAD DE INGENIERIA

INFLUENCIA DE LA VARIACION DE LA FRECUENCIA Y LA
AMPLITUD DURANTE LA CIANURACION DE UN MINERAL
AURO-ARGENTIFERO EN REACTOR OSCILATORIO

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

INGENIERO EN MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A :

HUMBERTO AMANCIO MONDRAGON VALDES

MÉXICO, D.F.

MARZO DE 1997

**TESIS CON
FALLA DE ORIGEN**



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCIÓN
60-1-050

SR. HUMBERTO MONDRAGON VALDES
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el M. C. Jorge Ornelas Tabares y que aprobó esta Dirección, para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

**INFLUENCIA DE LA VARIACION DE LA FRECUENCIA Y LA AMPLITUD DURANTE LA
CIANURACION DE UN MINERAL AURO-ARGENTIFERO EN REACTOR OSCILATORIO**

- I INTRODUCCION
- II ANTECEDENTES DE LA CIANURACION
- III CARACTERIZACION MINERALOGICA
- IV DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE CIANURACION
- V DETERMINACION DE LA VELOCIDAD DE CIANURACION DE UN MINERAL AURO-ARGENTIFERO EN EL REACTOR OSCILATORIO
- VI REPRESENTACION GRAFICA Y DISCUSION DE RESULTADOS
- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
- BIBLIOGRAFIA

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta.

Asimismo le recuerdo que la Ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional.

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
Ciudad Universitaria, a 5 de julio de 1996
EL DIRECTOR



ING. JOSÉ MANUEL COVARRUBIAS SOLIS

JMCS*RLR*gtg

DEDICATORIAS

Al nuevo ser: que impulsa mi superación,
a quien dedico mi esfuerzo
cada día

A mi esposa: Norma Angélica por su
paciencia, comprensión
y apoyo

A mi madre: Cruz Valdés por brindarme
la oportunidad de vivir y
estar cerca de mí.

A mis hermanos (as): por su ejemplo y
apoyo.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar agradezco la ayuda al M. en C. Jorge Omelas Tabares, la cuál fue imprescindible para poder realizar con éxito este trabajo.

También al M. en C. Miguel Márquez Martínez por orientar el trabajo práctico y escrito.

Además a los ingenieros; Guadalupe Contreras Ordaz, por realizar la parte de análisis químico; Roberto Nieto Salazar, por la ayuda en la parte experimental.

Al CONACYT por el apoyo económico y a la Cía. Minera de Nueva Vizcaya por prestar su mineral para el desarrollo de las pruebas.

Asimismo a los sinodales por la revisión de esta tesis y a mis maestros por compartir sus conocimientos.

Finalmente agradezco al Ing. Gustavo Camacho Ortega (Jefe del Departamento de Explotación de Minas y Metalurgia) por permitirme hacer uso de los laboratorios de metalurgia y de análisis químico y por darme las facilidades para concluir el trabajo escrito.

INDICE

RESUMEN	1
INTRODUCCIÓN	2
I. ANTECEDENTES DE LA CIANURACIÓN	4
I.1. Instrumentos antiguos de recuperación de oro	4
I.2. Amalgamación de oro	5
I.3. Principios y aplicaciones de la cianuración	6
I.4. Biolixiviación de oro	9
I.5. Reacciones en la cianuración	10
II. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA	17
II.1. Minerales identificados	17
II.2. Identificación mineralógica	17
II.3. Análisis por microsonda electrónica	18
II.4. Análisis químico cuantitativo	18
II.5. Distribución de tamaños	19
III. DETERMINACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE CIANURACIÓN	20
III.1. Pruebas de solubilidad de la cal	20
III.2. Determinación del consumo de cal	22
III.3. Determinación de la molienda óptima del mineral	22
III.4. Determinación del álcali protector	24
III.5. Determinación de la dilución	25
III.6. Determinación de la concentración de cianuro	25
IV. DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE CIANURACIÓN DE UN MINERAL AURO-ARGENTÍFERO EN EL REACTOR OSCILATORIO	27
IV.1. Descripción del equipo	27
IV.2. Descripción de experimentos	28
IV.3. Variables experimentales	28

V. REPRESENTACION GRAFICA Y DISCUSION DE RESULTADOS	30
V.1. Pruebas de orientación de molienda en el reactor oscilatorio	30
V.2. Resultados de la cianuración en el reactor oscilatorio	30
V.3. Resumen de resultados	43
VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	45
BIBLIOGRAFIA	46

RESUMEN

En esta tesis se estudia a nivel laboratorio el comportamiento de un mineral auro-argentífero durante su cianuración en un reactor oscilatorio. Este mineral proviene de Nueva Vizcaya, Durango y fue utilizado debido a que es parte de un proyecto de investigación de CONACYT.

En una primera etapa se realiza una cianuración convencional en frascos para determinar los parámetros de cianuración óptimos: consumo de cal, consumo de cianuro y tiempo de agitación.

En una segunda etapa se efectúa otra cianuración tomando como base los parámetros de cianuración óptimos encontrados en la primera etapa, en un reactor oscilatorio variando la amplitud y frecuencia.

El objetivo en esta segunda etapa es incrementar la velocidad de disolución mediante turbulencia y molienda simultánea con ayuda de esferas de vidrio que sirven como medio transmisor del movimiento.

Otros objetivos que se pretenden alcanzar, son los siguientes:

- 1) Contribuir a mejorar los procesos de cianuración que requieren molienda y agitación. Se aumentó la velocidad de cianuración, logrando en frascos un tiempo de 30 h, mientras que para el reactor se lixivió en 90 min.
- 2) Lograr un mejor control de los reactivos de cianuración que permita un ahorro de estos y menor contaminación. Disminuyó la cantidad de CaO adicionado, de 14 kg/t en frascos a 10 kg/t en el reactor oscilatorio. La concentración de cianuro se redujo de 0.3% en frascos a 0.2 % en el reactor oscilatorio.

INTRODUCCION

El oro por sus aplicaciones y valor económico es atractivo para el hombre, debido a su maleabilidad, ductibilidad, vaciado, elevada densidad, resistencia a la corrosión, etc., gracias a esto, ha sido utilizado desde hace más de cinco mil años para la fabricación de joyas y adornos[1].

Se estima que desde el inicio de la actividad minera se han extraído 150,000 toneladas de oro, la producción se aceleró durante la revolución industrial considerándose que desde entonces se ha obtenido el 80% de la producción total. En 1992 la producción mundial metalúrgica fue de 2,198 toneladas, siendo los principales países productores los indicados en la Tabla No.1:

Tabla No. 1. Principales países productores metalúrgicos de oro en el mundo [1]

País o continente	Producción de oro (ton)
África	611
Estados Unidos	296
CEI	253
Australia	243
Canadá	158
China	140
Otros países	497

La orfebrería consume por sí sola el 72% de la producción minero-metalúrgica; el 18% se atesora en forma de lingotes, medallas y piezas; y el resto 10% es utilizado por los dentistas, por la industria electrónica, del vidrio, etc.

En la Tabla No.2 se observa (para los principales países productores) la variación de la producción minero-metalúrgica de 1992 a 1994 en toneladas y el precio del oro.

Tabla No. 2. Principales países productores mineros de oro en el mundo [2]

País	1992	1993	1994
República de Sudáfrica	618	619	583
Estados Unidos	330	331	330
Australia	243	248	261
Canada	159	153	145
Rusia	129	149	142
China	84	90	105
Brasil	86	80	72
Usbekistán	70	75	64
Papua Nueva Guinea	71	60	60
Indonesia	38	41	42
Ghana	31	39	45
Mundial	2206	2219	2181
US \$/oz.	344	360	384

Los procesos de beneficio para oro a partir de minerales han presentado problemas en su recuperación, a través del tiempo, ya que los minerales auríferos son cada vez más pobres lo que implica una necesidad imperiosa de investigación. La metalurgia del oro ha venido desarrollando distintos procesos para mejorar la recuperación; en un principio se efectuaba de manera sencilla cuando se presenta como oro nativo en ríos, en los que no había más tratamiento que el utilizar las diferencias en su densidad para poderlo recuperar, pero al irse agotando el mineral en forma de placer, se encuentra cada vez mayor dificultad para su tratamiento. La asociación de oro con diversas especies permite la investigación de otros métodos de recuperación, es en donde la metalurgia juega un papel muy importante [3].

Actualmente el proceso más utilizado para la recuperación de oro es la cianuración, la cual es muy laboriosa y resultará ineficaz si no se toman las precauciones necesarias en su ejecución.

En esta tesis se realiza una lixiviación en botellas para determinar los parámetros óptimos de cianuración convencional, los valores encontrados sirven como referencia para la experimentación en el reactor oscilatorio. Todas estas pruebas se desarrollan a nivel laboratorio.

Para la realización de los experimentos se utiliza un mineral de mina de Nueva Vizcaya, Durango éste presenta un 80 % a un tamaño de -100 mallas (ϕ), lo cual permite que gran parte de las especies de Au y Ag se encuentran expuestas al ataque del cianuro.

En el mineral se presenta el 100% del Au en forma nativa, mientras que sólo hay 46.5% de Ag en este estado y el resto consiste de sulfuros de Ag, por lo que se espera una mayor recuperación y velocidad de disolución de Au que de Ag en todas las pruebas de cianuración.

I. ANTECEDENTES DE LA CIANURACION

1.1 INSTRUMENTOS ANTIGUOS DE RECUPERACION DE ORO

Durante mucho tiempo la elevada densidad del oro fue la única propiedad utilizada para su recuperación. El primer instrumento utilizado por el hombre para extraer el oro de los ríos debió de parecerse a la *batea* actual. La recuperación de oro esta basada en el fenómeno natural conocido como sedimentación. Se imprime un movimiento circular a un recipiente que contiene una mezcla de agua y arena. Las pepitas de oro presentes van a parar al centro. Los demás minerales (ganga) más ligeros, desbordan. Basta entonces recoger los granos de oro, lavarlos y depurarlos quitando las partículas extrañas. Esa enorme diferencia de densidad entre el oro (19.5 g/cm^3 para oro puro y 15 g/cm^3 para oro impuro) y los minerales asociados (con densidad de 2.5 a 5 g/cm^3) es lo que permite separarlos [1].

La *batea* no tardó en ser sustituida parcialmente por un aparato no menos rudimentario, el *sluice* (del inglés, lavar con agua abundante), que también recurría a la gravimetría y es un simple canal de madera. Pero el aparato más utilizado en este caso es el *fig* (del inglés to *fig*, dar sallitos) o cuba de pistón. En una cuba llena de agua, un pistón imprime pulsaciones verticales que mantienen las partículas ligeras en suspensión. Los granos de oro, en cambio, caen al fondo. La gravimetría produce concentrados que contienen de 1 a 20% de oro. Pero, para que el material sea utilizable, hace falta aún extraer el metal y fundirlo. Los antiguos griegos fundían el concentrado en presencia de plomo y de fundentes. El plomo, que funde a 327°C se sedimenta en el fondo del crisol y arrastra al oro, con el cual forma una aleación. Después, este plomo es calentado y oxidado sobre una copela de ceniza de hueso que absorbe el óxido de plomo formado; dejando sobre la superficie de la copela el oro. Estos métodos, fusión plúmbea y copelación, sirven todavía hoy para medir el contenido de oro de los minerales. Estos tratamientos permitieron la explotación de los primeros yacimientos descubiertos, los yacimientos de aluvión o placeres.

Pero los yacimientos de aluvión no son los únicos que pueden ser tratados de esta forma, ya que se descubrieron y explotaron los filones que dieron origen a los placeres por la erosión causada por aguas superficiales y agentes de intemperismo. También se explotó una roca cristalina y/o blanca, muy dura (el cuarzo). La trituraban con martillos de hierro y después molida en molinos de piedra (tauna). Finalmente, la hacían pasar por encima de planchas inclinadas junto con agua abundante, un dispositivo muy parecido al moderno *sluice*. Tras una fusión plúmbea de las pepitas y una copelación en un crisol de terracota, aparecía el oro puro.

