



24/12
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE QUIMICA

PROCESO DE AGLOMERACION - LIXIVIACION
PARA MINERALES AURIFEROS DE BAJA LEY

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO QUIMICO METALURGICO
P R E S E N T A :
PATRICIO SIXTOS COSS

1 9 8 6



Universidad Nacional
Autónoma de México



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 está 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.

I N D I C E

	PAG.
1. INTRODUCCION	1
2. DESCRIPCION DEL PROYECTO	4
3. MARCO TEORICO	6
3.1 ETAPAS DE LA CIANURACION	6
3.2 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA DISOLUCION	11
3.2.1 AREA SUPERFICIAL	11
3.2.2 VELOCIDAD DE AGITACION	11
3.2.3 CONCENTRACION DE CIANURO	13
3.2.4 TEMPERATURA	15
3.2.5 CONCENTRACION DEL ION HIDROGENO (pH)	17
3.2.6 IONES EXTRAÑOS	17
3.2.6.1 IONES ACELERADORES DE LA VELOCIDAD DE DISOLUCION	18
3.2.6.2 IONES RETARDADORES DE LA VELOCIDAD DE DISOLUCION	18
3.3 TECNICAS PARA BENEFICIAR MINERALES AURIFEROS DE BAJA LEY	21
3.4 TEORIA DE AGLOMERACION	25
3.4.1 PROCESO DE PELETIZACION	25
3.4.2 CONCEPTOS FISICOS EN LA FORMACION DE AGLOMERADOS	27
3.4.3 MECANISMOS DE FORMACION DE AGLOMERADOS	28
3.5 AGLOMERACION DE MINERALES DE ORO Y PLATA	35
3.5.1 DETERMINACION DE PARAMETROS DE AGLOMERACION	37
3.6 LIXIVIACION EN MONTONES Y A GRANEL (HEAP-LEACHING)	42
3.6.1 LIXIVIACION POR PERCOLACION CON MINERALES SIN AGLOMERACION	44
3.6.2 LIXIVIACION POR PERCOLACION CON MINERALES CON AGLOMERACION	46

	PAG.
4. DESCRIPCION Y REALIZACION EXPERIMENTAL	47
4.1 ESTUDIO DE CARACTERIZACION MINERALOGICA	47
4.1.1 ANALISIS SEMI-CUANTITATIVO ESPECTROGRAFICO.	47
4.1.2 ANALISIS QUIMICO CUANTITATIVO	47
4.1.3 DESCRIPCION MAGASCOPICA PETROGRAFICA-MINERA LOGICA	48
4.1.4 INVESTIGACION MINERALOGICA POR MICROSCOPIA ELECTRONICA DE BARRIDO	49
4.1.5 DETERMINACION DE MINERALES DE ORO	50
4.2 ANALISIS GRANULOMETRICO (CRIBAS Y/O MALLAS)	51
4.2.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO	51
4.3 CIANURACION POR AGITACION	53
4.3.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO	53
4.3.2 DETERMINACION DEL CONSUMO PROBABLE DE CAL (ALCALI PROTECTOR)	57
4.3.3 INCLUENCIA DE LA CONCENTRACION DEL CIANURO (NaCN)	57
4.3.4 INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTICULAS	58
4.4 LIXIVIACION EN MONTONES Y A GRANEL (HEAP-LEA CHING)	60
4.4.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO	60
4.4.2 LIXIVIACION SIN AGLOMERACION DE FINOS	61
4.4.3 LIXIVIACION CON AGLOMERACION DE FINOS	62
5. RESULTADOS	65
5.1 ANALISIS GRANULOMETRICO	65
5.2 PRUEBAS DE CIANURACION CON AGITACION	67
5.2.1 CONSUMO PROBABLE DE CAL (ALCALI PROTEC- TOR)	67
5.2.2 DETERMINACION DE LA CONCENTRACION OPTIMA DE CIANURO	70
5.2.3 SELECCION DEL TAMAÑO DE PARTICULA OPTIMO	75
5.3 LIXIVIACION CON Y SIN AGLOMERACION DE PARTICULAS FINAS	77

	PAG.
5.4 CONCLUSIONES	85
APENDICE	
A. DETERMINACION DE CIANURO Y CAL EN LAS MUES- TRAS	89
B. DATOS DE PRUEBAS DE LIXIVIACION CON Y SIN AGLOMERACION DE FINOS DE MINERAL	94
BIBLIOGRAFIA	111

C O N T E N I D O

1.- INTRODUCCION

2.- DESCRIPCION DEL PROYECTO

3.- MARCO TEORICO

4.- DESCRIPCION Y REALIZACION EXPERIMENTAL

5.- RESULTADOS

6.- CONCLUSIONES

1.- INTRODUCCION

Este trabajo presenta el procesamiento de minerales auríferos por lixiviación, con y sin aglomeración de partículas finas. La parte experimental a nivel laboratorio se realizó con un mineral de la mina el "Baraqueño", localizada en Huachinango Jal.; con un análisis de cabeza de 1.40 g de Au/t y 6g de Ag/t. El estudio de caracterización metalúrgica, indica que el mineral está formado por oro nativo y electrum (solución sólida de oro en plata (30-40% de plata)).

El mineral es arcilloso y contiene muchos finos lo que ocasiona bajas recuperaciones por la técnica de lixiviación a granel y en montones, debido a la formación de diferentes zonas de permeabilidad. Las recuperaciones obtenidas en las pruebas de lixiviación sin aglomeración de finos, muestran claramente bajos rendimientos de disolución (50 - 70 %), con tiempos de proceso de (17 - 20 días). Cuando se aglomera en pelets estos finos se obtienen rendimientos de disolución de (80 - 90%) en un corto lapso (5 - 7 días), aunque con mayor inversión en reactivos y equipo, que sería determinado por un análisis económico.

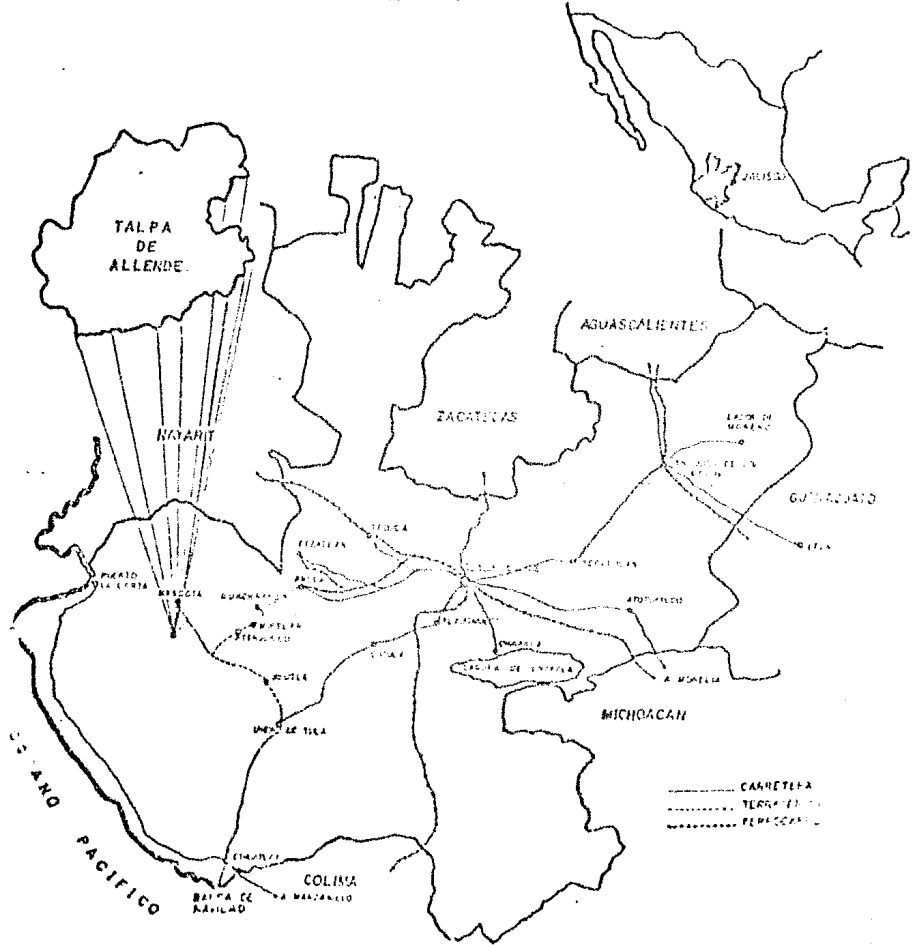
Esta tesis formó parte de un proyecto (desarrollado por la Comisión de Fomento Minero), para diseñar una planta de beneficio en Talpa de Allende, en el Km 137 de la carretera Guadajajara-Barra de Navidad, que abarcaría una gran zona minera como

son: Talpa de Allende, Mascota, Cuautla, Atenguillo, San Sebastian y Guachinango, que tratan minerales de oro y plata, su localización se muestra en el plano (fig. No. 1).

Las reservas estimadas a principios de 1985 son de ---- $7 \cdot 10^5$ a $1 \cdot 10^6$ t de mineral (*), con una ley promedio de 7g de Au/t⁽¹⁾.

* Fuente: Consejo de Recursos Minerales.

PLANO DE LOCALIZACION DE LA UNIDAD METALURGICA (TALPA) JALISCO
 FIGURA N. 1



2.- DESCRIPCION DEL PROYECTO

El proceso de lixiviación a granel y en montones se ha utilizado para beneficiar minerales de cobre (terreros), en este trabajo será aplicado para la disolución de oro y plata a partir de minerales de baja ley. Se propone un pretratamiento de aglomeración, para cuando se tratan minerales con muchos finos, arcillosos, desechos de minas, colas o lanas, o cualquier tipo de material en donde su extracción de valores con agitación no es costable. Aglomerando en nódulos el mineral se obtienen pelets porosos, permeables hacia la solución, resistentes a la rotura y a la abrasión, evitando la compactación de los finos y una baja recuperación de valores.

El objetivo es comparar el comportamiento del mineral aurífero de la mina el " Barqueño ", en forma aglomerada y sin aglomeración en relación a la lixiviación con agitación.

La experimentación se llevará a cabo en la siguiente forma:

1.- De la cantidad de mineral disponible se llevará a cabo un muestreo por cuarteo, hasta obtener una cantidad de mineral representativa del lote.

2.- Con un peso conocido de mineral se hace un análisis granulométrico, con el fin de conocer la distribución de valores.

3.- Se llevará a cabo una cianuración con agitación - para determinar: álcali protector, concentración de cianuro y tamaño de partícula óptimo para la disolución de valores.

4.- En base a los parámetros previamente determinados se realizará la lixiviación por heap leaching (a granel y en montones) sin aglomeración de finos, en tinas de percolación (2), flujo ascendente y en columna (1) flujo descendente, recirculando la solución de lixiviación en ambas.

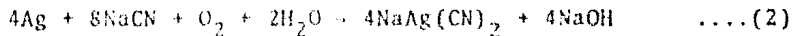
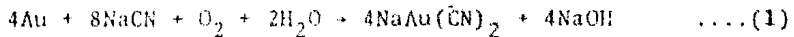
5.- Por último se aglomera en nódulos los finos y se llevara a cabo la lixiviación en tinas (2), flujo ascendente y recirculación de la solución; En la columna (1) con flujo descendente y sin recirculación de la solución de disolución.

3.- MARCO TEORICO

3.1 ETAPAS DE LA CIANURACION

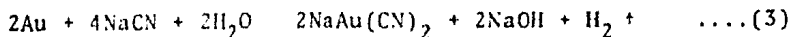
La lixiviación se define como la disolución de valores en solución. Se han sugerido agentes lixiviantes para oro y plata tales como: cloruros, tiourea, tiosulfito (hiposulfito de sodio) que tienen la ventaja de ser menos contaminantes al medio ambiente en relación a los cianuros de sodio y potasio que son los más utilizados.

Los cianuros de estos elementos (NaCN y KCN) al entrar en contacto con los valores, forman complejos cianurados de oro y plata en solución de acuerdo a las siguientes reacciones:



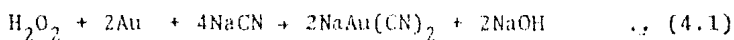
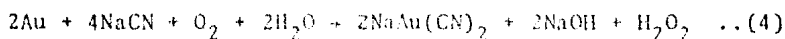
Todavía no se había establecido con éxito el proceso de cianuración como método de beneficio para minerales auríferos y argentíferos, cuando Elsner (6 en 4) estableció que el oxígeno atmosférico es esencial para la disolución de valores de oro y plata en soluciones de cianuro.

Mac Arthur y Forrest 1897, (21 en 4, 5), inventores del proceso de cianuración, no consideraron la influencia del oxígeno; sin embargo, demostraron que en la disolución se desprendía hidrógeno de acuerdo a la siguiente reacción:



que fue confirmada por Janin (1888-1892); sin embargo, otros investigadores (11 en 4, 5) llevando a cabo experimentos sobre disolución de oro y plata, concluyeron en favor de Elsner.

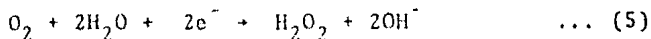
Bodländer 1896 (2 en 4, 5) sugirió que la disolución se realizaba en dos etapas, de acuerdo a las siguientes reacciones:

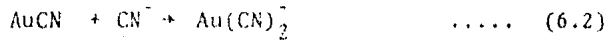
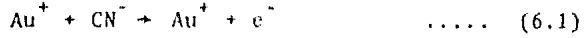


En donde el peróxido de hidrógeno se formaba como un producto intermedio, lo que comprobó al detectarlo. La ecuación total de éstas dos reproducen la ecuación de Elsner.

Barsky et al 1934 (15 en 4, 5) determinaron las energías de formación de complejos cianurados auro y argento; de estos datos calcularon los cambios de energía alimentada en las reacciones sugeridas. Sus cálculos fueron en favor de las ecuaciones de Elsner y Bodländer.

Boonstra 1943 (11 en 4, 5) fué quién reconoció que la disolución de oro en una solución de cianuro, es similar al proceso de corrosión de un metal, en donde el oxígeno disuelto en la solución es reducido a peróxido de hidrógeno y ion óxhidrilo Señaló además que la ecuación de Bodländer podía dividirse en las siguientes etapas:





que fué demostrado posteriormente por Thompson (1947).

Thomson 1947 (31 en 4, 5) demostró la acción electroquímica experimentalmente, utilizando solución de cianuro de potasio (KCN) libre de aire, pequeñas esferas de oro y una gel. Su experimentación consistió en demostrar la formación de celdas locales sobre una partícula de oro. Primero introdujo las esferas en la gel y le aplicó un sople de oxígeno en una dirección, observando como las esferas fueron corroídas por la cara opuesta al sople de oxígeno. En la figura No. 2 se muestra la formación de celdas en función de sople de oxígeno.

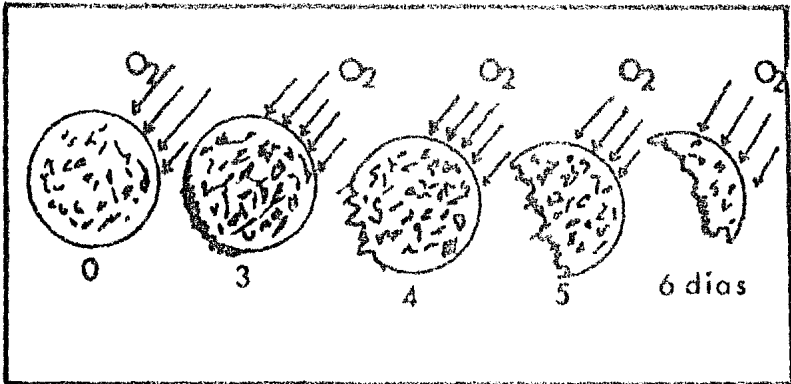
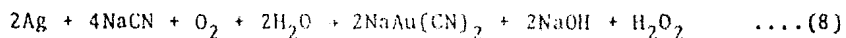
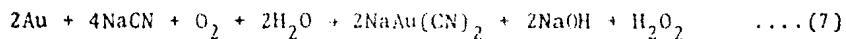


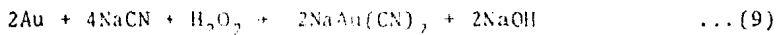
Figura No. 2 Ilustración de la naturaleza electroquímica de disolución de partículas de oro (120µm de diámetro) en KCN, en presencia de oxígeno. Las flechas indican el flujo de oxígeno. (Thompson, 1947).(4,5)

F. Habashi 1966-1967, (9,10 en 4, 5) postuló la evidencia cinética del proceso de disolución que es de naturaleza electroquímica, de acuerdo a las reacciones siguientes:

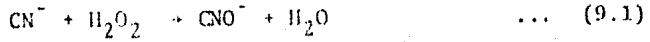


las conclusiones están basadas en:

- a) Por cada 2 equivalentes de metal disuelto se consume un mol de oxígeno.
- b) Por cada 1 equivalente de metal disuelto, 2 moles de cianuro fueron consumidos.
- c) El peróxido de hidrógeno es formado durante la disolución de oro y plata y por cada 2 equivalentes de metal disuelto, 1 mol de H_2O_2 es producida.
- d) Experimentalmente demostró que la disolución de oro y plata en solución de $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}_2$ y ausencia de oxígeno es un proceso lento, por lo tanto, la siguiente reacción se lleva a cabo en menor grado.



En realidad la disolución se inhibe si existen grandes cantidades de peróxido de hidrógeno debido a la oxidación del ion cianuro a cianato que no tiene acción disolvente sobre el metal. La siguiente reacción muestra la oxidación del cianuro.



A continuación se muestra una representación esquemática de la disolución de oro en solución de cianuro y las etapas en las cuales se lleva a cabo.

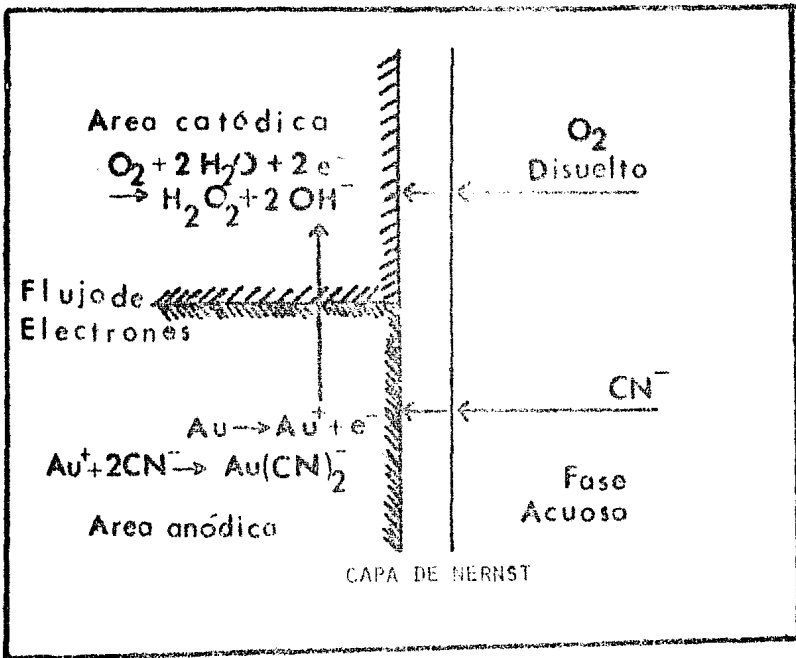


Figura No. 3 Representación esquemática de disolución electroquímica de oro en solución de cianuro. F. Habashi 1966, (1,5).

