

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**“ ESTUDIO METALURGICO DE PIRROTITAS CON
CONTENIDOS DE ORO ”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR:

JOSÉ LUIS, ARENAS ÑIQUIN

ASESOR:

EDGAR SEGURA TUMIALAN

Lima – Perú

2 0 1 3

DEDICATORIA

A mis padres: por su gran amor y apoyo incondicional a lo largo de mi vida.

A mis hermanos: como muestra de gratitud, por la invaluable ayuda en mi formación profesional y logro de mis aspiraciones.

A Dios por ser quien soy.

RESUMEN

El presente Estudio está orientado al tratamiento de un mineral con altos contenidos de pirrotitas auríferas, las cuales de acuerdo a otras experiencias tienen problemas para la extracción del oro a niveles económicos. La aplicación de procesos convencionales de cianuración por agitación en estos minerales, nos demuestra que se tienen altos consumos de cianuro de sodio lo que hace del proyecto no rentable.

La evaluación de etapas pre-aireación alcalina antes de la cianuración ha ayudado a reducir los consumos de cianuro y mejorar las extracciones de oro.

El aporte de oxidantes tales como el peróxido de hidrógeno, oxígeno y Nitrato de plomo, ayudan eficientemente a neutralizar los consumos de cianuro por parte de la pirrotita.

De acuerdo a los resultados obtenidos es necesario implementar al proceso de pre-aireación alcalina, las etapas de lavado de la pulpa, para eliminar las sales disueltas en la pre-aireación, con los cuales se reduce eficientemente el consumo de cianuro y se mejora la extracción del oro.

Para la aplicación industrial se determina que la etapa de pre-aireación alcalina se debe realizar después de una primera molienda a 65%-200 mallas y luego de las etapas de pre-aireación alcalina, lavado y filtrado, continuar la molienda secundaria hasta 80% -200 mallas con adición de cal y cianuro al molino para reducir el tiempo de retención en los tanques de agitación.

ABSTRACT

This project is oriented to the study of a mineral with high contents of pyrrhotite gold, which according to other experiences you are having trouble removing the gold to economic levels. The application of conventional cyanidation processes by agitation in these minerals, show us that you have high consumption of sodium cyanide which makes the non-profitable project.

The evaluation stages of pre-alkaline aeration prior to the cyanidation process have helped to reduce the consumption of cyanide and improve the extraction of gold.

The contribution of oxidizing agents such as hydrogen peroxide, oxygen and lead nitrate, efficiently help to neutralize the consumption of cyanide by pyrrhotite.

According to the results obtained, it is necessary to implement the process of pre-alkaline aeration, the stages of washing of the pulp, to eliminate the dissolved salts in the pre venting system, with which it efficiently reduces the consumption of cyanide and improves the extraction of the gold.

For the industrial application is determined that the stage of pre-alkaline aeration should be done after a first grinding to 65 %-200 mesh and then of the stages of pre-aeration alkaline, washing and filtering, continue the secondary milling up to 80% -200 mesh with addition of lime and cyanide to the mill in order to reduce the retention time in the tanks of agitation.

I N D I C E

Página

INTRODUCCIÓN

i. Descripción del Problema.....	17
ii. Objetivos.....	18
1 Objetivos Generales	18
2 Objetivos Específicos	18

CAPITULO I : ASPECTOS TEÓRICOS DE LA CIANURACIÓN

1. Principios Físico - Químicos de a Cianuración	19
1.1 Termodinámica de la Cianuración	19
1.2 Mecanismo Electroquímico.....	20
1.3 Cinética de la Reacción.....	23
1.4 Métodos de Cianuración.....	28
1.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación	28
1.4.2 Métodos empleando el Carbón Activado en Pulpa	32
1.5 Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes	33
1.5.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)	33
1.5.2 Columnas de Carbón Activado (CIC)	35
1.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado.....	36
1.7 Electrodeposición	38

CAPITULO II : MARCO TEÓRICO DEL TRATAMIENTO DE SULFUROS DE HIERRO-PIRROTITAS

2.1 Efectos de los Elementos presentes en los Sulfuros.....	41
2.2 Efecto de la Pre-Aireación Alcalina en los Sulfuros de Hierro	44
2.3 Efecto de la Cal y el Aire	45
2.4 La pirrotita es más reactiva que la pirita	46
2.5 Comportamiento de los Sulfuros de Hierro con la adición de las Sales de Plomo.....	47
2.6 Principio fundamental de la Pre-Aireación.....	50

