



D-13092



T
553.42
A454
C-2



ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra



**"METODOLOGIA TEORICA - PRACTICA PARA LA
OBTENCION DE METALES PRECIOSOS POR MEDIO
DE LA CIANURACION"**

TOPICO DE GRADUACION
Previo a la obtención del Título de:
INGENIERO GEOLOGO

Presentado por:
Marlon Rafael Alonzo Azurdia

Año Lectivo
1.992



BIBLIOTECA

DEDICATORIA

A MI MADRE
A MIS HERMANOS



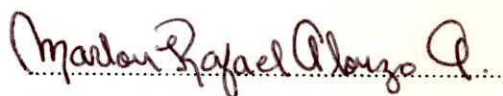
AGRADECIMIENTO

Mi eterna gratitud para todos aquellos que me ayudaron, apoyaron en la realización de este trabajo y culminación de mi carrera; al Ministerio de Energía y Minas de Guatemala, a la Escuela Superior Politécnica del Litoral, al Ing. Hugo Eguez Alava, a mis compañeros de trabajo Jorge y Eduardo, y muy especialmente a Kléber Emilio, Don Parrales, Doña América y Patty por su bondad y cariño sin los cuales definitivamente estas páginas no hubieran sido escritas.

DECLARACION EXPRESA

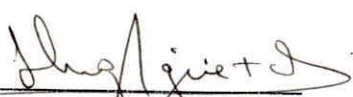
" La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL "

(Reglamento de exámenes y títulos profesionales de la ESPOL).

A handwritten signature in dark ink, reading "Marlon Rafael Alonzo Azurdía". The signature is written in a cursive style with a large initial 'M' and 'A'.

Marlon Rafael Alonzo Azurdía

METODOLOGIA TEORICA-PRACTICA PARA LA OBTENCION DE METALES
PRECIOSOS POR MEDIO DE LA CIANURACION.



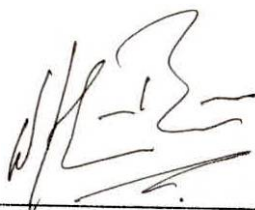
ING. HUGO EGUEZ A

Director de Tópico



ING. SERGIO AGUAYO

Profesor I.C.T.



ING. WALTER CAMACHO

Profesor I.C.T.

RESUMEN

Este trabajo contiene la información, datos, explicación y resultados de experimentos mineralógicos que tienen por objetivo estudiar el comportamiento de los relaves de la zona llamada "Tres Ranchos", en el proceso de recuperación de oro por medio de la cianuración por agitación.

Los relaves objeto de este estudio constituyen el desecho de los trabajos mineros de la mina del señor Efrén Jaramillo.

El estudio abarcó parte del proceso que tendría que llevarse a cabo, a escala de laboratorio, en una planta de cianuración por agitación mecánica cuya producción estuviese alimentada con los relaves del molino del señor Jaramillo.

El primer paso lo constituyó la caracterización del material es decir, granulometría, densidad y ley.

Conociendo las características del material se procedió a realizar pruebas de cianuración preliminares con el objeto de encontrar los mejores condiciones y con estas realizar una prueba definitiva.

La recuperación de oro de la solución de cianuro se la llevó a cabo con el proceso CIP (Carbón Activado en Pulpa), proceso controlado por Absorción atómica.

En la prueba final se logró obtener resultados satisfactorios en la cianuración 99% y la recuperación del Au con Carbón Activado fue relativamente menos productiva, 77 %.

El carbón activado que se utilizó fue elaborado con cáscaras de coco en la planta de la ESPOL.

INDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	VI
INDICE GENERAL.....	VII
INDICE DE TABLAS.....	IX
INDICE DE GRAFICOS.....	XI
ABREVIATURAS.....	XII
INTRODUCCION.....	13
Objetivos.....	14
La zona de Tres Ranchos.....	15
Geología General de Ponce Enríquez.....	15
CAPITULO I	
TEORIA GENERAL	
1.1 Teoría general de la cianuración.....	16
1.2 Metales nobles.....	19
1.3 Teoría de la corrosión.....	22
1.4 Evidencias termodinámicas de la cianuración.....	23
1.5 Evidencias cinéticas de la cianuración.....	28
1.6 Factores decisivos en la tasa de disolución del oro en soluciones de cianuro.....	32
1.6.1 Factor concentración de cianuro.....	32
1.6.2 Factor concentración de oxígeno y agentes oxidantes..	33
1.6.3 Factor de temperatura.....	34
1.6.4 Factor alcalinidad protectora.....	35
1.7 Influencia en el proceso de la cianuración por otros constituyentes de la pulpa.....	36
CAPITULO II	
TEORIA DE LA CIANURACION POR AGITACION	
2.1 Lixiviación por agitación.....	40

	Pág.
2.2 Tipo de agitación.....	40
2.3 Procesos de recuperación de oro de las soluciones preñadas de NaCN.....	47
2.3.1 Precipitación con zinc.....	47
2.3.1.1 Proceso de precipitación Merrill-Crowe.....	48
2.3.2 Proceso de precipitación utilizando carbón activado....	49
2.3.2.1 Adsorción de oro en el carbón activado.....	50

CAPITULO III

PRUEBAS DE LABORATORIOS

3.1 Preparación de la muestra para su investigación.....	52
3.2 Equipos y materiales utilizados.....	53
3.3 Análisis granulométrico.....	55
3.4 Densidad de la mena.....	56
3.5 Ensayos al fuego.....	58
3.6 Pruebas de cianuración.....	61
3.7 Control de soluciones.....	63
3.7.1 Control de soluciones de cianuro.....	63
3.7.2 Control de consumo de cal.....	64
3.7.3 Pruebas.....	65
3.7.4 Resultados.....	65
3.8 Preparación de soluciones.....	65
3.9 Determinación de la concentración de oro en soluciones de cianuro.....	82
3.9.1 Pruebas.....	85
3.9.2 Resultados.....	85
3.10 Recuperación de oro con carbón activado.....	85
3.10.1 Pruebas.....	86
3.10.2 Resultados.....	87
CONCLUSIONES	91
RECOMENDACIONES.....	92
BIBLIOGRAFIA.....	93

INDICE DE TABLAS

Nº	Titulo	Pág.
I	Distribucción granulométrica	56
II	Densidades	58
III	Tenor de oro	61
IV	Control de la cianuración. Prueba Nº 1	66
V	Control del consumo de cianuro y cal. Prueba Nº 1	67
VI	Control de la cianuración. Prueba Nº 2	69
VII	Control del consumo de cianuro y cal. Prueba Nº 2	70
VIII	Control de la cianuración. Prueba Nº 3	72
IX	Control del consumo de cianuro y cal. Prueba Nº 3	73
X	Método de Chiddey	85
XI	Resultados de las pruebas preliminares	77
XII	Control de la cianuración. Prueba Final	78
XIII	Control del consumo de cianuro y cal. Prueba Final	79
XIV	Control de la cianuración con absorción atómica. Prueba Final	80
XV	Resultado de la Prueba Final.	89

XVI	Control de adsorción del carbón activado con absorción atómica.	88
XVII	Resultado de la adsorción con carbón activado.	87



F. QUIROGA

INDICE DE GRAFICOS

Nº.	Titulo	Pág
1	Curva granulométrica	57
2	Consumo de cal y cianuro. Prueba Nº 1	68
3	Consumo de cal y cianuro. Prueba Nº 2	71
4	Consumo de cal y cianuro. Prueba Nº 3	74
5	Consumo acumulado de cal Vs. Concentración de CN.	75
6.	Disolución de Au Vs. concentración de CN	76
7	Consumo de cal y cianuro. Prueba Final	81
8	Adsorción con Carbón Activado.	90

ABREVIATURAS

Cant.	Cantidad.
[CaO]	Conc. de Cal.
cm.	Centímetros.
[CN-]	Conc. de Cianuro.
Concent.	Concentración.
F3 ()	Fracción pasante acumulado.
g.	Gramos.
g/l	Gramos por litro.
g/Tm	Gramos por toneladas métricas.
H	Horas.
Kg	Kilogramos.
Kg/Tm	Kilogramos por toneladas métricas
L	Litros.
m	Metro.
mg	Miligramos.
ml	Mililitros.
Nº	Número.
ppm	Partes por millón.
Sol.	Solución.
Vol.	Volumen
W	Peso total
Wi	Peso retenido.
µm	Micras
ρ	Densidad
CIP	Carbón Activado en pulpa.
CIL	Carbón Activado
CIC	Carbón Activado en columnas,



INTRODUCCION

Poco a poco la minería en el Ecuador ha ido ganando más terreno y su importancia tanto económica como social a crecido considerablemente en los últimos años hasta el punto de considerarsele como uno de los rublos potenciales más fuertes para la futura economía Ecuatoriana, tanto así que con un mayor desarrollo podrá competir en ingresos con industrias como la petrolera, agrícola y acuícola.

Pero para esto es necesario el estudio y desarrollo de nuevos métodos y tecnologías para poder aprovechar los recursos naturales lo más posible.

Una de estas técnicas es la Cianuración ya utilizada en otros países y que en Ecuador esta ganando gran interés en el sector minero, con la cual los desechos de la minería artesanal o informal podrán ser aprovechados y aumentar la producción e ingresos de este sector del del país en general.

OBJETIVOS

- Investigar el comportamiento de los relaves de Tres Ranchos para la extracción de oro por Cianuración.
- Dar una nueva alternativa a esta zona para mejorar su producción y aprovechamiento de sus recursos.
- Conocer la capacidad del carbón activado elaborado con cáscaras de coco producido en la planta piloto de la ESPOL, en el proceso de cianuración de los relaves de Tres Ranchos.
- Determinar los parámetros característicos de los relaves, necesarios para estudiar su comportamiento frente a la cianuración.



BIBLIOTECA

Zona de Tres Ranchos

El sector de estudio se encuentra ubicado en la Provincia del Azuay, al sur-este de la población de Ponce Enríquez. Al lugar se llega por la carretera Guayaquil-Machala hasta el Km. 139, en donde hay un desvío de carretero lastrado de unos 5 km de longitud que conduce al poblado de San Miguel de Brasil.

El camino termina al cruzar el Río Margarita afluente del Río Siete, después hay que continuar por un paso de mulas hasta llegar a la zona "El Paraíso", Tres Ranchos se encuentra aproximadamente a 1 Km arriba de "El Paraíso" siguiendo por el paso de mulas.

Geología General de Ponce Enríquez.

Ponce Enríquez esta situado sobre rocas de tipo volcánicos.

Al sur y al norte existen afloramientos de granitos y granodioritas de origen plutónico, las cuales pudieron ser las responsables de los fluidos hidrotermales que causaron la mineralización de la zona.

Ponce Enríquez es una zona acrecionada, propicia para la búsqueda de yacimientos vulcanológicos de sulfuros masivos estratiformes.

Se observa además un conjunto de vulcanitas, andesitas, basálticas, tobas, areniscas y limolitas intercaladas, brechas y espilitas de la formación Macuchi.

CAPITULO I

1.1 TEORIA DEL MECANISMO DE LA CIANURACION.

Los metales nobles y en especial el oro y la plata presentan grandes dificultades para estabilizarlos en forma de cationes, esto es debido a que poseen mucha inestabilidad en soluciones acuosas.

Se llegó a descubrir que la mejor manera de estabilizarlos era formando aniones complejos, por ejemplo: AuCl_2^- , $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{Cl})_2^-$.

En la práctica los cianuros alcalinos (NaCN), son utilizados como agentes acomplejantes de iones metálicos, que en condiciones oxidantes dan la estabilidad química necesaria para poder formar los aniones complejos.

A este proceso se lo conoce como "Cianuración".

La Cianuración es un proceso hidrometalúrgico consistente en la disolución selectiva de los metales preciosos (oro y plata), en soluciones de cianuros alcalinos para luego precipitarlos por cementación y por electrólisis.

Ya en el siglo XVIII se descubrió la solubilidad del oro en soluciones de cianuro de potasio (KCN).

En 1887 se marcó el comienzo al reconocimiento de esta valiosa observación cuándo MacArthur y Forrest pusieron en práctica la lixiviación del oro con cianuro alcalino a partir de sus menas.

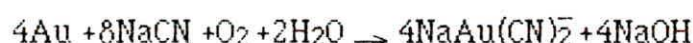
Por esto se atribuye a la aplicación de la cianuración al tratamiento de minerales de oro y plata como los comienzos de la Hidrometalurgia Moderna.

Como una desventaja de este proceso se tiene la alta toxicidad de las soluciones de cianuro por el desprendimiento del ácido cianhídrico cuando se produce hidrólisis.

El proceso de cianuración esta basado en las siguientes teorías que tratan de explicar el proceso de disolución del oro y la plata.

1. Teoría de Oxígeno de Elsner: Elsner (1846).

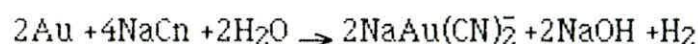
Reconoció por primera vez que el oxígeno era esencial para la disolución del oro en soluciones de cianuro, según la siguiente ecuación:



La disolución de la plata puede ser representada por una ecuación similar.

2. Teoría del Hidrógeno de Janín: Janín (1888, 1892).

Creía que el Oxígeno no era esencial en la disolución y que el Hidrógeno debería desprenderse en algún momento del proceso de acuerdo a la ecuación:



Maclaurin (1893) y Christy (1896), concluyeron después de cuidadosos experimentos que el oxígeno era esencial en la cianuración y por eso se inclinaron por la ecuación de Elsner.

3. Teoría del Peróxido de Hidrógeno de Bodlander: Bodlander (1896).

Sugiere que la disolución se realiza en dos etapas de acuerdo a la ecuaciones siguientes:



Parte del peróxido de hidrógeno formado actúa de la siguiente manera:



En estas ecuaciones el H_2O_2 (Peróxido de Hidrógeno) se forma como un producto intermedio.

Bodlander sostiene su teoría en base a haber detectado H_2O_2 en solución.

4. Evidencia Termodinámica: Barsky (1934)

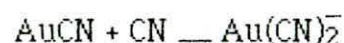
Determinó la energía libre de formación de iones cianuros complejos auríferos y argentíferos, y calculó el cambio de energía libre en las varias reacciones sugeridas.

Saliendo favorecidas las ecuaciones de Elsner y Bodlander, mientras la de Janín no era Termodinámicamente posible.

5. Teoría de la Corrosión: Boonstra (1934).

Reconoció que la disolución de oro en solución de cianuro es similar al proceso de corrosión de un metal en el cual el oxígeno disuelto en la solución se reduce a peróxido de hidrógeno e ión hidróxilo.

Dividió la ecuación de Bodlander en:



1.2 METALES NOBLES

Entre más de 100 elementos conocidos, se clasifican como metales unos 80, entre los cuales están los bien conocidos aluminio, hierro, cromo, níquel, plomo, estaño, cobre, plata, oro, mercurio, y platino.

Estos metales son poco activos químicamente de forma que pueden utilizarse como metales elementales en contacto con el agua, oxígeno y dióxido de carbono, sin que se produzcan ninguna modificación química rápida. Realmente algunos no reaccionan en absoluto con tales sustancias en condiciones normales.

Estos elementos se clasifican en dos grupos principales:

1) Metales de Transición y Transición Interna.

Familia del Escanio

Familia del Titanio

Familia del Vanadio

Familia del Cromo

Familia del Manganeso

Familia del Hierro

Familia del Platino

2) Vecinos de los metales de transición:

Familia del Cobre. (Cobre, Plata, Oro).

Familia del Cinc

Familia del Aluminio

Familia del Germanio

Las propiedades físicas de los metales de transición y sus vecinos son las metálicas típicas.

En general son maleables, dúctiles, buenos conductores del calor y de la electricidad, muestran un brillo metálico.

Excepto del oro y el cobre, con sus colores característicos, todos los metales son de aspecto semejante y parecidos, hasta cierto punto, al estaño o al hierro.

Sus densidades van desde la del metal más ligero Aluminio (2.7) a la de uno de los más densos el Oro (19.3).

Los puntos de fusión abarcan desde los metales de fusión más bajo Mercurio y Galio, hasta los que tienen valores intermedios, como el Cobre, Plata y Oro.

La actividad química del Oro, la Plata y Platino es notoria hasta el punto de ser semi-inertes, designándose como metales "Nobles".

La actividad relativa de los metales puede estimarse por comparación de sus potenciales electroquímicos.

Los vecinos de los metales de transición alcanzan en su orden de actividad desde el Aluminio al Oro.

Aluminio potencial electroquímico: 1.66 voltios

Oro potencial electroquímico: -1.50 voltios

La actividad aumenta con el potencial electroquímico.

Los vecinos de los elementos de transición presentan números de oxidación positivos que corresponden al número de sus grupos en la tabla periódica pero suelen presentar grados de oxidación adicionales.

Ejemplo: Cu(+1,+2); Ag(+1,+2); Au(+1,+3).

El fenómeno de corrosión está íntimamente ligado con la actividad química de los metales y estriba en un ataque químico ejercido sobre el metal por el medio que los rodea.

El tipo de corrosión más frecuente se debe a la acción atmosférica, el agua y sustancias disueltas en ella.

En la mayor parte de los casos, la reacción es de naturaleza electroquímica y lleva consigo el tipo de transferencia de electrones característicos de las pilas voltaicas.