3.2 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA DISOLUCION

Existen otros factores que influyen en la disolución de oro y plata, además del cianuro y oxígeno que son los más importantes tales como:

3.2.1 Area superficial

3.2.2 Velocidad de agitación

3.2.3 Concentración de cianuro

3.2.4 Temperatura

3.2.5 Concentración del ion hidrógeno (pH)

3.2.6 Iones extraños

3.2.6.1 Iones acelerados de la velocidad de disolución

3.2.6.2 Iones retardados de la velocidad de disolución.

3.2.1 Area superficial.

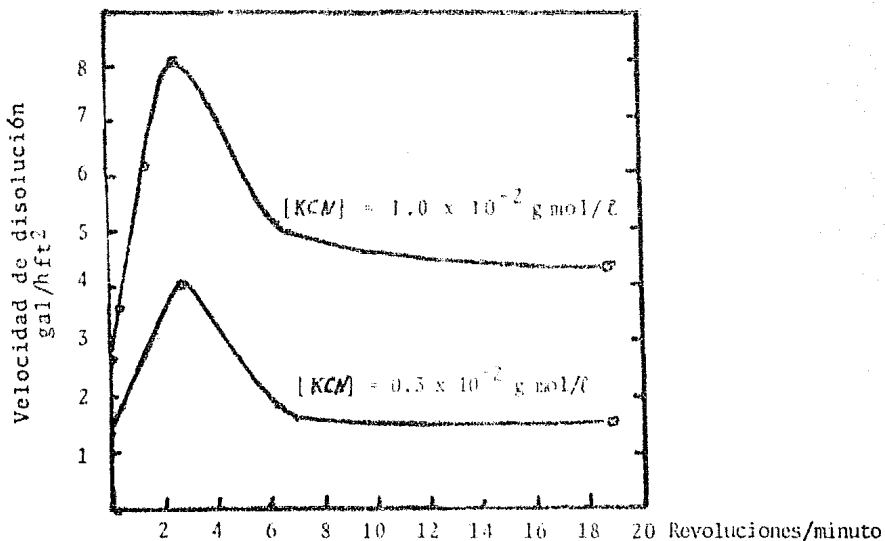
Como en todas las reacciones heterogéneas, la relación de disolución es directamente proporcional al área superficial de la partícula. Kameda 1949, (17 en 4, 5) estableció la relación lineal entre el tamaño de partícula verdadera de 104100 micrómetros y el tiempo requerido para la disolución de valores.

3.2.2 Velocidad de agitación.

De pruebas realizadas sobre minerales de plata y cobre Karkovskú y Kholmanskikh 1960, (15 en 4, 5) concluyeron que la re-

lación de disolución se incrementa linealmente con la raíz cuadrada de la velocidad, hasta que los dos metales son disueltos en solución.

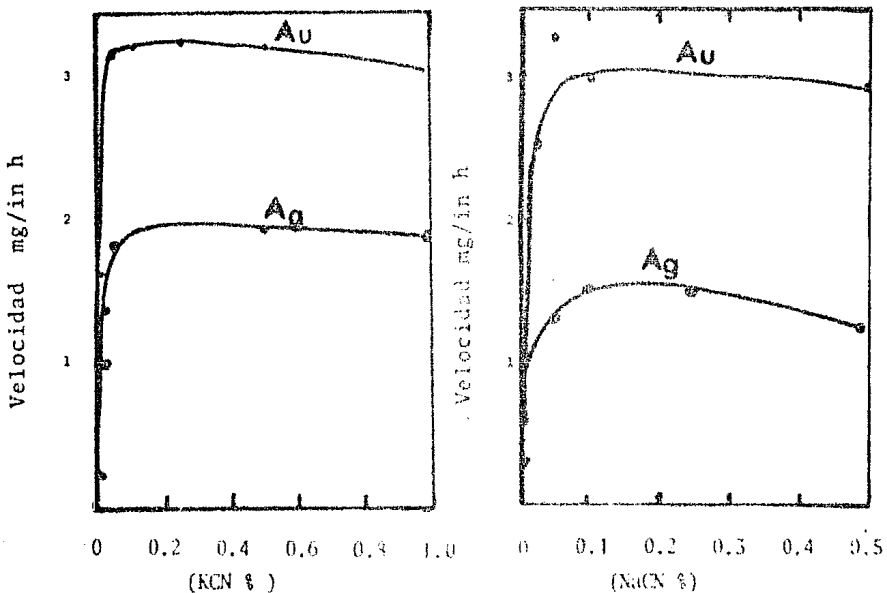
Para valores de oro sin embargo la relación de disolución se incrementa, solamente bajo ciertas velocidades de agitación (150 r.p.m.). Cathro 1963, (13 en 4, 5) confirmó que la relación de disolución del oro, disminuye a altas velocidades de agitación. En la gráfica No. 1 se observa esta variación.



Gráfica No. 1 Variación de la velocidad de disolución en función de la velocidad de agitación, a una temperatura de 25°C, 1 atmósfera de presión y concentración constante de cianuro, Kakovskú y Kholmónskikh 1960,(4).

3.2.3 Concentración de cianuro.

La velocidad de disolución aumenta linealmente con la concentración de cianuro hasta llegar a un máximo, después permanecen constantes como se observa en las siguientes gráficas.



Gráficas No. 2a y 2b Variación de la velocidad de disolución de oro y plata en función de la concentración de cianuro; KCN y NaCN: MacLaurin (1893) y Barsky et al. (1954/4).

Este comportamiento es debido al aumento en el pH, y a la hidrólisis que sufre el cianuro, de acuerdo a la siguiente reacción.



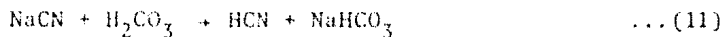
La reacción entre un ácido y una base en solución acuosa (ecuación 10) producen siempre agua y una sal, si la reacción es completa se lleva a cabo la neutralización, obteniendo una solución exactamente neutra, es decir sin iones hidrógeno o hidróxilos, pero si la reacción tiende a invertir el proceso de neutralización se lleva a cabo el proceso de hidrólisis.

Existen cuatro tipos de reacciones donde se lleva a cabo el proceso de hidrólisis, pero el de mayor interés para los propósitos de esta tesis es el de sales de ácidos débiles y bases fuertes.

Partiendo de la ecuación 10 el ion que tiende a invertir el proceso de neutralización es el CN^- , es decir lleva a cabo la hidrólisis obteniendo ácido cianhídrico (débil) que no tiene efecto sobre la disolución de valores y por el contrario un excesivo consumo de cianuro, además de obtener una solución completamente básica que aunado a la adición del álcali protector aumenta el pH y como se observó anteriormente que un alto valor de pH influye en la disolución de valores formando peróxido de calcio (CaO_2) que se deposita sobre la superficie metálica, si agregamos cal a la pulpa de inicio ya se tiene una solución básica, evitamos la hidrólisis y por lo consiguiente la neutralización, obteniendo un menor consumo de cianuro y una mayor dilución de valores.

En la práctica la adición de cal a una pulpa de oro y pla

ta, es costumbre universal, no sólo para evitar la pérdida del cianuro por hidrólisis, sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, que de otra manera liberaría ácido cianhídrico y reaccionaría con el dióxido de carbono del aire (CO₂). El ácido carbónico es más fuerte que el ácido cianhídrico y descompone la solución alcalina de cianuro según la siguiente reacción:



Reacción que puede ser evitada añadiendo cal (CaO) u otros álcalis. Estos álcalis deben mantener alcalina la solución y reaccionar con el dióxido de carbono, para formar compuestos -- que no impidan la disolución de valores presentes en el mineral.

3.2.4 Temperatura

Al aumentar la temperatura se esperaría que aumentara la actividad de la solución y por lo tanto la disolución de valores. Al mismo tiempo la cantidad de oxígeno en la solución disminuye debido a que la solubilidad de los gases es menor a mayor temperatura.

Se determinó experimentalmente que la temperatura a la -- cual se tiene la máxima disolución y no se afecta el contenido de oxígeno es de + 85°C Julian y Smart (16 en 4).

La influencia de la temperatura fue estudiada por algunos investigadores (14 en 4, 5) quienes calcularon la energía de ac

tivación del proceso, concluyendo que para oro, plata y cobre es de 2 a 5Kcal/mol, que es típico de un proceso controlado por difusión. Pero es importante notar que el valor de 14.1 Kcal/mol encontrado para la disolución de oro, bajo condiciones similares, pero a altas velocidades de agitación (1100 r.p.m.) es típico de un proceso controlado por reacción química; lo cual quiere decir que la disolución de oro, se puede llevar a cabo por difusión controlada o reacción química, dependiendo de la velocidad de agitación.

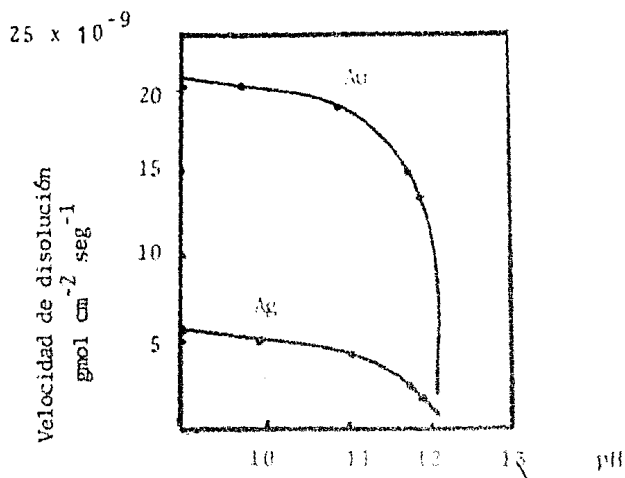
3.2.5 Concentración del ion hidrógeno (pH).

La solución de disolución de oro y plata debe ser alcalina debido a:

- i) Prevenir la hidrólisis del ion cianuro.
- ii) Evitar la descomposición del cianuro por el aire atmosférico (CO_2).

Que se llevaría a cabo según reacciones 10 y 11. Aunque en ambas se libera HCN, que en solución no tiene acción disolvente. Sin embargo, una alta alcalinidad disminuye la velocidad de disolución. Si se controla el pH se alcanzan velocidades de disolución aceptables, en la práctica el pH varía de -- (11 - 12); además de evitar la descomposición de los carbonatos del agua y neutralizar los componentes ácidos tales como sa-

les férricas, ferrosas y sulfatos de magnesio. En la gráfica No. 3 se muestra la variación de la velocidad de disolución en función del pH.



Gráfica No. 3 Variación de la velocidad de disolución de oro y plata en función del pH, en solución de KCN, Eukovská y Kholmanskikh 1959-1960 (4).

3.2.6 Iones extraños.

El oro generalmente se presenta como metal nativo y con cantidades de plata (50-40%) en aleación, comúnmente llamado electrum. Con algunos minerales como son: Pirita (FeS_2), Galena (PbS), Esfalerita (ZnS), Arsenopirita (FeAsS), Estibinita (Sb_2S_3), Pirrotita (FeS), Calcopirita (CuFeS_2) y como ganga: cuarzo (SiO_2), feldespatos (KAlSi_3O_8), micas ($\text{KAl}_3\text{Si}_7\text{O}_{20}(\text{OH})_2$) y calcitas (CaCO_3 y/o MgCO_3).

La ganga es insoluble en soluciones de cianuro, no a si los iones metálicos que son solubles y forman complejos elevando el consumo de cianuro. El material carbonáceo ocasiona la adsorción del complejo y por lo tanto, una baja recuperación.

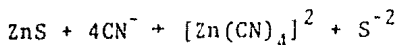
3.2.6.1 Iones aceleradores de la velocidad de disolución (4, 5).

La presencia de sales de Pb, Hg, Ba y Tl aceleran la disolución, principalmente plomo. el Pb que actúa como acelerador a concentraciones menores de 2 mg Pb/l y como retardador de la velocidad a concentraciones mayores (2 a 3 mg de Pb/l).

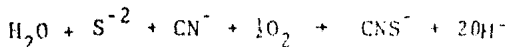
3.2.6.2 Iones retardadores de la velocidad de disolución (4, 5).

El efecto de retardo en la velocidad de disolución se debe a:

- a) Al consumo de oxígeno en la solución de lixiviación por iones tales como: Fe^{2+} , S^{2-} y HS^- .
- b) Alto consumo de cianuro en la solución debido a:
 - i) La formación de complejos indeseables de Zn^{2+} , Cu^{2+} , Ni^{2+} y Mn^{2+} .



ii) La formación del tiocianato (CNS^-).



iii) Adsorción sobre el material de ganga, sílica coloidal, alumina e hidróxido férrico.

c) Formación de una capa delgada sobre la superficie del metal, la cual evita la disolución de valores y es debido a:

i) Sulfuros.- El auro-sulfuro formado cuando existe azufre en la solución.

ii) Peróxidos.- La formación del peróxido de calcio (CaO_2) que se deposita sobre la superficie metálica en soluciones altamente alcalinas $\text{pH} > 11.5$.

iii) Óxidos.- Si existen agentes altamente oxidantes se forma una capa de óxido de oro que imparte un color rojo a la superficie del metal.

iv) Cianuros insolubles.- A concentraciones altas de plomo y Etil Xantato (0.4 ppm) forman unas capas delgadas insolubles ($\text{Pb}(\text{CN})_2$) sobre las partículas retardando la velocidad de disolución de los valores.

Los minerales de oro que contienen Pirrotita (FeS) son más difíciles de lixiviar con cianuro, debido al consumo de oxígeno y cianuro en la solución, además de la formación de iones como azufre, polisulfuro y tiocianato. Pudiendo disminuir esta dificultad, adicionando sales de plomo como óxido, nitrato y/o acetato. Estos eliminan los iones sulfuro, tan -

pronto como forman el sulfuro de plomo insoluble. La adición de permanganato de potasio (KMnO_4) es con el mismo propósito, solo que los sulfuros son oxidados a iones sulfato.

3.2 TECNICAS PARA BENEFICIAR MINERALES AURIFEROS DE BAJA LEY.

Las técnicas que existen para beneficiar minerales auríferos de baja ley y residuos de mina son:

- a) Cianuración in situ (2, 3).
- b) Cianuración en montones y a granel (6, 7, 8).
 - b.1) Percolación sin aglomeración de partículas finas.
 - b.2) Percolación con aglomeración de partículas finas.
- c) Cianuración con agitación (9, 10 y 11).

De las técnicas anteriores se utilizó en este trabajo la cianuración en montones y a granel en sus dos versiones, esta decisión es en base a que el mineral tiene gran cantidad de arcillas y finos, generados durante la explotación del yacimiento.

La técnica de aglomeración (12, 14 y 15) (Peletizado), ha sido usada en otros minerales. Desde 1911 se peletizaron minerales de hierro y desde entonces su uso se ha extendido para aglomerar finos de muchos otros minerales de manganeso, estaño y fosfatos.

En 1905 T.C. Scrutton (1 en 8) desarrolló una técnica, para obtener lixiviación rápida en tinas o cubas con mineral arci

lloso, en donde el oro venía finamente diseminado y era necesario hacer un pre-tratamiento de aglomeración. Su técnica consistía en hacer rodar el mineral sobre un tambor rotatorio, el cual tenía una inclinación de 60 grados, obteniendo aglomerados o pellets fácilmente permeables hacia la solución de cianuro, sin embargo a estos aglomerados les faltaba rigidez, asegurando buena lixiviación por percolación y lavado, pero con una gran dificultad que no podía usar comas con altura superiores de 3 ft (91.44 cm), ya que si ésta es mayor se dificultaba el flujo en la lixiviación y lavado, causando una baja recuperación de valores.

En 1937 Shepard (2 en 8) et al., estudiaron el efecto de la adición de cal (CaO) y (CaCO_3), en desechos auríferos, para hacer aglomerados capaces de ser lixiviados en tinajas o columnas.

Desde entonces, se empezaron a hacer pruebas sobre la necesidad de aglomerar los finos para evitar problemas de baja permeabilidad. Por ejemplo, se han hecho investigaciones sobre los parámetros a controlar en la formación de aglomerados capaces de ser lixiviados por una técnica en la cual la inversión sea mínima, como es el caso de la lixiviación a granel.

Las variables o parámetros a controlar durante la aglomeración para su posterior tratamiento de lixiviación son:

i) Tipo de agentes aglutinantes

- ii) Cantidad de agua necesaria para la formación de pellets (humedad).
- iii) Tiempo de secado a temperatura ambiente.
- iv) Velocidad de flujo lixiviante.

Estos parámetros se determinan haciendo pruebas sobre el mineral.

A pesar de que ya se conocía el proceso de aglomeración, no es sino hasta los 70's cuando en E.U., se empieza a poner en práctica a nivel industrial, tratando minerales Auro-Argentíferos de baja ley, arcillosos y con muchos finos. En el Cuadro No. 1 se muestra un resumen de cinco plantas comerciales que utilizan este pre-tratamiento de aglomeración.

Cuadro No. 1 Condiciones de aglomeración de cinco plantas que tratan minerales auríferos por lixiviación (8)

PLANTA OPERACION	PROCESO tpd	TAMARO		AGLUTINANTE ADICIONADO		AGLOMERACION EQUIPO HUMEDAD		SECADO h	CICLO DE LIXIVIACION días	RENDIMIENTO Au%
		inch	mm	TIPO	Kg/t		%			
ARIZONA (Au) Lixiviación por lotes	20	3/8	9.52	Cemento	10	Tambor	10	48	5	90
COLORADO (Au) Lixiviación en tina	1500	1/2	12.7	Cemento FlyAsh	13	Tambor	13	8	3	90
ARIZONA (Ag) Lixiviación por lotes	2000	1/2	12.7	Cal	7	Tambor	10-12	72	7	90
NORTHERN NEVADA (Au) Lixiviación por lotes	2500	5/8	15.87	Cemento	7-10	Tambor	9-13	48-72	20	(a)
EASTERN NEVADA (Au) Lixiviación por lotes	3000	3/4	19.50	Cemento	4-10	Tambor	8	8	20-80	70-90

(a) No especificada

3.4 TEORIA DE LA AGLOMERACION.

Los procesos de aglomeración de finos han cobrado una enorme importancia en los procesos industriales y particularmente en la industria del hierro, obteniendo grandes ventajas en la transportación, evitando la contaminación del medio ambiente al transportar mineral finos de concentrados, además de obtener un incremento en la eficiencia y operación de los hornos.

Existen gran cantidad de métodos para hacer aglomerados (12, 13 y 15) como son: a) Nodulizado, b) Sintetizado, c) Peletizado, que son utilizados para la obtención de aglomerados, principalmente finos de minerales de hierro (menos de 2 mm) y otros materiales como nódulo de manganeso, estano, fosfatos y para minerales de oro y plata actualmente, de las técnicas mencionadas anteriormente para realizar aglomerados, la utilizada en ésta tesis es la de peletización.

3.4.1 PROCESO DE PELETIZACION.

El pellet se forma por rodamiento de una masa mineral fina, previa adición del aglutinante y la humedad requerida. Esta idea fué propuesta por Anderson en Suecia en 1913, pero nunca se llevó a cabo a nivel industrial. Al mismo tiempo un proceso similar fué propuesto por Brackalsburg en Alemania en 1930 (29 en 12) y en esa misma década desarrollan un proceso

de boleo en los E.U., pero no es sino hasta 1950 cuando se ini
cia el proceso a nivel industrial instalando la primera planta
comercial en Suecia procesando de 10 a 60 mil t/año, pero una
planta de mayor capacidad fué instalada en los E.U. (6×10^6 t/año)
en 1955 para minerales de hierro.