CAPITULO III : PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1 Caracterización del Mineral	52
3.1.1 Mineralogía	52
3.1.2 Análisis Químico	58
3.1.3 Gravedad Específica.....	58
3.2 Análisis Granulométricos.....	58
3.3 Pruebas Metalúrgicas.....	59
3.3.1 Moliendabilidad	59
3.4 Pruebas metalúrgicas de cianuración.....	60
3.4.1 Primera Etapa Pruebas de Cianuración 1 y 2	60
3.4.2 Segunda Etapa Pruebas de Cianuración 3,4,5,6,7 y 8	66

3.4.3 Tercera Etapa Pruebas de Cianuración 9,10,11,12,13	85
3.4.4 Cuarta Etapa Pruebas de Cianuración 14,15,16.....	102
3.5 Pruebas de lavado en varias etapas	112
3.6 Quinta Etapa Pruebas de Cianuración 17 y 18	115

CAPITULO IV: VARIABLES OPERATIVAS DE LA PLANTA DE CIANURACIÓN POR AGITACIÓN

4.1 Parámetros de Operación.....	124
4.2 Descripción del proceso en planta.....	126
4.3 Diagrama del proceso en planta.....	127

CONCLUSIONES	128
--------------------	-----

BIBLIOGRAFÍA.....	132
-------------------	-----

ÍNDICE DE TABLAS

	Página
TABLA N° 3.1 Análisis químico mineral de Cabeza.....	58
TABLA N° 3.2 Análisis Granulométrico.....	51
TABLA N° 3.3 Pruebas de Moliendabilidad	58
TABLA N° 3.4 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 1	61
TABLA N° 3.5 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 2.....	64
TABLA N° 3.6 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 3.....	68
TABLA N° 3.7 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 4.....	71
TABLA N° 3.8 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 5.....	74
TABLA N° 3.9 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 6.....	77
TABLA N° 3.10 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 7.....	80
TABLA N° 3.11 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 8.....	83
TABLA N° 3.12 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 9.....	87
TABLA N° 3.13 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración	

por Agitación N° 10.....	90
TABLA N° 3.14 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 11.....	93
TABLA N° 3.15 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 12.....	96
TABLA N° 3.16 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 13.....	99
TABLA N° 3.17 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 14.....	104
TABLA N° 3.18 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 15.....	106
TABLA N° 3.19 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 16.....	109
TABLA N° 3.20 Pruebas de lavado del mineral previamente con aereación alcalina	113
TABLA N° 3.21 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 17.....	117
TABLA N° 3.22 Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 18.....	121

ÍNDICE DE FIGURAS

	Página
FIGURA N° 1.1	Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H ₂ O-CN- a 25°C. 20
FIGURA N° 1.2	Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 μ diam.) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno. 21
FIGURA N° 1.3	Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica. 22
FIGURA N° 1.4	Valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas. 27
FIGURA N° 3.1	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X. 53
FIGURA N° 3.2	Partículas libres de esfalerita (ef), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X. 54
FIGURA N° 3.3	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X. 54
FIGURA N° 3.4	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), de magnetita (mt) y de gangas (GGs).

	Partículas entrelazada de pirrotita (po) con la ganga (GGs). 200 X.	55
FIGURA N° 3.5	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), de magnetita (mt) y de gangas (GGs). 200 X.....	55
FIGURA N° 3.6	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), y de gangas (GGs). Partícula entrelazada de esfalerita (ef) con la ganga (GGs).200 X.	56
FIGURA N° 3.7	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), magnetita (mt) y de gangas (GGs).200 X.	56
FIGURA N° 3.8	Partículas libres de esfalerita (cp), de pirita (py), de pirrotita (po) y de gangas (GGs).200 X.....	57
FIGURA N° 3.9	Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs).200 X.....	57
FIGURA N° 3.10	Análisis Granulométrico.....	59
FIGURA N° 3.11	Curva de Moliendabilidad.....	60
FIGURA N° 3.12	Curva Cinética de Cianuración prueba N°1	62
FIGURA N° 3.13	Curva de consumo de NaCN prueba N° 1.....	62
FIGURA N° 3.14	Curva Cinética de Cianuración prueba N°2.....	65
FIGURA N° 3.15	Curva de consumo de NaCN prueba N° 2.....	65
FIGURA N° 3.16	Curva Cinética de Cianuración prueba N°3.....	68
FIGURA N° 3.17	Curva de consumo de NaCN prueba N° 3.....	69
FIGURA N° 3.18	Curva Cinética de Cianuración prueba N°4.....	71