La humedad es necesaria para la corrosión atmosférica de todos los metales excepto los más activos, si en la humedad hay sales disueltas la corrosión se acelera, probablemente por que una disolución de electrolitos es el medio ideal para una reacción de oxidación reducción.

El oxígeno, disuelto en el agua, es un importante agente de corrosión.

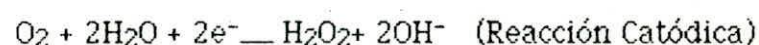
En general, los metales situados en la serie electroquímica en posición elevada, esto es aquellos que tienen potenciales de oxidación positivos grandes, se corroen fácilmente.

Los metales situados en la parte baja de la serie (metales nobles) no se corroen fácilmente.

1.3 TEORIA DE LA CORROSION

El fenómeno de la corrosión se presenta en la disolución del oro y la plata metálicas y es un proceso eminentemente electroquímico.

Este hecho fué descubierto por Boonstra (1934) en virtud de que oxígeno disuelto en solución es reducido a peróxido de hidrógeno e ión oxhidrilo según la siguiente ecuación:



Mientras que por otro lado el metal entrega electrones según la siguiente reacción:

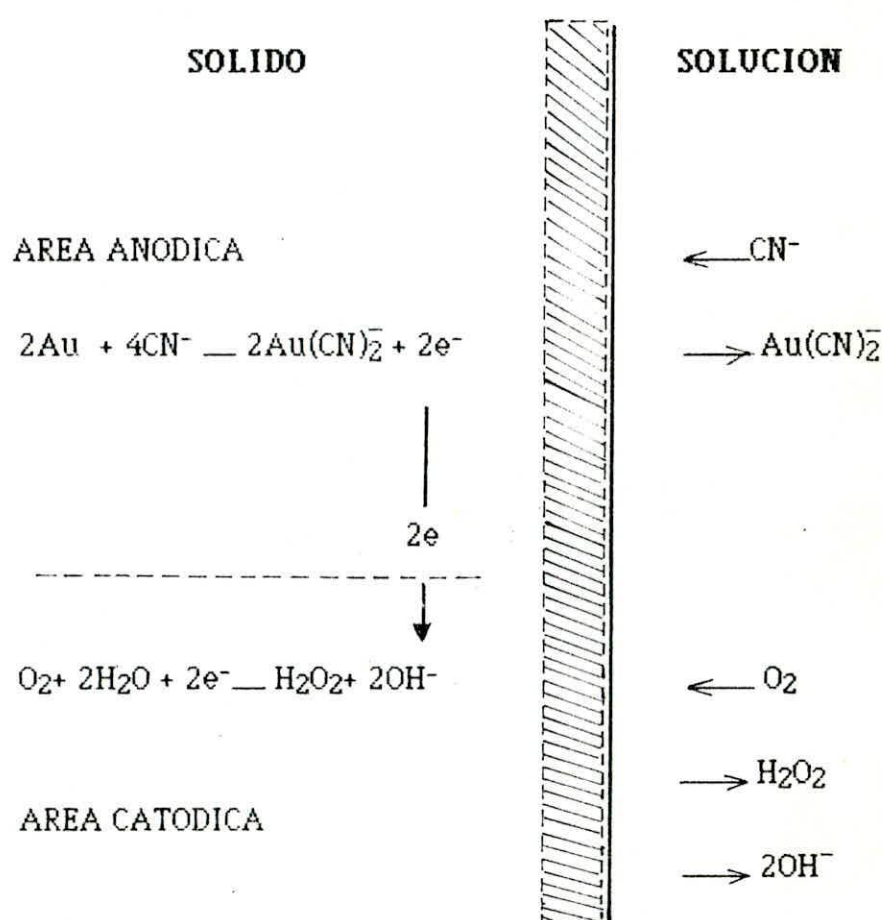
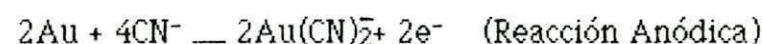


FIG. 1.3 Representación Esquemática de la Celda de Corrosión en la Superficie del Oro. (N.P. Finkelstein, 1983).

1.4 EVIDENCIAS TERMODINAMICAS DE LA CIANURACION

Barsky, determinó las energías libres de formación de los complejos iónicos Auro y Argento Cianuros siendo para el oro por ejemplo la siguiente:

$$\Delta G, \text{Au}(\text{CN})_2^- = 69.064 \text{ Cal.}$$

Y sobre esta base, se calcularon los cambios de anergia de las tres teorías fundamentales de la cianuración siendo las siguientes:

Ecuación de Elsner: $K=(10^{66})$

Ecuación de Janín: $K=(10^{-9.9})$

Ecuación de Bodlander: $K= (10^{16})$

$$K_2=(10^{12.1})$$

Los resultados fueron favorables para Elsner y Bodlander, mientras las de Janín fué termodinámicamente imposible.

La fuerza impulsora de la precipitación de un metal a partir de una solución con iones de este mismo metal, puede ser representada como un potencial llamado "Potencial de Reducción".

La ecuación es la siguiente:

$$\left[E = E^0 - \frac{RT}{nF} \ln \frac{(M)}{(M^{n+})} \right]$$

Esta ecuación es llamada de "Nerst"

Donde E^0Potencial Standar de reducción para la reacción

n Número de Valencia para el ión metálico

T..... Temperatura absoluta en grados Kelvin. (^0K)

R..... Cosntante de los gases= $8.314 \text{ Joules}^*\text{K}^{-1}*\text{Mol}^{-1}$

(M)..... Concentración del metal en contacto

$[M^{n+}]$Concentración de iones metálicos en solución.

Por convención: $(M)=1$

$$E = E^0 - \frac{RT}{nF} \ln \frac{1}{[M^{n+}]} = E^0 + \frac{RT}{nF} \ln [M^{n+}]$$

Mientras mayor sea el valor de "E" mayor es la tendencia de los iones metálicos a precipitarse y cuanto menor sea "E" esta tendencia disminuirá y el metal será disuelto.

Para el caso del oro, el sistema Oxidación-Reducción se puede explicar mejor en un diagrama Eh-Ph. (Fig. 1.4.1.)

La Fig. 1.4.1 muestra un diagrama del sistema Oro-Agua a 25 °C

(Por razones prácticas se han omitido algunas especies solubles tales como: H_3AuO_3 y $H_2AuO_3^-$)

La concentración de las especies solubles presentes es: (10^{-4}) (20ppm).

Las líneas en el diagrama de la Fig. 1.4.1 nos indican las condiciones bajo las cuales coexisten en equilibrio distintas especies representadas en el mismo.

Por ejemplo: Línea 2, es donde coexisten del oro metálico con el ión Au^{3+} en una concentración de (10^{-4}) y condiciones estandar ($P_{O_2} = P_{H_2} = 1 \text{ At}$ y $T = 25^\circ C$).

Las líneas 6 y 7 indican el dominio de estabilidad del agua, debajo de 7 se reduce a hidrógeno.

De esto se observa que el rango dónde el agua es estable, el estado común del oro es el metálico.

Los potenciales de reducción-oxidación del agua son menores que los del oro, por lo que este último no se oxidará por la presencia de oxígeno disuelto, pero si el agua se pone en

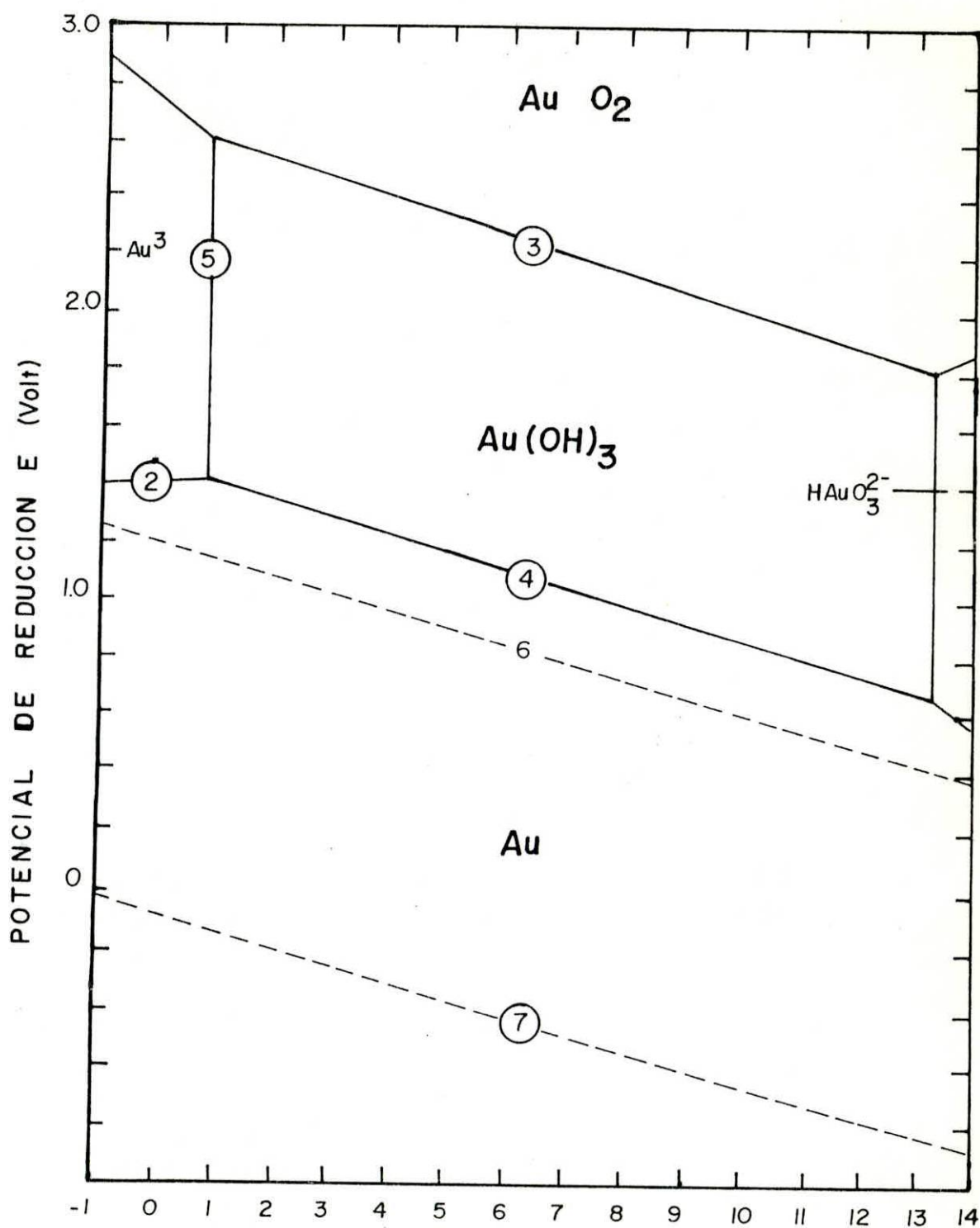


FIG. I.4.1 Diagrama de Eh-pH para el sistema Au-Agua a 25°C. Las concentraciones de todas las especies solubles = 10^{-4} M. $p_{O_2} = 1 \text{ atm.} = p_{H_2}$ (Pourbaix)

contacto con el óxido aúrico esta será oxidada a oxígeno y se precipitará oro metálico.

Entonces para que la lixiviación del oro se verifique será necesario oxidarlo a una especie soluble, la cual permanezca estable en solución aún cuándo haya oxígeno disuelto presente. Por eso es que la solución lixivante debe ser capaz de oxidar a el oro y el producto resultante debe tener un potencial de reducción menor al oxígeno disuelto.

Los productos de la lixiviación del oro son los iones Au^+ y Au^{3+} y para poder bajar el valor de su potencial de reducción, según la ecuación de Nerst, lo único es mantener baja su concentración y esto puede lograrse transformando los iones Au^+ y Au^{3+} en complejos solubles.

El agente formador de complejos en la cianuración es el ión cianuro.

La Fig. 1.4.2 nos muestra un diagrama Eh-Ph del sistema Agua-Oro en presencia de cianuro.

Se asume $[\text{CN}^-] = 10^{-3} \text{ M}$, la cuál se utiliza normalmente en la práctica.

La línea 9 nos indica la influencia del Ph. en la solución. Se puede observar una disminución del potencial de reducción a medida que aumenta el Ph, y es únicamente a causa de la hidrólisis del cianuro que el potencial de reducción varía con el Ph.

Esto es debido a que la hidrólisis tiene un efecto marcado en la proporción de cianuro total presente como ión cianuro libre.

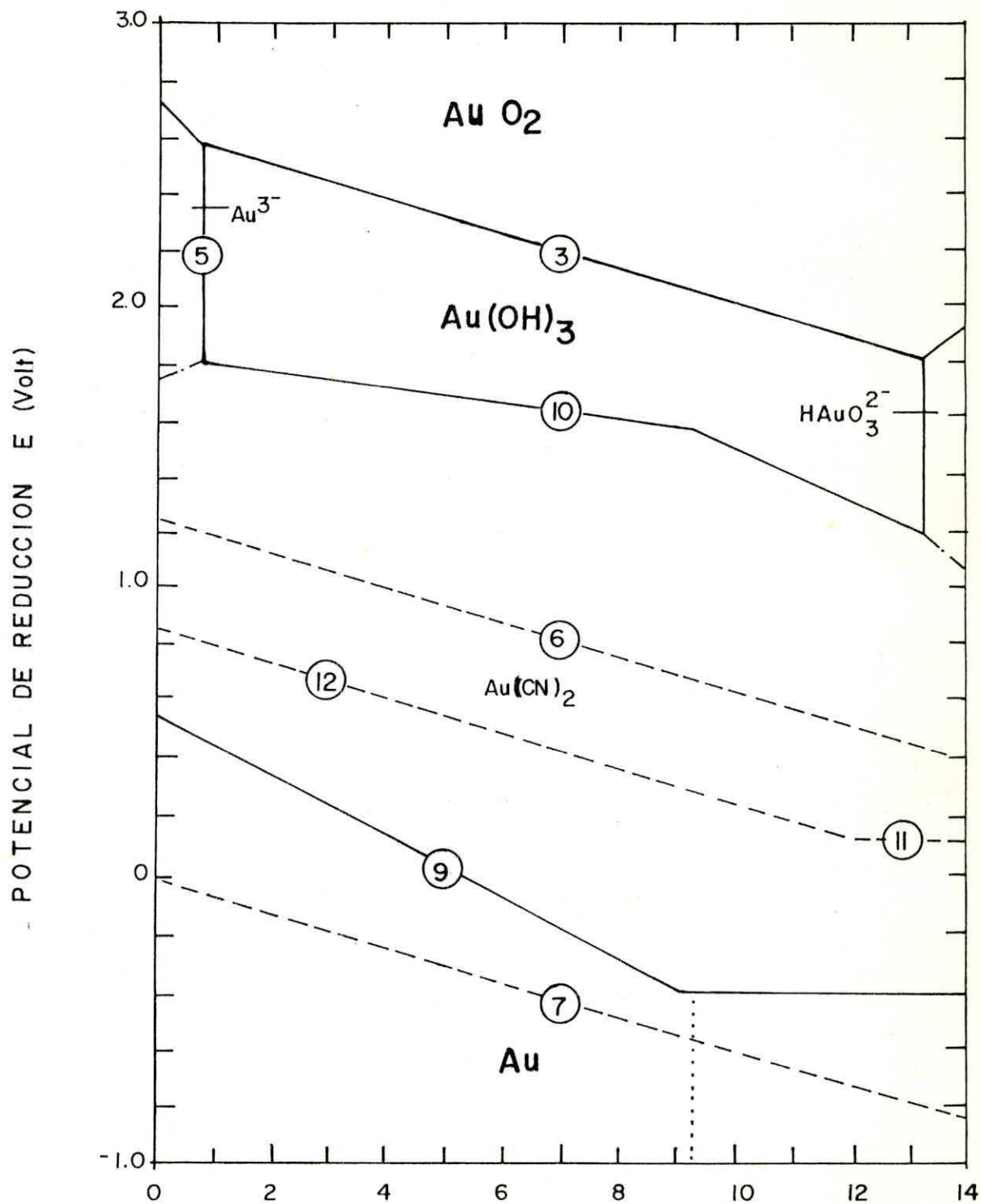


FIG. I 4.2 Diagrama de Eh-pH para el sistema Au-Agua-CN a 25°C. Las concentraciones de todas las especies solubles = 10^{-4} M. $p_{\text{O}_2} = 1 \text{ atm.} = p_{\text{H}_2}$, $[\text{CN}]_{\text{total}} = 10^{-3}$ M (Pourbaix)

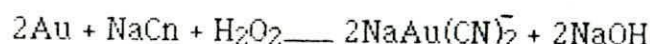
1.5 EVIDENCIAS CINÉTICAS DE LA CIANURACION

Habashi, demostró que el fenómeno de la disolución del oro el cual es de naturaleza electrolítica, sigue la siguiente reacción.



Esta ecuación esta basada en las siguientes condiciones de tipo cinético.

- 1) Para disolver 2 Mol de metal, se asume 1 Mol de O_2
- 2) Para disolver 1 Mol de metal, se necesita 2 moles de Cianuro de sodio
- 3) Del proceso se obtiene como subproducto Peróxido de Hidrógeno, 1 Mol de Peróxido por 2 moles de metal disuelto.
- 4) Las experiencias han demostrado que la disolución de oro y plata con NaCN y H_2O_2 en ausencia de oxígeno fué un proceso lento siendo la reacción la siguiente.