Para lixiviar en leches, minerales de oro y plata finamente
divididos, los cuales causan grandes problemas al cianurarlos
los, se les hace un pre-tratamiento de aglomeración en tambor
o plato pelletizador a temperatura ambiente.

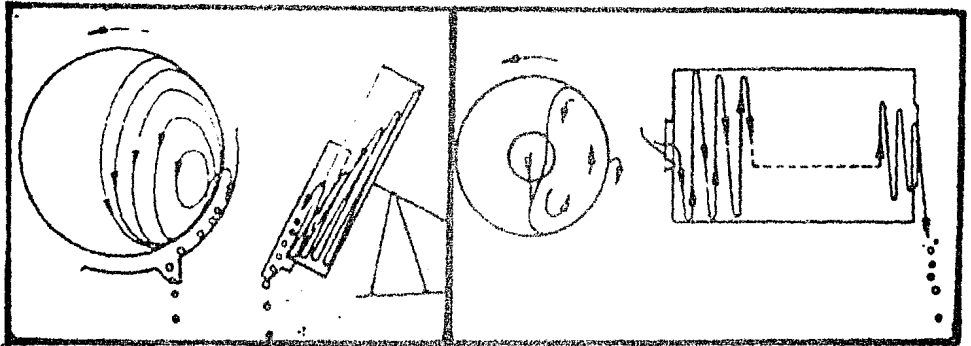


Figura No. 5 Representación esquemática de un plato y tambor pelletizador y la formación de aglomerados.

3.4.2 CONCEPTOS FISICOS EN LA FORMACION DE AGLOMERADOS (12, 13).

Existen dos tipos de fuerzas que contribuyen a la formación del pellet a partir de partículas minerales finamente divididas.

- a) Fuerzas de naturaleza electrostática
- b) Fuerzas centrífuga y aceleración de la gravedad.

Las primeras resultan de un número de propiedades dentro de las cuales se pueden mencionar las siguientes: a) Atracción entre partículas sólidas, debido a las fuerzas de Van Der Waals, fuerzas magnéticas o cargas electrostáticas, b) Efecto de ensamble entre partículas, controlada por la formación de la partícula, c) Fuerzas de adhesión y cohesión con ligaduras puente móviles, d) Fuerza interfacial y capilar debido a la presencia de fases líquidas. Las fuerzas de los pellets verdes se deben a las fuerzas físicas que sujetan las partículas mismas dependiendo de los factores como son tamaño de partícula, carga superficial, estructura cristalina, densidad de empaquetamiento y aditivos.

De cálculos realizados por Fuesternau (13) indican que la mayor fuerza física se obtiene en presencia de un líquido que humedece completamente la superficie de la partícula sólida formando la capilaridad y la atracción de las partículas debido a la tensión interfacial aire-líquido, éstas fuerzas capilares dependen de la relativa distribución del líquido y la fase de aire en el aglomerado poroso.

Las fuerzas centrífuga y de aceleración de la gravedad se requieren para ligar las partículas húmedas individuales o en -

grupo, a especies aglomeradas en el plato peletizador.

3.4.3 MECANISMOS DE FORMACION DE AGLOMERADOS.

Las investigaciones realizadas para este fin, demuestran que existe una gran relación entre la formación del aglomerado y el contenido de humedad, si éste es mínimo el material alimentado al equipo se adhiere a la superficie, por el contrario si éste es mayor la formación del pellet es lenta y pequeños - aglomerados son formados, existe un rango crítico de humedad - en la formación del pellet que varía en función del mineral y es de alrededor del 10%.

Este contenido de humedad es esencial para iniciar la for mación del núcleo saturado y con un exceso de humedad en su su perficie que le imparte cierto grado de plasticidad. La defor mación parcial se lleva a cabo cuando dos núcleos están en coa lisión y el exceso de humedad da un efecto de cohesión sobre - el área de contacto. El tamaño final del aglomerado estará en función del tiempo de residencia del mineral en el equipo, ade más del ángulo de inclinación y velocidad de rotación. Kapur y Fuersternau en un estudio (12, 13) demuestran que el número de bolas producidas está en función del número de revoluciones -- del equipo y se divide en tres etapas que se caracterizan por tres mecanismos diferentes.

a) Etapa de crecimiento del núcleo

b) Etapa de transición

c) Etapa de crecimiento del pellet.

a) Etapa del crecimiento del núcleo.

Cuando el material es alimentado con la humedad requerida al equipo de aglomeración, el potencial de crecimiento del núcleo se debe a la energía superficial asociada inicialmente con la película de agua que está rodeando a las partículas y cuando éstas entran en contacto con otras, el líquido de la capa coalesce forma una unión pendular en ese punto de contacto, reduciendo así el área de interfase mineral-agua.

El proceso de nucleación es un pre-requisito en la aglomeración a partir del crecimiento del núcleo, el núcleo formado representa una configuración más estable, completamente porosa y cuyo resultado consiste de tres fases: i) Agua, ii) Aire atrapado y iii) Partículas sólidas. La velocidad de crecimiento del núcleo se relaciona con la superficie específica y no con el área específica del material alimentado. En esta región el tamaño de la bola está en su rango más pequeño.

b) Etapa de transición.

El núcleo después de rodar desde lo más alto, se observa como un envoltorio con capilares orientados casualmente sobre la pared y son cubiertos por una capa de agua como lo muestra la figura 6a, que además son compactados. Los intersticios vacíos decrecen continuamente y los capilares se contraen al lle-

narse de agua como se muestran en la figura 6b.

Arreglo esquemático de:

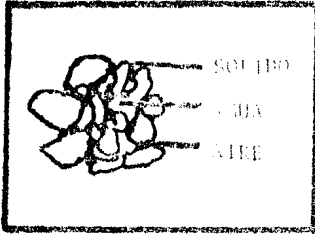


Figura 6a

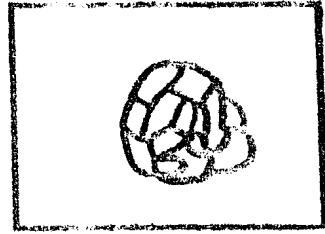


Figura 6b

6a) Aglomerado sólido-agua-aire

6b) Aglomerado sólido-agua

Las fuerzas capilares son las causantes de que las partículas sean sacadas con la acción del giro del disco o tambor, causando al gránulo una rápida densidad.

La segregación de agua ocurre a un número pequeño de revoluciones del tambor y altera el mecanismo de crecimiento. Aparte del aire que queda atrapado el centro consiste de dos fases sólido y agua. La superficie del gránulo da el área, sin embargo, éste es altamente plástico y el crecimiento de la bola por simple coalescencia de un gran número de gránulos puede llevarse a cabo fácilmente, tales gránulos crecen más rápidamente que los que están presentes como núcleos. En el rango de transición el tamaño de los gránulos y las bolas se comienzan a envolver.

c) Etapa de crecimiento del pellet.

En esta región se considera que los gránulos y las bolas -

consisten de un firme empaquetamiento interior, rodeado por una débil corteza húmeda. Kapur y Fuesterman (33 en 12, 13), consideran que el crecimiento de la bola se lleva a cabo por la coalescencia de dos o más gránulos, a pesar de su relativo tamaño. Sin embargo, dos o más gránulos o bolas fueron empaquetadas juntos con una configuración favorable que al rodar forma una esfera grande. Otros posibles mecanismos que ocurren durante el período de crecimiento de la bola y que pueden afectar la fuerza dinámica en su formación son:

- i) Decoalescencia, cuando las esferas de la masa resulta en partes del conglomerado.
- ii) Fragmentación, cuando una bola rebota con suficiente velocidad puede conducir a una rotura.
- iii) Abrasión y transferencia de pequeños volúmenes de elementos desde la superficie de una bola hasta otra.

En i) y ii) los Fragmentos producidos fueron requisitos para combinarse con pequeños gránulos o con ellos mismos hasta formar pellets grandes.

Los conceptos básicos fundamentales de los mecanismos que causan los cambios de tamaño en las especies aglomeradas están presentes en la figura no. 7. Estos mecanismos forman una serie completa de eventos elementales que pueden causar cambios en número y/o tamaño de los pellets. La formación de pellets verdes y el fenómeno de crecimiento pueden ser reprocesado por

una combinación de uno o más de los siete mecanismos elementales.

Durante el proceso de boleo predomina el mecanismo de crecimiento, en donde están la nucleación y coalescencia con cierta cantidad de transferencia de abrasión y rotura de capa o estragto. Por otro lado, en operaciones de boleo en la industria, la mezcla es alimentada continuamente y cargada al sistema.

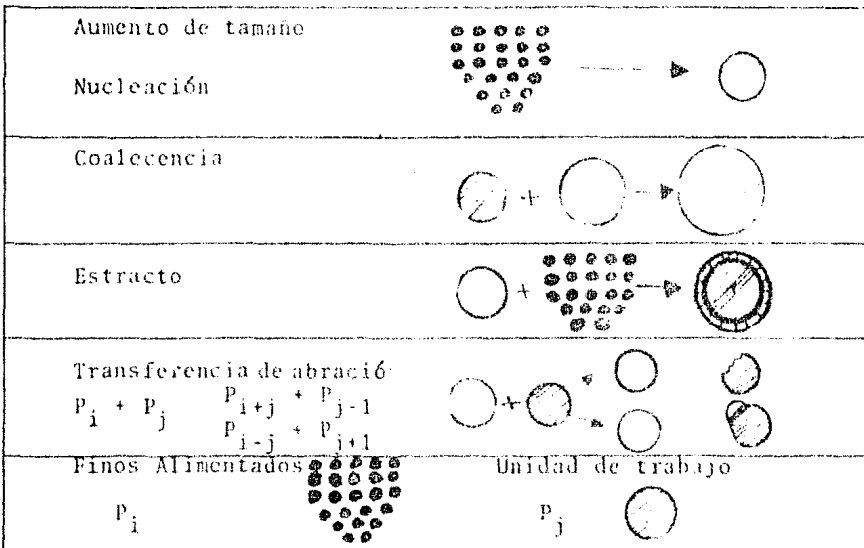


Figura No. 7 Representación de los mecanismos en el cambio de tamaño en procesos de aglomerados: (13).

Los pellets de óxidos de hierro tratados posteriormente por una reducción carbotérmica, a altas temperaturas deben pasar por las siguientes pruebas (12, 13)

a) Propiedades físicas:

- i) Resistencia a la caída y a la abrasión
- ii) Resistencia a la compresión (135-250 kg)
- iii) Tamaño del pellet (-16 μ + 9.5mm en 90% y -5 mm en 5%).
- iv) Porosidad.

Esta última propiedad es importante en los pellets verdes y precalentados, en el secado se elimina la humedad en forma de vapor por los poros, en la etapa de precalentamiento el oxígeno requerido para la oxidación de magnetita a hematita entra vía los poros y la velocidad de oxidación es directamente proporcional al tamaño y distribución de los poros. En pellets precalentados la porosidad depende de la temperatura de calentamiento empleada y el tiempo que estuvo expuesto a esta temperatura. Típicamente para pellets secos la porosidad es de 31-36% y en pellets precalentados del 22-30%.

b) Propiedades químicas.

Se requieren pellets con la mayor cantidad de hierro y mínima cantidad de impurezas para una buena eficiencia en el horno.

Sin embargo, los pellets que pasan por una lixiviación a

granel y en montones deben poseer las siguientes propiedades, aunque no existe un rango de valores sobre pruebas realizadas, ya que esta técnica para hacer aglomerados de minerales de oro y plata es muy reciente.

b) Propiedades físicas

- i) Resistencia a la caída y a la abrasión
- ii) Resistencia a la compresión
- iii) Tamaño del pellet
- iv) Porosidad

c) Propiedades químicas.

La gran diferencia que existe entre éstos dos tipos de pellets es que estos últimos no pasan por un proceso de cocimiento, simplemente se utilizan en verde y completamente secos.

3.5 AGLOMERACION DE MINERALES DE ORO Y PLATA.

Al percolar minerales muy heterogéneos (gruesos y finos) por un método que no requiere una gran inversión, el problema principal son los finos y es ahí donde se propone el pre-tratamiento de Aglomeración. Esta técnica ya se conocía desde hace mucho tiempo utilizándose primeramente para hacer pellets de minerales de hierro.

T. C. Serutton (1 en 8) inició la investigación de las características que deberían poseer estos aglomerados, determinando las etapas que debe cubrir el mineral antes del pelletizado y éstas son (8, 16, 17):

- i) Homogenización y mezclado del mineral con un agente aglutinante.
- ii) Ajuste del contenido de humedad.
- iii) Aglomerar en húmedo en el equipo seleccionado.
- iv) Secado de los pellets a temperatura ambiente.
- v) Examinar la resistencia del Pellet al flujo de lixiviación.

El agente aglutinante puede ser cualquier material convencional empleado para unir partículas finamente divididas como son: Cal viva (CaO), Oxido de magnesio (MgO), cemento portland, que han sido utilizados con resultados satisfactorios; sin em-

bargo, existen otros como son Calcio, Cemento de Alumina, Dolomitas, Silicatos inorgánicos, cales hidratadas y Bentonita.

3.5.1 DETERMINACION DE PARAMETROS DE AGLOMERACION.

Es necesario determinar los parámetros de aglomeración más importantes como son: Agente aglutinante, humedad y tiempo de secado de los pellets.

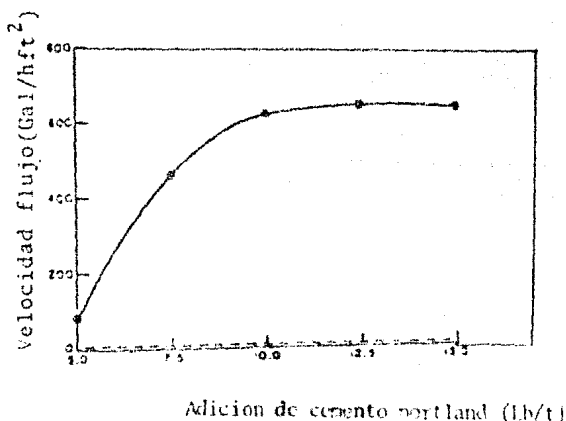
En seguida se muestra un estudio (17) en donde se determinan experimentalmente las condiciones de aglomeración para minerales de oro.

La experimentación se llevó a cabo con mineral de oro, el cual tiene una ley de 0.0902 oz Au/t (2.8 g Au/t) y como impureza cuarzo, feldespatos, arcillas y óxido de hierro. Se llevan a cabo de 5 a 7 pruebas por parámetros, se utiliza una cantidad de 50 lb de mineral (22.67 Kg) y a un tamaño de 3/8 pulg. (9.52 mm) y el 30.3% a 200 mallas son arcillas y óxido de hierro, llevándose a cabo en plato peletizador.

Primero se determinó la cantidad de agente aglutinante, utilizando cemento el cual fue mezclado en cantidades de 0-15 lb/t mineral (0-6.8 Kg. cemento/t mineral), la cantidad de agua fue del 12% y aglomerando el material fino, los nódulos fueron colocados en una columna y dejados secar o curados durante 24 hs., a temperatura ambiente, después se inicia la lixiviación por percolación sobre el material aglomerado en condiciones de flujo ascendente y con recirculación. La gráfica No. 4 muestra el flujo máximo alcanzado con la tercera prueba

y con una cantidad de cemento de 10 Lb/t (4.53 Kg/t), bajo estas condiciones la cantidad de agente aglutinante (cemento) se utiliza como protector alcalino.

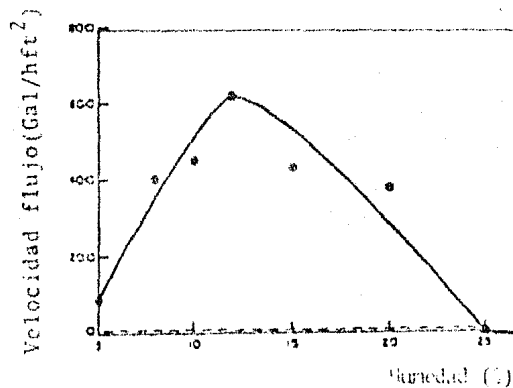
Al obtener alta velocidad de flujo a través de los nódulos, los datos demuestran que los pellets son muy estables, porosos y no se quiebran bajo exageradas condiciones de lixiviación. Además de indicar que también se puede lixiviar en tinas utilizando pellets aglomerados con cemento.



Gráfica No. 4 Variación de la velocidad solución lixivante sobre nódulos aglomerados con cemento, a temperatura ambiente, 12% de humedad y 24 hs., de secado (17)

-Determinación de humedad.

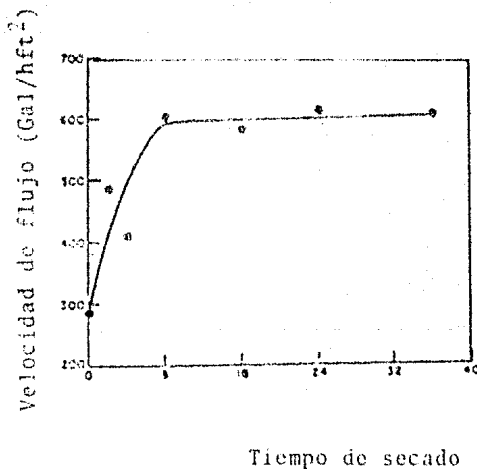
En este experimento se varía la cantidad de agua necesaria para aglomerar el mineral, utilizando como aglutinante cemento en la proporción determinada. La humedad se varía de 5-25%. La gráfica No. 5 muestra el flujo de solución a través de los nódulos, el cual se incrementa conforme aumenta el contenido de humedad, hasta un máximo de alrededor de 600 Gal/hft² con el 12% de humedad. Estos datos muestran que si se adiciona demasiada agua se forma una masa y no forma aglomerados. El contenido de humedad para aglomerar este mineral es 12%, pero utilizando humedad de 8 al 16% se obtienen aglomerados aceptables.



Gráfica No. 5 Variación de la velocidad flujo a través de nódulos aglomerados con cemento y humedad variable a temperatura ambiente(17).

-Determinación del tiempo de secado.

Los nódulos realizados para determinar el tiempo de curado y/o secado se hicieron a las condiciones determinadas; cemento como agente aglutinante 10 lb/t (4.5 kg/t), humedad del 12%. Las cargas de aglomerados curados fueron de 0-36 hs., a temperatura ambiente en la columna de lixiviación. La Gráfica No. 6 muestra que un tiempo de secado de 8 hs., para nódulos aglomerados con cemento, se obtiene el máximo flujo, pero si el agente ligante es cal se debe dar un tiempo de secado de -- 24 hs., como máximo.



Gráfica No. 6 Variación de la velocidad de flujo en función a la variación del tiempo de secado, a temperatura ambiente(17).

Los resultados de éstas pruebas se muestran en seguida:

Concepto	Datos
-Aglutinante cemento	10 Lb/t
-Humedad (H ₂ O)	12 %
-Tiempo de secado	8 Hs.
-Flujo obtenido	610 gal/hft ²
-Disolución de ore	70 %

3.6 LIXIVIACION EN MONTONES Y A GRANEL (HEAP-LEACHING).

Los métodos de lixiviación se pueden dividir en dos grupos. Primeramente aquéllos que requieren de una gran inversión: Agitación con soplo de oxígeno, Agitación en tanques, a presión -- (Auto-claves) y a presión en tubos digestores que se utilizan principalmente donde existe suficiente tonelaje de mineral para amortiguar la inversión o donde la recuperación de los valores debe ser rápida. En segundo lugar, aquéllos que su inversión es mínima, pero el tiempo de lixiviación es mayor y son: in situ, en montones y a granel (heap-leaching), y percolación en tinas o columnas. Estos últimos se tratan ampliamente, debido a que se utilizaron en la parte experimental de este trabajo.