El oro nativo se presenta en tamaños variables: desde 20,000 a 30,000 micrómetros (dos o tres centímetros), en el caso de las pepitas más grandes, hasta unos pocos micrómetros. La recuperación de las partículas más grandes es fácil, pero no así las más finas, de tamaño inferior a 100 micrómetros. Aunque muy densas, estas últimas tienen una masa demasiado pequeña para poder resistir las corrientes de agua, que las arrastran sin que puedan sedimentarse. Así se pierde una buena parte del oro.

Las rocas provenientes de los yacimientos primarios de oro, (aqueños que proceden directamente de procesos geológicos y nunca han sido modificados por erosión) deben molerse hasta polvo fino para que los granos de oro más pequeños queden libres de la ganga que los aprisiona y puedan ser posteriormente concentrados. La molienda consume mucha energía y hay que disponer de una gran potencia (ver tabla 3) para tratar las miles de toneladas diarias de mineral en las plantas modernas. Esta limita la explotación de los yacimientos primarios, como los filones de cuarzo auríferos particularmente duros.

Tabla 3. Potencia eléctrica en la reducción de tamaño de partículas minerales por métodos convencionales en comparación con el método de rodillos a elevada presión

Molienda convencional		Molienda con rodillos a presión	
1a. etapa trituración	60 kWh		60 kWh
2a. etapa trituración	160 kWh		160 kWh
3a. etapa trituración	140 kWh		
Molienda con barras	400 kWh	Rodillos a presión	360 kWh
Molienda con bolas	3840 kWh	Molienda con bolas	3840 kWh
	4600 kWh		3860 kWh
	46 kWh/t		38.6 kWh/t

La alimentación inicial en ambos casos: fue de 100 toneladas. [1].

El problema queda resuelto en la revolución industrial con la aportación de la máquina de vapor y la electricidad. Libaude (1993) [1].

1.2 AMALGAMACION DE ORO

Su fundamento es el siguiente: El mercurio, metal líquido a temperatura ambiente, forma una amalgama (aleación) con el oro en cuanto entra en contacto con la superficie de éste. Luego el calentamiento de dicha aleación, separa el oro al evaporarse el mercurio. Los españoles fueron los primeros en utilizarla y en desarrollar sus principios técnicos. La introdujeron en México en 1557 para explotar los minerales de plata nativa. Las plantas de mayor capacidad estaban equipadas con hileras de diez a veinte baterías, o incluso más. El material triturado y el agua pasaban a una serie de placas de cobre ligeramente inclinadas y

recubiertas de una capa delgada de mercurio. El oro liberado se amalgamaba al entrar en contacto con las placas y quedaba atrapado allí. Luego, por medio de una espátula, se despegaban las capas de amalgama acumuladas, después por prensado en frío (por medio de una piel de gnuza) se eliminaba el exceso de mercurio. La amalgama, que contenía de 20 a 25% de oro, era sometida después a destilación, la cual tenía lugar en una retorta de hierro o en un horno calentado entre 400 y 500°C, donde el mercurio se evaporaba (punto de ebullición 357°C). Un refrigerante condensaba los vapores de mercurio, el cual era reutilizado. La eliminación del mercurio dejaba una masa metálica porosa y dorada, la esponja, que contenía de un 50 a un 95% de oro, siendo el resto plata e impurezas. La fusión de la esponja a 1200°C (en presencia del bórax, sílice y nitrato o carbonato de sodio) permitía una primera depuración de impurezas.

A fines del siglo XVIII, la técnica de amalgamación alcanzó su apogeo y fue declinando gradualmente. En 1936, 2/3 de la producción se obtenían por amalgamación. En 1995 su contribución en la recuperación de oro es de 10 a 15% de la producción mundial. La amalgamación presenta algunas ventajas como son: el ser un proceso simple, económico, rápido y versátil. Pero también presenta desventajas, algunas son: el mercurio es un elemento peligroso y tóxico para los animales, cuando no se maneja en forma aptopiadada. .

La amalgamación es básicamente un proceso de disolución de la superficie del oro por el mercurio líquido. En consecuencia, sólo puede recuperar granos de oro liberados totalmente de la ganga. La potencia de las trituradoras era todavía insuficiente y los granos de oro más finos seguían aprisionados en el cuarzo y sulfuros y escapan al tratamiento. La aparición de la técnica de la cianuración hizo subir los rendimientos en extracción de oro hasta más del 90% y provocó la decadencia de la amalgamación[1].

1.3 PRINCIPIOS Y APLICACIONES DE LA CIANURACION

La cianuración es el primer ejemplo de aplicación de una técnica química compleja en la industria minera. El principio básico es simple, se mezcla un mineral triturado con una solución alcalina de cianuro de sodio o potasio. El cianuro disuelve el oro y lo mantiene en solución en forma de una sal compleja soluble. Después se separa la solución del sólido residual y se recupera el metal disuelto precipitándolo con zinc elemental. En 1783 el sueco Carl Scheele, el descubridor del cloro, describió la disolución del oro metálico por una solución de cianuro. En 1846 L. Elsnér escribió la correspondiente reacción química global; en 1896 G Bodlander, estableció su mecanismo. Pero la aplicación industrial del proceso se atribuye a John McArthur, Robert y William Forrest, tres escoceses que compraron la patente del sistema.

La amplia aceptación del sistema -cianuración- fue debida a tres hechos importantes.

En primer lugar, aparece cuando la amalgamación pierde terreno debido a la baja eficiencia en recuperación de oro o plata a partir de minerales primarios. En segundo lugar no obstante que la cianuración requiere de diferentes operaciones unitarias, cada una de ellas es simple, fácil de realizar. Por último la disolución del oro por el cianuro pasa por un procedimiento rápido de precipitación de Au y/o Ag con zinc, al cual seguido de una etapa de refinación, permite la obtención de lingotes de Au y/o Ag.

Para cianurar un mineral primero se tritura y posteriormente se muele en húmedo hasta un tamaño del orden de 0.1 mm. en molinos cilíndricos horizontales parcialmente llenos con bolas de acero. La pulpa que se produce pasa por una serie de recipientes de lixiviación, en los cuales tiene lugar la reacción de disolución, la concentración de cianuro de sodio es variable (según el tipo de mineral) esta podría ser para algunos casos de 0.5 g/L. A adición de cal mantiene la alcalinidad del medio a un pH entre 10 y 11; esto permitía mantener el cianuro en solución, a la vez que se evitaba la formación de gas cianhídrico (extremadamente tóxico) debido a la hidrólisis del NaCN. El tiempo medio de permanencia en los recipientes de lixiviación variaba de 12 a 40 horas. El proceso químico consumía de 0.2 a 1 kg de cianuro de sodio por tonelada de mineral. La separación (de la solución aurífera) del sólido estéril se realizaba por filtración o por sedimentaciones sucesivas a contracorriente. Las virutas de zinc utilizadas en un principio (para precipitar el Au y/o Ag) fueron sustituidas en 1904 por polvo de zinc. La solución, previamente aclarada en espesadores, atraviesa una torre de vacío para eliminar oxígeno disuelto, que podría oxidar la superficie del zinc y dificultaría el depósito del Au y/o Ag. El polvo de zinc anodido a la solución, precipitaba el Au y/o Ag y formaba un cementado que se separaba a su vez por filtración a presión. La fusión del cementado proporcionaba lingotes con un contenido de oro entre 50 y 80%. Este proceso de cementación se denominó "Merrill-Crowe" y se sigue utilizando en muchas unidades mineras.

El precio de 35 dólares de la onza troy de oro (31.1 gramos), entre 1935 y 1968, puso en dificultades a numerosas explotaciones. Por lo que se tuvieron que poner en práctica varias innovaciones, así la planta de Homestake, en Arizona Estados Unidos en 1973, puso en práctica el método de recuperación de oro en solución, el llamado *procedimiento de carbón en pulpa (CIP)*. Las materias carbonáceas poseen la propiedad de adsorber en su superficie la sal compleja de oro y cianuro en solución. Se mezcla pues la pulpa cianurada con carbón en grano y, una vez que éste se ha cargado de oro, se le separa por tamizado. Dicha propiedad, descubierta en 1790 por el ruso Tobias Lowitz, había sido poco utilizada debido a que la activación del carbón para recuperar el oro era demasiado caro y difícil de poner en práctica. En 1950, J.B. Zadra, de la Oficina de Minas norteamericana, ideó un método para extraer el oro adsorbido y reciclar el carbón. Una solución de 1% de sosa y 0.1% de cianuro sódico calentada entre 90 y 100°C atraviesa una columna llena de carbón activado cargado. El oro pasa a solución y se deposita después en los cátodos de lana acero de una celda electrolítica. La fusión de estos cátodos en presencia de sílice, bórax y nitrato sódico, forma una escoria con el hierro, permite colar el oro en lingotes. La ventaja decisiva del carbón en

pulpa se debe a que elimina las etapas costosas, y a veces imposibles de realizar, para separar los constituyentes de la pulpa, el sólido estéril y la solución aurífera. Uno de los secretos del proceso CIP estriba en la calidad del carbón activado. El mejor se prepara por tratamiento térmico de las cascaras duras de los cocos de palmera, nuez o durazno las cuales después de la activación conservan la dureza necesaria para resistir la abrasión con una muy elevada adsorción del oro.

La cianuración en terreros es la segunda innovación fundamental de los últimos veinte años, se basa en el mismo principio químico y difiere de la cianuración por agitación al ser más económica. En vez de moler finamente el material, se tritura y amontona en una superficie de terreno impermeabilizada con una capa de arcilla o con cubiertas de hule apropiadas. La solución de cianuro, se agrega en la parte alta del montón y se transmina a través de la masa del mineral disolviendo el oro y plata que encuentra. Una serie de canales de desagüe recupera la solución aurífera y la dirige hacia un depósito. Desde allí, es enviada hacia una serie de columnas de carbón activado. Este captura al oro (por adsorción); la solución estéril regresa a lo alto del montón para un nuevo ciclo (después de ajustar la concentración de cianuro).

No obstante, pese a su aparente simplicidad, la cianuración se encuentra a veces con dificultades. Aunque el cianuro de sodio es un reactivo muy selectivo (es capaz de disolver unas pocas décimas de gramo de oro por tonelada de mineral, dejando al resto de la roca casi intacta) la presencia de ciertos minerales contrarresta su acción. Por ejemplo, los minerales de cobre y zinc (carbonatos, sulfuros, etc.) son también más o menos solubles en soluciones de cianuro. Su presencia aumenta el consumo de reactivo, a veces hasta el punto de anular la rentabilidad del proceso. Los minerales carbonáceos como el grafito o la antracita, que a veces se encuentran asociados al oro, plantean un problema más importante, ya que adsorben más o menos el oro disuelto, igual que el carbón activado. Este oro vuelve a quedar asociado a la ganga de manera irreversible. Una solución eficaz consiste en hacer competir a estos minerales carbonáceos con carbón activado que se agrega a la pulpa del mineral, al mismo tiempo que el cianuro. Este carbón, más potente, adsorbe preferentemente al oro, lo anterior tiene lugar cuando se utiliza el denominado proceso CIL (*Carbón in Leach*).

En ocasiones, el oro no se disuelve. En ciertos minerales sulfurados (de diversas regiones con considerables reservas de minerales auríferos) el oro se presenta en forma de partículas extremadamente finas, de tamaño inferior al micrómetro, incluidas en cristales de pirita (FeS_2) o de arsenopirita (FeAsS). En ciertos casos, el oro llega a formar parte integrante de la estructura de los sulfuros y ni siquiera una molienda intensiva puede liberarlo totalmente. Por lo que, este oro enclavado no puede ser disuelto. Sólo la destrucción de los sulfuros huésped libera el oro y lo torna accesible a la cianuración.