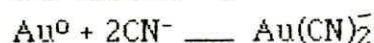
En la realidad la disolución de Au y Ag es influenciada en forma negativa por la presencia de cantidades considerables de H_2O_2 , debido a la oxigenación del ión Cianuro a ión Cianato el cual no tiene acción disolvente sobre el metal.

La reacción es:

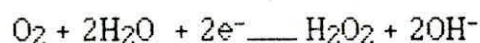


En la disolución del Au y Ag se tiene las siguientes reacciones:

Reacción Anódica.



Reacción Catódica



De acuerdo a la Ley de Fick

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = \frac{D_{\text{O}_2}}{\delta} A_1 [(\text{O}_2)_0 - (\text{O}_2)_i]$$

$$\frac{d(\text{CN}^{-})}{dt} = \frac{D_{\text{CN}^{-}}}{\delta} A_2 [(\text{CN}^{-})_0 - (\text{CN}^{-})_i]$$

donde:

$\frac{d(\text{CN}^{-})}{dt}$ y $\frac{d(\text{O}_2)}{dt}$ Son las velocidades de difusión del ión CN^{-} y O_2 en Mol/seg.

$D_{\text{CN}^{-}}$ y D_{O_2} Son los coeficientes de difusión del cianuro y el oxígeno disuelto, en $\text{cm}^2\text{seg}^{-1}$.

$(\text{CN}^{-})_0$ y $(\text{O}_2)_0$ Son las concentraciones de CN^{-} y O_2 en la masa de la solución en Mol/ cm^3 .

$(\text{CN}^{-})_i$ y $(\text{O}_2)_i$ Son las concentraciones de CN^{-} y O_2 en la interfase, en Mol/cc.

A_1 y A_2 El área en el cuál tiene lugar las reacciones catódicas y anódicas, en cm^2 .

δ Es el espesor de doble capa eléctrica en cms.

Asumiendo que las reacciones químicas en la interfase son rápidas en comparación con las velocidades de difusión del ión cianuro y O_2 significa que estos últimos serán consumidos en cuanto alcancen la superficie del metal.

Es decir:

$$(O_2)_i \text{ y } (CN^-)_i = 0$$

Por tanto:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = \frac{D_{O_2}}{\delta} A_1 (O_2)$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{D_{CN^-}}{\delta} A_2 (CN^-)$$

La velocidad de disolución del metal es dos veces el consumo de oxígeno y mitad de la velocidad de consumo del cianuro.

Por tanto:

$$\begin{aligned} \text{Velocidad de disolución} &= \frac{2d(O_2)}{dt} = \frac{2D_{O_2}A_1(O_2)}{\delta} \\ &= \frac{1}{2} \frac{d(CN^-)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{D_{CN^-}A_2(CN^-)}{\delta} \end{aligned}$$

Para el estado de equilibrio tenemos:

$$\frac{2D_{O_2}A_1(O_2)}{\delta} = \frac{1}{2} \frac{D_{CN^-}A_2(CN^-)}{\delta}$$

A es el área total del metal en contacto con la fase acuosa:

$$A = A_1 + A_2$$

Entonces tenemos:

$$\text{Velocidad} = \frac{2AD_{CN^-}D_{O_2}(CN^-)(O_2)}{\delta D_{CN^-}(CN^-) + 4D_{O_2}(O_2)}$$

De esta ecuación se pueden distinguir dos casos:

- 1) Para concentraciones bajas de cianuro, el primer término en el denominador se puede despreciar en comparación con el segundo.

Tenemos:

$$\text{Velocidad} = \frac{1}{2} \frac{A_{DCN} (CN^-)}{\delta} = K_1 (CN^-)$$

Esto nos dice que para bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de cianuro.

- 2) Para concentraciones altas de cianuro, el segundo término en el denominador es despreciable respecto al primero.

Tenemos:

$$\begin{aligned} \text{Velocidad} &= \frac{2A_{DO_2} (O_2)}{\delta} \\ &= K (O_2). \end{aligned}$$

Esto nos indica que para altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno.

De la ecuación de equilibrio también podemos deducir lo siguiente:

$$\text{Velocidad} = \frac{1}{2} \frac{A_{DCN^-} (CN^-)}{\delta} = \frac{2A_{DO_2} (O_2)}{\delta}$$

$$DCN^- (CN^-) = 4DO_2 (O_2)$$

$$\frac{(CN^-)}{(O_2)} = \frac{4DO_2}{DCN^-}$$

Que representa la condición bajo la cual la velocidad de disolución alcanza su valor límite.



Los coeficientes de disolución tienen los siguientes valores:

$$D_{O_2} = 2.76 \times 10^{-5} \text{ cm/seg}$$

$$D_{CN^-} = 1.83 \times 10^{-5} \text{ cm/seg}$$

Por lo tanto tenemos:

$$\frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} = 1.5$$

Entonces la velocidad límite de disolución es alcanzada cuándo:

$$\frac{(CN^-)}{(O_2)} = 6$$

1.6 FACTORES DECISIVOS EN LA TASA DE DISOLUCION DEL ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO

A continuación se examinarán los factores que condicionan el proceso de disolución del oro y la plata. Estos factores son principalmente:

- Concentración de cianuro.
- Concentración de oxígeno y agentes oxidantes.
- Factor temperatura.
- Factor Alcalinidad protectora.

1.6.1. FACTOR CONCENTRACION DE CIANURO.

Se puede observar que la tasa de disolución de oro y plata crece al aumentar la concentración de cianuro, hasta un punto crítico y después alcanza un valor constante. (FIG. 1.6.1)

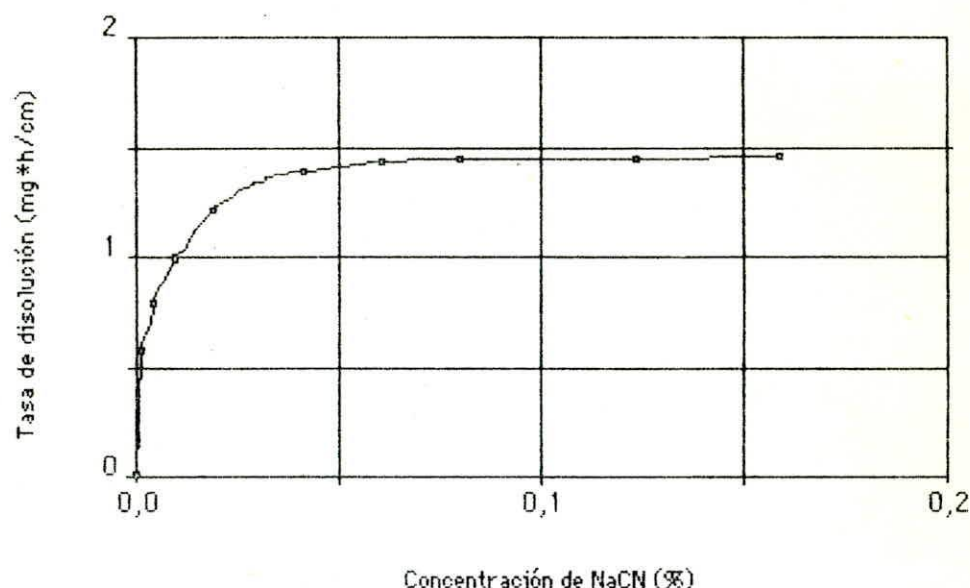


FIG. 1.6.1 Efecto de la concentración de Cianuro (ibid)

1.6.2 FACTOR CONCENTRACION DE OXIGENO Y AGENTES OXIDANTES.

El oxígeno de acuerdo a la ecuación de Elsner, es esencial para el proceso de disolución del oro y la plata.

La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto grado proporcional a la tasa de disolución de oxígeno, el aumento de la concentración de oxígeno incrementa la disolución pero hasta un cierto punto, sobre el cuál hay un descenso en la disolución.

Observando el gráfico relacionado a la concentración de oxígeno se puede deducir lo siguiente.

- 1) La tasa máxima aumenta junto con la concentración de cianuro usada. Esto implica una relación entre la tasa de disolución, la concentración de oxígeno y la concentración de cianuro.

2) Al aumentar la concentración de oxígeno causa un incremento en tasa de disolución de oro.

3) Un incremento en la concentración de oxígeno causa un incremento en tasa de disolución de oro.

Existen otros agentes oxidantes como permanganto de sodio, bromo y cloro, pero debido a su alto costo y dificultades en su aplicación su uso es para casos especiales.

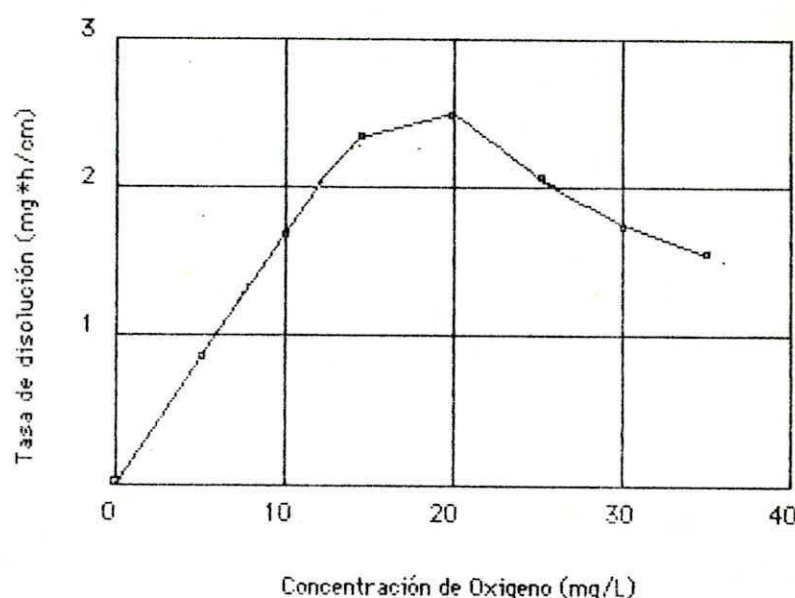


Fig.1.6.2 Efecto de la concentración de oxígeno (ibid)

1.6.3 FACTOR DE TEMPERATURA

El aumento de temperatura de la solución de cianuro, acelera la velocidad de disolución al aumentar la actividad química de la misma, pero la concentración de oxígeno disminuye por que la solubilidad de los gases baja con el aumento de la temperatura.

Las desventajas principales del aumento de temperatura a las soluciones de cianuro son su elevado costo y el

crecimiento de la descomposición de cianuros a causa de la aceleración en las reacciones de los cianicidas de la mena.

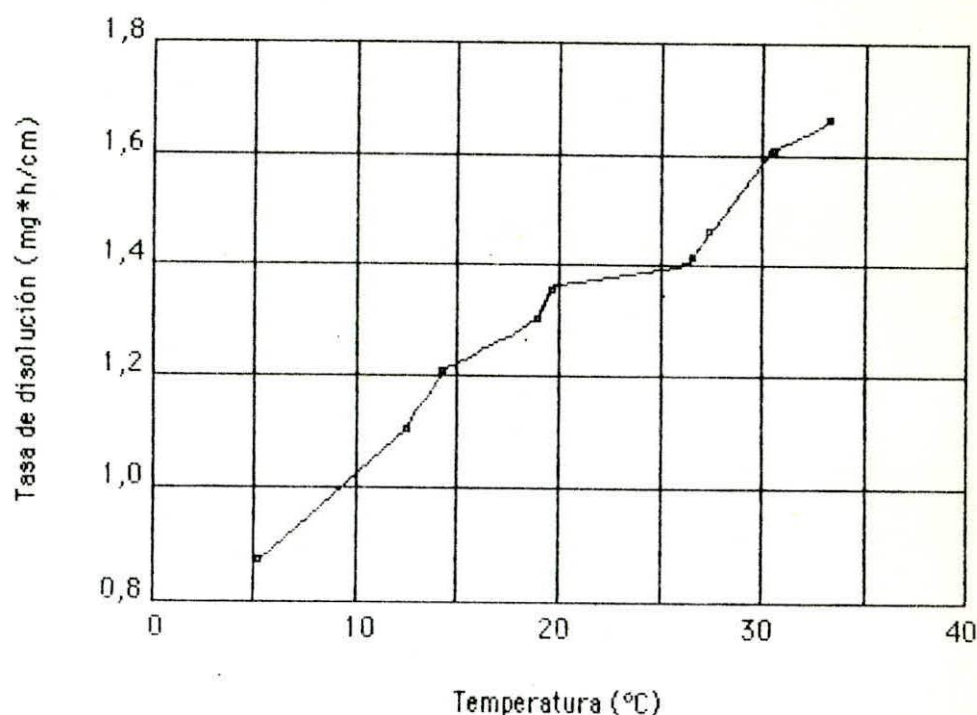


FIG. 1.6.3 Efecto de la Temperatura. (ibid)

1.6.4 FACTOR ALCALINIDAD PROTECTORA.

Para poder evitar una pérdida de cianuro por hidrólisis se procura mantener el Ph de la solución alta (mayor a 9), pues el ambiente ácido facilita la descomposición del cianuro.

Para poder subir y mantener el Ph se emplea la Cal o algún otro alcalí pero en la práctica la cal es lo más utilizado.

Además de elevar el Ph la cal facilita el asentamiento de partículas finas, lo cuál permite la limpieza más rápida de la solución preñada.

El principal inconveniente de la aplicación de cal es su alta actividad para reaccionar con muchos menas y formar varios compuestos.

La mezcla de agua y cal convierte el sulfato férrico básico insoluble a hidróxido férrico y sulfato de calcio.

El sulfato de calcio se forma en soluciones saturadas y se deposita en los conductos del agua.

El hidróxido férrico se disuelve en las soluciones de cianuro y forma ferrocianicidas y absorbe oxígeno.

La cal no protege al cianuro de las sales de cobre, ni de materiales que contienen sulfatos ferrosos y sulfuros.

La cal además previene pérdidas de cianuro por la acción del anhídrico carbónico del aire, descompone a los bicarbonatos del agua previo uso de la cianuración y neutraliza los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de mena en soluciones de cianuro.

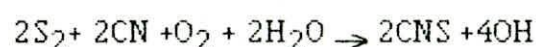
1.7 INFLUENCIA EN EL PROCESO DE LA CIANURACION POR OTROS CONSTITUYENTES DE LA PULPA.

Existen muchos elementos diferentes en las menas, que pueden provocar efectos negativos en el proceso de la cianuración, esto es: reaccionando directamente con la superficie del oro, reaccionando con el cianuro, oxígeno, o bien causar la precipitación del auro-cianuro todo esto provoca pérdidas y disminuciones en las tasas de disolución.

A continuación se hará una reseña de los componentes más perjudiciales, así como sus efectos sobre el proceso de cianuración.

- Ión Sulfuro: Este es un problema grande en la cianuración pues reaccionan tanto con el oxígeno como con el cianuro, formando "tiocianatos"

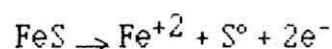
La reacción es la siguiente:



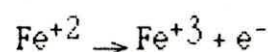
Existen también el inconveniente de la formación de películas del sulfuro en la superficie del oro, lo cuál impide su disolución para evitar esto se han utilizado sales de plomo, ya que el plomo reacciona con el sulfuro para formar un precipitado insoluble de sulfuro de plomo.

- Minerales de Sulfuro de Hierro: Este tipo de minerales son muy comunes en las menas de oro y son los siguientes: Pirita, Marcasita y Pirrotina.

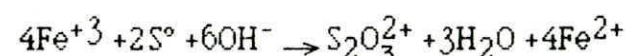
La reacción es la siguiente:



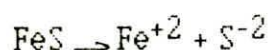
Después:



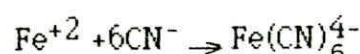
Luego en la superficie mineral:



También puede ocurrir lo siguiente:



Después:

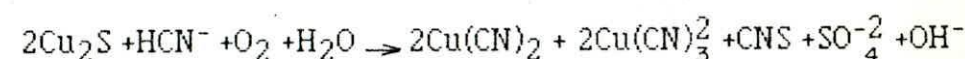


Para evitar la formación del ión sulfuro se utiliza una pre-aireación en ausencia de cianuro pero se forma hidróxido férrico.

-Minerales de Cobre: Los minerales de cobre son fácilmente solubles en cianuro. Este tipo de minerales forman iones complejos que dependiendo de las relaciones entre las concentraciones de cianuro y cobre, pueden ser: $\text{Cu}(\text{CN})_2$; $\text{Cu}(\text{CN})_2^{-2}$; $\text{Cu}(\text{CN})_6^{4-}$

Al disolverse los minerales de cobre consumen además de cianuro, oxígeno.

La reacción es:



- Minerales de Arsénico y Antimonio: Este tipo de minerales son poco solubles en el Cianuro, su principal problema estriba en formar una película insoluble sobre la superficie del oro, producto de las reacciones con la solución. Un efecto similar ocurre en el caso de los minerales de antimonio, para evitar este problema suele adicionarse sales de plomo.

- Carbón: Materiales carbonáceos son fuertes precipitantes del oro en solución por lo que deben ser eliminados antes del proceso disolución ya sea por flotación o por tostación.

Actualmente se estudia a el carbón como recuperante de oro al finalizar el proceso, dando buenos resultados.