Con éste método se aprovechan minerales de bajo grado, desechos de mina y depósitos pequeños, se pueden llevar a cabo -- con dos técnicas diferentes como son:

- a) Lixiviación sin aglomeración de partículas finas.
- b) Lixiviación con aglomeración de partículas finas.

El mineral que va a ser lixiviado en cualquiera de éstas

dos técnicas debe cumplir ciertas características, debido a que la disolución se hace con mineral sin tratar, simplemente triturado a tamaños de 4-8 pulg. (10-20 cm):

- i) Que sus valores sean disueltos por el cianuro.
- ii) El tamaño de las partículas 120 micrómetros (1.2×10^{-2} cm), Thompson 1947 (31 en 4), forme un par electroquímico.
- iii) El montón del mineral debe ser poroso hacia la solución y a su vez permeable durante el relativo ciclo de lixiviación.
- iv) Libre de materiales carbonáceos, para evitar la adsorción del oro disuelto, causando una prematura precipitación de sus valores.
- v) Debe ser libre de sustancias que destruyan el cianuro y/o interfieran en la disolución (sulfuros de Sb, Zn, Cu y As).
- vi) Minerales que no contengan cantidades excesivas de finos o constituyentes arcillosos que impiden el paso de la solución a través de los valores, formando canales y zonas de baja permeabilidad. La figura (4) muestra un montón con partículas finas segregadas, causando una baja disolución de valores (8).
- vii) Minerales libres de constituyentes ácidos, debido a que causan un gran consumo de cal.



Figura No. 4 Segregación de partículas finas, en lixiviación por lotes. H.J. Heinen y G.E. McClelland Buro of Mines RI 8388 (8).

Se lleva a cabo sobre almoadillas impermeables, previamente preparadas, con una inclinación y canales de recuperación de la solución que contiene los valores disueltos. Las almoadillas pueden ser de:

- i) Cal compactada con bentonita
- ii) Asfalto mezclado sobre grava
- iii) Concreto reforzado
- iv) Plástico o goma sobre metal laminado.

3.6.1 Lixiviación por percolación con mineral sin aglomeración.

Este método utiliza mineral triturado a menor tamaño que la lixiviación por lotes, sólo que la disolución se lleva a ca-

bo en tanques o columnas tal y como se realiza a nivel laboratorio. Se puede llevar a cabo con flujos ascendentes o descendentes, el tamaño del mineral es de $\pm 1/4$ pulg. (6 mm) tratando de no hacer mucho fino, no debe haber lamas ni componentes semejantes a los del barro que puedan entorpecer la percolación.

Las tinas o columnas están dispuestas de tal manera que faciliten la carga y la descarga del mineral, los tanques tienen filtros en la parte inferior, construídos de tal manera que se pueda bombear la solución, no se necesita precauciones especiales al cargar los depósitos, excepto que la distribución de la carga sea uniforme evitando la segregación, ya que si esta existe se formarían canales a través del mineral.

La percolación con flujo ascendente es la más usual, debido a que el mineral tiene mayor tiempo de contacto con la solución lixivante y por lo tanto existe una mayor disolución; se lleva a cabo en períodos cortos o largos, dependiendo del tamaño del mineral; para lapsos cortos se utiliza mineral de $\pm 3/4$ pulg. (19.5 mm) y finos a $\pm 1/4$ pulg. (6.35 mm); el ciclo se mide en días (7-30) y cuando termina se saca el residuo y se inicia otro. Con el de períodos largos el mineral no tratado, poroso y desecho de mina de ± 6 pulg. (152.4 mm) y el tiempo de proceso es de (30-40 días). Esta técnica es idéntica a la lixiviación sobre almoadillas, (heap-leaching) sólo que aquí se lleva a cabo en tanques y el flujo es ascendente.

3.6.2 Lixiviación por percolación con mineral aglomerado.

La aglomeración en (pellets) de los finos es una alternativa para lixiviar minerales finamente divididos, arcillosos y -- con gran cantidad de lamas o lodos (clasificados como -50 micrómetros o Malla -270), debido a que estos finos causan segregación y una disminución en la velocidad de flujo, que producen canales y zonas de inactividad dando como resultado un periodo de lixiviación no razonable y una pobre disolución de valores. Debido a ésto se propone un pre-tratamiento de aglomeración de los finos, que al hacerlos forman nódulos o bolas perosas y resistentes a la abrasión, obteniendo una buena relación de flujo y por lo tanto, se espera una mayor disolución de valores.

4. DESCRIPCION Y REALIZACION EXPERIMENTAL.

4.1 Estudio de caracterización mineralógica.

4.1.1 Análisis semi-cuantitativo espectrográfico.

La composición química elemental del mineral de la mina el Barqueño, se determinó por espectrografía de emisión, los resultados se observan en el cuadro No. 3.

Proporción Estimada		Elementos
Mayor de	10 %	Si, Fe
De	1.0 - 10 %	Al, Mg, Na, K
De	0.1 - 1.0%	Ti, Ba
De	0.01 - 0.1%	Cu, Pb, Mn, Ca
Menor de	0.01%	V, Cr, Zr, Ag, Mo

CUADRO No. 3

4.1.2 Análisis químico cuantitativo.

Los elementos de mayor interés se analizaron por ensaye (oro y plata), el cobre, zinc, plomo y azufre se determinaron por absorción atómica, el hierro y los insolubles por vía húmeda, en base a la técnica del laboratorio de la Comisión de Fomento Minero (11); los resultados obtenidos se muestran en el cuadro No. 4.

Elementos	Total
Au	1.40 g/t
Ag	6.0 g/t
Cu	0.052 %
Zn	0.040 %
Pb	0.016 %
Fe	7.50 %
S	0.04 %
Insoluble	77.75

CUADRO No. 4

4.1.3 Descripción Magascópica petrográfica-mineralógica.

La muestra corresponde a un compuesto de fragmentos de roca de color diferente pero textura similar. Un tipo es de color verde claro con superficie sana y pardo rojiza, amarillo acre en su superficie, debiéndose este color a los óxidos de hierro. Esta roca tiene textura porfídica donde los fenocristales de plagioclasas ($\text{Na}_2, \text{Ca} \text{Al}_2 \text{Si}_6 \text{O}_8$) principalmente hemiédricos están parcialmente alterados a minerales arcillosos; mientras que la matriz afanítica está constituida por minerales arcillosos y clorita.

Otro tipo de roca es de color pardo verdosa claro, con su superficie de alteración de color pardo rojiza, negro y amarillo acre, producidos por los óxidos de hierro. Su textura es piróclásica, constituida por fragmentos de roca ígnea de textura afanítica, fragmentos redondeados y subredondeados de crista-

les de plagioclasas.

4.1.4 Investigación mineralógica por microscopía electrónica de barrido.

Su objetivo es determinar las especies minerales que contengan oro en la muestra procedente del Barqueño, cuya ley es de 1.40 g/t de oro y 6.0 g/t de plata.

Dada la dificultad para la determinación mineralógica el estudio se efectuó sobre un concentrado de flotación, con una ley de 41.65 g Au/t, el concentrado fué lavado y empastillado en resina, siendo posteriormente recubierto con grafito y analizado con un espectrómetro de energía dispersiva de rayos X, adaptado al microscopio electrónico de barrido, la caracterización mineralógica comprende en general: cuarzo, (SiO_2) feldespatos (KAlSi_3O_8), óxidos de hierro, manganeso, minerales arcillosos y clorita. El siguiente cuadro muestra las especies minerales encontradas, así como su proporción estimada.

Proporción Estimada	Especies Minerales
Mayor	Cuarzo.
Mediana	Oxidos y/o Hidróxidos Hierro y Feldespatos.
Menor	Rutilo, Ilmenita, Clorita.
Pequeña	Barita, Esfalerita, Piritita, Calcita, Oxidos de Manganeso, Galena, Calcopirita y Sulfosales de plomo.
Indicios	Arsenopirita, Cronita, Oxidos de Antimonio, Quensenlita, Electrum, Oro nativo, Fases minerales de Lantano y Neodimio.

4.1.5 Determinación de minerales de oro.

Sólo se identificaron dos partículas de especies mineralizadas de oro en la briqueta analizada, que corresponde a oro nativo y electrum; el oro nativo se observa en tamaño de 63 micrómetros (6.3×10^{-7} cm), intercrecido con cuarzo el cual a su vez tiene inclusiones de hierro; éste oro nativo contiene plata en solución sólida.

El electrum se observa liberado con un tamaño de partículas de 75 micrómetros (7.5×10^{-7} cm) en forma de láminas, intercrecida con una escama de clorita).

4.2 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO (CRIBAS Y/O MALLAS)

El análisis de mallas llamado comúnmente granulométrico o de cribas, se efectuó con mineral de cabeza (composito original), con el fin de conocer las distribuciones de valores de los metales preciosos, para lo cual se parte de una cantidad de mineral previamente pesada (\pm 8.0 Kg), adicionándolo en la máquina Gilson durante 15 min., previa colocación de las mallas y encendido del motor. Las mallas sobre las que se criba el mineral son 2', $1\frac{1}{2}'$, 1', $\frac{3}{4}'$, $\frac{1}{2}'$, $\frac{1}{4}'$, 6#, 16#, 20#, 48# respectivamente, obteniéndose después del tiempo determinado las fracciones de mineral retenido en cada malla siendo pesadas y mandadas a analizar por Au y Ag los cuales una vez determinados y conocidas las leyes se lleva a cabo el balance metalúrgico en base a las siguientes fórmulas:

$$\text{Contenido (i)} = \% \text{ Peso (i)} \times \text{Ley (i)} \quad \dots(1)$$

$$\% \text{ Distribución} = \frac{\text{Contenido (i)}}{\sum \text{Contenido (i)}} \times 100 \quad \dots(2)$$

4.2.1 DESCRIPCIÓN DEL EQUIPO

Máquina vibradora marca Gilson. Consta de seis mallas (Tayler) intercambiables completamente cerrada para evitar proyecciones de mineral y pérdidas de valores; además de las siguientes partes.

1. Motor de 1/3 Hp, 1725 r.p.m.
2. Amortiguadores

3. Palancas de presión
4. Mallas (Tayler)
5. Poleas
6. Swich de control

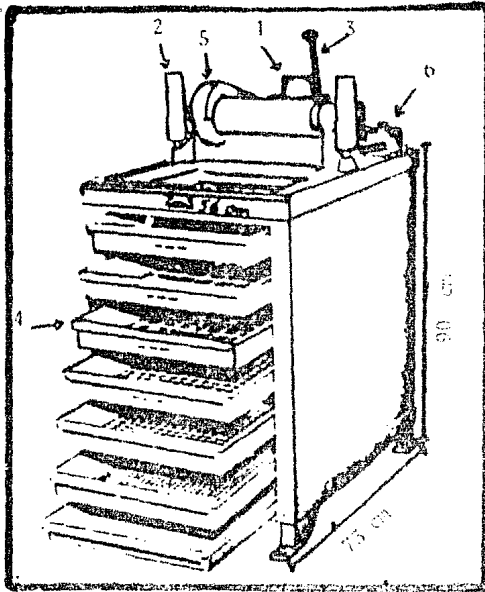


Figura No. 8 Máquina de análisis de mallas (Cribas) marca Gilson y sus componentes.

4.3 CIANURACION POR AGITACION

Con el objeto de conocer algunos parámetros de lixiviación en el material sin moler se llevó a cabo una cianuración por agitación.

MATERIA PRIMA:

- Oxido de calcio para construcción (Cruz Azul) (2g/l)
- Agua de la llave endulzada con sacarosa (5g/l)
- Acido oxálico, reactivo q.p. (0.0125 M)
- Cianuro de sodio, reactivo q.p. (0.1% NaCN)
- Nitrato de plata, reactivo q.p. (0.015N)
- Fenoftaleina indicador, reactivo q.p. (2%)
- Ioduro de potasio indicador, reactivo q.p. (5%)
- Mineral en estudio, previamente preparado en fracciones:
-1/2', -1/4', - 14# y -48# mallas respectivamente.

4.3.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO

Máquina de agitación sin marca, la cual consiste de un motor y motoreductor, poleas y rodillos en donde se colocan los frascos que contienen el mineral a lixiviar. Las características del motor y las medidas de la máquina se dan a continuación en la figura No. 9.

- Motor marca General Electric
- Modelo 4KT48GB
- Hp 1/4

-r.p.m. 725

-V 270/440

-Motoreductor 20:1

-r.p.m. 28 de los rodillos a ésta velocidad se realizarán todos los experimentos.

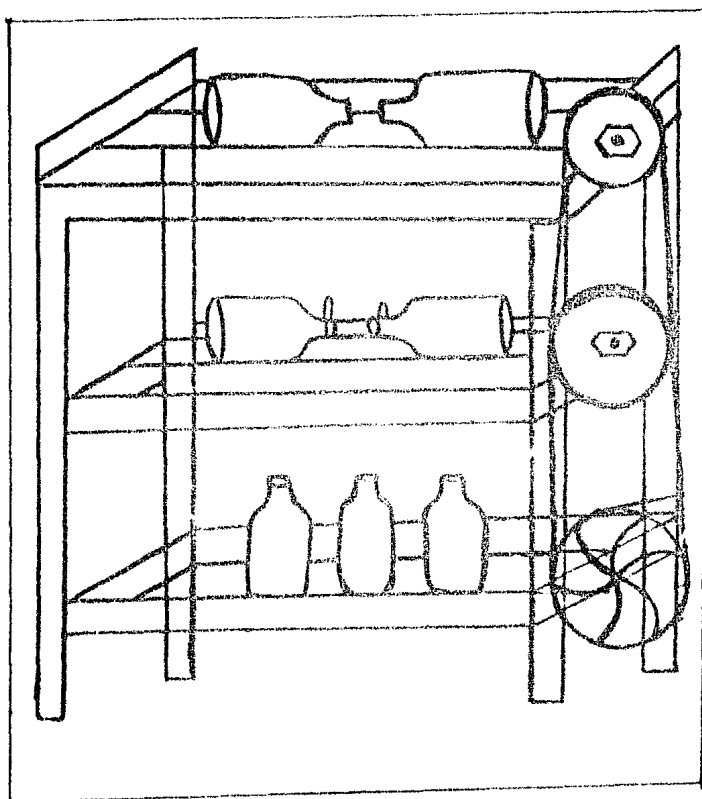


Figura No. 9 . Máquina de agitación.

Los parámetros que se investigaron en la lixiviación por agitación fueron los siguientes:

- Consumo probable de cal (álcali protector)
- Influencia de la concentración de cianuro.
- Influencia del tamaño de partículas.

Se efectuó un experimento previo para conocer la solubilidad del óxido de calcio (cal a utilizar en la experimentación) en agua endulzada con sacarosa (5g/l a temperatura ambiente y 585 mmHg, de presión pesando 2g de la cal y colocándolos en -- frascos previa adición del agua endulzada realizando la mezcla y llevándolos a la máquina de agitación por espacio de 6h, después se retiran los frascos del equipo sacando una alicota de 25 ml para llevar a cabo la titulación con ácido oxálico de -- concentración conocida.

La solubilidad del hidróxido de calcio ha sido medido muchas veces por diferentes investigadores. La solubilidad del Ca(OH)_2 es 1.350g CaO/l de solución saturada en agua destilada o 0.13%. A 0°C la solubilidad se incrementa hasta 1.4g CaO/l. Además existen soluciones orgánicas e inorgánicas que afectan la solubilidad en diferentes grados (CaCl_2 , $\text{NH}_4 \text{Cl}$, $\text{Ca(NO}_3)_2$, $\text{NH}_4 \text{OH}$, Li Cl , glicerol, phenol y azúcar aumentan la solubilidad del Ca(OH)_2).

El azúcar tiene una gran influencia en la solubilidad de la cal como lo muestra el Cuadro No. 6 Solución saturada de

Ca(OH)_2 se estabiliza y aumenta rápidamente conforme se incrementa la cantidad de azúcar hasta un 35% de solución de azúcar. A esta concentración y 25°C un incremento de 10.1g de $\text{CaO}/100\text{ cm}^3$ puede ser disuelta en 4h., sobre una solución saturada de Ca(OH)_2 . Después de este contenido de azúcar la cal hidratada no disuelta es progresivamente cubierta con una capa de sacarosa, a una fase sólida reactiva que decrece la estabilidad en la solubilidad del CaO .

G/100g. de solución saturada		
Azúcar	CaO	Fase Sólida
0.0	0.122	Ca(OH)_2
2.1	0.242	Ca(OH)_2
4.2	0.461	Ca(OH)_2
6.6	0.750	Ca(OH)_2
8.6	1.11	Ca(OH)_2
11.8	1.86	Ca(OH)_2
15.4	2.76	Ca(OH)_2
21.1	4.53	Ca(OH)_2
27.2	6.72	Ca(OH)_2
31.4	8.39	Ca(OH)_2
35.2	9.8	Ca(OH)_2 + Sacaratos
35.0	10.1	Sacaratos
36.2	9.8	Sacaratos
43.7	8.84	Sacaratos
53.2	7.87	Sacaratos
68.3	4.08	Sacaratos

CUADRO No. 6 Efecto del incremento de la concentración de azúcar sobre la solubilidad de la cal (39 en 14).

4.3.2 Determinación del consumo probable de cal (álcali protector).

Es necesario conocer la naturaleza de la cal que se dispone o la que se va a utilizar durante la experimentación para lo cual la cal viva (CaO) se muele en seco tan rápidamente como sea posible hasta un tamaño de -100 mallas, colocándola en un frasco con tapón esmerilado para evitar la humedad. Se pesan cinco porciones de mineral de 100g cada una y cal en las siguientes proporciones 0.7, 0.9, 1.1, 1.3, y 1.7g de $\text{CaO}/100\text{g}$ de mineral, la disolución será 3:1 (Trescientos mililitros de agua por cada 100g de mineral).

Esta prueba se realiza en la misma forma que la anterior solo que la adición de los elementos para la mezcla es la siguiente: Se agrega la cantidad de agua solicitada como necesaria (dilución 3:1), después el mineral previamente pesado y por último la cal agitando para evitar la formación de grumos, colocándolos en la máquina de agitación durante -- 24h, después se retiran de la máquina y se toma una alicota de 25ml titulando con ácido oxálico de concentración conocida y como indicador fenolftaleína, que da un color rosa y un pH entre 8.3 - 10, que al añadir el ácido oxálico desaparece totalmente, determinando el gasto de cal total respectivamente.

4.3.3 Influencia de la concentración de cianuro (NaCN).

En esta etapa se determina la concentración de cianuro idónea. Para lo cual se pesan porciones de mineral de 300g cada una a diferentes tamaños (-1/2', -1/4', -14 y -48 Mallas -- respectivamente) la cal de acuerdo a la prueba anterior y la dilución 3:1, el cianuro se mantiene constante a las siguientes concentraciones 0.1, 0.3 y 0.51 en volumen que corresponden a 6, 18 y 30 ml de una solución que contiene 100mg de NaCN/ml. En la preparación de la mezcla se agrega al frasco el agua necesario 594, 582 y 570 ml, la cal necesaria como protector alcalino, agitando para evitar la formación de grumos con el mineral y por último se le agrega el cianuro en las proporciones mencionadas, se llevan a la máquina de agitación por espacio de 72 h., titulando cada 24 hrs., para ajustar la concentración de cianuro y cal debido a que ésta deberá ser constante durante la experimentación. Para conocer la cantidad de cianuro residual y la cantidad que se va a adicionar; se titula una muestra de 25 ml con solución de nitrato de plata de concentración conocida usando como indicador Ioduro de Potasio (KI). Para la determinación de cal se usa ácido oxálico y como indicador fenolftaleína en la misma muestra.