La tostación de los sulfuros es el tratamiento clásico para estos materiales refractarios. Esto se realiza a temperaturas entre 650 y 700°C, el oxígeno del aire los transforma en óxidos. El oro se libera y el mineral puede seguir el esquema usual de cianuración.

El cianuro es un compuesto muy tóxico, pero se puede degradar para contrarrestar su efecto recurriendo a diferentes métodos (basados en la transformación oxidante del CN⁻ a CNO⁻ con compuestos de Cl₂, H₂O₂, SO₂, O₃, etc.), en todos se puede lograr separarlo hasta sus componentes más simples, dióxido de carbono y nitrógeno bajo el control de pH. En las plantas la manipulación del reactivo está rodeada de las precauciones indispensables para prevenir las intoxicaciones. Los casos de intoxicación son rarísimos sin embargo se deben tomar precauciones en caso de ingestión respiratoria. Con objeto de respetar el medio ambiente los efluentes, son oxidados con agua oxigenada o hipoclorito de calcio para destruir el cianuro residual. Hay que recordar, además que, contrariamente al mercurio, el cianuro por su degradabilidad, no se acumula con igual magnitud en la naturaleza. Actualmente la cianuración en sus diversas formas, asegura el 85% de la producción mundial de oro[1].

LA BIOLIXIVIACION DE ORO

La biolixiviación de sulfuros, es un método reciente que parece tener un brillante futuro. Existen en estado natural algunas bacterias, los tiobacilos ferro-oxidantes, que transforman los sulfuros, oxidándolos a sulfato y utilizan la energía (desprendida por la reacción) para sintetizar las sustancias orgánicas necesarias para su desarrollo. Su existencia y modo de acción son conocidos desde hace tiempo en la lixiviación en terreros de cobre y uranio.

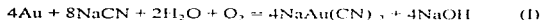
La innovación, en lo tocante a la lixiviación, vino del reconocimiento de que para controlar la actividad biológica había que confinarla en un reactor agitado sobre una pulpa de mineral. Mediante cultivo y selección una cepa de bacterias, extraída en general del yacimiento del mineral a tratar, es aclimatada a las condiciones químico-físicas requeridas para la lixiviación. Estas condiciones constituyen un medio muy severo para las bacterias no aclimatadas (concentración de arsénico de varios gramos por litro, pH ácido comprendido entre 1 y 2, etc.). El mineral molido es depositado y lixiviado en reactores agitados. El aire suministra el oxígeno necesario (para la oxidación de los sulfuros) y el dióxido de carbono, indispensable para el metabolismo de las bacterias. Estas atacan los sulfuros y producen ácido sulfúrico y sulfato férrico, los cuales, a su vez, disuelven los sulfuros. El residuo de lixiviación se lava y se lixivia a un pH de 10-11 con NaCN.

La biolixiviación requiere equipos más simples que la lixiviación a presión [1].

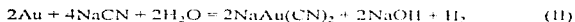
1.5 REACCIONES EN LA CIANURACION

Reacciones de disolución de oro y plata [5].

Elsner (1846) fue el primero en reconocer que el oxígeno atmosférico era esencial para la disolución de oro en soluciones de cianuro; como se observa en la reacción I.

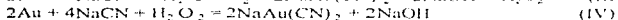
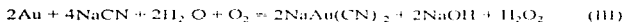


La disolución de plata por el ión cianuro puede representarse por una ecuación similar. McArthur y Forrest (1887), no consideraron la necesidad de oxígeno; pensaban que se desprendería oxígeno e hidrógeno de acuerdo con la siguiente ecuación:



Janin (1888) apoyó la reacción (II) con publicaciones. McLaurin (1893) y Christy (1896) encontraron (basándose en una experimentación rigurosa) que el oxígeno era esencial para la cianuración, apoyando de esta forma a Elsner.

Bodlaender (1896) sugirió que la disolución se efectuaba en dos etapas de acuerdo con las ecuaciones:

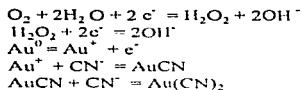


En las que el peróxido de hidrógeno se forma como producto intermedio. Sus observaciones se apoyaron en la detección de H_2O_2 en las soluciones. La ecuación global para estas etapas esta resumida en la ecuación de Elsner.

Barsky, Swaison y Hadley [6] determinaron las energías libres de formación de los iones complejos auro y argentocianuro, a partir de estos datos, calcularon los cambios de energía libre de las diferentes ecuaciones sugeridas. Sus cálculos estuvieron a favor de las ecuaciones de Elsner y Boadlaender, mientras que las otras no fueron factibles termodinámicamente. Así, la energía libre para la ecuación de Elsner tiene un valor a 25°C de -720.6 kJ.

Boonstra [7] fue el primero en reconocer que la disolución de oro en soluciones de cianuro es similar al proceso de corrosión metálica, en el cual el oxígeno disuelto en la solución se reduce a peróxido de hidrógeno y iones hidroxilo. Con base en las determinaciones de

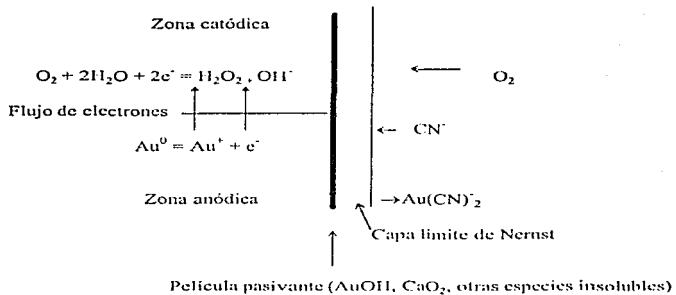
densidad de corriente-potencial, indicó que la ecuación de Bodlaender podía dividirse en las etapas siguientes:



Thompson [7] demostró la acción electroquímica disolviendo esferas de oro en soluciones de KCN libres de aire, a las que se agregó un poco de gelatina. Estudió la disolución permitiendo que una corriente de oxígeno se difundiera en una dirección, observó que las esferas de oro se corroían en el lado opuesto a la corriente. Esto mostró la formación de celdas locales en las que el oro actuaba como ánodo.

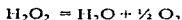
La reacción de disolución es un proceso de corrosión en el cual el oxígeno toma electrones en una parte de la superficie metálica (zona catódica), mientras que el metal los cede en otra (zona anódica) como se muestra en la Figura No. 1.

A pesar de que la cianuración por más de un siglo ha sido un proceso factible para la recuperación de oro y plata, se han desarrollado investigaciones del proceso que han dado a la fecha novedosas perspectivas, como las difundidas por Habashi [7] y otras no tanto, referentes al procesamiento de minerales problemáticos por Nagy, Mrkusic y McCulloch [8] en Sudáfrica. En ellas se sintetizan más de 50 años de experiencias, que en muchos casos han cimentado las bases del procesamiento actual. Han permitido conocer la influencia de variables tales como la concentración de cianuro, que directamente influye en la velocidad, o como lo expuesto por Asseo-Asare [9] en diagramas de equilibrio tipo Pourbaix, de los sistemas Au o $\text{Ag}-\text{CN}-\text{H}_2\text{O}$ a 25°C donde se muestra la influencia de la alcalinidad, tanto en la formación de compuestos estables auro y argentocianurados, así como la prevención de precipitación prematura de AuCN y AgCN por causa de hidrólisis del NaCN , cuya acción ya ha sido citada por Barsky [6]. Aunque se ha observado que alcalinidades superiores a un pH de 12 retardan o inhiben la reacción con la probable formación de una película superficial oxidada. Por otra parte y relativo a la gran dependencia de la reacción por el oxígeno atmosférico sólo su influencia es directa cuando la concentración de NaCN excede de 2.0% (0.008 M) situación que operativamente no sucede. Cuando Lund [10] estudió la influencia del oxígeno se encontró (en su experimentación) que al interrumpir la reacción era apreciable la diferenciación hecha por Bodlaender (1896) y que el papel del oxígeno era crucial para el desarrollo del proceso (en forma directa conforme su concentración se incrementa). Así que para esta aplicación, la concentración de equilibrio de O_2 es de 8.2 mg/l para soluciones diluidas en condiciones ideales de aereación y agitación (cuando los minerales de ganga no consumen oxígeno). A concentraciones altas de NaCN (≥ 0.02 M) la velocidad de disolución es directamente proporcional a la presión parcial de oxígeno. Mientras a concentraciones bajas de NaCN (< 0.02 M) y presión de oxígeno alta, la velocidad de disolución depende de la concentración de NaCN . Julian y Janin [11,12].



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
PELICULA PASIVANTE	
POR: HUMBERTO AMANCIO MONDRAGON VALDES	SIN ESCALA FIGURA 1

Debido a lo limitado de la disolución de oxígeno en solución alcalina de NaCN (7.9 mg de O₂ por litro, a 0.02 M. Barsky [13]) se han considerado experimentos en los cuales se introduce oxígeno mediante la descomposición de agua oxigenada.



buscando acelerar la reacción y abastecer al sistema, observando resultados positivos para minerales de hierro oxidados y otros minerales con concentración de sulfuros moderados (<4.0% de S), aunque Eisele [14] no menciona las cantidades y concentración del H₂O₂ adicionada.

Por otra parte, tanto la naturaleza de la superficie, como la superficie específica tienen influencia sobre la velocidad de disolución, Lund [10] explicó el fenómeno de desprendimiento de oxígeno (después de determinar la existencia de H₂O₂) como producto intermedio de reacción. Como el caso de cualquier reacción heterogénea, la velocidad de disolución es directamente proporcional al área superficial [11], Kameda [15] y Lund [10] encontraron por separado una relación lineal entre la constante de velocidad y el área específica, el primero trabajando con partículas de oro de 10 a 100 micrómetros y el segundo con placas de plata.

En cuanto a la velocidad de agitación algunos investigadores [7,16] informan que la velocidad de disolución se incrementa directamente con la velocidad de agitación. Aunque cuando se relaciona contra la concentración de oxígeno en solución, se observa con los resultados experimentales de Kakovskil y Kholmanskikh (1960) que la velocidad de disolución se controla por difusión para agitación baja y para altas la reacción se controla químicamente, en otras palabras, se calculó para la agitación baja (30 a 100 rpm) una energía de activación (para la disolución de oro, plata y cobre) entre 8.4 y 20.9 kJ/mol, mientras que para la agitación vigorosa (305 a 1100 rpm) se obtuvo un valor entre 50.2 y 62.7 kJ/mol.

Respecto al efecto de la temperatura se tienen algunos atenuantes, primeramente conforme se incrementa la temperatura disminuye la concentración de oxígeno en solución según resultados de Meyer (1931) reportados por Habashi [7], la máxima disolución se alcanza a 50°C. A partir de resultados experimentales de Kameda [15], Lund [10], Dietz y Halpern [17], Kakovskil y Kholmanskikh [7], Cathro [8] y Kudryk y Kellog [16] se observa que los resultados de energía de activación son más altos hacia intervalos de temperatura que comprenden de 20 a 30 °C.

Los iones extraños en el proceso de cianuración pueden causar efectos acelerantes o retardantes, estos pueden deberse a la reacción de los minerales que forman el sistema o bien de los reactivos utilizados en el proceso.

Los iones Na⁺, K⁺, Cl⁻, NO₃⁻ y SO₄²⁻ no tienen ningún efecto sobre la disolución de oro y plata en soluciones de cianuro.

Efecto acelerante

Haden [15] informó que las sales de plomo y mercurio en pequeñas proporciones aceleraban la disolución, comprobado por Kameda [15] y por Fink y Putnam [16], además estos últimos observaron el mismo efecto con sales de bismuto y talio.