- Cationes Metálicos: Los cationes metálicos como Fe^{+2} , Fe^{+3} , Ni^{2+} , Zn^{2+} , Mn^{2+} , consumen cianuro debido a que forman complejos con él. la utilización de cal ayuda a su rápida precipitación evitando al mayor consumo de cianuro.

Pb^{+2} , B^{2+} , Hg^{2+} , Ti^{1+} , aceleran fuertemente la lixiviación, causando despasivación del metal preciosos.

CAPITULO II

2.1 LIXIVIACION POR AGITACION.

Este es un método apropiado para menas de alto tenor debido a su alto costo, esto se debe principalmente a el mayor consumo de energía en la agitación.

Por esta razón este método es apropiado para menas que hayan sido concentradas o calcinadas, con el objeto de disminuir elementos nocivos para la cianuración.

Las menas son previamente molidas en agua para minimizar los polvos y liberan la mayor cantidad de oro posible.

Las densidades de pulpa varía desde 40% a 70% de sólidos. El agente lixivante se agrega a la pulpa y se agita continuamente.

El mecanismo de lixiviación con cianuro es el mismo explicado en el capítulo anterior.

En la agitación, el tiempo de contacto es de horas, en lugar de días que se requieren en la percolación.

2.2 TIPO DE AGITACION

El proceso de lixiviación puede realizarse por los siguientes medios:

- Agitación mecánica
- Agitación con aire comprimido
- Agitación combinada de ambos sistemas

AGITACION MECANICA.

Este proceso de lixiviación se realiza en tanques pequeños por medio de un agitador mecánico (Hélice).

Un factor de importancia en el proceso es el diseño del tanque y el agitador.

En la Fig. 2.2.1 podemos observar dos alternativas para la trayectoria de las partículas dependiendo de la posición del agitador con respecto al fondo del tanque si la densidad del sólido es pequeña y el agitador está colocado a una altura mayor del 30% con respecto al fondo se observa la trayectoria (a) y cuándo el agitador está muy cerca del fondo (20%) se puede observar la trayectoria (b).

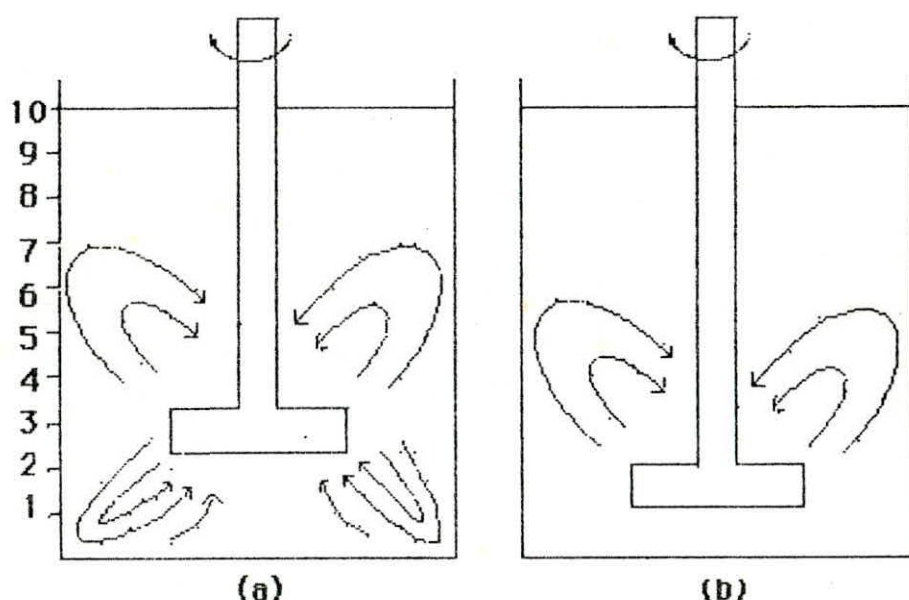


FIG.2.2.1 Trayectoria de las partículas dependientes de la posición del propulsor con respecto al fondo del tanque.

Es importante lograr una suspensión de sólidos adecuada, para la cuál es necesario conocer el diámetro óptimo del agitador, el cuál debe ser el suficiente como para mantener la suspensión en el centro como en la periferia a la misma velocidad.

El factor que más importancia tiene en el diámetro adecuado del agitador es la forma del fondo del ataque.

Por lo cuál se consideran los siguientes valores:

Para fondo plano: $d = 0.45D - 0.51D$

Para fondo en forma de plato: $d = 0.4D$

Para fondo esférico: $d = 0.35D$

dónde d = Diámetro del propulsor.

D = Diámetro del tanque

Ver Fig. 2.2.2

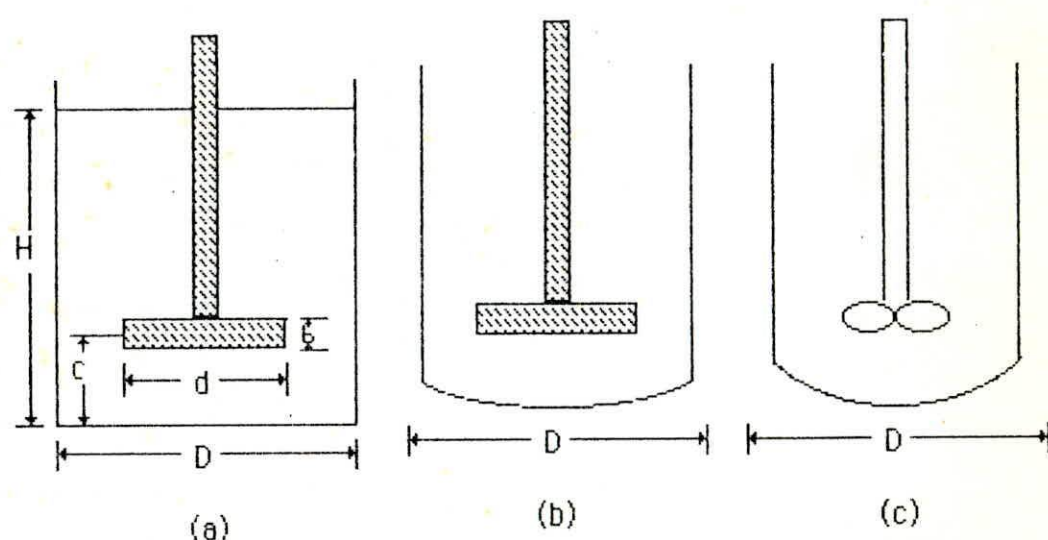


Fig. II.2.2 Tipos de tanques con sus respectivos agitadores.

El ancho de las paletas del agitador pueden tener las siguientes dimensiones:

$b = \text{ancho de la paleta} = 0.1D \text{ a } 0.2D$

Otras dimensiones recomendadas:

$c = \text{posición del agitador con respecto al fondo } (H/6) \text{ ó } (H/3)$, donde $H = \text{altura del líquido, puede ser menor o igual a } D$.

Suele a veces colocarse obstáculos a el flujo llamados Baffles los cuales tienen el objeto de minimizar la formación de vórtices.

El ancho de los mismos puede ser $0.1D$; su número 4. Fig. 2.2.3

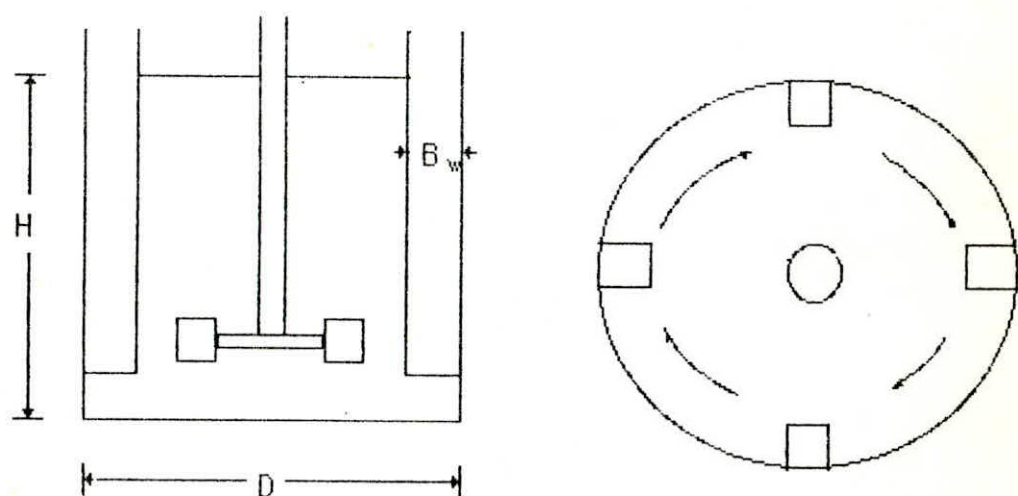


Fig. 11.2.3 Tanque bafinado agitado con propulsor de turbinas.

AGITACION CON AIRE COMPRIMIDO.

Este sistema consiste en tanques cilíndricos con fondos cónicos a 60° y las dimensiones del cilindro son 12 pies de diámetro por 45 de alto los materiales pueden ser madera o acero y recubiertos de caucho.

Dos tubos uno de mayor diámetro se colocan de forma concéntrica en el tubo de menor diámetro se introduce el aire comprimido, causando circulación de los materiales hacia arriba por el tubo central y abajo por el espacio anular de tal manera que los sólidos se mantienen en suspensión.

Este sistema es conocido con el nombre de "Pachuca". Su representación se encuentra en la Fig. 2. 2.4

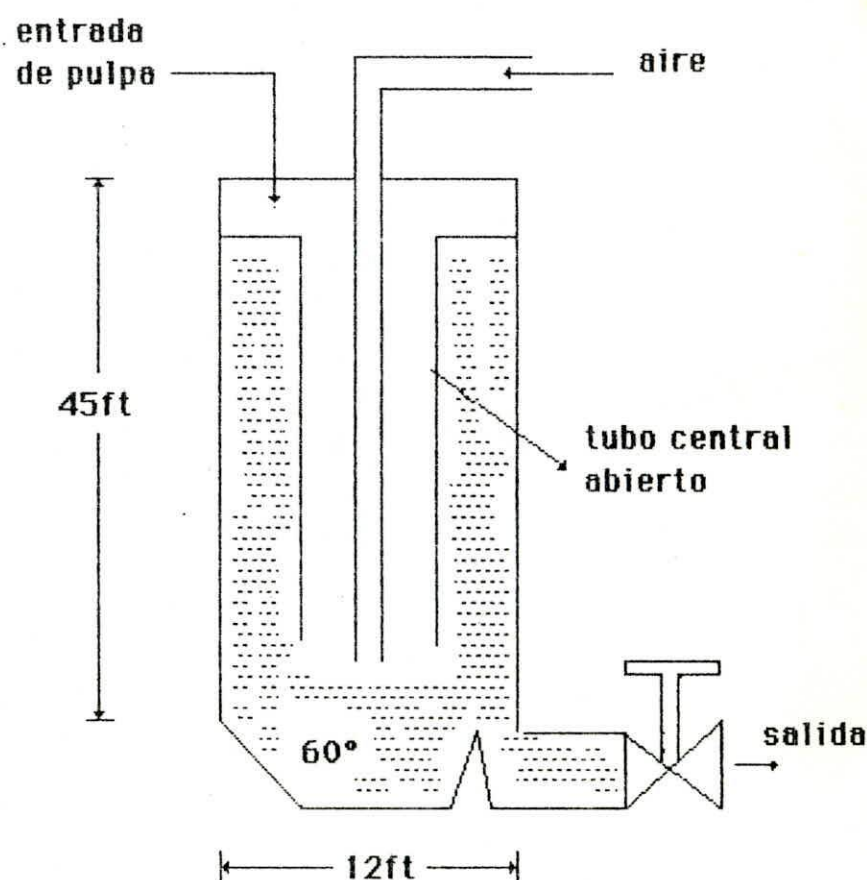


FIG.2.2.4. Tanque Pachuca.

AGITACION MECANICA COMBINADA CON AIRE

Para lixiviación a gran escala, los agitadores "Dorr" son extensamente usados. Estos agitadores consisten en grandes tanques circulares con fondo aplastado con un tubo abierto en el fondo, a través del cuál se introduce aire comprimido.

Este tubo central también funciona de soporte para los brazos de agitación, uno en el fondo y el otro en la parte superior. Los brazos inferiores están formados con palas raspadoras, situadas en un ángulo tal que pueda llevar cualquier material orientado hacia el tubo central, dónde puede ser elevado por el aire comprimido. Los brazos superiores ayudan a distribuir la fase acuosa.

Los agitadores por aire comprimido es apropiada para la cianuración de las menas de oro y plata dónde el oxígeno es esencial para el proceso.

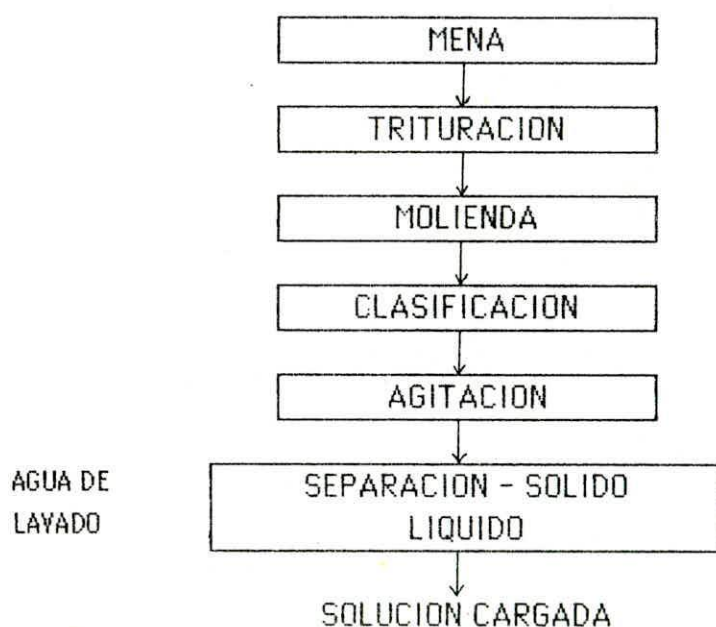


FIG. 2. 2. 5 DIAGRAMA DE FLUJO DE LIXIVIACION POR AGITACION



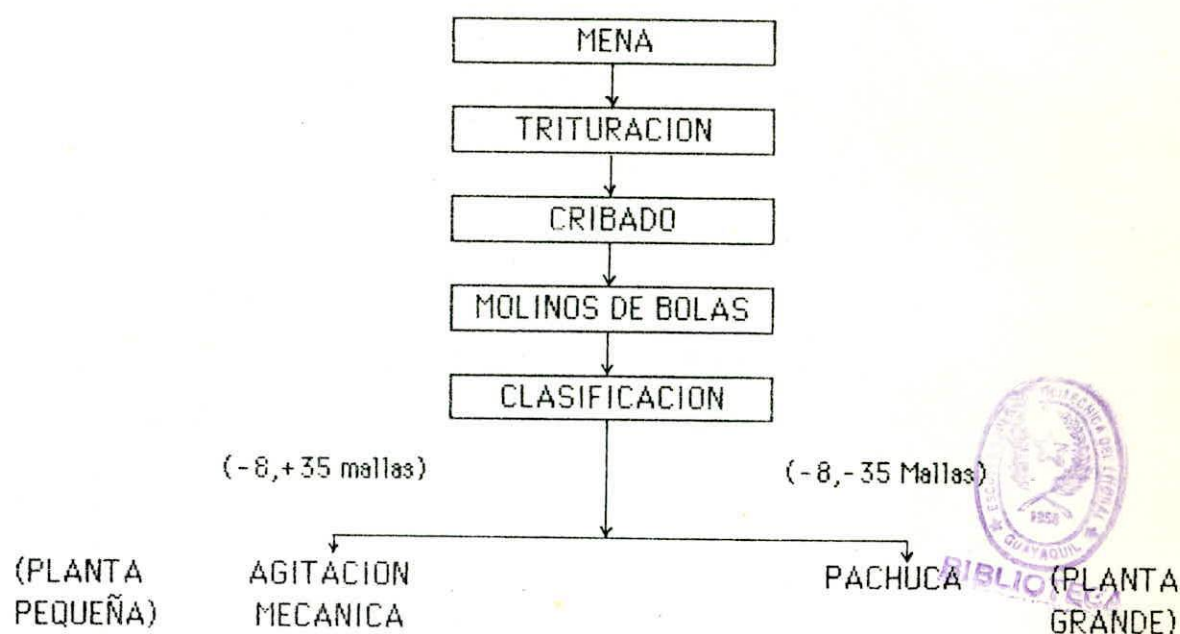


FIG. 2.2.6 DIAGRAMA DE FLUJO COMBINADO DE AGITACION MECANICA Y AIRE COMPRIMIDO

Se puede combinar los dos procesos de lixiviación como se muestra en el esquema siguiente:

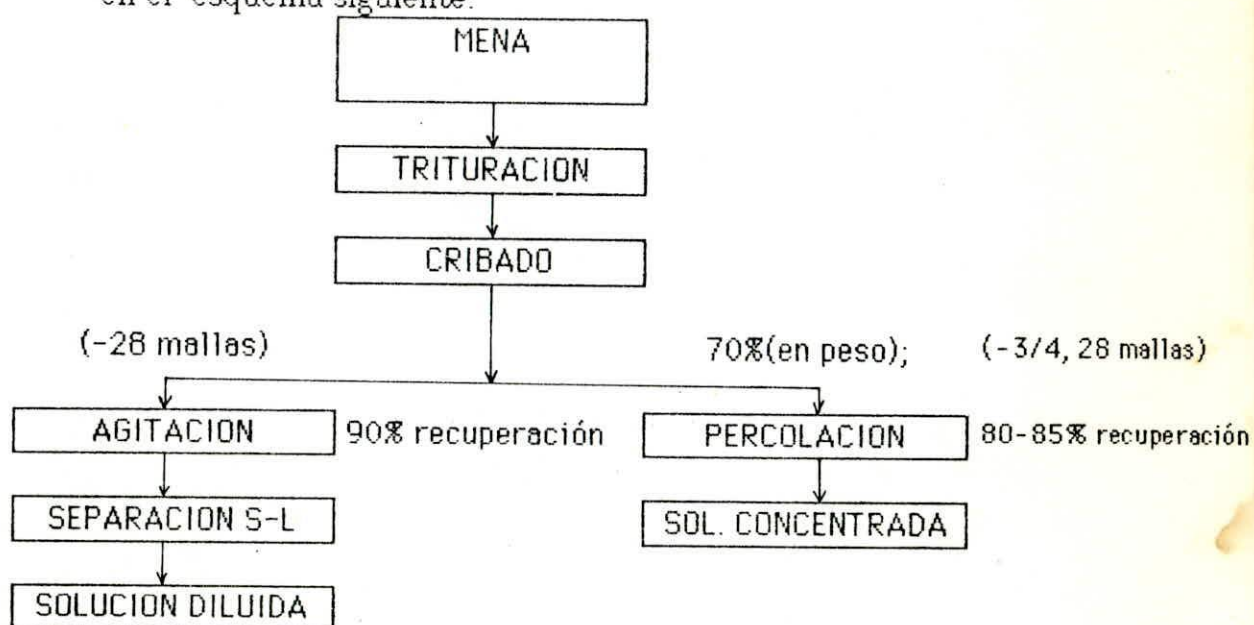


FIG. 2.2.7 PROCESOS DE LIXIVIACION COMBINADOS

2.3 PROCESOS DE RECUPERACION DE Au DE LAS SOLUCIONES PREÑADAS DE NaCN.

Son varios los métodos aplicados a la recuperación de Oro de las soluciones cargadas, pero los principales y más utilizados tenemos:

- Precipitación con Zinc.
- Precipitación con Aluminio y Sulfuros de Na.
- Precipitación con métodos electrolíticos y últimamente la precipitación con carbón activado.