4.3.4 Influencia del tamaño de partículas.

Una vez que se ha determinado el álcali protector y la concentración de cianuro óptima, el siguiente paso es determinar el tamaño de partículas del mineral (molienda) a la cual

se alcanza una mayor disolución de valores. Se pesan porciones de mineral a diferentes tamaños (-1/2', -1/4', -14 y -48 mallas respectivamente), de 300 g cada una y se agregan en los frascos los cuales contienen el agua necesaria como dilución y la cal como protector alcalino mezclado con el mineral quitando la formación de grumos y por último la concentración de cianuro determinada como la más adecuada; para esto se agitan los frascos por espacio de 72 h., tomando una muestra de 25 ml para titular cada 24 h., y determinar los consumos de cianuro, cal, conocer los gastos de reactivo y el tamaño de partícula mineral como la más apropiada para llevar a cabo la lixiviación; que será aquella en donde se obtiene la mayor disolución, menor consumo de reactivo y energía en la molienda respectivamente.

La técnica químico-analítica en la determinación de CN y Cal, se describe en el apéndice A.

4.4 LIXIVIACION EN MONTONES Y A GRANEL (HEAP-LEACHING)

Una vez conocidos los resultados de lixiviación con agitación, con el objeto de asegurar la disolución de oro a tamaños gruesos, se realizaron experimentos por percolación con mineral sin tratar y aglomerados en nódulos, con el objeto de investigar su comportamiento al ser lixiviado.

4.4.1 DESCRIPCION DEL EQUIPO

Para realizar ésta experimentación a nivel laboratorio, - se contó con el siguiente equipo:

- Cajas de plástico (PVC)
- Tubos de vidrio
- Mangueras de plástico
- Columnas de plástico
- Bombas peristálticas (100 r.p.m.)

La Figura No. 10 muestra el equipo de percolación, así como las dimensiones de los recipientes y dirección de flujos.

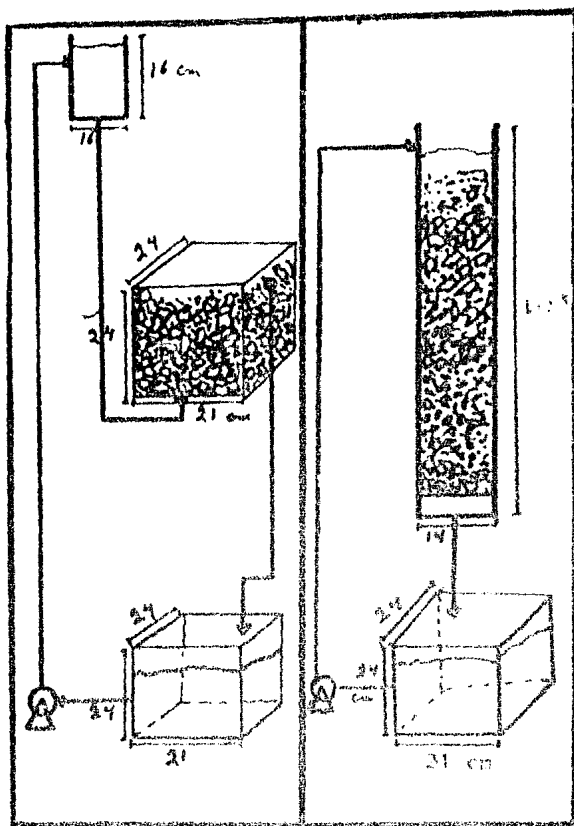


Figura No. 10

4.4.2 Lixiviación sin aglomeración de finos.

En esta etapa se llevaron a cabo tres pruebas, las dos primeras en tinas de percolación con mineral fraccionado a $- 1 + 1/4'$ y $- 1/4$ de pulgada (6.35 - 25.4mm) de tamaño y en una pro-

porción de 5.6 y 5.9 kg. de mineral respectivamente, el tipo de lixiviación fué en condiciones de cama fluidizada (flujo ascendente) y con recirculación de la solución. La tercera prueba se realizó en columna y el mineral utilizado fue de ca beza original a -1/4 de pulgada, el flujo de la solución fue descendente.

El cianuro y la cal se adicionaron en forma de lechada (solución de cianuro y cal) recirculándolos sobre el mineral y llevando un control de los siguientes parámetros: concentra ción de cianuro, cal, pH y flujo de la solución a temperatura ambiente, durante el tiempo de lixiviación, que es aquel en donde se alcanza la máxima ley determinada en la muestra de 25ml de solución analizada por absorción atómica cada 24 h.

4.4.3 Lixiviación con aglomeración de finos.

En esta segunda etapa se realizó en función a los pará metros determinados en toda la experimentación así como los pro blemas encontrados. El principal aspecto que se toma en cuen ta es la cantidad de material fino que tiene el mineral para lo cual se establece la condición de aglomerarlo y en lo refe rente a la baja solubilidad de la cal se propone mezclarla -- con el mineral a hacer los nódulos, junto con el agente agluti nante para tal fin.

También se realizaron tres pruebas con mineral algome ra dó, las dos primeras en tinas de percolación con mineral de

cabeza a $-1/4$ pulgada aglomerado en plato peletizador utilizando cal y cemento en relación 2:1 y la humedad requerida para aglomerar que fue del 10% en función de la masa de mineral, el tipo de lixiviación fue en lecho fluidizado y con recirculación de la solución de lixiviación, obteniendo mayor disolución de valores debido a que al formar nódulos el flujo de solución de cianuro pasa libremente y está en contacto con los valores de oro y plata. La última prueba se realizó en columna con nódulos de mineral. Debido a la gran variación de leyes obtenidas por absorción atómica, la solución de cianuro fue adicionada en forma descendente a través del mineral, con cambio de solución cada 24 h., no existiendo recirculación de la solución de lixiviación que es como se lleva a cabo a nivel industrial y así determinar las disoluciones acumulativas.

La figura No. 11 muestra el equipo de percolación con mineral aglomerado en nódulos, sus dimensiones son las mismas de la prueba anterior.

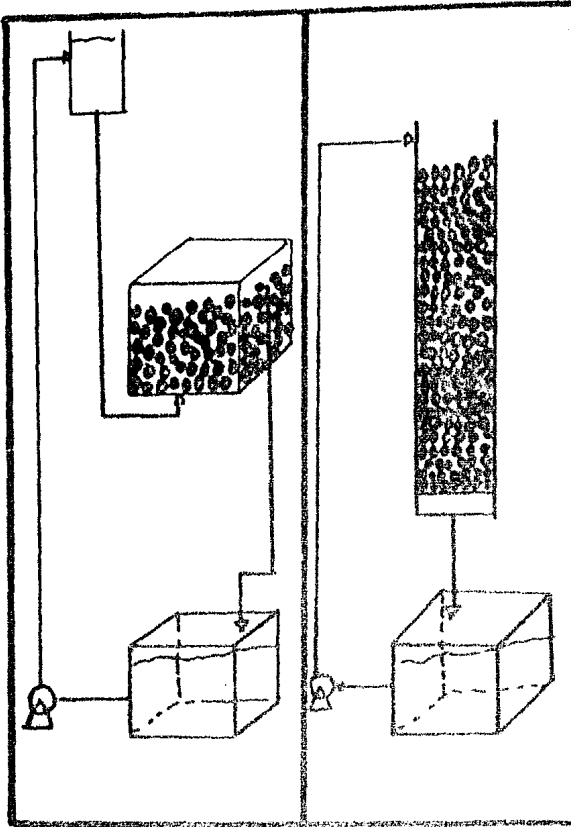


Figura No. 11 Representación esquemática de lixiviación con mineral aglomerado, flujo ascendente y descendente en tina y columna respectivamente, a temperatura ambiente y 585 mmHg de presión.

5. RESULTADOS

En base al estudio de caracterización mineralógica se determinó que el oro y la plata se presentan en aleación (electrum), y el Au como oro nativo.

5.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.

Conocidas las especies de mayor interés en el mineral, se determinó su distribución de valores, es decir a que tamaño de partícula se encuentra la mayor cantidad de valores, por medio de un análisis de mallas (Granulométrico), con las leyes de cada fracción obtenidas por copelación se realiza el balance metalúrgico. Las condiciones de esta prueba son:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Mallas	-2+11/2', -11/2'+1', -1+5/4', -3/4+1/2', -1/2+1/4'
(pulgadas/mallas	-1/4 + 6#, -6+16#, -16+20#, -20+ 48#, -48# respectivamente
Tiempo	15 min.

El Cuadro No. 7, muestra los resultados obtenidos.

CUADRO No. 7 DISTRIBUCION DE VALORES DE ORO Y PLATA EN FUNCION AL ANALISIS DE MALLAS, EN MAQUINA GILSON.

Tamaño de partícula (pulgadas)	Malla (mm)	Cantidad (g)	Peso (%)	LEY Au	g/t Ag	CONTENIDO		%DISTRIBUCION	
						Au	Ag	Au	Ag
-2/ + 1 1/2'	50.8	195.5	2.34	8.30	16	19.42	37.44	6.96	4.30
- 1 1/2' + 1'	38.10	1055.5	12.70	2.40	51	30.48	647.7	10.93	74.53
-1' + 3/4'	26.67	770.1	9.10	2.00	3	21.84	7.2	7.83	0.82
- 3/4' + 1/2'	18.85	1449.0	17.44	1.40	3	24.41	52.32	8.75	5.02
- 1/2 + 1/4'	13.33	1871.0	22.56	4.20	1	94.75	22.56	33.99	1.59
- 1/4' + 6	6.680	1100.0	14.30	1.20	7	17.04	28.4	1.0	3.26
(malla) - 6 + 16	3.327	2081.7	25.07	1.80	2	46.56	51.74	19.70	5.95
-16 + 20	0.991	115.2	1.38	1.50	4	2.07	3.52	0.74	0.63
- 20 + 48	0.833	300.0	3.63	1.50	1	5.88	3.92	1.10	0.45
- 48	0.293	300.0	3.63	1.50	1	16.27	13.02	1.0	1.40
TOTALES		8000.0	100.00			278.72	869.82	100.0	100.0

En relación a los resultados obtenidos, se observa que la máxima ley se encuentra en tamaño de mineral grueso (-2 + 11/2 a -1/2 + 1/4 pulg.).

De las pruebas de cianuración con agitación en donde se determinaron los parámetros óptimos: álcali protector, concentración de cianuro y tamaño de partículas minerales, éstos se tomaron como base para estudiar la lixiviación por percolación al tratar mineral fraccionado a diferentes tamaños.

5.2 PRUEBAS DE CIANURACION CON AGITACION.

5.2.1 Consumo probable de cal (álcali protector).

Se determinó la solubilidad de la cal en solución de sacarosa tomando una alícuota de 25 ml y titulando con ácido oxálico, previa adición de dos gotas de fenolftaleína como indicador.

Las condiciones de la prueba fueron:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Cantidad de cal	2 g
Solución de sacarosa	5 g/l
Velocidad de agitación	28 r.p.m.
Tiempo de prueba	5 hs.
Volumen de ácido oxálico	5.8, 5.9 y 5.6 ml

Solubilidad de la cal determinada fue 32.48% CaO.

Se hicieron tres pruebas y se sacó la media aritmética para ser más exacta.

Conocida la solubilidad de la cal, se determinó - la cantidad necesaria a utilizar como protector alcalino, la cual evita la formación de ácido cianhídrico y su excesivo - consumo de reactivo (NaCN).

Las condiciones a las cuales se llevó a cabo la - experimentación fueron:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Carga mineral	100 g
Cal adicionada	0.7, 0.9, 1.1, 1.3, 1.7g/100 g de mineral
Dilución (l/s)	3:1
Velocidad de agitación	28 r.p.m.
Tiempo de prueba	24 hs.

Los resultados obtenidos en la prueba de alcali - protector se muestran en el Cuadro No. 8.

Cuadro No. 8

Muestra mineral (g)	Ca(OH) ₂ (g)	Titulación (ml)	CaO (%)	CaO (g)	CaO (kg/t)
100	0.7	1.5	0.015	0.628	6.28
100	0.9	1.7	0.017	0.280	2.80
100	1.1	2.4	0.024	1.027	10.27
100	1.3	3.5	0.035	1.210	12.10
100	1.7	7.0	0.070	1.561	15.61

Generalmente un CaO residual o álcali protector de 0.05% da la cantidad conveniente para minerales de oro y --- 0.10% para minerales auroargentíferos o argentíferos solamente (39 en 15). El álcali protector determinado para este mineral es de 15.61 kg CaO/t de mineral.

El 0.05% de CaO se escogió debido a que a esa cantidad se obtiene un pH adecuado que ayuda a la disolución de valores como protector alcalino.

El calculo es:

$$0.0005g - 100ml :: X - 300 ml \therefore X = 1.5 \cdot 10^{-3} \text{ g Ca(OH)}_2$$

$$1.5 \cdot 10^{-3} - 300 ml :: X - 1000 ml \therefore X = 5 \cdot 10^{-3} \text{ g/l Ca(OH)}_2$$

Si 1 mol de Ca(OH)₂ = 74 g Ca(OH)₂ entonces

$$5 \cdot 10^{-3} \text{ g/l Ca(OH)}_2 \cdot \frac{1 \text{ g Ca(OH)}_2}{74} \cdot \frac{1 \text{ mol Ca(OH)}_2}{74 \text{ g}} = 6.75 \cdot 10^{-5} M$$

Y el pH sera:

$$pH = 14 - \log Co.$$

$$pH = 10$$

5.2.2 Determinación de la concentración óptima de cianuro.

En esta prueba se varía la concentración de cianuro y se determina aquella en la cual se obtiene la máxima disolución con el menor consumo de reactivo, manteniendo fijos los otros parámetros (cal, velocidad de agitación y dilución).

Las condiciones a las que se llevó a cabo la experimentación fueron:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Carga mineral	500 g
Tamaños de mineral	(-1', -1', -14#, -48# mallas respectivamente)
Concentración de NaCN	0.1, 0.5 y 0.5%
Alcalí protector	16.00 kg de CaO/t de mineral
Dilución (l/s)	3:1
Velocidad de agitación	28 r.p.m.
Tiempo de prueba	72 hs.
Ley de cabeza	1.40 g Au/t de mineral.

En el cuadro No. 9, se muestran los resultados del balance metalúrgico y en las gráficas No. 7 y No. 8, se observa la variación de disolución de oro y plata en función a la concentración de cianuro.

Para el cálculo de las disoluciones, se parte del análisis realizado por copelación del mineral de cabeza y del residuo al final de la prueba, utilizando la siguiente

fórmula para oro y plata.

$$\% \text{ Disolución} = \frac{\text{ley de residuo (g/t)}}{\text{ley de cabeza (g/t)}} \times 100 - 100 \quad (3)$$

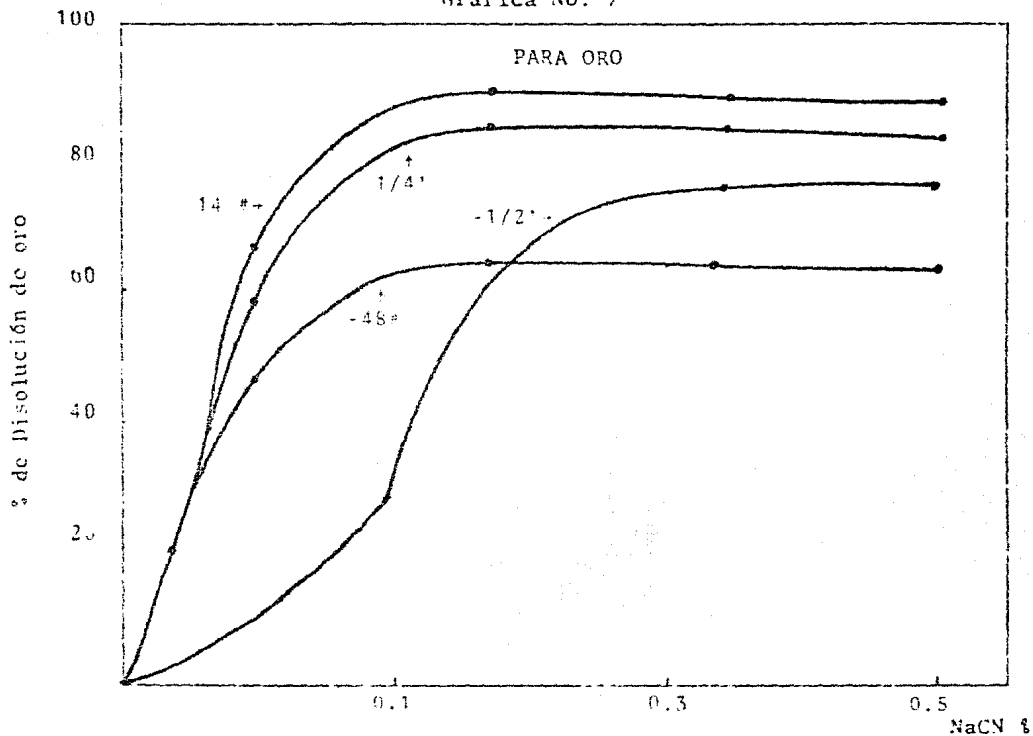
Un aspecto importante es determinar los consumos de cianuro y cal al final de la prueba, esto se logra tomando -- una muestra de 25 ml cada 24 hs. y titulando con nitrato de plata y ácido oxálico respectivamente y sumándolas obtenemos los gastos totales.

Para poder definir cual es la concentración de cianuro óptima por medio de la cual se tiene una disolución aceptable, se debe tener en cuenta el menor consumo de reactivo, de energía en la molienda pero con la mayor disolución de valores. Los resultados del cuadro No. 9, se representan en -- las gráficas No. 7 y 8, en donde se observa un % de extracción de 92.85 y de 50 para oro y plata respectivamente, para una concentración de 0.5% de NaCN y un tamaño de partícula de -14 mallas. Por otro lado, con una menor concentración (0.1% de NaCN) y un mayor tamaño de partícula (-1/2 pulg), el % de extracción del Au (85.71%) es aproximadamente (7%) menor, y el de la plata permanece constante. Un análisis económico de determinaría, si el ahorro del 0.4% de NaCN, y el de una molienda a -14 mallas justifica el menor % de extracción de Au.