Puesto que la disolución es un proceso controlado por difusión, es muy probable que el cambio en el carácter superficial del metal pueda producir una disminución en el espesor de la capa límite, a través de la cual los reactivos se difunden para alcanzar la superficie metálica [8]. Debe notarse que la adsorción depende del aspecto superficial del sólido.

Efecto retardante

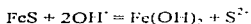
La presencia de cationes metálicos como Fe^{2+} , Cu^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} , (los dos últimos sólo en elevada alcalinidad) tienen efecto retardante (Bayers (1936), Plaksin y Sulova (1936), Plaksin y Svoroski (1938) y Kameda (1949)).

El Pb^{2+} tiene un papel doble, por una parte tiene efecto acelerante pero por otra se ha descrito con acción retardante (Beck y Gartell (1935), Beyers (1936), Thompson (1947) y Kameda (1949-1950)). Este fenómeno se explicó mediante una relación de concentración ($\text{Pb}^{2+}/(\text{CN}^-)$) donde ($\text{Pb} > \text{CN}$), ahí se apreciaba el efecto contrario [7,11,18].

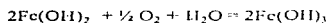
Ivanoskil [7], Plaksin e Ivanoskil (1958) y Bernard (1965) dedicaron estudios a los mecanismos que afectan al proceso de disolución.

La causa del efecto retardante puede deberse a una o varias razones:

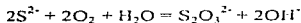
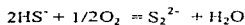
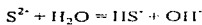
1.- Consumo de oxígeno de la solución. Debido a que el oxígeno es necesario para la disolución de oro, cualquier reacción colateral en la que la solución de cianuro sea despojada de su contenido de O_2 , produce una disminución en su velocidad. Caso clásico lo representa la pirrotita (FeS) en medio alcalino:



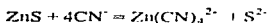
así, el hidróxido ferroso en presencia de oxígeno se oxida fácilmente:



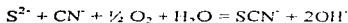
mientras el ion sulfuro se oxida parcialmente a tiosulfato y polisulfuro:



2.- Consumo de cianuro libre en solución. Formación de cianuros complejos: algunos minerales de cobre, zinc, hierro que se encuentran asociados se disuelven total o parcialmente en soluciones de cianuro disminuyendo su contenido, por ejemplo:



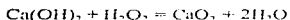
Formación de sulfocianuro: cuando la mena tiene minerales sulfurosos, el ion sulfuro reacciona con cianuro y oxígeno para formar tiocianato:



Adsorción sobre los minerales de ganga: según datos de Sablotzkaya [17], los productos intermedios del sistema tienden a adsorberse en cantidades apreciables, incluyendo cianuro libre, el cual normalmente se recupera por lavado, diluyéndose y disminuyendo las posibilidades de reacción.

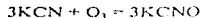
3.- Formación de una película sobre la superficie del metal. sulfuros: se ha observado que hasta 0.5 ppm del ion sulfuro causa retardo en la disolución. Kudryk y Kellog [16] determinaron a través de experimentos electroquímicos que existe un recubrimiento de sulfuro auroso insoluble sobre oro.

Peróxidos: según Barsky [6] el ión calcio no tiene efecto en la disolución de oro. Sin embargo, a pH mayor de 11.5 la velocidad de la reacción se reduce notablemente. Kameda [15] sugirió que la reducción podía deberse a la formación de peróxido de calcio sobre la superficie del metal (bloqueando la reacción con cianuro). Se consideró que ese producto se forma con la reacción del hidróxido de calcio con el H_2O_2 acumulado en la solución:



Kameda [15] comprobó (por análisis químico) su hipótesis, más tarde Dietz y Halpern [17] lo confirmaron por difracción de rayos X.

Oxidos: Adrejew [16] reportó que cuando se agrega ozono a soluciones de cianuro disminuye la velocidad de disolución. Este investigador afirma que una película de óxido de oro (de color rojo) producía un efecto retardante. Además Plaksin y Simulnikova [10] reportaron que el cianuro se descompone en presencia de ozono:



Cianuros insolubles: Thompson [7] atribuyó el efecto retardante del Pb^{2+} a una película insoluble de $\text{Pb}(\text{CN})_2$ que se deposita sobre la superficie de oro. Kameda [15] detectó la presencia de plomo sobre la superficie de oro cuando la solución contenía Pb^{2+} pero no identificó su naturaleza. Asseo - Asare [9] publica los diagramas Eh - pH para los sistemas Au, Ag, Cu, Fe, Zn, Co, Ni y As - CN⁻ - H₂O, donde se observa que la formación de cianuros insolubles es función directa de la alcalinidad del sistema para Au, Ag, Cu y Zn.

En el caso del As y Fe se tiene alta estabilidad cuando se encuentra como pirita (FeS_2), arsenopirita (FeAsS) y no como pirrotita (FeS) o rejalgar (AsS). Julian y Clennell [11,19].

Reactivos de flotación: cuando se emplea flotación (como proceso previo a la cianuración) se ha observado influencia retardante. Kameda [15], Mc Creedy [20] encontraron que hasta 0.4 ppm de xantato etílico de potasio es suficiente para que tenga lugar el fenómeno. Kameda [15] reportó que un compuesto de color rojizo producía un efecto aislante sobre la superficie de oro.

II. CARACTERIZACION MINERALOGICA

Se realizó un estudio de caracterización de un mineral auroargentífero de la Unidad Minera Nueva Vizcaya, Durango. El objetivo principal de este estudio es la identificación de las especies minerales de oro y plata, su asociación mineralógica, tamaño de partícula y porcentaje de liberación, empleando las técnicas de microscopía óptica, difracción de rayos-X, microsonda electrónica y análisis químico cuantitativo.

II.1 MINERALES IDENTIFICADOS

Estos minerales fueron identificados por difracción de rayos-X y microscopía óptica y electrónica.

Mineral	Fórmula Química
Argentita	Ag ₂ S
Calcopirita	CuFeS ₂
Caolín	H ₄ Al ₂ Si ₂ O ₉
Cuarzo	SiO ₂
Estromeyerita	(Ag Cu) ₂ S
Hematita	Fe ₂ O ₃
Ilmenita	FeTiO ₃
Magnetita	Fe ₃ O ₄
Muscovita	KAl ₂ Si ₄ AlO ₁₀ (OH) ₂
Pirita	FeS ₂
Plata nativa	Ag
Oro nativo	Au

II.2 IDENTIFICACION MINERALOGICA

Este análisis se realizó empleando microscopía óptica, difracción de rayos-X y microsonda electrónica, las especies minerales detectadas son listadas en la tabla No. 4 de acuerdo a la proporción contenida en la muestra.

Tabla No.4. Especies minerales identificadas.

ESPECIE MINERAL	PROPORCIÓN ESTIMADA
Cuarzo	Mayor
Ortoclasa	Menor
Hematita, muscovita, caolín, magnetita, pirita, argentita, estromeyerita, plata nativa, oro nativo, ilmenita, calcopirita.	Pequeña

II.3 ANALISIS POR MICROSONDA ELECTRONICA

Para determinar las especies minerales tanto de oro como de plata, su asociación con otros minerales presentes, grado de liberación y tamaño de partícula se efectuó el análisis por microsonda electrónica.

Método de trabajo

La muestra original se concentró por medio de líquidos densos (Tetra-bromo-etano) obteniéndose dos fracciones: ligera y pesada (posteriormente se quitó la parte magnética de la fracción pesada). De los diferentes productos obtenidos, fueron elaboradas briquetas de resina que pulidas y luego cubiertas con grafito se estudiaron en la microsonda. La briqueita en donde fueron identificadas las especies de plata y oro es la correspondiente a la fracción pesada libre de minerales magnéticos.

Los resultados obtenidos de los análisis y observaciones realizadas se presentan en la Tabla No. 5.

Tabla No.5. Resultados del análisis por microsonda electrónica

ESPECIE MINERAL	PROPORCIÓN RELATIVA %	LIBERACIÓN %	TAMANO EN MICROMETROS	TAMANO PROMEDIO EN MICROMETROS	NÚMERO DE PARTICULAS
PLATA NATIVA	46.47	86.79	9.8-50.8	33	13
ESTROMIEYERITA	36.71	43.03	4.2-75.0	60	2
ARGENTITA	15.25	100.00	6.8-95.0	24	10
ORONATIVO	1.55	100.00	4.6-7.6	6	2

II.4 ANALISIS QUIMICO CUANTITATIVO

Los elementos de interés económico y mineralógico, fueron analizados cuantitativamente, los resultados obtenidos se muestran en la Tabla No. 6.

Tabla No.6. Elementos de interés económico y mineralógico.

Elemento	Contenido	Tipo de Análisis
Au	14.4 g/t	Copelación
Ag	551.2 g/t	Copelación
Cu	0.022 %	Absorción atómica
Pb	0.0172 %	Absorción atómica
Zn	0.0060 %	Absorción atómica

II. 5 DISTRIBUCION DE TAMAÑOS

La Tabla No. 7 indica la distribución de tamaños de la muestra de partida después de una clasificación en húmedo:

Tabla No. 7 Porcentajes obtenidos de la distribución de tamaños y leyes

Distribución (No. malla)	Porcentaje	Leyes (g/t)	
		Au	Ag
-35 +48	3.40	13.5	440
-48 +65	3.23	7.5	444
-65 +100	8.32	7.4	442
-100 +150	19.52	6.6	480
-150 +200	11.20	10.10	610
-200 +250	5.94	23.00	610
-250 +325	7.64	23.00	610
-325	40.75	23.00	610
Total	100.00		

Se observa que el 80 % del mineral se encuentra con un tamaño de -100 # y las leyes mayores se encuentran en las partículas finas.

III. DETERMINACION DE LOS PARAMETROS DE CIANURACION.

El objetivo de este capítulo es establecer los parámetros como consumo de cal, molienda óptima, alcali protector, disolución y concentración de NaCN , en la lixiviación del mineral con cianuro en frascos. Esto corresponde a una prueba estandarizada al inicio de cualquier estudio de cianuración.

III. 1 Pruebas de solubilidad de la cal.

Es importante conocer la naturaleza de la cal que se va a emplear en todas las pruebas posteriores, por lo que se estudiaron tres tipos diferentes para determinar cual es la que resulta con mejor solubilidad, estos son: químicamente pura con 90% de CaO , cal comercial de marca APAX y cal comercial marca MARFIL. La químicamente pura se utilizó para determinar su solubilidad, sin ningún tratamiento previo, mientras que los tipos comerciales se probaron sin calcinar y calcinadas durante 30 minutos a 1000°C . El tamaño de la cal se cribó a menos 65 mallas y se guardó en un frasco cerrado para evitar el contacto con el aire, el cual provocaría su hidratación.

Debido a que el CaCO_3 a 20°C presenta una solubilidad de $0,014\text{ g/l}$, comparada con la del Ca(OH)_2 (20°C) de $1,59\text{ g/l}$ se utiliza piloncillo en cada una de las pruebas con los tres tipos de cal, con el propósito de que el Ca unido al carbonato forme un sacaroato de Ca, el cual presenta una mayor solubilidad.

En cada una de las pruebas se pesan dos gramos de cal y se ponen en un frasco (de 1 galón), en el que previamente se agregan 5 g de piloncillo (disueltos en un litro de agua destilada), durante la adición de la cal debe haber una agitación fuerte para evitar la formación de grumos que impidan el contacto íntimo de la solución de azúcar y la cal.

Se tapa el frasco y se lleva a la máquina de rodillos durante 2 horas o bien se agita intermitentemente a mano durante 6 horas. Ya terminada la agitación se toman 25 ml con una pipeta volumétrica, que se filtran y se pasan a un matraz Erlenmeyer de 125 ml, y se hace la determinación de CaO por análisis volumétrico con ácido oxálico.

El indicador que se utiliza es la fenolftaleína, adicionando 2 gotas a la solución filtrada se obtendrá un color rosa si existe álcali libre presente. La solución de fenolftaleína se prepara con 1 g de fenolftaleína en 50 ml de alcohol y 50 ml de agua destilada, si al adicionar agua, se forma una turbidez lechosa es necesario agregar más alcohol.