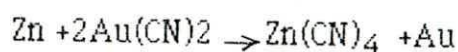
Las soluciones de las cuales ha de precipitarse el metal deseado deberán estar completamente limpios, es decir exento de sólidos u lodos, ya que estos provocarían pérdidas de metal en la etapa de refinación, un elevado costo de operación y un producto de baja ley.

Por esto es necesario la filtración de la solución después de terminado el proceso de lixiviación.

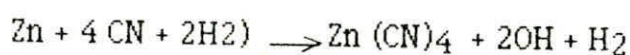
2.3.1 PRECIPITACION CON ZINC.

Es el método de recuperación más utilizado, el zinc se lo emplea en la forma de polvo o en virutas.

Las reacciones que tienen lugar son las siguientes:



El proceso está acompañado por la disolución de Zinc con liberación de hidrógeno.



Una eficiente precipitación de Oro y Plata requiere una remoción preliminar del oxígeno disuelto en la solución, de otra manera el metal precipitado volverá a disolverse.

Por esta razón previa a la precipitación se efectúa normalmente una desaeración al vacío.

2.3.1.1 Proceso de precipitación Merrill-Crowe.

Para lograr una buena precipitación es necesario mantener ciertas condiciones como: El control químico, la desaeración, etc, deben existir la suficiente cantidades de cianuro y cal libres con el objeto de disolver el zinc y mantener en solución los compuestos formados.

Los principales componentes del exceso de cianuro y cal esta en que el primero provoca un consumo elevado de Zinc y el segundo recubre a el metal y tiende a retrasar la precipitación para evitar esta situación se procederá a añadir acetato de plomo, el cual acelera la precipitación de oro.

Esto se explica de la siguiente manera:

Se cree que el plomo precipita en el Zinc en forma de película metálica creando así un par galvánico, que da lugar a una precipitación más rápida del oro y menor consumo de zinc.

Como el proceso de precipitación de metales preciosos es un proceso reductor la presencia de oxígeno disminuye su rendimiento.

El proceso Crown consiste en la desaeración de la solución mediante la aplicación del vacío.

El sistema está constituido por un receptor o tambor, donde se crea el vacío por medio de una bomba.

La solución sin aire se introduce dentro del filtro-prensa de precipitación Merrill.

Posteriormente se añade polvo de zinc finamente dividido mediante un alimentador automático, produciéndose la precipitación del metal precioso en forma inmediata y casi completa.

Finalmente la solución se filtra obteniéndose el precipitado del metal precioso y la solución esteril que puede retornar a el circuito de lixiviación.

2.3.2 PROCESO DE PRECIPITACION UTILIZANDO CARBON ACTIVADO.

Este método de precipitación tuvo sus comienzos en el año de 1880, en Australia como una alternativa al muy usado método de precipitar con zinc.

En un principio este método tuvo mucho éxito, pero debido a dificultades de tipo técnico y al mejoramiento del método del zinc, el carbón activado fué perdiendo aplicación.

Unas de las inconveniencias más importantes del carbón activado en el pasado era la falta de un proceso adecuado para descargar el oro absorbido por el carbón.

Actualmente el proceso de descarga del carbón activado ha sido más desarrollado y hasta es factible su regeneración para utilizarlo de nuevo en el proceso.

Todo esto ha hecho del proceso de recuperación por medio del carbón, como un proceso que técnicamente y económicamente es más atractivo.

Plantas de lixiviación con carbón activado son muy utilizados actualmente en países de alto desarrollo minero e industrial como: Estados Unidos, Sud-Africa, Australia y otros.

2.3.2.1 Adsorción de Oro en el Carbón Activado.

Actualmente es el proceso más adecuado para recuperación de oro a partir de soluciones y pulpas cianuradas.

El carbón utilizado es obtenido a partir de cáscara de coco, en forma granulada o en polvo.

El oro se fija por adsorción al carbón.

Existen diferentes tipos de extracción con carbón activado, que son:

- CIP: Carbón en pulpa
- CIL: Carbón en lixiviación
- CIC: Carbón en columna.

El proceso CIP, consiste en que el carbón activado fluye en contra corriente al curso de la pulpa de sólidos lixiviados y de soluciones preñadas.

Las partículas de carbón activado utilizados son de un tamaño aproximado de -3 mm y +1 mm y el mineral lixiviado es en general de una fineza inferior a 0.1 mm (150). Esto facilitará separar el carbón enriquecido con oro de la pulpa lixiviada por un simple tamizado.

En los casos en que el mineral contenga una gran proporción de arcilla o materiales finos, el método CIP es los más adecuado.

Existe la desventaja que este método no permite recuperar el cianuro de la solución esteril.

El procesamiento CIL difiere del CIP por el hecho de que en vez de poner en contacto el carbón con el oro

disuelto en tanques separados son puestos en contacto en los mismos reactores de lixiviación.

Como el proceso de lixiviación es más lento que el de la adsorción se recomienda empezar a lixiviar antes de añadir el carbón.

El CIL tiene la ventaja de que puede procesar minerales que contienen adsorventes pesados.

El proceso CIL es adecuado para minerales de baja ley y el grado de lixiviación es alto.

El CIP en cambio es para condiciones contrarias.

El proceso CIC, implica el contacto del carbón activado con una solución preñada relativamente clara. El contacto se provoca generalmente en columnas verticales con porciones horizontales, en las cuales se mueve el carbón en contra corriente, y de manera intermitente respecto al caudal de solución en movimiento.



CAPITULO III

PRUEBAS DE LABORATORIO

3.1. PREPARACION DE LA MUESTRA PARA SU INVESTIGACION.

El objeto de esta etapa es la de adecuar el material para su posterior estudios, siguiendo una series de pasos.

El primero de estos pasos es el secado, en el cual las arenas que generalmente vienen con un alto grado de humedad son depositadas en recipientes de plásticos, extendidas para facilitar su secado.

Pasante tamiz 10:

Se procede a tamizar las arenas ya secadas, con el objeto de eliminar impurezas y disgregar grumos.

Homogenización:

Para su homogenización las arenas son colocadas en plásticos extendidos y limpios, en el piso, se procede a un movimiento continuo que tienen por objeto homogeneizar las características del material.

Este paso concluye cuando se logra obtener un tamaño y color parejos en toda la muestra.

Cuarteo:

Después de obtenida una muestra homogeneizado se cuarteo, lo que tiene por objeto tomar una muestra lo más representativa posible del total.

3.2 EQUIPOS Y MATERIALES UTILIZADOS

A continuación se nombran los equipos y materiales utilizados en cada una de las pruebas llevadas a cabo en el laboratorio:

Análisis Granulométrico:

Vibrador-Agitador
Sarta de tamices
Balanza digital

Densidad de la mena:

Probeta graduada
Balanza digital

Ensayos al fuego:

Horno o mufia
Balanza digital
Lingotera
Guantes
Tenazas
Mazo
Vasos de precipitación
Copelas
Fundentes

Paletas mezcladoras
Reverbero
Agua destilada
Acido nítrico y clorhídrico
Crisoles para fundición
Crisoles de porcelana
Vidrio reloj

Control de soluciones: Control de concentración de cianuro.

Bureta
Papel filtro
Beackers
Embudo
Pipetas
Agua destilada
Balanza digital
Vidrio reloj
Reactivos: Nitrato de plata, Yoduro de potasio y Cianuro de sodio.

Control de la concentración de cal:

Bureta
Papel filtro
Beackers
Embudo
Pipetas
Pera de absorber
Balanza
Agua destilada
Reactivos: Acido oxálico, Fenolftaleína y cal.

3.3 ANALISIS GRANULOMETRICO

El objeto de este estudio es determinar la distribución de tamaños de partículas en la muestra.

Encontrar el tamaño promedio del 80 % de la muestra.

Procedimiento:

Después de obtener la muestra homogeneizado y el cuarteo necesario, para obtener 500 g. de material se procede de la siguiente manera:

- Preparar una sarta de tamices Tyler, con el siguiente orden: 50, 70, 100, 140, 200 y fondo.
- Colocar los 500 g. de muestra sobre la sarta.
- Disponer la sarta sobre el vibrador-agitador.
- Someter la muestra a 20 minutos de tamizados.
- Pesar los retenidos de cada tamiz y anotar.
- Calcular el porcentaje de pasante de cada tamiz.
- Graficar a escala Log-log porcentaje de pasante versus diámetro de las partículas.

La distribución granulométrica de la muestra se puede observar en la Tabla I y Gráfico 1.

TABLA I

Tabla de la Distribución Granulométrica

MALLA	DIAMETROS (μm)	PESO (g)	% PESO	% PASANTE
50	300	6,833	1,287	98,713
70	212	20,637	4,127	94,586
100	150	19,689	3,938	90,648
140	106	123,674	24,735	65,913
200	75	130,132	26,026	39,887
FONDO	0	199,435	39,887	0
TOTAL		500	100	



Lugar: 3 Ranchos

3.4 DENSIDAD DE LA MENA

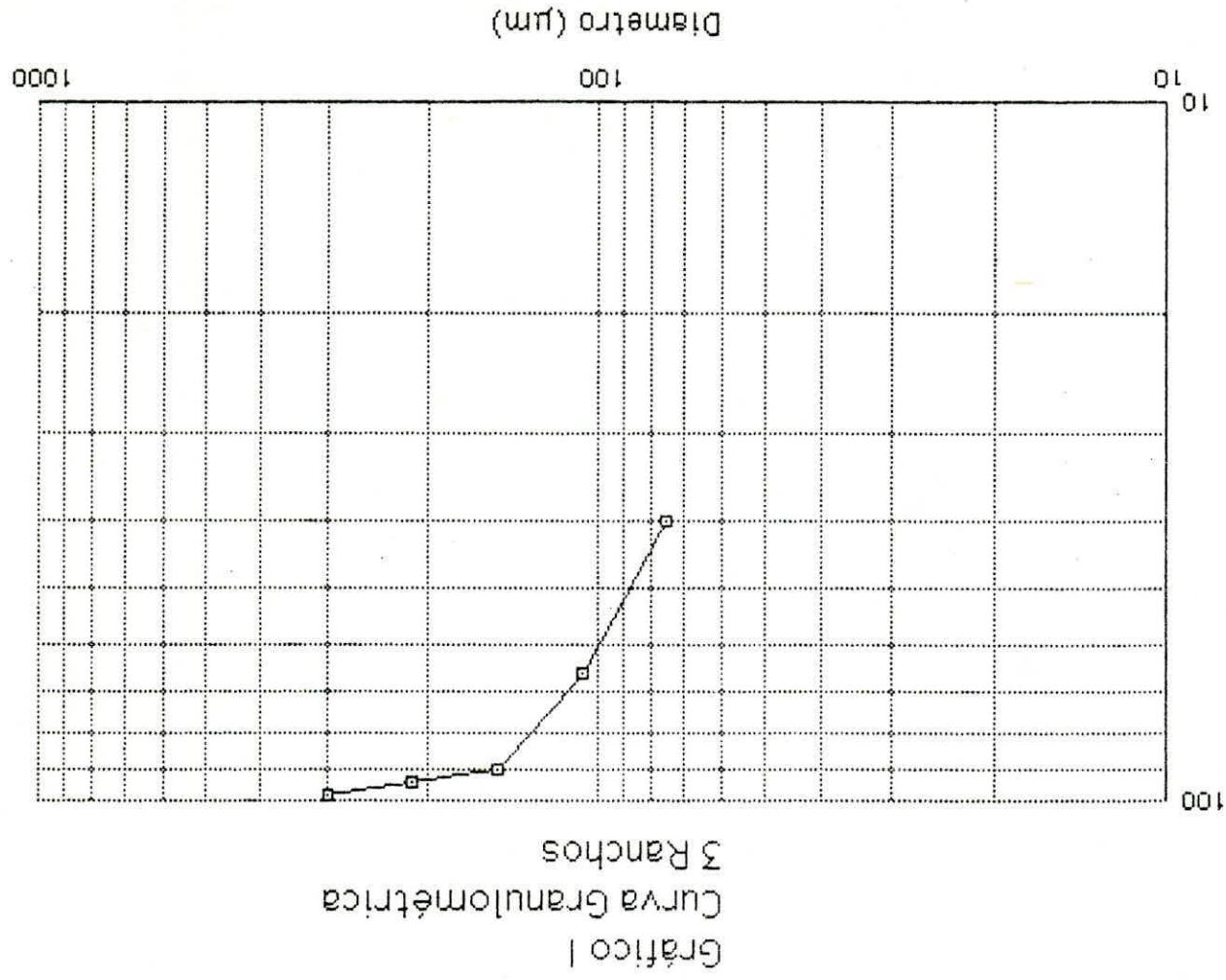
El objeto de esta etapa es la obtención de la densidad de la mena.

Procedimiento:

- Tomar una fracción del material preparado y anotar su peso.
- Leer y anotar el valor del volumen de agua dentro de una probeta graduada.
- Introducir la fracción pesada dentro de la probeta.
- Aplicar la ecuación de la densidad y obtener la misma.

$$\text{Ecuación de densidad} = \frac{\text{Masa del material}}{\text{Volumen de agua desalojada}}$$

% Pasante



La distribución de las densidades y su promedio se pueden observar en la Tabla II.

TABLA II
Tabla de Densidades

Nº Prueba	Masa (m) (g)	Δ Volumen (ml)	$m/\Delta V$	Densidad (g/cc)
1	145,22	35	4,15	4,15
2	60,1	16	3,75	3,75
3	107,3	25	4,29	4,29
4	60,531	17	3,56	3,56
Promedio				3,94

Lugar: 3 Ranchos

3.5 ENSAYOS AL FUEGO

Con este tipo de ensayos se busca obtener una ley o tenor de oro que se encuentra en el material de estudio.

Procedimiento:

1. Pesar 50 g. de material preparado y someterlo a tostación por 30 min. con el propósito de eliminar los sulfuros metálicos presentes en la mena.

Cada 5 min. se procede a remover el material mediante el empleo de tenazas.

2. Pesar el material obtenido y proceder a fundirlo con la siguiente carga fundente:

* Carbonato de sodio, debe ser igual en peso que el material obtenido de la tostación.

* Sílice: 8 g.

* Litargirio: 60 g.

* Bórax: 30 g.

* Harina: 4 g.

En la fundición se busca reducir los óxidos metálicos a metal elemental.

3. Mezclar el material tostado y los constituyentes de la carga fundente, luego depositarlos en un crisol de arcilla.

4. Cubrir la mezcla contenida en el crisol con una delgada capa de Bórax.

5. Colocar el crisol en el horno para su fundición durante 30 min. y colocar una copela en el horno.

6. Verter la fundición en una lingotera previamente calentada y recubierta con grafito.

7. Separar el botón de un plomo de la escoria y cubificarla*.

*(Darle al botón forma cúbica con un martillo).