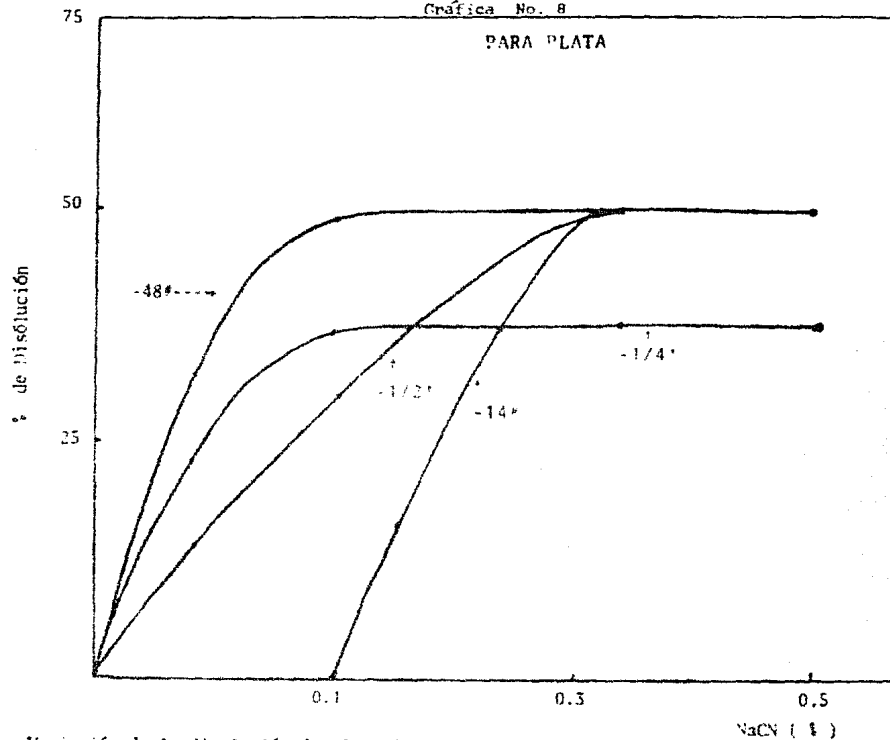
CUADRO No. 9 Balance metalurgico de cianuración por agitación, variando la concentración de cianuro (de 0.1 a 0.5%), a 585 mmHg de presión, temperatura ambiente y 28 r.p.m.

CONCENTRACION NaCN	0.1%						0.3%						0.5%					
	CONSUMO (kg/t)		LEY (g/t)		% DISOLUC.		CONSUMO		LEY (g/t)		% DISOLUC.		CONSUMO		LEY (g/t)		% DISOLUC.	
MINERAL	NaCN	CaO	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO	Au	Ag	Au	Ag
-1/2"	0.524	17.17	0.9	3	35.7	50.0	1.031	16.77	0.20	3	85.71	50.0	1.30	16.90	0.40	3	71.42	50
-1/4"	0.406	16.80	0.20	3	85.7	50.0	0.800	16.75	0.25	2	82.14	66.6	1.40	16.31	0.25	3	82.14	50
-14#	0.400	16.75	0.20	-	85.71	-	1.00	17.90	0.20	3	85.71	50	1.40	16.52	0.10	3	92.85	50
-48#	0.340	17.1	0.5	2	64.28	66.6	0.860	16.80	0.50	-	64.28	-	1.40	16.75	0.5	3	64.28	50

Gráfica No. 7



Variación de la disolución de oro, en función de la concentración de cianuro (en %) a diferente tamaño de partícula, a constante temperatura y presión (585mmHg) y velocidad de agitación constante (28 r.p.m.)



Variación de la disolución de plata (A%) en función de la concentración de cianuro de sodio en(%), a 535 mmHg de presión, temperatura ambiente y 28 r.p.m..

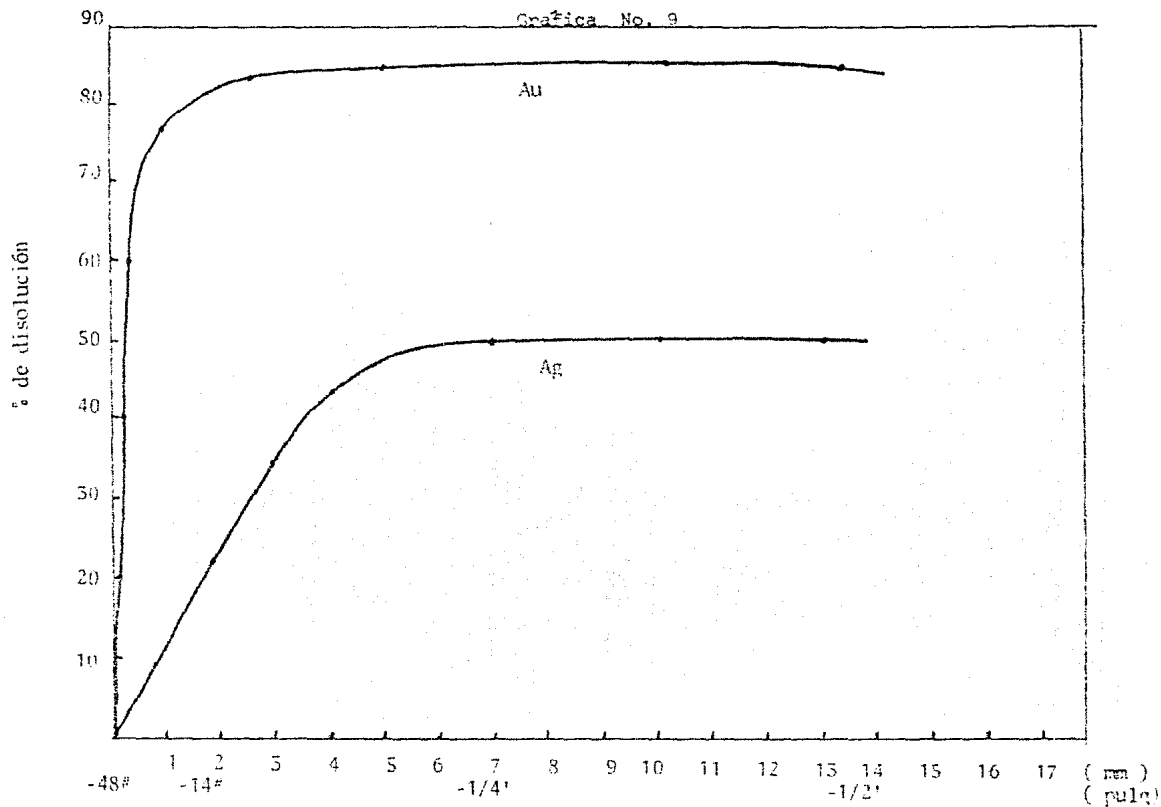
5.2.3 Selección del tamaño de partícula óptimo.

El tamaño de partícula del mineral se estudió en el rango de (-1/2 pulg. a -48 mallas) en base al análisis de cribas con objeto de seleccionar el tamaño óptimo a una concentración de 0.1% de NaCN: ésta concentración corresponde al consumo mínimo de cianuro de sodio. Los rangos de tamaños de partículas estudiadas son: -1/2", -1/4", -14 y -48 mallas.

Las condiciones de esta prueba se enumeran a continuación:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Cantidad de mineral	100 g
Tamaño de partículas	-1/2", -1/4", -14 y -48 mallas respectivamente
Alcalí protector	15.0 Kg CaO/t
Concentración de NaCN	0.1%
Dilución	3:1
Velocidad de agitación	28 r.p.m.
Tiempo de prueba	72 hs.
Ley de cabeza	1.40 g Au/t

El cuadro No. 10 y en la gráfica No. 9, se muestran los resultados obtenidos en la determinación del tamaño de partícula óptimo, donde se observa la variación de la disolución de oro y plata.



Variación del % de disolución de oro y plata en función del tamaño de partícula a constante ; presión (585mmHg), temperatura ambiente, 28 r.p.m. y 0.1% de NaCN.

Mallas	mm	Leyes g/t				% Disolución	
		Cabeza		Residuo			
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-1/2 pulg.	13.35	1.8	6	0.9	3	35.7	50.0
-1/4 pulg.	6.68	1.8	6	0.2	3	85.7	50.0
-14#	1.16	1.8	6	0.2	2	85.7	33.3
-48#	0.29	1.8	6	0.5	2	64.2	33.3

Cuadro No. 10 Disolución de oro y plata en función al tamaño de partícula a una concentración de 0.1% de NaCN, 585 mmHg de presión, temperatura ambiente y 28 r.p.m.

Determinadas las condiciones de cianuración por agitación, la siguiente etapa experimental se llevará a cabo por la técnica de lixiviación a granel y en montones, en función a los parámetros determinados anteriormente.

5.3 LIXIVIACION CON Y SIN AGLOMERACION DE PARTICULAS FINAS.

<u>Conceptos</u>	<u>Datos</u>
Concentración NaCN	0.1%
Alcali protector	15.0 Kg CaO/t
Tamaño de partícula	-2 a -1/4 pulg. (50.8 - 6.35 mm)

y los parámetros de aglomeración son:

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Diámetro de plato	16 pulg (40.64 cm)
Angulo de inclinación	60°
Velocidad de rotación	36 r.p.m.
Aglutinante	Cal-cemento

Para llevar a cabo las pruebas de disolución por Heap leaching (lixiviación en montones y a granel), se realizaron dos series de experimentos, con objeto de comparar el comportamiento de este mineral al cianurarlo con y sin aglomeración en relación a la lixiviación por agitación.

En la primera experimentación se llevó a cabo una lixiviación a granel sin aglomeración de finos, en fracciones $-1 + 1/4$ y $-1/4$ pulg., llevada a cabo en dos tinajas de percolación y cabeza a $-1/4$ pulg. en columna. Los parámetros que se controlaron durante la experimentación son: Peso de mineral, área de percolación, tiempo de prueba y disolución, altura inicial y final de cama, humedad inicial y final del mineral, consumo de cianuro de sodio y consumo de cal.

Como se observa en el cuadro No. 11, las pruebas 1 y 2 corresponden a una lixiviación en tinajas con un peso de carga similar y tamaño de partícula diferente. En la tina No. 1, se observa un incremento de aproximadamente 15% de di

CONCEPTO	CARACTERISTICAS		
	PRUEBA 1	PRUEBA 2	PRUEBA 3
Tamaño del mineral	Fr -1 + 1/2 (pulg)	Fr - 1/2 (pulg)	cabeza -1/2(pulg)
Peso utilizado (kg)	5.643	5.932	35.194
Area de percolación (cm ²)	528	504	153.94
Concentración de NaCN en (%)	0.1	0.1	0.1
Duración de prueba (días)	25	25	22
Tiempo real de disolución (días)	17-18	17-18	17-18
Flujo promedio de recirculación (ℓ/min)	0.028	0.0276	0.00214
Altura inicial de cama (cm)	9.8	10.2	161.1
Altura final de cama (cm)	7.0	8.2	156.0
Humedad inicial mineral (%)	1.5	1.5	1.5
Humedad final mineral (%)	11.0	22.13	17.14
Consumo de NaCN (Kg/t)	1.72	1.90	1.53
Consumo de cal (con 32.5% de CaO reactiva) (Kg/t)	34.11	32.5	20.94
Ley (g/t)			
Au	1.40	1.40	1.40
Cabeza			
Ag	4.0	3.0	3.0
Au	0.3	0.5	0.6
Residuo			
Ag	4.0	3.0	3.0
Au	78.57	64.28	57.14
Disolución (%)			
Au	13.92%/Kg	10.844/Kg	1.62%/Kg
Ag	-	-	-

Cuadro No. 11 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE LIXIVIACION CON MINERAL SIN AGLOMERAR

solución de oro, en relación a la prueba No. 2, a pesar que el consumo de cal, flujo ascendente en recirculación y cianuro de sodio son semejantes. Esta mayor disolución en la prueba No. 1, se debe a que se tiene mayor área de tamaño de partícula, lo cual confirma los resultados obtenidos de la selección de tamaño de partícula óptima a pesar de que éste experimento se llevó a cabo por el método de lixiviación por agitación. En la prueba No. 3, la cual se llevó a cabo en columna con flujo descendente utilizando la cabeza del mineral desde -1/4 pulg., hasta finos. La baja extracción de valores tiene como origen las siguientes causas:

- Baja solubilidad de la cal. La cual al adicionarse en forma de lechada, se obstruyeron los ductos de recirculación:
- Compactación de material fino (Arcillas)
- Flujo descendente
- Menor contacto de la solución con los minerales
- Poca superficie de contacto de la solución con el oxígeno del aire, el cual está limitado a la sección transversal del tubo.

En la segunda serie experimental se decidió aglomerar el mineral fino para evitar la compactación y mejorar la recirculación de la solución cianurada, de acuerdo a la experiencia adquirida en los experimentos anteriores.

En los siguientes rangos de valores se basan los

resultados de las pruebas físicas realizadas en los pellets.

<u>Concepto</u>	<u>Datos</u>
Agente aglutinante	Cal-cemento
Humedad requerida	10-15%
Tiempo de curado	24-48 hs.

En cuadro No. 12, muestra los resultados de pruebas físicas realizadas en los aglomerados.

Pruebas Físicas	P e l l e t s	
	Húmedos (14.5%)	Secos 24h(0%H ₂ O)
Resistencia a la caída	1.27 - 2.50 m	2.25 - 5.50 m
Resistencia a la compresión	0.272 - 2.40 kg/	0.946 - 3.60 Kg/
Absorbancia	1.57 - 2 ml/2min	1.12 - 2.90ml/2min

Cuadro No. 12 Resultados de las pruebas físicas realizadas sobre pellets húmedos y secos a temperatura ambiente y 585 mmHg de presión.

Los resultados obtenidos con estos pellets por percolación se muestran en el siguiente cuadro No. 15.

CUADRO No. 13 RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE LIXIVIACION CON MINERAL
AGLOMERADO

CONCEPTO	C A R A C T E R I S T I C A S		
	PRUEBA 4	PRUEBA 5	PRUEBA 6
Tamaño de mineral (pulg.) (mm)	-1/4"	-1/3"	Original + 1
Peso utilizado (kg)	7.0	5.00	6.0
Equipo-aglomeración	Plato	Plato	Plato
Cal (kg/t)	15.0	15.0	15.0
Aglomeración de cemento (kg/t)	4.5	4.5	6.0
Agua (ml)	84.0	566.0	924
Tiempo de secado (h)	24	24	24
Area de percolación (cm ²)	146.05	49.12	14.60
Concentración de NaCN en (%)	0.1	0.1	0.1
Duración de prueba (días)	33	33	24
Tiempo real de disolución (días)	5 - 7	5 - 7	4 - 6
Flujo promedio de recircula- ción (l/min)	1.545	1.290	0.2017
Altura inicial de cama (cm)	12.5	5.5	76
Altura final de cama (cm)	9.0	4.5	75
Humedad inicial (%)	1.5	1.5	1.5
Humedad final (%)	33.68	26.40	4.06
Consumo cianuro (kg/t)	4.92	5.17	2.159
Consumo de cal (con 32.5% de CaO reactiva (kg/t)	14.36	14.58	14.85
Ley (g/t)			
Au	1.40	1.40	1.40
Cabeza			
Ag	6.0	6.0	6.0
Au	0.5	0.25	0.2
Residuo			
Ag	3.0	3.0	3.0
Au	78.57	81.96	85.71
Disolución (%)			
Ag	50.0	50.0	50.0

Los parámetros que presentan mayor contraste en sus valores entre los experimentos 4 y 5 (cuadro No. 13) son:

Parámetro	Valores		Diferencia
	Experimento 4	Experimento 5	
-Disolución de Au	78.5%	81.9%	3.4%
-Humedad final	33.6%	26.4%	7.2%
-Variación altura cama	3.5cm	1.0 cm	2.5 cm
-Area de percolación	146.5cm ²	49.12 cm ²	97.4 cm ²
-Peso de pellets	7.0 Kg	3.6 Kg	3.4 Kg

Se podría esperar del experimento No. 4 una mayor disolución de oro debido a la mayor superficie expuesta al oxígeno del aire, sin embargo, se tiene sólo una diferencia de 3.4% de Au, para una diferencia de área de 97.4 cm² que puede ser debida a desmorización de los pellets, resultando una compactación, además de posibles errores en la determinación por copelación.

El experimento No. 6, a pesar de tener menor área de contacto con el oxígeno del aire, la disolución del oro fue de 85.7% en comparación con el rendimiento de oro del experimento por percolación a mayor área. Se debe tener cuidado al comparar los experimentos 4 y 5 con el 6, debido a que las condiciones de lixiviación son diferentes.

En el apéndice B se muestran cuadros con datos de los pa

rámetros controlados durante el tiempo de lixiviación, así co
mo las gráficas No.10,11,12 y13, donde se representa la varia-
ción de ley en función al tiempo de prueba, con mineral aglo-
merado y sin aglomerar para oro y plata respectivamente.

CONCLUSIONES

Los resultados de cianuración, por agitación del mineral el Barqueño, muestra un rendimiento del 71 al 92% de Au y 50% de Ag. Los parámetros como: álcali protector, concentración de cianuro, tamaño de partícula, se determinaron en la cianuración por agitación y se tomaron como base para la lixiviación por percolación y en columna.

De los resultados de las pruebas de percolación y en columna con y sin aglomeración respectivamente, se concluye que la lixiviación con pellets aglutinados con una mezcla cal-cemento, con flujo descendente, sin recirculación y en columna presenta el mayor rendimiento de extracción para oro (78-85%) y 40-50% para Ag.

Se había considerado que la lixiviación por percolación para este tipo de mineral era un proceso adecuado para la disolución de valores, debido al mayor tiempo de contacto entre el material y la solución lixivante, pero de acuerdo a los resultados de este trabajo queda totalmente descartado.

La lixiviación en columna es una simulación del comportamiento del flujo a través del mineral que se presenta por el método de lixiviación a granel y en montones (heap leaching), por lo que se establece que esta técnica de lixi-

viación es ideal para este tipo de mineral de acuerdo a los resultados obtenidos al final de las pruebas realizadas. Se propone un diagrama de flujo (figura No.12) en donde se hace una clasificación de tamaño, separando los finos de los gruesos. Los finos pasan por un proceso de aglomeración y los gruesos se dejan como tales.

Otras ventajas del proceso de lixiviación por -- heap-leaching con mineral aglomerados son:

- lixiviar minerales de bajo grado, arcillosos, residuos de mina (jales o colas) y materiales finamente divididos que por lo general su extracción no es económicamente costeable.
- Incrementar la disolución de valores al evitar la segregación de partículas finas localizadas que inhiben el flujo de la solución.
- Aumentar la velocidad de flujo de lixiviación -- disminuyendo el tiempo de disolución de valores.
- Los aglomerados porosos al ser lixiviados al aire libre absorben el oxígeno necesario para la disolución de valores.
- Evitar la contaminación del medio ambiente y pér

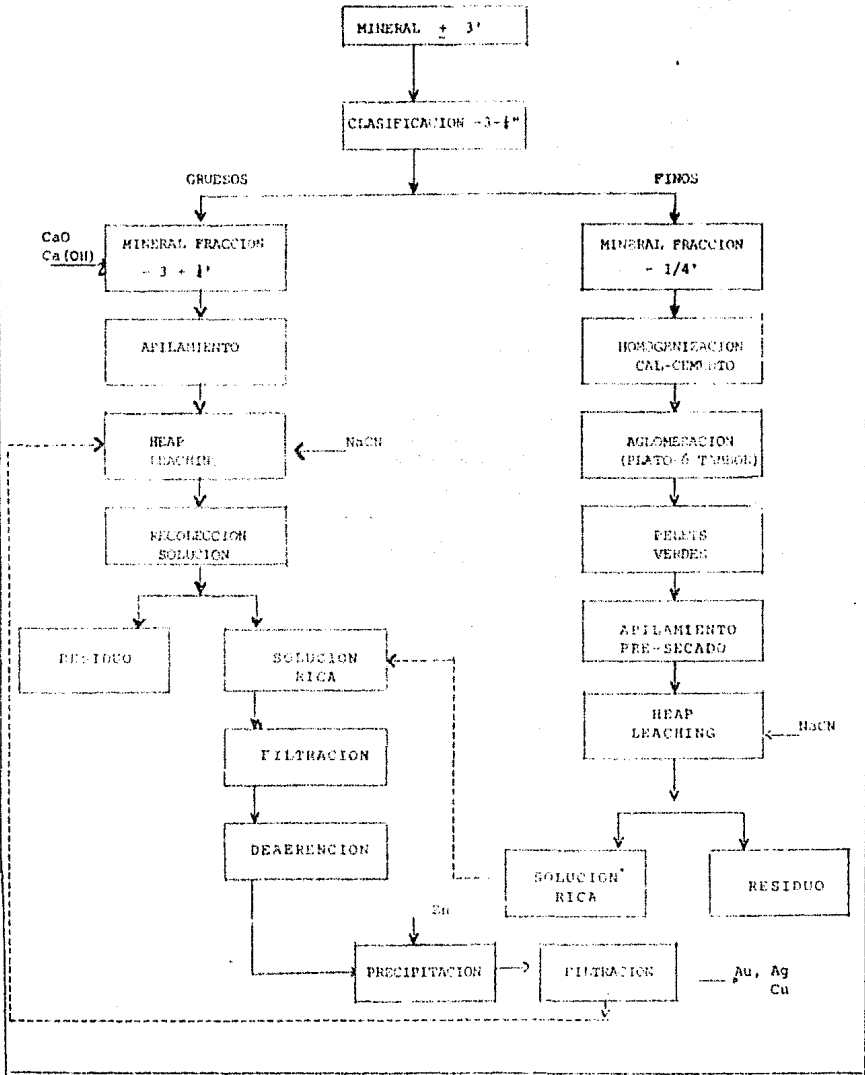
didada de valores por polvos, además de facilitar el lavado de los nódulos eliminando el cianuro residual.