La titulación se hace con una solución de ácido oxálico que se prepara disolviendo 5.625 g de ácido oxálico cristalizado en un litro de agua destilada (1 ml de la solución es equivalente a 0.01% de CaO).

Para facilidad de los cálculos es necesario buscar la normalidad a la cual hay que preparar la solución de la bureta ($H_2 C_2 O_4$), para que exista una relación de volumen gastado a % de CaO presente en la solución.
Sabiendo que:

$$\%CaO = Va \times Na \times meq. \times 100/ p.a.$$

donde:

Va = volumen de ácido oxálico (1 ml)

Na = normalidad del ácido oxálico (incógnita)

meq. = miliequivalente de la cal que es igual a su peso molecular dividido entre 2000. (0.0028)

%CaO = porcentaje de CaO en la solución (0.01%)

p.a. = parte de la alícuota (25 ml)

Despejando la normalidad de la ecuación anterior:

$$Na = p.a \times \%CaO / Va \times meq. \times 100$$

y sustituyendo los valores tendremos:

$$Na = 25 \text{ ml} \times 0.01 / 1 \text{ ml} \times 0.028 \text{ g/meq.} \times 100 \text{ g.} = 0.08928 \text{ N.}$$

Sabiendo que una solución 1 N de ácido oxálico contiene 63 g/l (P. M. del ácido oxálico hidratado entre 2) se tiene:

$$63 \text{ g} = 1 \text{ N}$$

$$x = 0.08928 \text{ N}$$

$$x = 5.625 \text{ g de ácido oxálico diluidos en un litro de agua.}$$

De acuerdo con estos cálculos se debe pesar 5.625 g de ácido oxálico y disolverlos en un matraz aforado de 1 litro, con agua destilada para obtener la solución con la normalidad buscada.

Tabla No.8 Resultados del contenido de cal, por el método volumétrico

Tipo de cal	Malla (#)	ácido oxálico (ml)	CaO (%)
APAX s/ calcinar	-100	0.3	0.003
APAX calcinada	-100	2.2	0.022
Marfil s/calcinar	-100	5.3	0.053
Marfil calcinada (a)	-100	13.2	0.132
Marfil calcinada (b)	-100	11.2	0.112
Reactivo Analítico	-100	8.8	0.088

Nota: se observan 2 resultados de solubilidad de CaO para la misma cal (Marfil calcinada), se debió a que en el experimento (b) se tuvo mayor tiempo de exposición con la humedad del ambiente.

De los resultados mostrados en la Tabla No. 8 se observa que la cal con mejores resultados fue la cal Marfil calcinada. Se decidió utilizar ésta ya que presenta un menor costo y puede ser utilizada a nivel industrial.

III.2. Determinación del consumo de cal.

Para la determinación del consumo de cal Marfil por el mineral, se varía el contenido de ésta, manteniendo constante la cantidad de agua y de mineral. En la Tabla No. 9 se muestran los resultados obtenidos:

Tabla No. 9. Resultados de la determinación del consumo de cal

Frasco	Cal (g)	H ₂ C ₂ O ₄ (ml)	CaO (%)
1	0.8	8.1	0.081
2	1.0	8.7	0.087
3	1.2	10.2	0.102
4	1.4	10.5	0.105
5	1.6	10.4	0.104
6	1.8	10.6	0.106

El consumo de cal óptimo para el mineral en estudio es aquel que represente un porcentaje igual o mayor de 0.1% para minerales aurífero, por lo cual para este mineral en estudio se selecciona 1.8 g de cal, por tener un mayor margen y evitar el riesgo de disminuir el pH en la solución y la descomposición de cianuro, ya que éste se descompone a ácido cianhídrico a pH menores de 10, representando un riesgo para la vida.

III. 3. Determinación de la molienda óptima del mineral.

El objetivo de ésta determinación es el de conocer cual es el tamaño de partícula que responde mejor al proceso de lixiviación.

Esta lixiviación se llevo a cabo en cuatro frascos, a cada uno se agregó 200 g de mineral a -28 mallas, 600 ml de agua, 3.6 g de cal y 18 ml de NaCN al 10%, para tener 0.3% de NaCN y una dilución de 3:1.

La velocidad de agitación fue de 100 rpm y el tiempo de prueba de 24 horas. Los frascos ya preparados se agitan fuertemente y después se colocan en la máquina de rodillos. Al finalizar el proceso se retiran los frascos de la máquina y se dejan sedimentar. Posteriormente se extraen (con una pipeta) 25 ml de solución de cada uno de los frascos, se filtran hasta que la solución este perfectamente clara y se colocan en un matraz Erlenmeyer

de 125 ml. El matraz con los 25 ml de muestra se coloca sobre una superficie negra y se titula con nitrato de plata, hasta que se forma una nube blanco-azulosa permanente. La solución de nitrato de plata se prepara disolviendo 4.333 g de éste compuesto cristalizado en agua destilada y se afora a un litro. De tal manera que, 1 ml de la solución de nitrato de plata equivale a 0.01% de NaCN.

En caso de utilizar KCN (en vez de NaCN) para la cianuración la solución de nitrato de plata se prepara disolviendo 3.262 g en agua destilada hasta aforar a un litro. De tal forma que, 1 ml de nitrato de plata equivale a 0.01% de KCN.

El NaCN se analizó por el método volumétrico basado en la precipitación de AgCN utilizando nitrato de plata grado reactivo analítico. Los cálculos para preparar la solución de nitrato de plata son los siguientes :

$$\%NaCN = V_p \times N_p \times meq. \times 100 / p.a.$$

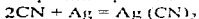
en donde :

%NaCN = porcentaje de NaCN presente en solución (0.01%).

V_p = volumen de nitrato de plata (1ml)

N_p = normalidad del nitrato de plata (incógnita)

meq = miliequivalente del NaCN según la siguiente reacción:



es decir dos veces el P.M. del NaCN dividido entre 1000 (0.098 g meq)

p.a. = parte alícuota (25 ml)

Despejando la normalidad y sustituyendo los valores tenemos que N_p = 0.02551 N y sabiendo que una solución 1 N de nitrato de plata contiene 170 g/l obtenemos la siguiente relación:

1N = 170 g/l de nitrato de plata

0.02551 = x

x = 4.333 g de nitrato de plata por l. de solución

Con lo cual se comprueba que 1 ml de nitrato de plata equivale a 0.01% de NaCN.

El análisis de NaCN y de cal se hace para cada solución filtrada, los jales se lavan 4 veces para asegurarse que toda la solución de cianuro se ha eliminado y se juntan los de los cuatro frascos. Con los jales se determinará la ley del mineral por copelación, para conocer las recuperaciones globales, por diferencia con las leyes de cabeza previamente ensayadas y realizando un balance metalúrgico. Los resultados de los análisis se muestran en la Tabla No. 10.

Tabla No.10. Resultados de los análisis en los jales

Frasco	AgNO ₃ (ml)	NaCN (%)	H ₂ C ₂ O ₄ (ml)	CaO (%)
1	25,3	0,253	11,7	0,117
2	25,0	0,250	10,8	0,108
3	25,3	0,253	11,2	0,112
4	25,0	0,250	11,4	0,114
Promedios	25,1	0,251	11,4	0,114

A los jales lavados se les realiza un análisis granulométrico en húmedo para encontrar a que tamaño existe una mayor cianuración. En la Tabla No.11 se muestra el balance metalurgico de los jales.

Tabla No.11. Leyes y recuperación de los jales

Productos mallas	Peso %	Ley (g/t)		Recuperación (%)	
		Δu	Δg	Δu	Δg
-35 +48	4,77	2,60	280	10,29	7,20
-48 +65	3,14	2,70	320	7,03	5,41
-65 +100	9,42	1,60	280	12,50	14,21
-100 +150	20,00	1,10	142	18,33	26,08
-150 +200	10,17	1,50	140	12,65	13,15
-200	52,50	0,90	120	39,19	33,95
	100,00			100,00	100,00
Ley calculada		1,2	185,6		

En la Tabla No. 12 se muestra una comparación de leyes y en cabeza y jales del mineral cianurado de Nueva Vizcaya, así como la recuperación.

Tabla No. 12. Comparación de las leyes de cabeza y jales

Productos	Ley Cabezas (g/t)		Ley jales (g/t)		Recuperación (%)	
	Δu	Δg	Δu	Δg	Δu	Δg
-35 +48	13,5	440	2,6	280	80,74	37,00
-48 +65	7,5	444	2,7	320	64,00	28,00
-65 +100	7,4	442	1,6	280	78,38	36,05
-100 +150	6,6	480	1,1	142	83,34	70,41
-150 +200	10,10	610	1,5	140	85,15	76,72
-200	23,00	610	0,9	120	96,08	80,33

III.4 Determinación de alcali protector

Se agregan 200 g de mineral molido a -100 # a cada frasco. Se hace una dilución 3:1 y se agitará (a 60 rpm) durante 48 h con una concentración de 0.3 % de NaCN (0.6 g).

variando la cantidad de CaO en 10, 12, 14, 16, 18 y 20 kg/t. Los resultados obtenidos se observan en la Tabla No. 13.

Tabla No. 13. Resultados de la determinación del álcali protector

Contenido CaO kg/t	Consumo CaO kg/t	Consumo NaCN kg/t	Ley de jales (g/t)		Recuperación %	
			Au	Ag	Au	Ag
10	7.45	5.64	0.4	60	97.45	89.23
12	8.67	5.79	0.3	42	98.09	92.46
14	10.64	5.88	0.3	41	98.09	92.64
16	12.55	6.15	0.4	40	97.45	92.82
18	14.28	5.85	0.4	20	97.45	94.41
20	16.31	5.97	0.4	20	97.45	94.41

En la tabla se observa anterior que cuando se adicionan 14 kg/t se obtiene la mejor recuperación en oro.

III. 5 Determinación de la dilución

En cada uno de los 6 frascos se adicionan 200 g de mineral a -100 #, 14 kg/t de CaO, 0.3% de NaCN, se agita durante 48 h, se varía la dilución de 1:1 a 1:3.5. Los resultados se muestran en la Tabla No. 14.

Tabla No. 14. Resultados de la determinación de la dilución

Dilución	Consumo CaO kg/t	Consumo NaCN kg/t	Ley de jales g/t		Recuperación %	
			Au	Ag	Au	Ag
1:1.0	12.80	1.23	0.8	40	94.90	92.82
1:1.5	12.20	1.28	0.8	40	94.90	92.82
1:2.0	11.56	1.40	0.8	40	94.90	92.82
1:2.5	11.12	1.80	0.6	40	96.18	92.82
1:3.0	10.58	1.95	0.5	40	96.81	92.82
1:3.5	10.11	2.70	0.4	20	97.41	96.41

La mayor recuperación de Au y Ag se obtiene con la dilución 1:3.5 por lo que se considera conveniente utilizarse para pruebas posteriores. Se observa también un mayor consumo de NaCN, como consecuencia de la relación conc. de NaCN mineral ya que al aumentar el volumen (manteniendo constante 0.3% de NaCN) existe mayor cantidad de NaCN en solución.

III. 6 Determinación de la concentración de NaCN

Para determinar la concentración de NaCN se preparan 6 frascos con 200 g de mineral a

-100 # con una dilución 1:2, 14 kg/t de CaO y variando la concentración de NaCN de 0.05 a 0.30 %, agitandolos durante 24 h. Los resultados se muestran en la Tabla No.15.

Tabla No.15. Resultados de la determinación de concentración de NaCN.