8. Colocar el botón de plomo en la copela que se encuentra en el horno.

9. Mantener la puerta del horno cerrada por 5 min., tiempo necesario para que el botón se abra.

10. Abrir ligeramente la puerta del horno para facilitar la entrada del oxígeno y oxidar el botón.

11. Continuar la copelación durante 30 min. o hasta que el plomo se eliminado.
12. Retirar la copela del horno y dejar enfriar.
13. Sacar el Doré de la copela, pesar y anotar su valor.
14. Limpiar el Doré y darle forma de pastilla, para luego atacarlo con ácido nítrico en relación 1:7 para acelerar la reacción, calentar la solución que contiene el Doré mediante el empleo de un reverbero.
15. Enjuagar la pastilla de oro con agua destilada, al terminar la reacción.
16. Colocar la pastilla de oro en un crisol de porcelana, luego introducirlo en el horno por uno o dos minutos.
17. Pesar la pastilla de oro y anotar su valor.
18. Hacer los cálculos respectivos para determinar tenores de oro y plata.

Los datos de los ensayos al fuego se presentan en la Tabla III.

TABLA III
Tabla de Leyes para Oro

Nº Prueba	Doré sin atacar gramos	Doré atacado gramos	Ley (g/Tm)
1	0,0073	0,0015	30
2	0,006	0,0014	28
3	0,0078	0,0017	34
4	0,0075	0,0014	28
Promedio			30

Lugar: 3 Ranchos

3.6 PRUEBAS DE CIANURACION

En el presente trabajo se realizaron 3 pruebas de cianuración por agitación preliminares en las cuales se varió la concentración de cianuro.

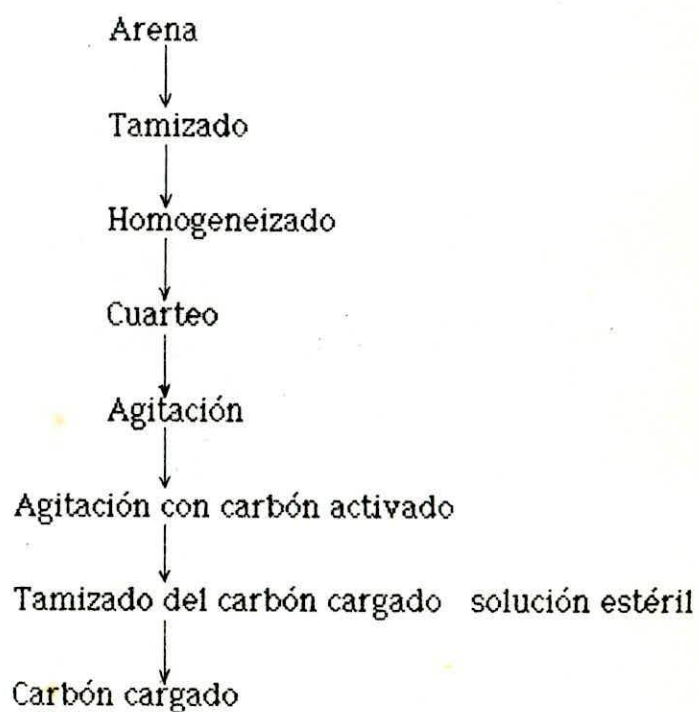
El objetivo de estas pruebas preliminares es el de determinar las mejores condiciones y aplicarlas en una prueba definitiva.

Procedimiento de trabajo:

En las pruebas preliminares se trabajo siguiendo el siguiente esquema:



La prueba final se describe por el siguiente flujo:



3.7 CONTROL DE SOLUCIONES

Para el proceso de cianuración se lleve a cabo y se obtengan buenos resultados es necesario mantener bajo control, ciertos parámetros (ver capítulo 1).

Este control se efectúa por medio del mecanismo de la titulación.

3.7.1 Control de soluciones de cianuro:

Se trata de mantener la concentración de cianuro libre constante durante la lixiviación.

Procedimiento:

- Extraer y filtrar 5 ml de la solución de cianuro vertida en un beacker, agregar 2 gotas de yoduro de potasio al 5 %, colocar el beacker bajo la bureta que contiene nitrato de plata, proceder a titular hasta obtener un cambio en el color de la solución. (un tono amarillo pálido).

- Medir el consumo de Nitrato de plata, (NO_3Ag) en la bureta.

- Aplicar las siguientes ecuaciones:

$$\frac{2 * [\text{NO}_3\text{Ag}] * \text{Gasto de } \text{NO}_3\text{Ag} * 49 \text{ g/mol}}{5 \text{ ml de muestra}} = [\text{CN}]^- \text{ g/l}$$

$$\text{Vol. de sol.} * [\text{CN}]^- \text{ g/l} = \text{g de } \text{CN}^- \text{ en solución} = \text{X1.}$$

$$\text{Vol. de sol.} * (\text{Concentración de CN que debe haber}) = \text{g de CN que debe haber en solución} = \text{X2}$$

$X2 - X1$ = gramos de CNa que hay que agregar para mantenerla concentración deseada.

3.7.2 Control del consumo de cal:

Se trata de mantener constante la concentración de cal, en el proceso de cianuración.

Procedimiento:

- Extraer 5 ml de solución, filtrarlos y colocarlos en un beacker agregar fenolftaleína. (aparecerá un color rojo).

- Colocar la bureta bajo el beacker que contiene el ácido oxálico proceder a titular hasta que desaparezca el color rojo.

- Medir el consumo de ácido oxálico en la bureta y anotar su valor.

- Aplicar las siguientes ecuaciones:

$$\frac{[H_2C_2O_4 \cdot 2H_2O] * \text{Gasto de } H_2C_2O_4 * 56 \text{ g/l}}{5 \text{ ml de muestra}} = [CaO] \text{ g/l}$$

$$\text{Vol. de Sol.} * [CaO] \text{ g/l} = \text{g CaO en Sol.} = X1$$

$$\text{Vol. de Sol.} * (0,5) \text{ g/l} = \text{g CaO que debe haber en Sol.} = X2$$

La cal posee 50 % de pureza.

$$\frac{X2 - X1}{0,5} = \text{g de CaO que hay que agregar para mantener la solución a } 0,5 \text{ g/l.}$$

3.7.3 Pruebas.

Se realizaron 3 pruebas preliminares en donde se variaron las concentraciones de cianuro, las condiciones de la prueba fueron.

Concentración de Cal 0,5 g/l

Sólido 1000 Kg. ✓

Granulometría:

Densidad de la pulpa: 40 %

Cant. líquido: 1,5 litros. ✓

Tiempo de la prueba: 24 horas.

3.7.4 Resultados

El control de las pruebas se encuentran en las Tablas IV- IX y los Gráficos II - IV.

3.8 PREPARACION DE SOLUCIONES

Preparación de Yoduro de Potasio:

- Pesar 5 g. de yoduro de potasio.
- Disolver estos 5 g. en 100 ml de agua destilada, de esta manera se obtiene una solución al 5 %.

Preparación de Acido Oxálico:

- Pesar 1 g. de fenolftaleína.
- Disolver este gramo en 50 cc de alcohol.
- Adicionar 50 cc de agua destilada.

TABLA IV

Tabla de Control de la 1era. Prueba de Cianuración

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO3 (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)
0	11			4			0,75	1500
0,5	11,5	10,8	0,3236	0,5273	3,6	0,2524	0,3701	1495
1,5	11,1	11,8	0,3536	0,4363	4,7	0,3295	0,2539	1490
3	11,2	11,7	0,3506	0,4437	4,8	0,3365	0,2427	1485
9	10,8	3,5	0,1049	1,1656	7,1	0,4978	0,6032	1475
16	10,3	2	0,0599	1,2938	0,7	0,049	0,6628	1470
20	10,9	3,3	0,0989	1,1712	4,1	0,2874	0,3103	1460
24	10,5	5,3	0,1589		4,9	0,3436		1455

Prueba Nº 1

Concentración de ácido oxálico = $2,6755 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata = $3,5774 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de cianuro = 0,5 g/l

Lugar: 3 Ranchos

TABLA V
Control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	0,75	0,75	4	4
0,5	0,37	1,12	0,527	4,527
1,5	0,254	1,374	0,436	4,963
3	0,243	1,617	0,444	5,407
9	0,003	1,62	1,166	6,573
16	0,663	2,283	1,294	7,867
20	0,31	2,593	1,171	9,038
24		2,593		9,038

Prueba Nº 1

Lugar: 3 Ranchos

[CN] = 0,5 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

Gráfico 2
Consumo de Cal y Cianuro
Prueba Nº 1

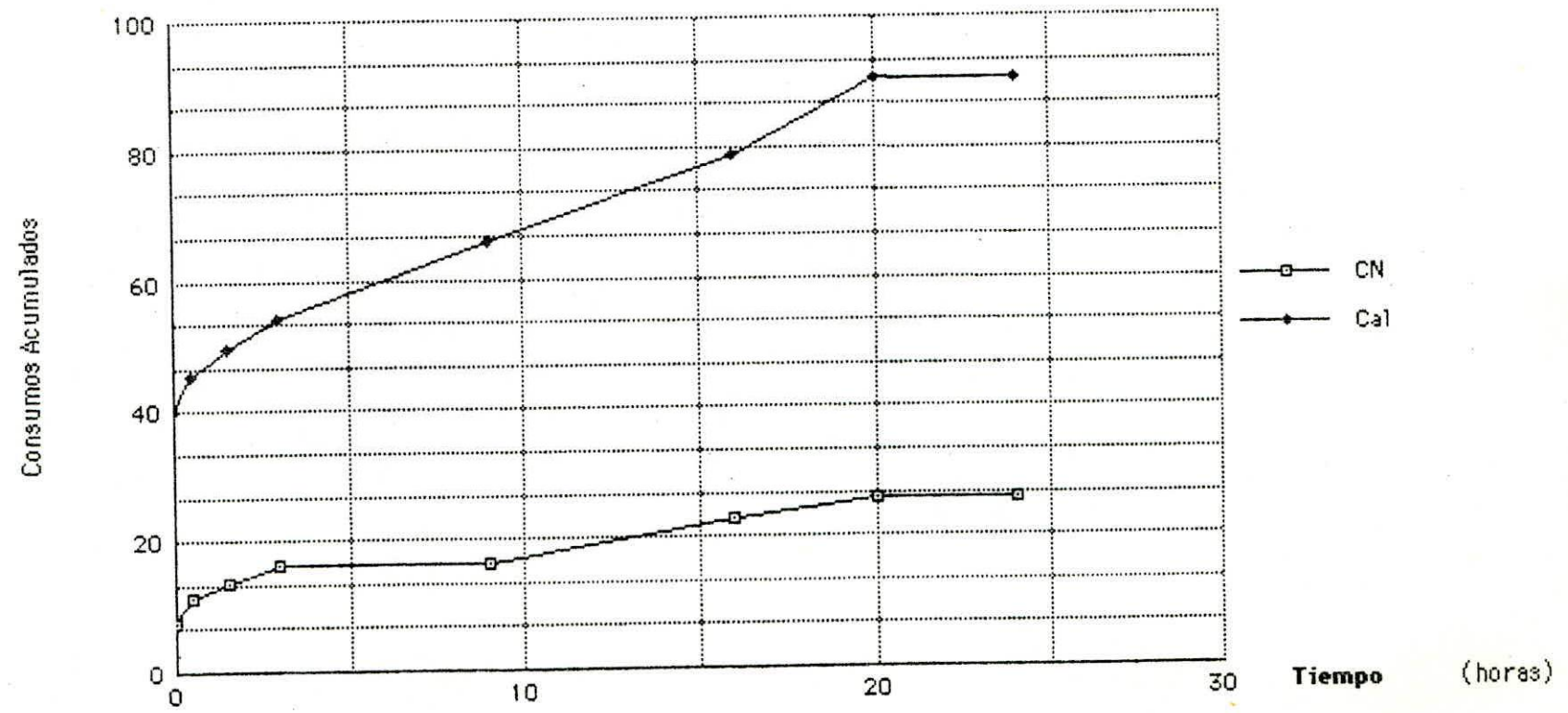


TABLA VI

Tabla de Control de la 2da. Prueba de Cianuración

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO ₃ (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)
0	11,5			3			1,5	1500
0,5	11,2	6,1	0,18	0,47	9,8	0,6871	0,4677	1495
1,5	11,1	11,7	0,3505	0,445	10,5	0,7362	0,3931	1490
2,5	11,3	12	0,3579	0,417	11,8	0,8274	0,256	1485
9,75	10,65	2,1	0,0629	1,2937	6,4	0,4487	0,8158	1480
15,5	10,85	2,8	0,0839	1,2274	8,4	0,5889	0,606	1475
19,5	11	4,1	0,1123	1,1089	10,3	0,7222	0,408	1470
24	11,05	4,6	0,1378		11,2	0,7853		1465

Prueba Nº 2

Concentración de ácido oxálico = $2,6755 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata = $3,5774 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de Cianuro = 1,0 g/l

Lugar: 3 Ranchos

TABLA VII

Control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	1,5	1,5	3	3
0,5	0,468	1,968	0,47	3,47
1,5	0,393	1,361	0,445	3,915
2,5	0,256	2,617	0,417	4,332
9,75	0,816	3,433	1,294	5,626
15,5	0,606	4,039	1,227	6,853
19,5	0,408	4,447	1,109	7,962
24		4,447		7,962

Prueba Nº 2

Lugar: 3 Ranchos

[CN⁻] = 1 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

Prueba № 2

Gráfico 3
Consumo de Cal y Cianuro

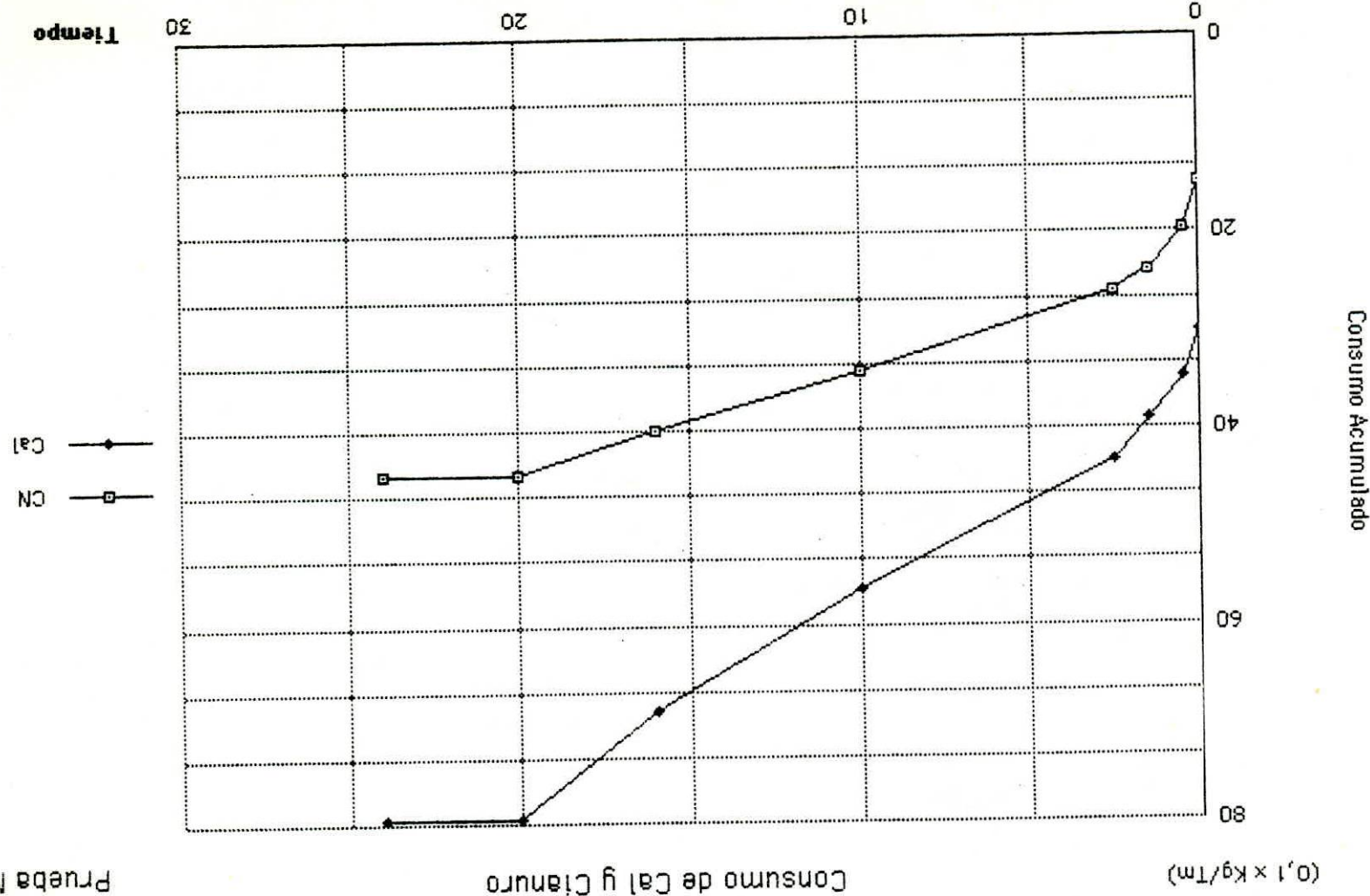


TABLA VIII

Tabla de Control de la 3era. Prueba de Cianuración

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO3 (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)
0	11,15			3			2,25	1500
0,5	11,15	8,7	0,2607	0,7155	15,7	1,1	0,5967	1495
1,5	11,3	20,6	0,6173	0	17,8	1,24	0,374	1485
3	11	6,3	0,1888	0,9118	18	1,26	0,3526	1465
6	10,85	4	0,1199	1,11	11,3	0,79	1,033	1460
10	11,35	11,7	0,3506	0,4348	20,4	1,43	0,1013	1455
20	10,6	2,1	0,0629	1,2675	13,2	0,92	0,833	1450
24	10,8	4,15	0,1243	0	19,1	1,33	0	1445