A continuación se muestra un cuadro comparativo de la recuperación de oro y plata, para minerales aglomerados y sin aglomerar con mineral del Barqueño y otras plantas extranjeras.

Tipo de mineral	Tamaños		Ciclo de lixiviación	Recuperación	
	Pulg.	mm		Días	Au
SIN AGLOMERACION					
Barqueño México	-1/4	6.35	17-18	57-78	--
*Gold Arizona E.U.	3/8	9.52	26	68.1	15.1
CON AGLOMERACION					
Barqueño México	+1-1/4	25.4-6.3	5-6	78-85	50
*Gold Arizona E.U.	3/8	9.52	5	90	--

*Bibliografía (17)

FIGURA (12)





APENDICE A

DETERMINACION DE CIANURO Y CAL EN LAS MUESTRAS.

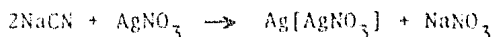
METODO PARA LA DETERMINACION DE CIANURO Y CAL

Para la evaluación del cianuro presente en una solución de lixiviación, se utiliza el método de Liebig, donde es posible determinar el cianuro y el álcali residual en la misma muestra, como se indica a continuación.

Se saca una muestra de 25 ml de la solución problema, se pasa a un matraz erlemeyer de 50 ml., quedando lista para ser titulada con Nitrato de Plata (0.0

a) Titulación del cianuro.

A la muestra obtenida se le agregan unas gotas de yoduro de potasio (KI), utilizado como indicador y se le adiciona el Nitrato de plata, llevándose a cabo la siguiente reacción.



El punto final se conoce por la formación de una nube turbia permanente de KI de color blanquisco-verdosa, la cual está determinada por la siguiente reacción.



El KI no se precipita si se encuentra presente algo de NaCN, debido a que este es soluble en NaCN muy diluido forma NaI soluble y $\text{NaAg}(\text{CN})_2$ de acuerdo a la siguiente reac-

ción.



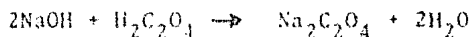
b) Titulación de la cal.

Después de tomar la lectura de la bureta para la de terminación de cianuro, es necesario añadir a la solución por lo menos tanta solución de Nitrato de plata como la consumida por la titulación anterior, con objeto de precipitar todo el cianuro como cianuro de plata, el cual es insoluble.



Una vez realizado lo anterior, se añaden unas gotas de solución de fenolftaleína dando una coloración roja y titu lando con una solución standard de ácido oxálico. Esto dará la alcalinidad exacta.

La reacción que se lleva a cabo es la siguiente:



c) Calculo del cianuro y cal.

Estos calculos se hacen en función a los gastos de - Nitrato de plata (AgNO_3) y Acido oxalico, para cianuro y cal res- pectivamente, utilizando las siguientes relaciones:

$$V_g * \%CN * \frac{1}{100\%} * V_t * D_{H_2O} * X_g \text{ de CN gastados}$$

$$X_{i_g} - X_{gCN} = Y_{gCN}$$

De donde:

V_g :- Volumen gastado del titulante(ml).

$\%CN$.- Por ciento de cianuro en la prueba(ml).

$1/100\%$.- Factor

V_t .- Volumen total de solución (ml).

D_{H_2O} .- Densidad del agua(g/ml).

X_g .- Cianuro gastado (g).

X_i .- Concentración de cianuro adicionado inicialmente (g).

Y_{gCN} .-Reposición de cianuro (g).

Un ejemplo del calculo es el siguiente:

Datos:

$$V_{AgNO_3} = 8.3 \text{ ml}$$

$$CN = 0.01\%$$

$$V_t = 275 \text{ ml}$$

$$8.3\text{ml} * 0.01\% * 275\text{ml} * 1 \text{ g/cm} * 1/100\%$$

$$X_i =$$

$$= 0.2283 \text{ g.CN gastados.}$$

$$1.0_{gCN} - 0.2283_{gCN} = 0.778$$

Para realizar el calculo de la cal residual y saber que cantidad vamos a reponer, para tener un pH álcalino y no se desprenda ácido cianhidrico que es un gas venenoso y mortal, se lleva a cabo el mismo calculo que el del cianuro residual. utilizando el volumen gastado de óxalico.

APENDICE B

DATOS DE PRUEBAS DE LIXIVIACION
CON Y SIN AGLOMERACION DE FINOS
DE MINERAL

TAMARO DE MINERAL: -1+1/4"

PESO: 5.645 Kg

TIEMPO PROC. dias	VOLUMEN		pH	CONSUMO			FLUJO l/min	LEJ		CONTENIDOS (mg)				
	EXT. ml	ADIC. ml		NaCN		Ca(OH) ₂		Au	Ag	EXTRAIDOS		SOLUCION		
				INCR g	ACUM g	INCREMACUM g				Au	Ag	Au	Ag	
0	-	13000	11.3	13	-	12.20	-	36	--	--	--	--	--	--
01	75	13000	10.4	3.28	16.4	50.0062	20	36	0.000160	0.000160	0.020	0.022	0.0632	0.068
02	75	12925	11.0	--	16.4	--	62.20	36	0.000400	0.000120	0.0300	0.0091	1.1401	0.540
03	75	12925	11.8	--	16.4	20.0082	20	26	0.000200	0.000200	0.0150	0.0152	0.5552	0.555
04	75	12850	12.0	0.78	17.2	30.0011	23	44	0.000300	0.000350	0.0230	0.0268	0.8554	0.497
05	50	12800	12.1	--	17.2	--	112.2	58	0.0018	0.001100	0.0900	0.0552	3.0414	0.08
06	50	12750	12.1	0.26	17.4	30.0014	23	48.50	0.0018	0.001450	0.0900	0.0732	2.9518	0.56
07	50	12700	11.8	--	17.4	--	132.2	47	0.0018	0.001500	0.0900	0.0752	2.8619	0.05
08	50	12650	11.6	--	17.4	30.0017	23	42	0.0005	0.000450	0.0250	0.0235	0.3255	0.693
09	50	12600	11.8	--	17.4	--	172.2	49.50	0.0006	0.000300	0.0300	0.0157	0.5603	0.780
10	50	12550	11.7	--	17.4	--	201.2	33	0.0004	0.000350	0.0200	0.0155	0.2008	0.765
11	50	12500	12.1	--	17.4	--	201.2	28.50	0.0006	0.0003	0.0300	0.0157	0.5003	0.750
12	50	12450	12.1	--	17.4	--	201.2	37	0.00050	0.000750	0.0400	0.0389	0.9609	0.338
13	50	12400	11.87	--	17.4	--	201.2	38	0.00050	0.000400	0.0400	0.0209	0.9204	0.960
14	--	--	--	--	17.4	--	201.2	--	--	--	--	--	--	--
15	50	12350	12.03	1.0	18.4	20.0221	23	14	0.00060	0.000400	0.0300	0.0207	0.410	4.940
16	50	12300	12.10	--	18.42	--	221.2	27	0.00050	0.000550	0.0250	0.0286	0.650	7.315
17	75	12225	12.14	--	18.42	--	221.2	12	0.00060	0.0004	0.0450	0.0307	0.935	5.290
18	55	14170	12.10	1.0	19.42	--	221.2	21	0.00060	0.000350	0.0360	0.019	9.2114	0.960
19	50	14120	12.25	--	19.24	--	221.2	12	0.00050	0.000250	0.0230	0.013	6.3543	0.530
20	50	1407	12.27	--	19.24	--	221.2	10	0.0005	0.000350	0.0250	0.018	7.0354	0.925
21	50	14020	12.87	--	19.42	--	221.2	25	0.00040	0.000750	0.0200	0.038	5.6081	0.51
22	50	13970	12.33	1.0	20.42	--	221.2	24.5	0.00050	0.0003	0.025	0.0156	0.9854	0.191
23	50	15920	12.30	--	20.42	--	221.2	9.0	0.0005	0.0005	0.0250	0.0257	4.667	0.460
24	50	14870	12.28	--	20.42	--	221.2	11	0.0002	0.0003	0.0070	0.0182	0.0075	0.205
25	75	14795	12.1	--	20.42	--	221.1	9	0.0004	0.0001	0.0300	0.009	3.0	67.50

BALANCE DE SOLUCIONES FINALES

Prueba No. 1

1) Solución total adicionada (ml)			14795
2) Solución rica (ml)		7500	
3) Solución extraído en alicotas (ml)		3164	
4) Agua de lavado inicial (ml)	10000		
5) Agua de lavado final (ml)	10644		
Totales	- 644	10664	14795
		+ 664	
		11308	14795
			11308
6) Solución evaporada (ml)			3487

TAMANO DE MINERAL: -1/4"

PESO: 5.952 Kg

C O N S U M O S																
TIEMPO PROC. dias	VOLUMEN EXT. ml	ADIC. ml	pH	NaCN				Ca(OH) ₂		FLUJO l/min	L E Y		CONTENIDOS (mg)			
				INCR	ACUM	INCR	ACUM	Au	Ag		EXTRAIDO		SOLUCION			
				g	g	g	g	g		g/l	g/l	Au	Ag	Au	Ag	
0	-	13000	11.6	13	-	12.19	-		38.7	-	-	-	-	-	-	
01	175	-	11.4	5.3	18.3	50.00	62.19	42	0.00056	0.00012	-	-	2.08	1.560		
02	175		12.1	-	18.3	-	62.19	42	0.00032	0.00020	-	-	4.160	2.600		
03	925	10925	12.1	-	18.3	-	62.19	39	0.00032	0.00024	0.623	0.498	3.274	2.622		
04	75	10850	12.1	2.7	21.0	20.00	82.9	38	0.0006	0.00035	0.045	0.026	6.510	3.798		
05	50	10800	12.2	-	21.0	-	82.9	59	0.0004	0.00025	0.020	0.013	4.320	2.70		
06	50	10750	12.1	1.32	22.3	-	82.9	49	0.0003	0.00035	0.014	0.018	3.225	3.763		
07	50	10700	11.9	-	22.3	-	82.9	45	0.0005	0.0004	0.025	0.020	5.350	4.280		
08	50	10650	11.9	-	22.3	30	112.9	41.5	0.0006	0.00025	0.030	0.013	6.390	2.663		
09	50	10600	11.8	-	22.3	-	112.3	22	0.0005	0.0004	0.025	0.020	5.300	4.240		
10	50	10550	11.7	-	22.3	-	112.3	33.5	0.0007	0.00045	0.035	0.023	7.385	4.748		
11	50	10500	12.1	-	22.3	-	112.3	28.9	0.0009	0.0005	0.050	0.025	10.50	5.25		
12	50	10450	12.9	-	22.3	-	112.3	31	0.0006	0.0005	0.030	0.025	6.270	5.225		
13	50	10400	12.1	0.5	22.3	-	112.3	5.6	0.0007	0.00055	0.035	0.027	7.28	5.74		
14	-	-	-	-	22.3	-	112.3	--	--	--	-	-	-	-		
15	50	12350	12.0	1.0	23.3	20	132.2	5.5	0.0008	0.00065	0.040	0.032	8.60	7.05		
16	50	11800	12.1	-	23.3	-	132.2	19	0.0006	0.0005	0.03	0.025	7.08	5.90		
17	75	11725	12.1	0.5	24.3	20	152.1	21	0.0005	0.00045	0.0375	0.033	5.86	5.27		
18	55	12170	12.18	1.0	25.3	-	152.1	25	0.0007	0.00045	0.038	0.024	8.51	5.47		
19	50	13120	12.1	-	25.3	-	152.1	1.4	0.0007	0.0005	0.035	0.025	9.184	6.56		
20	50	13070	12.3	-	25.3	-	152.1	9	0.00075	0.00045	0.037	0.022	9.802	5.881		
21	50	13020	12.9	-	25.3	-	152.1	23	0.00045	0.00045	0.0225	0.022	5.859	5.859		
22	50	12970	12.3	1.0	26.3	-	152.1	24	0.00065	0.00065	0.032	0.032	8.430	8.430		
23	50	13920	12.3	-	26.3	-	152.1	22	0.0005	0.00045	0.025	0.025	6.96	5.56		
24	50	13870	12.3	-	26.3	-	152.1	22	0.0007	0.0005	0.035	0.025	9.709	6.935		
25	75	13795	12.1	-	26.3	-	152.1	25	0.00049	0.00045	0.024	0.020	2.496	2.080		

BALANCE DE SOLUCIONES FINALES
Prueba No. 2

1) Solución total adicionada (ml)			13795
2) Solución rica (ml)		5200	
3) Solución extraída en alícuotas (ml)		3205	
4) Agua de lavado inicial (ml)	8000		
5) Agua de lavado final (ml)	8700		
Totales	-700	8405	13795
		+ 700	
		9105	13795
			-9105
6) Solución evaporada (ml)			4690

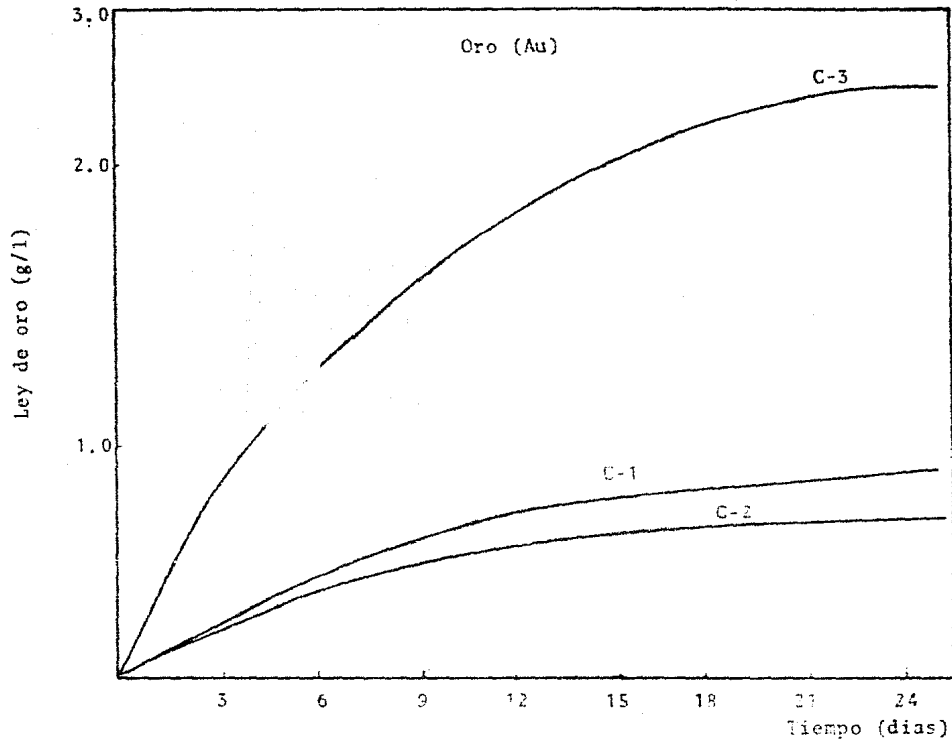
TAMAÑO DE MINERAL: -1/4"												PRUEBA No. 3				PESO: 153.94 kg			
C O N S U M O S																			
TEMP. PROC. días	VOLUMEN		pH	NaCN		Ca(OH) ₂		FLUJO l/min	L E Y		CONTENIDOS (mg)								
	EXT.	ADIC.		INCR.	ACUM.	INCR.	ACUM.		Au	Ag	EXTRAÍDO		SOLUCION						
	m ³	m ³		g	g	g	g		g/l	g/l	Au	Ag	Au	Ag					
0	16000	-	12.2	16	-	15	-	5.2	-	-	-	-	-	-	-				
01	75	-	10.2	7.52	23.52	50	65	6.6	0.0008	0.00052	-	-	12.80	8.320					
02	75	-	10.8	5.92	29.44	350	415	5.32	0.00012	0.00072	-	-	17.92	11.52					
03	75	15915	12.4	2.24	31.68	-	415	5.0	0.00120	0.00085	0.090	0.064	19.11	13.536					
04	75	15850	7.5	1.44	33.12	200	615	4.2	0.00180	0.00120	0.135	0.090	28.530	19.020					
05	50	15845	7.40	-	33.12	-	615	3.2	0.0006	0.00035	0.030	0.018	9.507	5.546					
06	50	15795	7.32	3.68	36.8	200	915	2.8	0.0004	0.00017	0.020	0.062	6.318	19.585					
07	100	15695	6.85	-	36.8	-	915	2.0	0.0005	0.0004	0.060	0.040	9.417	6.278					
08	50	15645	7.05	2.8	39.6	300	1115	2.4	0.0020	0.00125	0.100	0.063	31.290	19.556					
09	50	15595	6.96	-	39.6	-	1115	2.2	0.0021	0.0013	0.105	0.065	32.750	20.274					
10	75	15520	7.02	-	39.6	-	1115	2.26	0.0025	0.00145	0.188	0.109	38.80	22.504					
11	50	15470	7.09	4.15	43.75	-	1115	2.0	0.0020	0.0015	0.100	0.075	30.94	23.20					
12	50	15420	7.51	-	43.75	-	1115	1.9	0.0029	0.00145	0.145	0.073	44.718	22.359					
13	50	15370	7.4	6.92	50.67	-	1115	1.0	0.0020	0.0015	0.100	0.075	30.740	23.055					
14	75	15295	6.60	-	50.67	-	1115	0.8	0.0030	0.00115	0.225	0.086	45.888	17.589					
15	50	15245	7.45	-	50.67	-	1115	0.53	0.0030	0.00135	0.150	0.068	45.735	20.581					
16	75	15170	7.33	-	50.67	-	1115	0.66	0.0025	0.00145	0.188	0.109	37.925	21.997					
17	50	15120	7.99	-	50.67	-	1115	0.73	0.0025	0.0020	0.125	0.100	37.80	30.240					
18	50	16070	8.0	1.0	51.67	-	1115	0.9	0.0025	0.0017	0.125	0.085	40.175	27.319					
19	50	16020	9.11	-	51.67	-	1115	0.66	0.0019	0.0013	0.095	0.065	30.438	20.826					
20	50	15970	7.97	-	51.67	-	1115	0.6	0.00235	0.00170	0.118	0.085	37.530	27.149					
21	75	15995	7.33	-	51.67	-	1115	0.63	0.0026	0.0018	0.196	0.135	41.327	28.611					
22	50	16770	7.39	1	52.67	-	1115	0.72	0.00235	0.0016	0.118	0.080	39.586	26.952					