Concentración NaCN	Consumo CaO	Consumo NaCN	Ley de jales g/t		Recuperación %	
			Au	Ag	Au	Ag
%	kg/t	kg/t				
0.05	11.74	0.24	1.50	253.0	90.44	54.58
0.10	11.72	0.52	0.95	185.9	93.95	66.62
0.15	11.80	0.54	0.85	179.0	94.58	67.85
0.20	11.70	0.66	0.75	152.0	95.22	72.71
0.25	11.76	0.68	0.73	142.0	95.35	74.50
0.30	11.70	0.68	0.70	121.0	95.54	78.27

En la Tabla No.15 se observa que al aumentar la cantidad de NaCN aumenta la recuperación, así se obtiene la mayor recuperación de Au y Ag con 0.3% de NaCN.

Nota: Debido a el tiempo en la determinación de copelación en las pruebas, se tomo de manera arbitraria la dilución de 2:1 (sin conocer si esta era la mejor) con objeto de determinar el consumo de cianuro.

IV. DETERMINACION DE LA VELOCIDAD DE CIANURACION DE UN MINERAL AURO-ARGENTIFERO EN EL REACTOR OSCILATORIO

Una vez determinados los parámetros idóneos de cianuración convencional, se tomaron estos para investigar la velocidad de cianuración en un reactor oscilatorio.

La cianuración alcalina de oro y plata en presencia de oxígeno ha sido ampliamente estudiada y es considerada como un proceso electroquímico, en el que tiene lugar una reacción de oxidación del metal noble y otra de reducción del oxígeno, no obstante el mecanismo de las reacciones no está completamente estudiado y existen dudas en la magnitud de influencia de los factores que determinan la velocidad. Así por ejemplo no es claro cual es el papel que juega la posible pasivación como factor de control. Habashi [7], Wadsworth [14], Kirk et al. [21] consideran la existencia de películas y Lorensen et al. [22] afirma que la pasivación de un mineral se debe a interacciones electroquímicas de partículas conductoras.

Se ha logrado incrementar la velocidad de cianuración, controlando los reactivos oxígeno, cianuro y óxido de calcio, la temperatura de la solución, el pre-tratamiento de algunos minerales para destruir la matriz, la materia carbonácea o azufre, la reducción del tamaño de partícula, lixivando a presión y por adición de reactivos químicos como informan Guzman et al. [9] al acelerar la disolución de placas de oro puro por medio de la adición de nitrato de talio y ácido paranitrobenzoico a la solución de cianuro. En el año de 1983 Wiewiorowski y Mollere [23] patentaron un proceso sobre lixiviación y cementación simultánea de metales preciosos; logrando incrementar también la velocidad de lixiviación.

En el presente trabajo se exhiben los resultados iniciales, de otro más amplio en donde se pretende estudiar la posible despasivación de oro, cuando partículas de mineral o metal puro se someten a impacto con esferas inertes al medio; El proceso se realiza por medio de un reactor oscilatorio. Equipos similares a éste se han utilizado con otros propósitos como son la molienda oscilatoria [20,24] y la cementación (con objeto de purificar soluciones o recuperar metales primarios) [25].

IV.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO

Un esquema del reactor se muestra en la Figura 2, el cual presenta las siguientes dimensiones: 65 cm de longitud, diámetro exterior 11,3 cm, diámetro interior 8,6 cm, y capacidad de 3,75 L. El 15% del volumen (0,57 L) lo ocupan las esferas y el 12,8% la pulpa y el resto es espacio libre. El reactor tiene un orificio en la parte superior para la alimentación de las esferas y la pulpa y otro en la parte inferior para toma de muestras y descarga.

El movimiento del reactor procede de un mecanismo formado por una rueda excéntrica y una polea montadas en un mismo eje; así como una palanca recta en posición horizontal sujeta en su parte central por un eje de giro conectado a cojinetes. La palanca sostiene el reactor por medio de una varilla y es impulsada hacia arriba por un resorte; en el otro

extremo tiene un contacto con la rueda excéntrica. Se coloca una banda desde un motor (un HP) a la polea y al accionarlo se inicia el movimiento trepidatorio. Al seleccionar poleas de diferente diámetro se puede variar la frecuencia, al cambiar la rueda excéntrica cambia la amplitud.

IV.2 DESCRIPCION DE EXPERIMENTOS

Se efectuaron 11 pruebas de cianuración con un mineral auroargentífero (con una ley de 551.2 g/t de Ag y 14.4 g/t de Au) en un reactor oscilatorio, a régimen intermitente, en cada una se utilizaron 200 g de mineral y 400 ml de agua, y concentraciones variables de CaO y NaCN. Además se emplearon en cada prueba 1.39 kg de esferas de vidrio (cánicas) con un diámetro aproximado de 1 cm para transmitir la vibración del reactor, eliminar capas pasivantes y moler al mismo tiempo la pulpa de mineral en reacción.

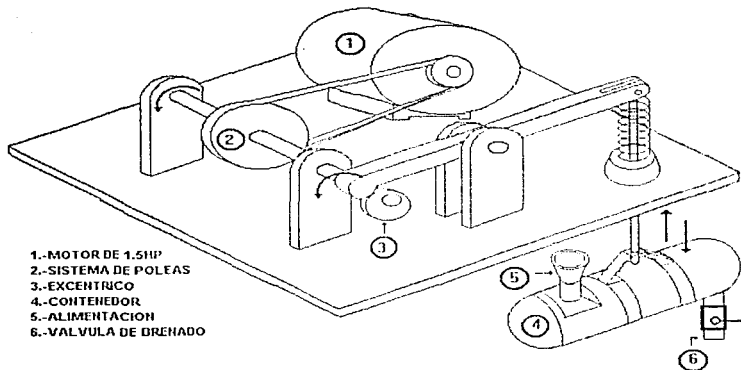
Antes de cada experimento se fijan la amplitud y frecuencia al valor seleccionado, posteriormente se agregan al reactor, las esferas, el mineral (previamente mezclado con la cantidad de CaO requerida) y la solución de NaCN. Posteriormente se tapa el orificio de alimentación para impedir la pérdida de pulpa durante el tiempo de la prueba, esto no impide la entrada de aire. Después inicia el proceso y se interrumpe la acción después de 30, 60, 120 y 240 minutos con el objetivo de tomar muestras de líquido, para determinar: pH, concentración de NaCN, CaO, Au y Ag. Cada vez que se toma la muestra se repone el NaCN consumido así como la solución extraída (35 ml entre agua y NaCN).

Al tomar la última muestra se descargan los jales del reactor, se lavan con agua (4 veces), se filtran, se secan y se envían a análisis de Au y Ag por copelación. Además se realizaron pruebas de cianuración por agitación (en frascos) para determinar los parámetros de cianuración y tener un sistema de comparación.

También se efectuaron experimentos en el reactor con mineral sin reactivos, para observar el posible efecto de molienda, se analizó el tiempo de proceso, el grado de dilución y diferentes medios de molienda.

IV.3 VARIABLES EXPERIMENTALES

En este trabajo se obtuvieron recuperaciones de Au y Ag durante la lixiviación para cada una de las 11 pruebas y se efectuó un diseño experimental que permitiera la comparación, entre estas, en función de las siguientes variables: tamaño de partícula, concentración de cianuro y CaO, frecuencia y amplitud de trepidación. En las gráficas 1A-5A y 1B-5B, se presentan las condiciones iniciales para cada prueba, así como los resultados obtenidos.



U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBIERO AMANCOR MONTECAGON VALDES	FIGURA 2

V. REPRESENTACION GRAFICA Y DISCUSION DE RESULTADOS

V.1 PRUEBAS DE ORIENTACION DE MOLIENDA EN EL REACTOR OSCILATORIO

Antes de iniciar la lixiviación en el reactor oscilatorio se llevaron a cabo algunas pruebas preliminares de molienda en el mismo, utilizando por separado diferentes medios: esferas de vidrio (1 cm diámetro), acero (1 cm de diámetro) y cilindros cerámicos (1 cm diámetro por 1 cm altura). Los tres medios de molienda (considerando el mismo volumen) redujeron resultados similares. Se optó por las canicas de vidrio para las pruebas de lixiviación con objeto de evitar la posible reacción del acero con el NaCN. La Tabla No.16 presenta las distribuciones de tamaño del mineral de cabeza y de las pruebas de molienda a diferente grado de dilución.

Tabla No. 16. Resultados del efecto de molienda en el reactor oscilatorio

Determinación de la relación de dilución de pulpa						
Carga = 200 g						
Tiempo de molienda = 2 h						
Frecuencia = 1200 rpm						
Amplitud = 3 mm						
Peso de las canicas = 1,39 kg						
D I L U C I O N						
Distribución (No. malla)	Mineral de cabeza	1:1	1.5:1	2:1	2.5:1	3:1
-35 +48	3.40	3.00	2.30	2.50	3.00	2.58
-48 +65	3.23	1.65	0.75	1.15	1.00	1.03
-65 +100	8.32	14.75	11.25	11.50	16.10	7.22
-100 +150	19.52	8.50	7.70	7.35	10.00	17.01
-150 +200	11.20	9.25	10.70	8.00	10.35	18.82
-200 +250	5.94	6.25	6.85	6.00	5.90	8.25
-250 +325	7.64	5.00	6.10	4.90	6.75	4.38
-325	40.75	51.60	54.35	58.60	46.90	48.71

V.2 RESULTADOS DE LA CIANURACION EN EL REACTOR OSCILATORIO

Para cada una de las variables (tamaño de partícula, concentración de NaCN, frecuencia, adición de CaO y amplitud) se tienen 3 curvas de recuperación en función del tiempo.

En las Figuras 1A y 1B se describe el efecto de 3 diferentes tamaños de partícula; se observa que ambos metales presentan la más baja recuperación a -35 #, esto se debe a que en este tamaño las partículas no están liberadas y tardan más en lixiviar. En la Figura 1A se observa claramente la influencia del tamaño de partícula encontrándose una relación inversa con la recuperación. La Figura 1B hasta los 30 minutos las recuperaciones para -100 y -65 # se igualan, debido a una incipiente adsorción de NaCN en arcillas (sobre todo en la molienda -100 mallas), posteriormente la recuperación para -65 # mejora. A los 240 minutos la recuperación a -100 # alcanza a la de -35 #. Al concluir la prueba se paso el mineral por la malla 400 y se obtuvo más del 80 % a -400 # en los tres tamaños de partícula. El consumo de cianuro fue de 5,05 kg/t a -65 #, 3,9 kg/t a -35 # y 4,85 kg/t a -100 #. Es importante mencionar que las recuperaciones para la Ag son siempre menores que para el Au, debido a que la Ag en parte se encuentra como Estromeyerita y el Au en forma nativa.

En las Figuras 2A y 2B se muestra el efecto de 3 concentraciones de NaCN, la mejor recuperación de Au y Ag se obtuvo con 0,2 % de NaCN a cualquier tiempo. En la Figura 2A se observa que con 0,1% de NaCN se obtiene un déficit ya que no es suficiente para lixiviar el mayor contenido de Ag y a 0,3 % existe un exceso de NaCN que puede disminuir la velocidad de disolución al faltar oxígeno [7,14]. La Figura 2B muestra en los primeros 30 minutos un comportamiento igual a la figura anterior, pero después las concentraciones de 0,1 y 0,2 % de NaCN son similares debido a que el Au está en forma nativa y en pequeñas cantidades. La recuperación con 0,3 % de NaCN disminuye por falta de oxígeno.