Prueba Nº 3

Concentración de ácido oxálico = $2,6755 \times 10^{-3}$ M

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata = $3,5774 \times 10^{-3}$ M

Concentración de Cianuro = 1,5 g/l

Lugar: 3 Ranchos

TABLA IX

Control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	2,25	2,25	3	3
0,5	0,597	2,847	0,715	3,715
1,5	0,374	3,221		3,715
3	0,353	3,574	0,912	4,627
6	1,033	4,607	1,11	5,737
10	0,101	4,708	0,435	6,172
20	0,833	5,541	1,267	7,439
24		5,541		7,439

Prueba Nº 3

Lugar: 3 Ranchos

[CN] = 1,5 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

Gráfico 4
Consumo de cal y cianuro
Prueba Nº 3

(0,1x Kg/Tm)

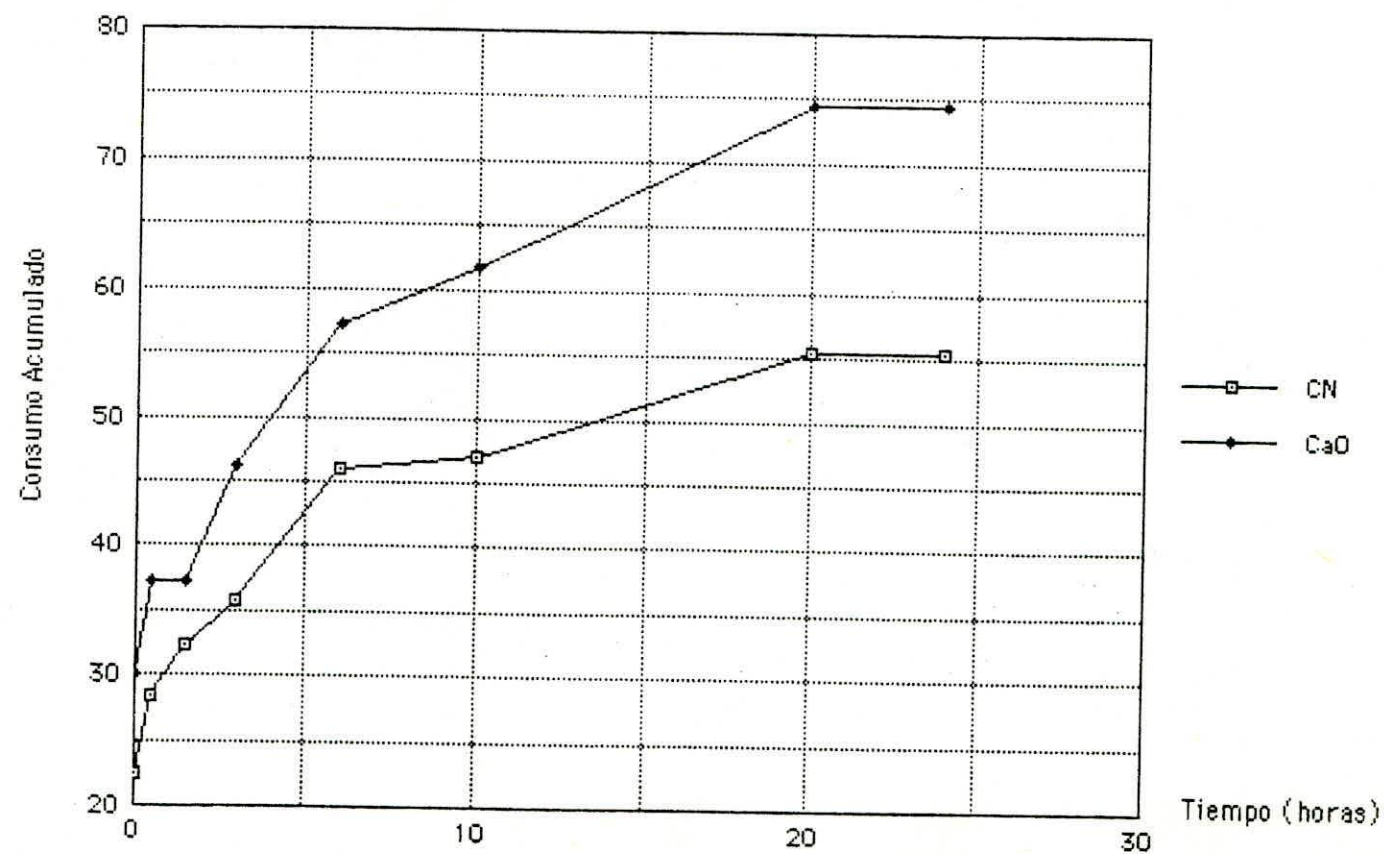


Gráfico 5

(Kg/Tm)

Consumo acumulado de cal Vs. concentración de CN

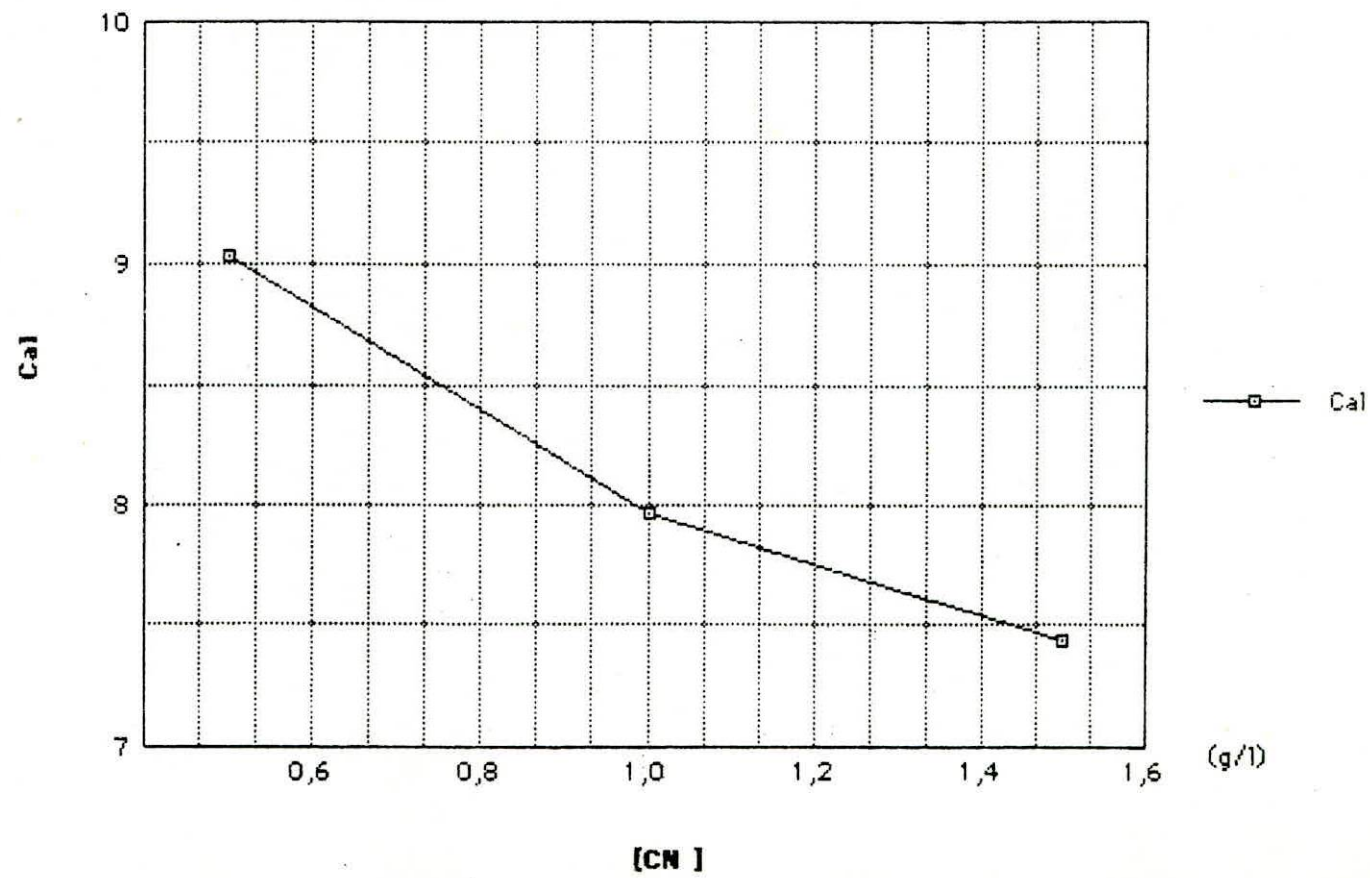


Gráfico 6
Disolución de Au Vs. concentración de CN

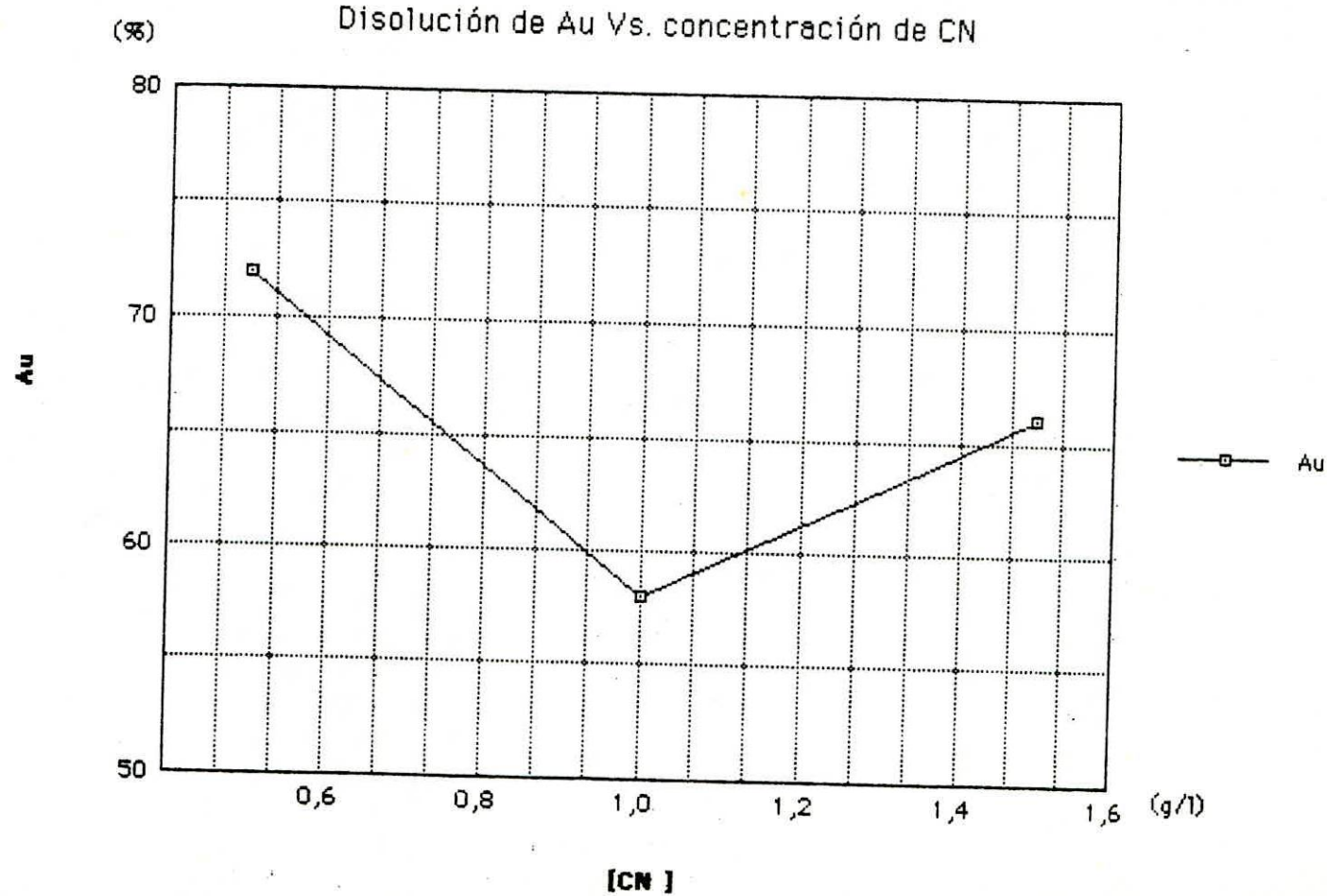


TABLA XI

TABLAS DE RESULTADOS DE LAS PRUEBAS PRELIMINARES

PRUEBA Nº 1 Cantidad de material Volumen de solución Ley de cabeza Oro en solución después de 24 horas de lixiviación Porcentaje de disolución	1,0 Kg 1,5 litros 30,0 g/Tm 21,6 mg 72%
PRUEBA Nº 2 Cantidad de material Volumen de solución Ley de cabeza Oro en solución después de 24 horas de lixiviación Porcentaje de disolución	1,0 Kg 1,5 litros 30,0 g/Tm 17,4 mg 58%
PRUEBA Nº 3 Cantidad de material Volumen de solución Ley de cabeza Oro en solución después de 24 horas de lixiviación Porcentaje de disolución	1,0 Kg 1,5 litros 30,0 g/Tm 19,9 mg 66%

TABLA XII

Tabla de Control de la Prueba Final de Cianuración

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO3 (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)	Dilución
0	11			4		0,5	0,75	1500	
0,5	10,9	12	0,3595	0,4197	4,3	0,3015	0,2965	1494	1;1
1,5	11,5	10,8	0,3236	0,5251	4,5	0,3155	0,2745	1488	1;2
3	11	10,1	0,3026	0,5851	4,4	0,3085	0,2838	1482	1;3
6	11	9,6	0,2876	0,6248	3,4	0,2384	0,3848	1471	1;4
11	10,5	3	0,0898	1,2016	4	0,2804	0,3216	1465	1;5
15,5	10,95	7,6	0,2276	0,7891	5,1	0,3575	0,2063	1449	1;6
25	10	2		0	5,1	0,3646		1443	1;7

Prueba Final

Concentración de ácido oxálico = $2,6755 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de nitrato de plata = $3,5774 \times 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de Cianuro = 0,5 g/l

Lugar: 3 Ranchos

TABLA XIII

Control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	0,75	0,75	4	4
0,5	0,296	1,046	0,42	4,42
1,5	0,274	1,32	0,525	4,945
3	0,284	1,604	0,585	5,53
6	0,385	1,989	0,625	6,155
11	0,322	2,311	1,202	7,357
15,5	0,206	2,517	0,79	8,147
25		2,517		8,147

Prueba Final

Lugar: 3 Ranchos

[CN] = 0,5 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

TABLA XIV

Tabla de Control de Cianuración con Absorción Atómica

Tiempo	Volumen (ml)	Lectura Absorción Atómica	Au Disuelto (mg)	Porcentaje de oro en solución
0	1500	0	0	0
0,5	1494	9,2	13,8	46
1,5	1488	5,3	15,84	52,8
3	1482	5,1	22,77	75,9
6	1471	3,5	25,74	85,8
11	1465	4,4	26,08	86,9
15	1449	2,9	29,41	98
24	1443	3,4	29,89	99

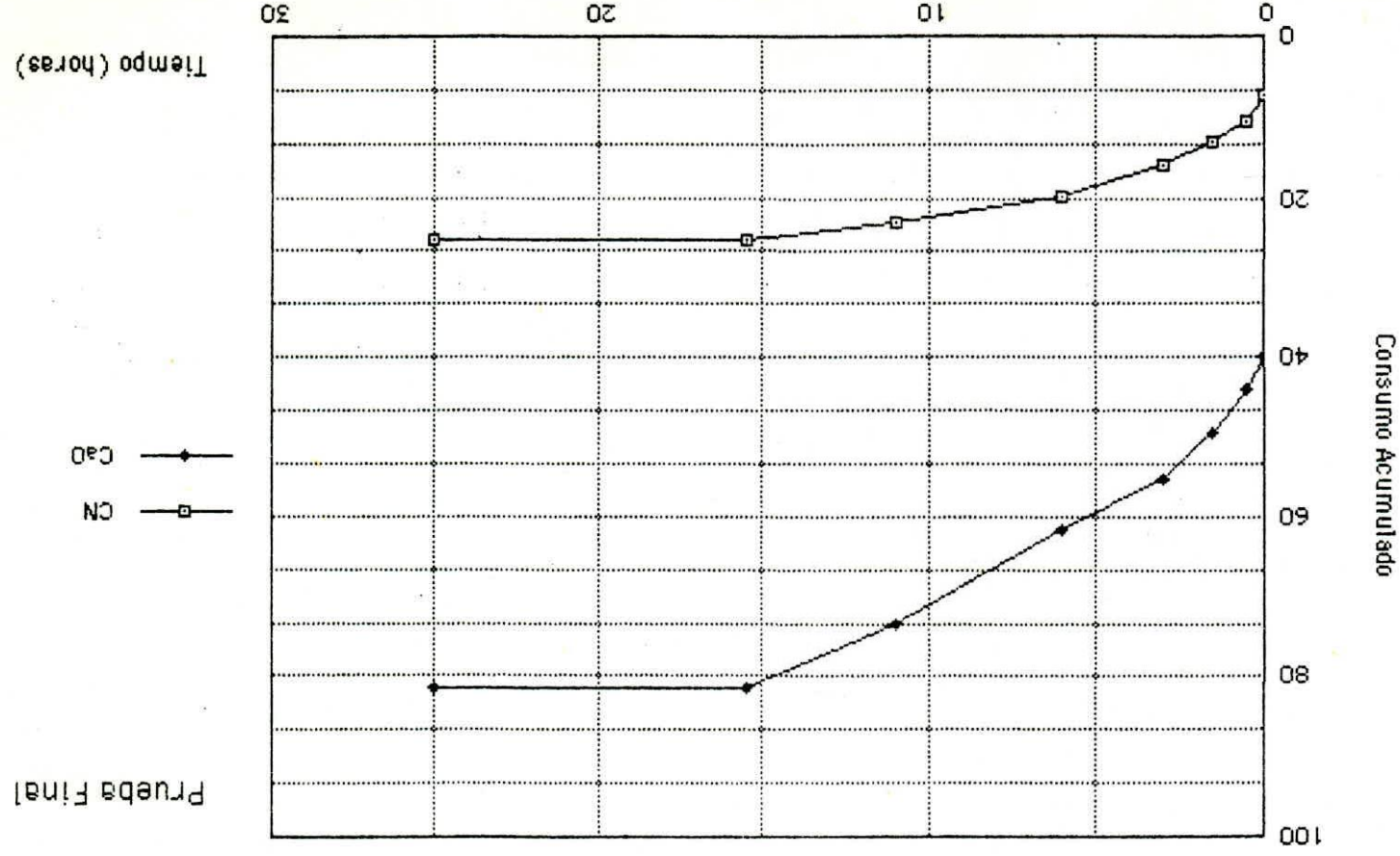
Prueba Final

Concentración de cianuro = 0,5 g/l

Concentración de cal = 0,5 g/l

Lugar: 3 Ranchos

Gráfico 7
Consumo de cal y clenuro
($0,1 \times \text{Kg/Tm}$)



Preparación de Acido Oxálico.