PRUEBA DE SOLUCIONES FINALES

Prueba No. 3

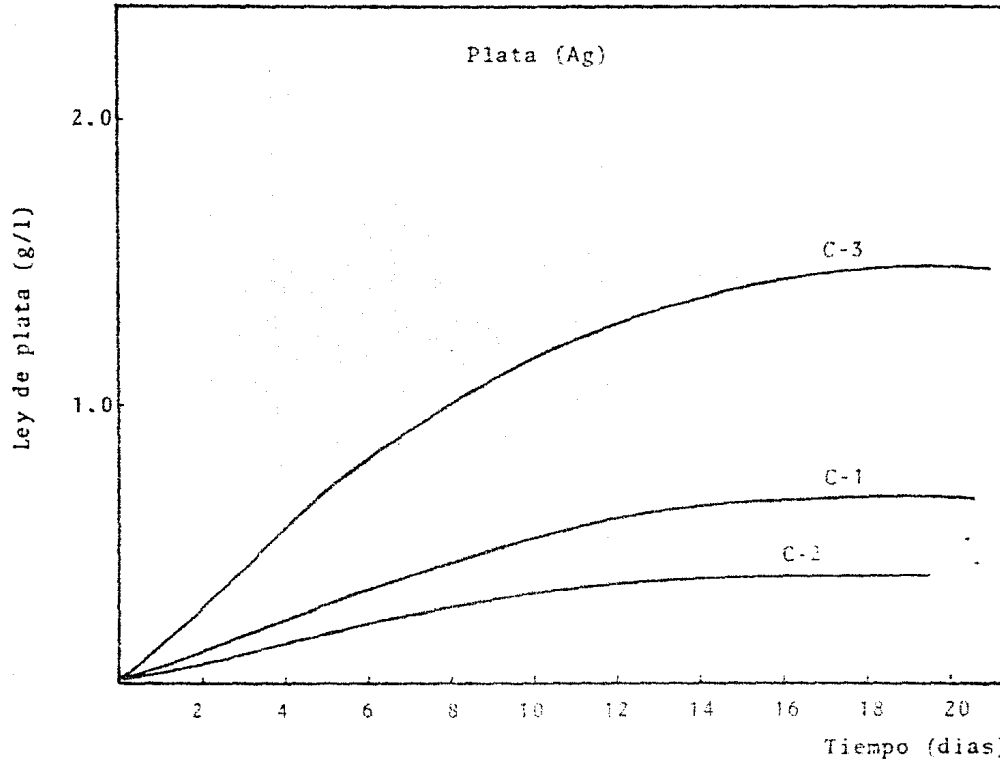
1) Solución total adicionada (ml)			16770
2) Solución rica (ml)		12960	
3) Solución extraída en -licotas (ml)		1350	
4) Agua de lavado inicial (ml)	8500		
5) Agua de lavado final (ml)	8720		
Totales	- 200	14310 + 220	16770
		14530	16770 - 14530
6) Solución evaporada (ml)			2240

Gráfica No. 10



Variación de ley de oro en función al tiempo de disolución, en las pruebas de lixiviación con mineral sin aglomeración, a presión y temperatura constantes.

Gráfica No. 11



Variación de ley de plata en función al tiempo de disolución, durante el periodo de lixiviación con mineral sin aglomeración, a temperatura y presión constantes.

TAMARO DE MINERAL:

PRUEBA No. 4

TIEMP. PROC.	VOLUMEN		pH	NaCN		Ca(OH) ₂		FLUJO l/min	L E Y		CONTENIDOS (mg)				
	EXT.	ADIC.		INCRE	ACUM	INCREM	ACUM		Au	Ag	EXTRAIDOS		SOLUCION		
											Au	Ag	Au	Ag	
dias	ml	ml	g	g	g	g	g/l	g/l	Au	Ag	Au	Ag			
0	-	18000	11.8	-	18	105	195	-	-	-	-	-	-		
01	50	17950	11.8	-	19	-	-	74	0.0003	0.00025	0.0150	0.013	5.385	4.487	
02	50	17900	11.6	2.68	20.68	-	-	60	0.00015	0.00030	0.005	-	1.790	-	
03	50	17850	11.1	-	20.68	-	-	66	0.0004	0.0005	0.020	0.025	7.140	8.925	
04	50	17800	11.0	-	20.68	-	-	66	0.0006	0.0006	0.030	0.030	10.680	10.680	
05	50	17750	11.1	1.947	22.63	-	-	57	0.0005	0.0005	0.025	0.025	8.875	8.875	
06	50	17700	11.0	-	22.63	-	-	44	0.0006	0.00045	0.030	0.023	10.650	7.988	
07	50	17650	11.0	-	22.63	-	-	42	0.0004	0.000425	0.020	0.0243	7.060	35.603	
08	50	17600	11.0	-	22.63	-	-	42	0.0005	0.00065	0.025	0.033	8.900	11.473	
09	50	17550	11.2	-	22.63	-	-	41	0.0003	0.0005	0.040	0.025	14.040	8.775	
10	50	17500	10.9	-	22.63	-	-	41	0.0007	0.0005	0.035	0.025	12.250	8.750	
11	50	17450	10.9	-	22.63	-	-	48	0.0005	0.001	0.030	0.050	10.470	17.450	
12	50	21000	10.8	3.08	30.70	-	-	54	0.0008	0.0006	0.04	0.03	17.92	13.44	
13	50	20950	11.0	-	30.70	-	-	40	0.0004	0.00035	0.02	0.0175	8.94	7.225	
14	50	20945	11.1	-	30.70	-	-	41	0.0006	0.00031	0.030	0.155	13.38	59.13	
15	50	20895	10.9	-	30.70	-	-	42	0.0006	0.0006	0.300	0.300	133.50	133.50	
16	50	20845	10.9	-	30.70	-	-	40	0.0007	0.00045	0.035	0.023	15.54	11.100	
17	50	20795	10.9	-	30.70	-	-	42	0.0007	0.0003	0.035	0.150	15.505	66.45	
18	50	20745	10.8	-	30.7	-	-	42	0.0008	0.00065	0.040	0.033	17.69	14.36	
19	50	20695	10.9	-	30.7	-	-	51	0.0008	0.00055	0.040	0.028	17.640	12.13	
20	50	20645	10.8	-	30.7	-	-	40	0.0008	0.00055	0.050	0.028	22.0	12.100	
21	50	20645	10.9	-	30.7	-	-	41	0.0008	0.0005	0.040	0.025	17.56	10.975	
22	50	21595	10.8	12.27	42.97	-	-	54	-	0.0005	-	0.028	-	12.596	-
23	50	21545	10.9	-	42.97	-	-	39	0.0009	0.00055	0.005	0.028	20.565	12.568	
24	50	22345	11.0	1.0	43.97	-	-	39.5	0.0007	0.00055	0.140	0.028	16.555	13.008	
25	50	22295	10.9	-	43.97	-	-	15.0	0.0009	0.00055	0.005	0.028	21.240	12.980	

BALANCE DE SOLUCIONES FINALES

Prueba No. 4

1) Solución total adicionada (ml)			24450
2) Solución rica (ml)		6480	
3) Solución extraída en alicotas (ml)		1500	
4) Agua de lavado inicial (ml)	10000		
5) Agua de lavado final (ml)	10300		
Totales	- 300	7980	
		+ 300	
		8280	24450
			- 8280
6) Solución evaporada (ml)			16170

TAMANO DE MINERAL:										PESO: 5.00 Kg				
TIEMPO PROC. EXT.	VOLUMEN		nH	C O N S U M O S				flujo	L E Y		CONTENIDOS (mg)			
	ml	ADJC.		NaCN		Ca(OH) ₂			Au	Ag	EXTRAIDO		SOLUCION	
				INCRE	ACUM	INCRE	ACUM				Au	Ag	Au	Ag
dias	ml	ml	g	g	g	g	l/min	g/l	g/l	Au	Ag	Au	Ag	
0	-	8000	--	8.0	--	54.0	54.0	-	-	--	--	--	--	--
01	50	7960	10.8	1.59	9.59	-	-	34	0.0004	0.00055	0.020	0.028	3.160	4.37
02	50	7900	11.1	-	9.59	-	--	35	0.0006	0.00140	0.030	0.001	4.740	11.0
03	50	7850	11.0	--	9.59	--	--	33	0.0005	0.00145	0.025	0.073	3.925	11.3
04	50	7800	11.0	-	9.59	-	--	50	0.0007	0.0006	0.035	0.030	5.460	4.68
05	50	7750	10.9	--	9.59	-	--	52	0.0006	0.00086	0.030	0.040	4.650	6.66
06	50	7700	10.8	--	9.59	--	--	32	0.0006	0.0008	0.030	0.040	4.620	6.16
07	50	8000	10.6	4.02	13.61	-	-	54	0.0006	0.0009	0.030	0.045	4.800	7.20
08	50	7950	10.9	--	13.61	--	-	33	0.0007	0.0009	0.035	0.045	5.565	7.15
09	50	7900	10.9	--	13.61	-	--	36.5	0.0008	0.0009	0.040	0.045	6.320	7.11
10	50	7850	10.7	--	13.61	-	-	52	0.0008	0.0001	0.004	0.050	5.230	7.85
11	50	10945	11.0	4.02	17.63	--	--	60	0.0008	0.0009	0.040	0.045	8.036	9.04
12	50	9995	10.8	-	17.63	-	--	54	0.0006	0.0006	0.030	0.030	5.997	5.99
13	50	9945	10.8	--	17.63	--	--	42	0.0007	0.00125	0.035	0.063	6.962	12.4
14	50	9895	10.8	--	17.63	--	--	40	0.0007	0.0009	0.035	0.040	6.962	7.95
15	50	9845	10.9	--	17.63	--	--	48	0.0009	0.0009	0.045	0.035	8.951	6.96
16	50	9795	10.9	-	17.63	-	--	33	0.0005	0.00065	0.030	0.033	5.877	6.36
17	50	10745	10.9	4.37	22.02	--	-	39	0.001	0.00075	0.500	0.038	10.745	8.05
18	50	10695	10.6	--	22.01	--	--	38	0.001	0.0006	0.050	0.030	10.695	6.42
19	50	10645	10.9	--	22.01	--	-	51	0.0007	0.00075	0.035	0.038	7.452	7.98
20	50	10595	10.9	--	22.01	-	-	50	0.00075	0.00075	0.038	0.038	7.946	7.94
21	50	12215	10.9	2.07	24.08	--	--	44	0.0009	0.00075	0.045	0.038	11.021	9.18
22	50	12195	10.8	--	24.08	--	-	37.5	0.0007	0.0006	0.035	0.030	8.537	7.32
23	50	12145	10.9	-	24.08	-	-	27.5	0.0007	0.00055	0.035	0.028	8.502	6.68
24	50	12095	10.9	-	24.08	-	--	31	0.0005	0.00034				

BALANCE DE SOLUCIONES FINAS

Prueba No. 6

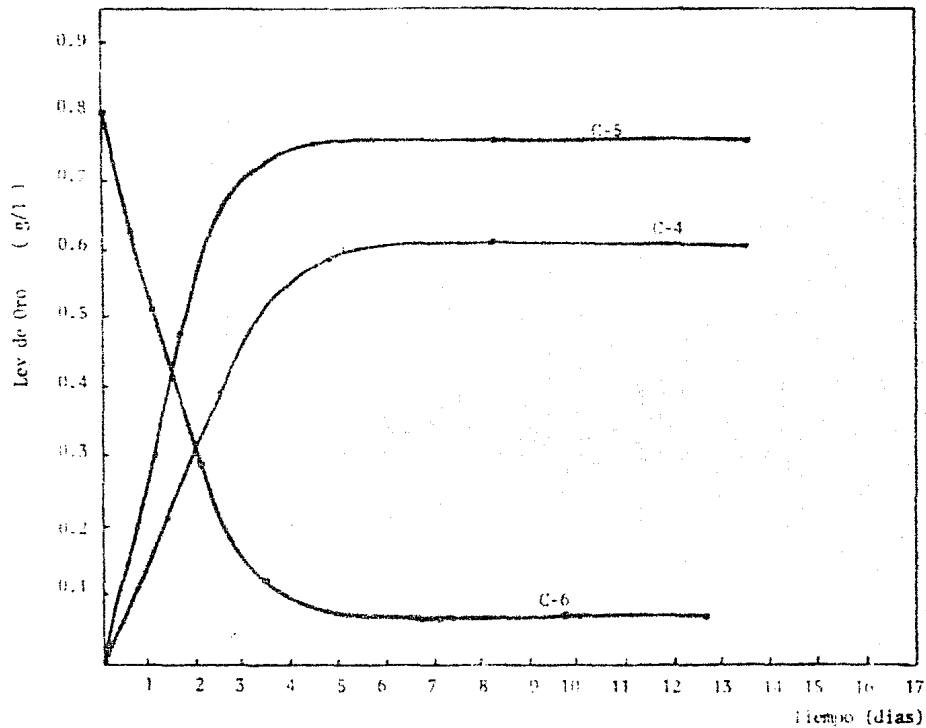
1) Solución total adicional (ml)			13250
2) Solución rica final (ml)		4180	
3) Solución extraída alicotas (ml)		1250	
4) Agua de lavado inicial (ml)	6000		
5) Agua de lavado final (ml)	6020		
Totales	- 20	5430	
		+ 20	
		5450	13250 -5450
6) Solución evaporada			7800

BALANCE DE SOLUCIONES FINALES

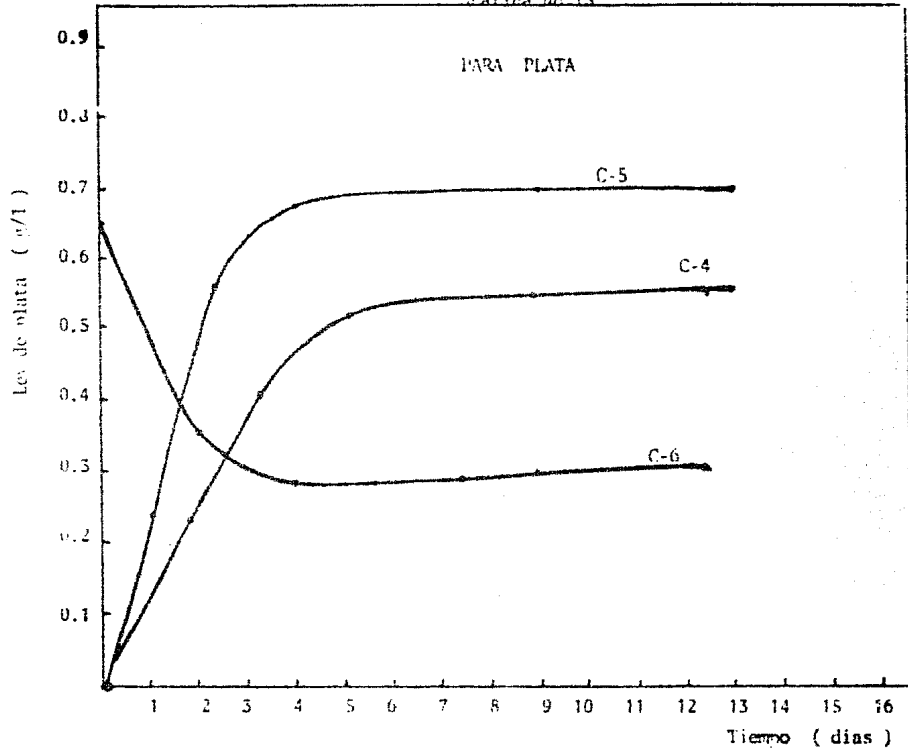
Prueba No. 6

1) Solución total adicionada (ml)			5000
2) Solución rica (ml)		4300	
3) Solución extraída alicotas (ml)		50	
4) Agua de lavado inicial (ml)	5000		
5) Agua de lavado final (ml)	4950		
Totales	- 50	4850	
		+ 50	
		4900	5000
			4900
6) Solución evaporada			100

Gráfico No. 12



Variación de la lev de oro (Au), en función al tiempo de disolución, durante las pruebas de lixiviación con mineral apiomorado, a presión y temperatura constantes.



Variación de ley de plata (g/l), en función al tiempo de disolución, durante las pruebas de lixiviación con mineral aglomerado, a presión y temperatura constantes.

BIBLIOGRAFIA

1. Aus der Bergwerks-Hütten- und Zuliefer industrie: Erzmetall, No. 4, (1984), pág. 164.
2. PEHLKE D.R.: Unit Process of Extractive Metallurgy, 4a. Edition, Elsevier, E. U. (1979), pág. 175-189.
3. VAN ARSDALE D. G.: Hidrometalurgia de metales comunes, 1a. Edición, Mc Graw-Hill, Nueva York E.U., (1965), pág. 75-90.
4. HABASHI E.: Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solutions, Montana Bur. Mines & Geology, Butte, Bulletin 59 (1967), pág. 1-35.
5. HABASHI E.: Principles of Extractive Metallurgy, Gordon and Breach Science Publishers, Tucson Arizona, E.U. (1970), pág. 1-43.
6. PIZARRO R., Mc BETH J.D. y POTTER G.M.: AIME, E.U. (1974), pág. 1-15.
7. POTTER M. G.: Some factores in the desing of heap leaching Operations, Simposium, SME/AIME, E.U. (1980), pág. 1-15.
8. HEINEN J. H., Mc CLELLAND E. G. and LINDSTROM E.R.: Enhancing Percolation Rates in heap leaching of Gold-Silver Ores, Us Bur of Min., R.I. 8388, Reno Nevada E.U. (1979), pág. 1-19.

9. MITCHELL S., TRAUTMAN L.: Homestakes Bulldog Mountain, Carbon in pulp Silver plant the Metallurgical Society of AIME A21-80, E.U. (1979) pág. 1-7.
10. POTTER G., HALL B. and DUMCAN M.: Carbon in pulp Processing of Gold and Silver Ores, AIME, Annual Meeting in Chicago, E.U., (1981), pág. 1-15.
11. CASTRO CONTRERAS D.: Cianuración de minerales de Oro y Plata, Comisión de fomento minero, Boletín No. 8, (1967), México, D.F., pág. 5-68.
12. DAVISON D.G. and WILD: Agglomeration of iron ores.
13. SASTRY K. V. S.: Agglomeration 77, II International Symposium on Agglomeration, Atlanta E.U., March 6-10 (1977), VI, pág. 219-384.
14. ROBERT S. BOYNTON.: Chemistry and technology of lime and limestone, John Wiley & Sons inc., 2a. Edición, E.U. (1966), pág. 204-209.
15. BAEZ L. G.: Estudio sobre Aglomeración de partículas minerales y metálicas, Tesis I.P.N., (1975), México, D.F. pág. 105-112.
16. HEINEN J. H., Mc CLELLAND E. G. and LINOSTROM E. R.: Leaching Gold-Silver Ores, National Technical Information - Service, No. PB300936, (1979), Washington, D.F. E.U. pág. 1-12.

17. Mc CLELLAND E. G., POOL L. D. and EISELE A.J.: Agglomeration. Heap leaching operations in the Precious Metals - Industry, Us Bur. Of Min., I.C. 8945 (1970), Reno Nevada E.U., pág. 1-16.