En las Figuras 3A y 3B se muestra el efecto de las 3 frecuencias. La prueba a 1800 rpm se realizó únicamente durante 90 minutos, por dificultades en el equipo de experimentación, sin embargo hubo un mayor efecto de molienda en comparación con 1200 y 900 rpm (con duración de 4 h), ya que al clasificar por la malla 400, los residuos sólidos fueron 87,60 y 85 % respectivamente. No obstante las recuperaciones más elevadas se obtuvieron con la velocidad de 1200 rpm para Ag y para Au no se observa diferencia entre 900 y 1200 rpm. Esto podría deberse a que la Ag presenta nuevas superficies de ataque del cianuro, a una frecuencia de 1200, o a una mayor turbulencia en comparación con 900 rpm. El Au nativo 100 % liberado, no requiere más de 900 rpm para su mejor extracción. A la frecuencia de 1800 rpm, por el efecto de molienda, se producen arcillas, las cuales como se mencionó adsorben al reactivo NaCN, evitando así la lixiviación y reduciendo en consecuencia la recuperación. No se explica como a 4 h de operación, se tiene a 900 rpm una cantidad de finos mayor que a 1200 rpm.

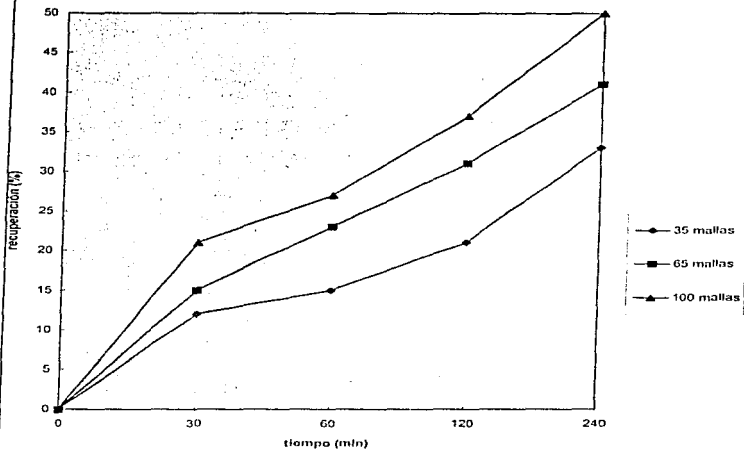
En las Figuras 4A y 4B se describe el comportamiento de la recuperación de Au y Ag para 3 diferentes cantidades de CaO (10,12 y 14 kg/t), las menores recuperaciones de Au y Ag se observan a 14 kg/t, se observa una relación inversa entre el contenido de CaO y la recuperación. Los resultados indican que podría existir pasivación con elevados contenidos de CaO (14 kg/t), ésta podría ser ocasionada por CaO_2 [7] y por iones OH^- que forman hidróxidos que se adsorben sobre los metales. La pasivación podría ser eliminada o contrarrestada por:

- Control de CaO para obtener el menor valor posible de pH.

- Sustitución de CaO por NaOH , KOH , etc.
- Elevación de la temperatura para inhibir la adsorción.
- Lixiviando a presión en autoclave.
- Adición de reactivos [9]
- Agitación intensiva [14]
- Por fricción o impacto mecánico. Esto fue el objetivo de este trabajo.

Los resultados en las Figuras 5A y 5B confirman la explicación dada para la pasivación, se observa claramente que la recuperación es directamente proporcional a la amplitud tanto para el oro como para la plata. Una mayor amplitud disminuye la pasivación por efecto del impacto o fricción más intensos.

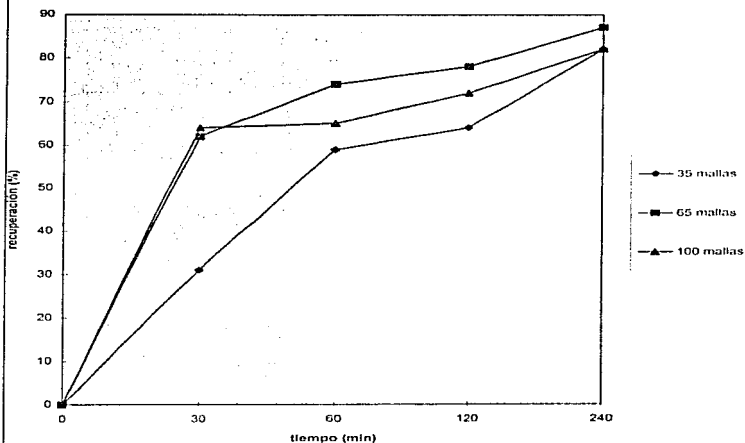
Recuperación de Ag para 3 diferentes tamaños de partícula



Frecuencia 1200 rpm
 Amplitud 3 mm
 Concentración de NaCN 0.3%
 Dilución 2:1
 Cal adicionada 14 kg/t
 Contenido inicial de Ag = 551.2 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBIERO	
AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 1A

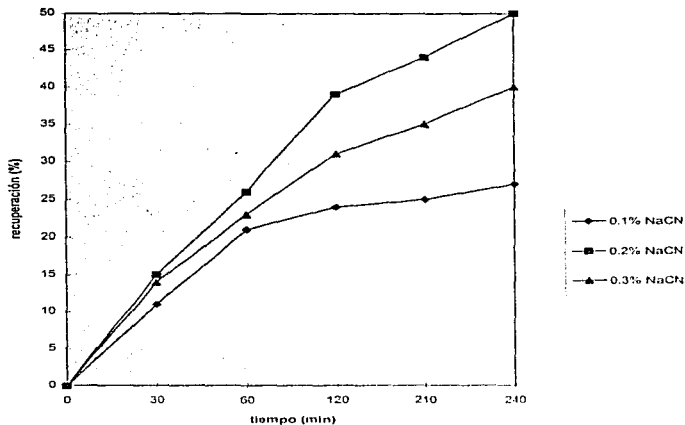
Recuperación de Au para 3 diferentes tamaños de partícula



Frecuencia 1200 rpm
 Amplitud 3 mm
 Concentración de NaCN 0.3%
 Dilución 2:1
 Cal adicionada 14 kg/t
 Contenido inicial de Au = 14.4 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBIERTO AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 1B

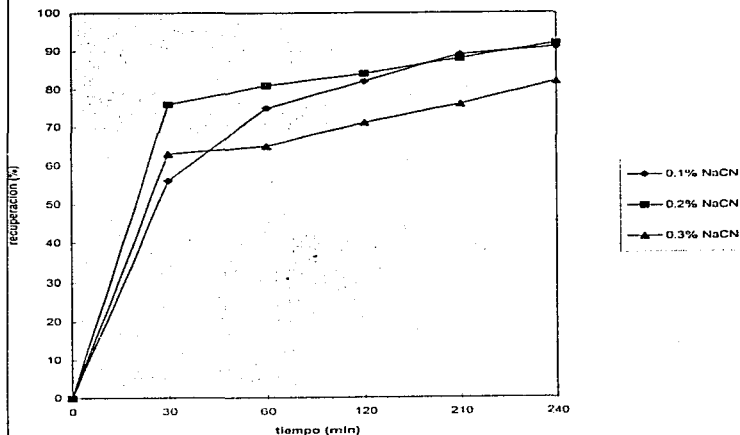
Recuperación de Ag para 3 diferentes concentraciones de NaCN



Frecuencia 1200 rpm
Amplitud 3 mm
Alimentación -100 mallas
Dilución 2:1
Cal adicionada 14 kg/t
Contenido inicial de Ag = 551.2 g/t

UNAM	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
FOR HUMBERTO	
AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 2A

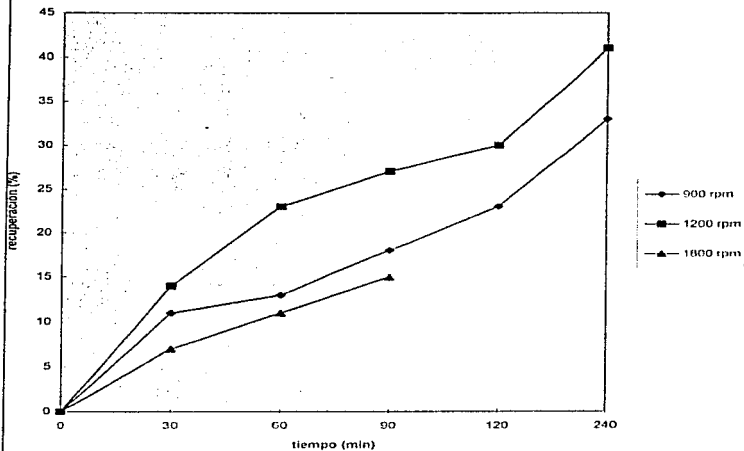
Recuperación de Ag para 3 diferentes concentraciones de NaCN



Frecuencia 1200 rpm
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 mallas
 Dilución 2:1
 Cal adicionada 14 kg/t
 Contenido inicial de Au = 14.4 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HUMBERTO	
AMANCIO MONDRAGON	FIGURA 2B
VALDES	

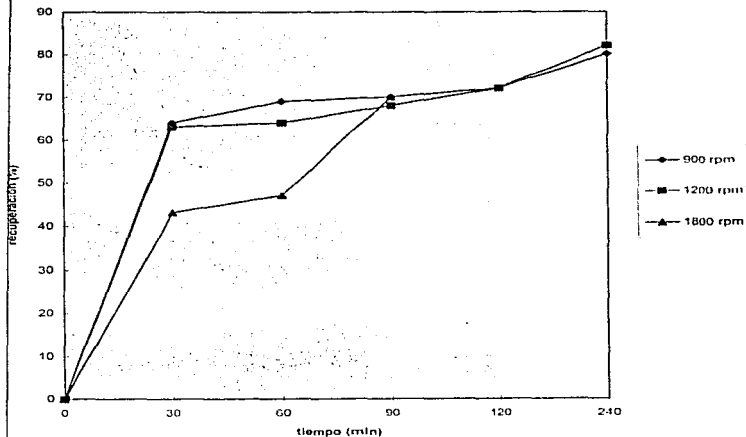
Recuperación de Ag para 3 diferentes frecuencias



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 #
 Dilución 2:1
 Cal adicionada 14 kg/l
 Contenido inicial de Ag = 551.2 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HUMBERTO	
AMANCIO MONDRAGON	FIGURA 3A
VALDES	

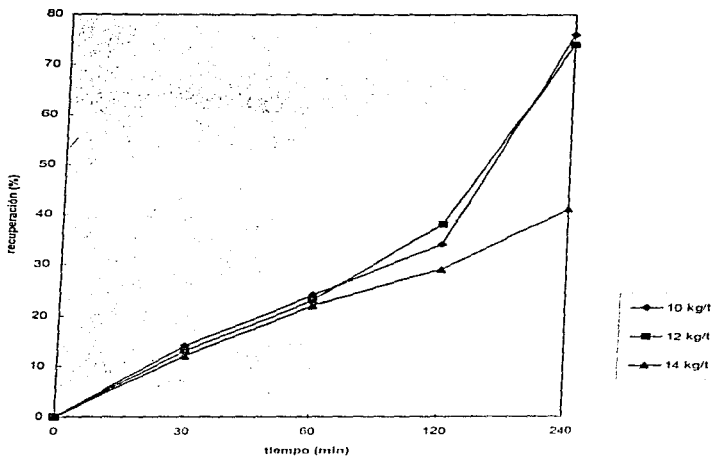
Recuperación de Au para 3 diferentes frecuencias



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 #
 Dilución 2:1
 Cal adicionada 14 kg/t
 Contenido inicial de Au = 14.4 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBIERTO	
AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 3B

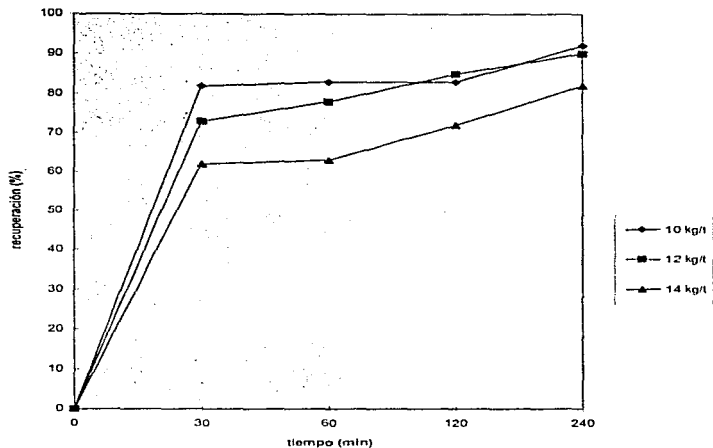
Recuperación de Ag para 3 diferentes cantidades de cal