- Pesar 0,3373 g. de ácido oxálico.
 - Diluir estos g. en un litro de agua destilada.
 - Se divide el valor del peso en gramos para el peso molecular del ácido oxálico lo cual nos da la concentración de la solución.
- Concentración del ácido oxálico = $2,6754977 \times 10^{-3}$ M. (2,6754977 moles/litros).

$$\frac{0,3373}{126}$$

Preparación de Nitrato de Plata (NO_3Ag).

- Pesar 0,2619 g de nitrato de plata.
 - Disolver en un litro de agua destilada.
 - Dividir para el peso molecular del NO_3Ag y obtener la concentración de la solución.
- Concentración de $\text{NO}_3\text{Ag} = 1,541767 \times 10^{-3}$ M.

$$\frac{0,2619}{169,87}$$

3.9 DETERMINACION DE LA CONCENTRACION DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO.

Para obtener las concentraciones de oro disueltas en soluciones de cianuro de sodio se utilizaron dos métodos:

- Método de Chiddey
- Absorción Atómica

Método de Chiddey: El principio de este método es el desplazamiento electroquímico del Au por el zinc. Se agrega acetato de plomo para acelerar la reacción.

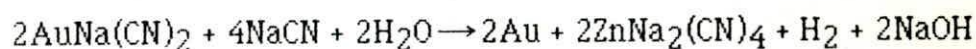
El zinc desplaza el plomo del electrolito y el plomo metálico se une con el exceso de zinc para formar una aleación de plomo-zinc que recubre el metal de zinc.

La reducción de cianuro de oro se realiza por la presencia de plomo en la solución. La tasa de disolución anódica también es incrementada por la presencia de plomo.

El proceso se distingue en dos etapas:

- En la primera un equivalente de zinc reduce dos equivalentes de oro.
- En la segunda etapa un equivalente de zinc produce un equivalente de cianuro sódico de zinc.

La reacción es:



Existe un desprendimiento de hidrógeno y aumento de la alcalinidad en la solución. El zinc se disuelve por el cianuro de sodio libre y el áurico exponiendo la superficie del metal para la precipitación del oro y plata.

En el precipitado con el método de Chiddey el oro y la plata pueden ser precipitados en una esponja de plomo que puede ser copelada directamente.

Procedimiento del método de Chiddey:

1. Luego de finalizada la cianuración se filtra la pulpa y se recoge un litro de esta, se la coloca en un beacker de un litro.
2. Añadir 20 ml de solución de acetato de plomo al 10 % y 1 g de plomo de zinc.
3. Calentar la solución durante 5 min.

4. Mezclar y agitar hasta que comience a hervir.
5. Añadir 30 ml de HCl diluido en proporción 2:1
6. Continuar calentando la solución hasta que cese el burbujeo lo que indica que el zinc se disolvió.
7. Posteriormente se deja enfriar la solución y se filtra.
8. El papel filtro es secado y quemado, el material retenido se mezcla con los siguientes reactivos y se hace un ensayo al fuego.
 - La carga fundente es la siguiente:
 - Cenizas
 - 10 g de sílice
 - 15 g de bórax
 - 30 g de litargirio
 - 3 g de harina
9. Se coloca la carga en un crisol y luego en el horno por un tiempo de 45 min.
10. Una vez fundida la carga se vierte sobre la lingotera.
11. Calentar la copela durante la 5 min.
12. Colocar el botón de plomo en la copela y esperar su fundición.
13. Pesar el doré obtenido.
14. Se produce al ataque del doré de Au y realizar los cálculos correspondientes.

3.9.1 Pruebas.

Se realizó el método de Chiddey para cada una de las pruebas preliminares de cianuración.

3.9.2 Resultados.

Los resultados de las pruebas de Chiddey las podemos observar en las Tabla X.

TABLA X

Método de Chiddey

Nº Prueba	Doré sin atacar (mg)	Doré atacado (mg)	Au disuelto (mg)	Porcentaje %
1	40,1	14,4	21,6	72
2	43,5	11,4	17,1	57
3	46,8	13,3	19,95	66

3.10 **Recuperación de Oro con Carbón Activado.**

No existe todavía una explicación clara del comportamiento del carbón activado durante la adsorción del oro pero se han dado las siguientes ideas.

El carbón activado se comporta algunas veces como una resina de intercambio iónico. Pero el carbón activado no intercambia aniones ni retiene al oro como ión simple.

La preferencia del carbón activado por ciertos iones es acorde con la teoría de solvatación de iones, ya que el ión más grande, es el preferido.

Otras veces el comportamiento del carbón es el de una superficie cargada de un electrodo. Para esta teoría hay que tomar en cuenta las fuerzas de corto alcance que actúan en la interfase y en la región interfacial, y las fuerzas de largo alcance que actúan en la capa difusa que se extiende más allá de la capa doble.

El modelo actual considera que el $\text{Au}(\text{CN})_2$ es químicamente adsorbido en las partes activas de la superficie y que va acompañado por una desolvatación parcial de las moléculas de agua del ión complejo. Esta capa negativa atrae a cationes duros en especial al Ca. Los cationes neutralizan la mayor parte de la carga y permiten que se adsorba más $\text{Au}(\text{CN})_2$ y CN^- debido a fuerzas electrostáticas de la capa difusa. Se supone que durante la adsorción química, el $\text{Au}(\text{CN})_2$ se transforma AuCN insoluble en $[\text{Au}(\text{CN})_x]^{-\delta}$ donde el CN es compartido por varios iones de Au.

3.10.1 Pruebas.

Se realizaron unas pruebas con las siguientes características:

- Después de una cianuración de 24 horas, se procedió a la colocación de carbón activado (20 g por cada litro de solución, en total 30 g).
- Concentración de cianuro: 0,5 g/l
- Concentración de Cal: 0,5 g/l
- Densidad de pulpa: 40 %
- Cantidad de sólido: 1 Kg.

- Granulometría:

3.10.2 Resultados.

Los resultados de esta prueba se pueden observar en las Tablas XVI-XVII y Gráficos X.

TABLA XVI

Tabla de Control de Adsorción del carbón activado con absorción atómica

Tiempo	Volumen (ml)	* Concen. real (ppm)	Au en Solución (mg)	% de Au en Solución	Au adsorbido (mg)	% Au adsorbido	$\mu\text{g (Au)/g (C.A.)}$
0	1443	20,3	29,89	100	0	0	0
0,5	1437	10,3	14,8	50	15,08	50	522,7
1	1435	8,4	12,05	40	17,83	60	617,9
1,5	1433	7,3	10,46	35	19,43	65	673,1
2	1427	6,7	9,56	32	20,32	68	704,2
2,5	1425	6,1	8,67	29	21,22	71	735,3
3	1423	5,7	8,07	27	21,82	73	755,9
3,5	1420	5,3	7,47	25	22,41	75	776,7
4	1418	5,1	7,17	24	22,71	76	787

Prueba Final

* Concentración real = Dilución de la muestra por lectura de absorción atómica

TABLA XV

Tabla de resultados de la Prueba Final

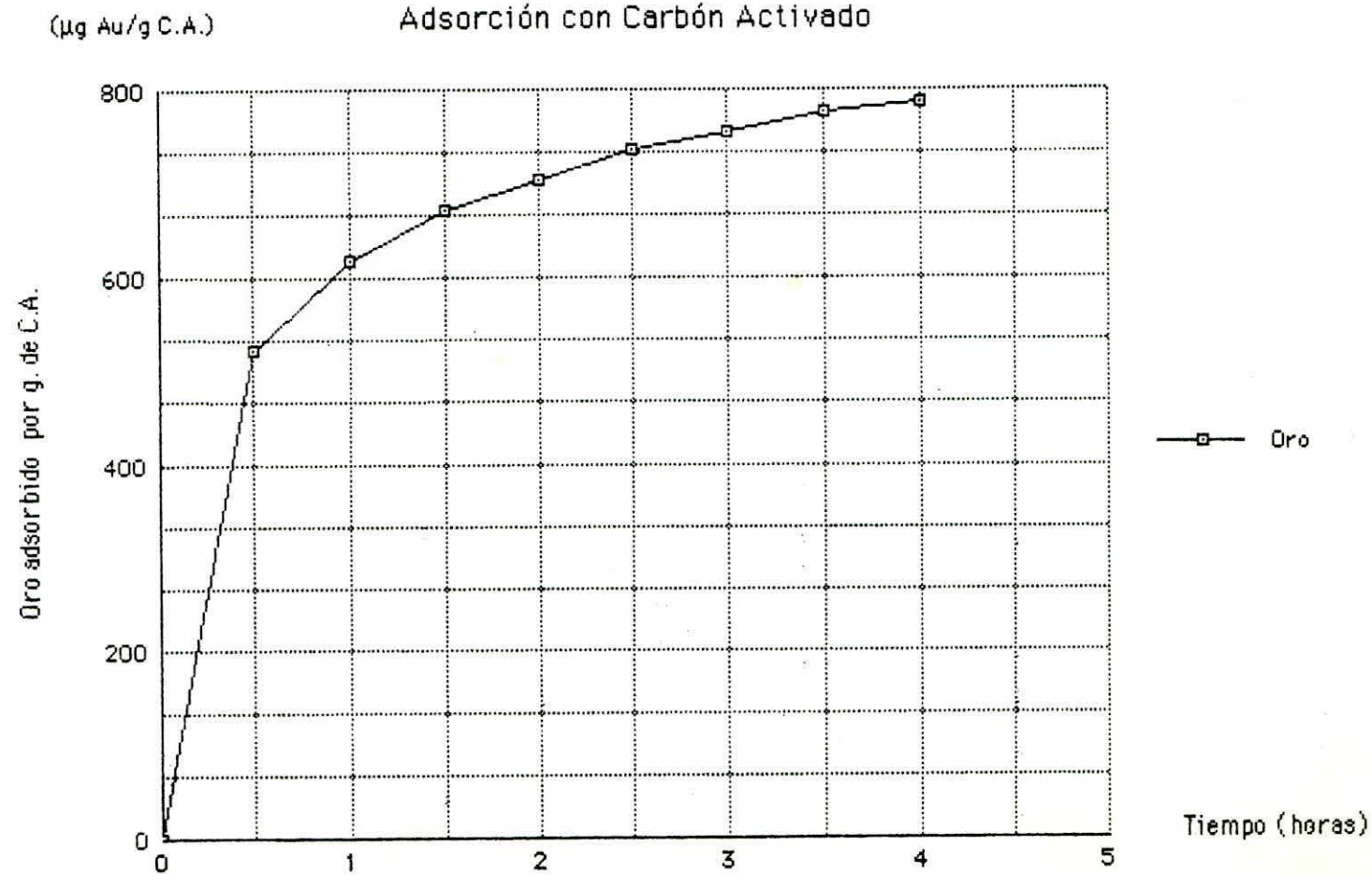
Cantidad de material	1,0 Kg
Volumen de solución	1,5 litros
Ley de cabeza	30,0 g/Tm
Oro en solución después de 24 horas de lixiviación	29,9 mg
Porcentaje de disolución	99%

TABLA XVII

Resultados de la Adsorción con Carbón Activado

Prueba Final	
Cantidad de material	1,0 Kg
Volumen de solución	1,5 litros
Ley de cabeza	30,0 g/Tm
Oro en solución después de 24 horas de lixiviación	29,9 mg
Porcentaje de disolución	99%
Au recuperado por 28,9 g de carbón activado en 4h	22,71 mg
Porcentaje recuperado	76%

Gráfico 8
Adsorción con Carbón Activado



CONCLUSIONES

1. Después de realizadas las pruebas al fuego se encontro una ley promedio de oro de 30 g/Tm y de plata de 34 g/Tm.
2. El 80 % de la muestra corresponde a un tamaño aproximado de 105 micras, lo cual nos indica que la mayor parte de elementos útiles de la mena son de grano muy fino, incluyendo el oro.
3. De las pruebas preliminares se establecio que para el tipo de arenas tratadas las condiciones favorables son las siguientes:
[CaO] = 0,5 g/l
[CN] = 0,5 g/l
con un consumo de cal de 9 kg/Tm y de cianuro de 2,6 kg/Tm, en 24 horas de lixiviación.

El alto consumo de cal indica que las arenas eran de un carácter ácido, esto debido posiblemente a la oxidación de sulfuros por las condiciones climáticas prevalecientes en la zona donde eran acumuladas.

El bajo consumo de cianuro demuestra que se logro mantener un pH adecuado en las pruebas y por lo tanto se mantuvo bajo control el efecto de los cianicidas.

4. En la prueba definitiva se trabajo con una concentración de cal de 0,5 g/l y de cianuro 0,5 g/l, los consumos respectivos fueron 8 kg/Tm y 2,5 kg/Tm.

El porcentaje de oro lixiviado fue de 99 % y la recuperación de oro el 76 % utilizando carbón activado. El carbón activado empleado es producido en la planta piloto de la ESPOL de cáscara de coco.

5. De los resultados obtenidos podemos concluir que estas arenas responden adecuadamente al tratamiento de cianuración por agitación.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar más pruebas para determinar la capacidad de adsorción del carbón activado de la ESPOL para poder aplicarlo en procesos mineralúrgicos.
- Realizar pruebas de precipitación con Merrill-Crowe para determinar la eficiencia de este proceso utilizando estas arenas.
- Se necesitan estudios de pre-tratamiento para conocer el comportamiento de estas arenas en la lixiviación.
- Además se recomienda la realización de pruebas en planta piloto para determinar en una escala más representativa los distintos parámetros necesarios para el correcto diseño de una planta de tratamiento a escala industrial.

BIBLIOGRAFIA

1. DIEZ VICENTE. Tópico de graduación: "Cianuración por percolación de los relaves de Ponce Enríquez" Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, ESPOL, 1991.
2. HABASHI F. Principles of Extractive Metallurgy, Vol II, Gordon and Breach, New York, 1970.
3. MEZA SALCEDO LUIS. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los metales preciosos. Medellín, 1981. pp. 1-80.
4. MORALES RAMIREZ GUSTAVO. Tesis de grado: "Estudio mineralúrgico para la extracción de oro por cianuración de los relaves de Ponce Enríquez" Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, ESPOL, 1992. pp. 67-92.
5. PINAYA ANGEL. Tratamientos hidrometalúrgicos de minerales complejos conteniendo metales preciosos (oro y plata). Corporación Mineros de Bolivia, Oruro-Bolivia, 1990. pp. 67-73.
6. PIEDRA JAIME. Bella Rica y su mineralización aurífera. INEMIN, Boletín 1, Quito-Ecuador, 1987. pp. 66-69.
7. POURBAIX. Atlas D' équilibres électrochimiques, Gauthier-Villars & Cie, París, 1963. pp 644.
8. TABACHNICK H. La química de la cianuración. American Cyanamid Co. 1968. pp. 1-13.
9. KEENAM-WOOD. Química General, 1974. pp 63-70