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 #
 Dilución 2:1
 Frecuencia 1200 rpm
 Contenido inicial de Ag = 551.2 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUMBERTO	
AMANCIO MONDRAGON	FIGURA 4A
VALDES	

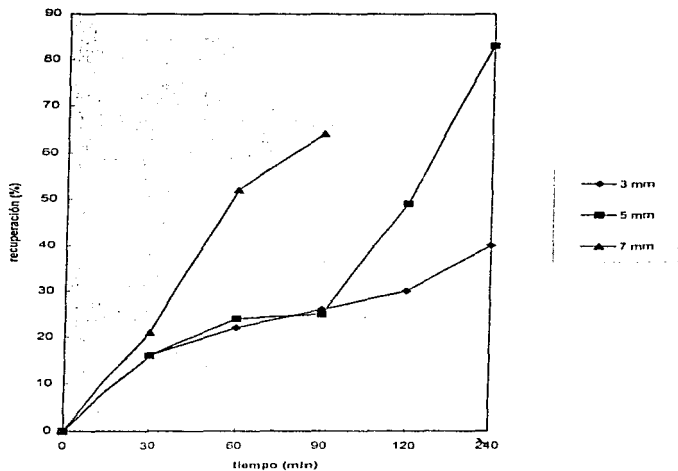
Recuperación de Au para 3 diferentes cantidades de cal



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 #
 Dilución 2:1
 Frecuencia 1200 rpm
 Contenido inicial de Au = 14.4 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR: HUMBERTO AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 4B

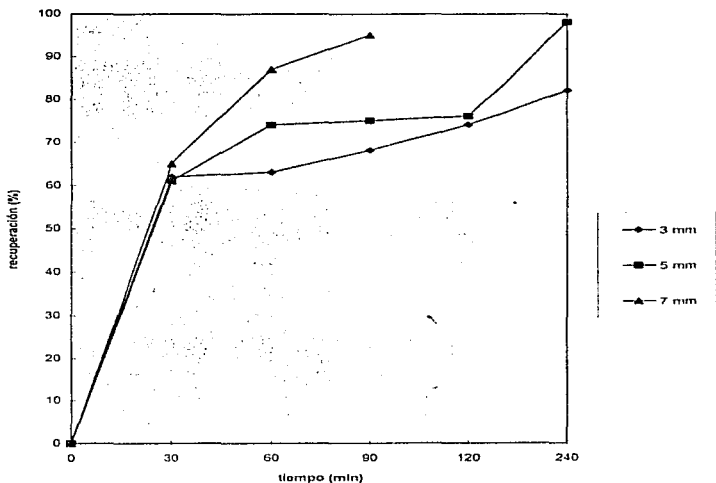
Recuperación de Ag para 3 diferentes amplitudes



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación -100 #
 Dilución 2:1
 Frecuencia 1200 rpm
 Contenido inicial de Ag = 551.2 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBERTO	
AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 5A

Recuperación de Ag para 3 diferentes amplitudes



Concentración de NaCN 0.3%
 Amplitud 3 mm
 Alimentación - 100 #
 Dilución 2:1
 Frecuencia 1200 rpm
 Contenido inicial de Au = 14.4 g/t

U N A M	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
POR HUBERTO	
AMANCIO MONDRAGON VALDES	FIGURA 5B

V.3. RESUMEN DE RESULTADOS

1.- En cabeza las leyes de Au y Ag son:

Au = 14.4 g/t

Ag = 551.2 g/t

2.- El oro y la plata se encontraron en la fracción pesada no magnética, obtenida con líquidos densos.

3.- El oro se presenta en forma nativa (con un tamaño de liberación de 4.0 a 7.0 micrómetros) y se observó 100% libre. Algunas partículas de oro contienen una pequeña cantidad de plata, pero no suficiente para ser considerada electrum.

4.- La plata contenida (en el mineral) se presenta en las siguientes especies:

Argentita 15.25 %

Plata nativa 46.5 %

Estromeyerita 37.0 %

5.- Los tamaños medios de liberación de las especies de plata son:

Argentita 24 micrómetros

Estromeyerita 60 micrómetros

Plata nativa 33 micrómetros

6.- Los porcentajes de liberación de los minerales de plata son:

Argentita = 86.79

Estromeyerita = 43.03

Plata nativa = 100.00

7.- La dilución más apropiada, estimada a partir de la lixiviación con frascos (2:1), se emplea en el reactor oscilatorio.

8.- A partir de la cianuración en frascos se establece un tiempo de lixiviación de 30 h, para lograr una recuperación mayor de 90% en Au y Ag

9.- Aún con una amplitud de 3 mm se incrementa el grado de molienda con los tres medios investigados (esferas de vidrio, de acero y cilindros cerámicos) se seleccionaron las esferas de vidrio por su menor costo, peso y reactividad.

10.- Un exceso de NaCN disminuye la recuperación de Au y Ag porque contribuye a la formación de capas pasivantes.

11.- Se observó una relación inversa entre el contenido de CaO y la recuperación, pero los resultados indican que a un mayor contenido se forman probablemente CaO_2 y iones OH^- que pasan al Au y a la Ag

12.- La amplitud es directamente proporcional a la recuperación, a mayor amplitud disminuye la pasivación, debido a la mayor intensidad en impacto y fricción, no obstante que también se generan finos.

13.- Es posible obtener recuperaciones superiores al 80 % para Ag y 90 % para Au en un tiempo de 90 min (o menor), por medio de gran turbulencia y molienda simultánea en reactor oscilatorio.

En la Tabla No.17 se muestran los parámetros óptimos encontrados en las lixiviaciones.

Tabla No.17. Comparación de parámetros óptimos de lixiviación

En frascos	En reactor oscilatorio
Tamaño de molienda óptimo -200 #	Tamaño de alimentación -65 #
Cal adicionada 14 kg/t	Cal adicionada 10 ó 12 kg/t
Dilución 3.5:1	Dilución 2:1
Concentración de Cianuro de sodio 0.3%	Concentración de Cianuro de sodio 0.2%
Tiempo de lixiviación 30 h	Tiempo de lixiviación 90 min
Recuperación: 96% Au 80% Ag	Recuperación: 95% Au 90% Ag
	Frecuencia 1200 rpm
	Amplitud 7 mm

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- 1.- Tomando en cuenta los parámetros óptimos, la velocidad de lixiviación aumenta 60 veces en el reactor oscilatorio en relación con la velocidad de lixiviación en frascos.
- 2.- La turbulencia y fricción favorecen la eliminación de la pasivación y la exposición de nuevas superficies al ataque del cianuro.
- 3.- La molienda que se presenta en el reactor oscilatorio tiene un efecto doble y contrario, ya que por un lado, favorece la velocidad de lixiviación al aumentar el grado de liberación, pero por otro, produce finos (los cuales adsorben iones CN^-) que disminuyen la recuperación.
- 4.- Es importante hacer un nuevo diseño del reactor oscilatorio, para disminuir los problemas que se presentaron durante la experimentación. Los problemas fueron de tipo mecánico, por lo que es conveniente rediseñar el mecanismo para evitarlos.
- 5.- El reactor oscilatorio presenta grandes ventajas en la lixiviación, así como se observa en la Tabla 17, por lo que es recomendable continuar la experimentación y ampliar su uso.

BIBLIOGRAFIA

- [1] Libaude, Jean. (1993). "Los minerales de oro", Mundo Científico, No. 148, Vol. 14. PP 657-664.
- [2] Stribrny, Bernhard. (1996). "Platinmetall-und Goldlagerstätten: Vorkommen, Produktion und Reserven". Erzmetall 49, (1996). PP 191-195.
- [3] Contreras Castro, David. (1967). " Experimentación de minerales de oro y plata por El proceso de cianuración". Comisión de Fomento Minero, 2a. edición, México, D.F., PP 66.
- [4] Pahl M. H. (1993). "Zerkleinerungstechnik", editorial Verlag TUV Rheinland, Alemania, PP. 180.
- [5] Bodlaender., (1896). Ztsch. angew. Chem. PP 583-7,
- [6] Barsky, Swinson y Hardley. (1934). Trans. A.I.M.M.E. PP 112, 660.
- [7] Habashi, F. (1967). "Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution". Montana College of Mineral Science and Technology, Vol. 59. PP 29-34.
- [8] Sulman. I.M.M. Vol. X, P 127.
- [9] Guzmán L., Yapú W., Chimenos J. M. , Viladevall M., Espiel F. (1994). "Relations between the Size Distribution of a Gold Particle System and the Leaching Curve in Cyanide Solutions". Hydrometallurgy, Vol. 36. PP. 187-189.
- [10] Combi, L. (1958). "Cyanidation of Gold and Analogous metals by Hydrocyanic Acid and Oxygen": Att. acad. nazl. Lincei, Rend., Classe sci. fis., mat. e nat. Vol. 24. PP 129-131.
- [11] Julian, H.F. , y Smart. , E. (1903). "Cyaniding Gold and Silver Ores". P. 90.
- [12] Janin. (1892). Min. Ind. PP 1, 239.
- [13] Barsky, Swinson y Hardley. "Chemistry of Cyanidation". Am. Cyanamid. Co. Tech. Paper 21.
- [14] Wadsworth M. E. (1991). "Rate Process in the Leaching of Gold and Other Metals forming Stable Complexes". H. H. Kellogg International Symposium Quantitative Description of Metal Extraction Processes, editado por N. J. Themelis y P. F. Doby, The Minerals Metals and Materials Society, 1991 and Henry Krumb Schools of Mines, Columbia University, New York. PP. 197-216.

- [15] Kameda, M. (1949). "Fundamental Studies on Solutions of Au in Cyanide Solutions II. On Equation of Reactions and Effects of Cyanide Strength and Other Variables on Dissolution Rate". 15a. Edición. Vol. 3. PP 223-230.
- [16] Kudryk, V., and Kellog H. H. (1954). "Mechanism and rate-controlling factors in the dissolutions of gold in cyanide solutions"; J. Metals, Vol. 6. PP 541-548.
- [17] Harned, H. S., and Owen, B.B. (1958). "The Physical Chemistry of Electrolytic Solutions"; Reinhold, New York.
- [18] Leaver and Woolf.(1931). "Cooper and Zinc in Cyanidation sulphides-Acid Precipitation", Tech. Paper 494. U. S. Bureau of Mines.
- [19] Clennell." The Cyanide Handbook". P 80.
- [20] Vauk W. R. A. y Muller H. A. (1961). "Grundoperationen chemischer Verfahrenstechnik", Edit. Veb Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, 5a. Edición, octubre. PP. 263-265.
- [21] Kirk D. W. Foulkes F. R. y Graydon W. F. (1980). "Gold Passivation in Aqueous Alkaline Cyanide", J. Electrochem. Soc., Vol. 127. PP. 1962-1969.
- [22] Lorenzen L. y van Deventer J. S. J. (1992). "Electrochemical Interactions between Gold and its Associated Minerals during Cyanidation". Hydrometallurgy, vol. 30. PP. 177-194.
- [23] Wiewiorowski K. T. y Mollere D. P. (1983). "Simultaneous Leaching and Cementation of Precious Metals", U.S. Patent No. 4 384 889.
- [24] Pahl M. H. (1993). "Zerkleinerungstechnik", editorial Verlag TUV Rheinland, Alemania, PP. 327-341.
- [25] Marquez M. M. (1993). "Estudio Cinético de Cementación de Oro y Plata por medio de Granalla de Zinc en Reactor Oscilatorio", Tesis de Maestría. Fac. Química UNAM, México D.F.