FIGURA N° 3.19	Curva de consumo de NaCN prueba N° 4.....	72
FIGURA N° 3.20	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 5.....	74
FIGURA N° 3.21	Curva de consumo de NaCN prueba N° 5.....	75
FIGURA N° 3.22	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 6.....	77
FIGURA N° 3.23	Curva de consumo de NaCN prueba N° 6.....	78
FIGURA N° 3.24	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 7.....	80
FIGURA N° 3.25	Curva de consumo de NaCN prueba N° 7.....	81
FIGURA N° 3.26	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 8.....	83
FIGURA N° 3.27	Curva de consumo de NaCN prueba N° 8.....	84
FIGURA N° 3.28	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 9.....	88
FIGURA N° 3.29	Curva de consumo de NaCN prueba N° 9.....	88
FIGURA N° 3.30	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 10.....	91
FIGURA N° 3.31	Curva de consumo de NaCN prueba N° 10.....	91
FIGURA N° 3.32	Curva Cinética de Cianuración prueba N°11.....	94
FIGURA N° 3.33	Curva de consumo de NaCN prueba N° 11.....	94
FIGURA N° 3.34	Curva Cinética de Cianuración prueba N°12.....	97
FIGURA N° 3.35	Curva de consumo de NaCN prueba N° 12.....	97
FIGURA N° 3.36	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 13.....	100
FIGURA N° 3.37	Curva de consumo de NaCN prueba N° 13.....	100
FIGURA N° 3.38	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 14.....	104
FIGURA N° 3.39	Curva de consumo de NaCN prueba N° 14.....	105
FIGURA N° 3.40	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 15.....	107
FIGURA N° 3.41	Curva de consumo de NaCN prueba N° 15.....	107

FIGURA N° 3.42	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 16.....	110
FIGURA N° 3.43	Curva de consumo de NaCN prueba N° 16.....	110
FIGURA N° 3.44	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 17.....	118
FIGURA N° 3.45	Curva de consumo de NaCN prueba N° 17.....	118
FIGURA N° 3.46	Curva Cinética de Cianuración prueba N° 18.....	121
FIGURA N° 3.47	Curva de consumo de NaCN prueba N° 18.....	122

INTRODUCCIÓN

En el Perú existen depósitos minerales sulfurados, tipo pirrotitas que contienen oro y plata, considerados no económicos por las bajas recuperaciones empleando el proceso de Cianuración convencional y por el alto consumo de cianuro de sodio.

En el caso de la Cianuración de los sulfuros de hierro, tales como las pirrotitas con contenidos de oro, al ser tratadas por el proceso de Cianuración, las especies de hierro que contienen tienden a descomponerse en las soluciones cianuradas, formando compuestos intermedios tales como azufre coloidal, tiosulfatos, politianatos, tiocianatos, ferrocianuros, .etc. las cuales producen un alto consumo de cianuro.

La forma como se puede intentar resolver este problema, es mediante un proceso de oxidación, la cual se realiza empleando un tratamiento previo a la Cianuración.

Estos procesos podrían ser:

- Pre- aireación con cal.
- Oxidación a Presión.

- Tostación.
- Lixiviación bacteriana.

i. Descripción del Problema

Cuando el oro está finamente diseminado en minerales sulfurados como es el caso de las pirrotitas, la presencia de los sulfuros de hierro hace difícil su tratamiento por Cianuración convencional.

El problema de los sulfuros es que los productos de su descomposición pueden reaccionar con el cianuro, causando un excesivo consumo de cianuro ó pueden reaccionar con el oxígeno de la disolución de cianuro, lo cual reduce la velocidad de disolución del oro.

En el caso de las pirrotitas la resistencia a la disolución del contenido de oro tendría las siguientes causas:

- Presencia de Cianicidas (consumidores de cianuro).
- Presencia de agentes consumidores de oxígeno.

La utilización de etapas de Pre- tratamiento se hacen necesarios para tratar de mejorar la eficiencia de extracción del oro contenido en los minerales pirrotítico.

ii. Objetivos

De los objetivos a desarrollar en el presente estudio tenemos:

1. Objetivos Generales

Establecer la relación que existe entre la recuperación del oro y las variables en estudio.

2. Objetivos específicos

- Evaluar la influencia del proceso de pre-aireación y lavado como etapa previa al proceso de Cianuración.
- Determinar el tiempo de aireación.
- El aporte de reactivos oxidantes en el proceso de aireación.

CAPITULO I

ASPECTOS TEORICOS DE LA CIANURACION

1. PRINCIPIOS FÍSICO - QUÍMICOS DE LA CIANURACION

1.1 Termodinámica de la Cianuración

Para comprobar los mecanismos físico-químicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a una revisión de sus propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y meta estables, representados clásicamente en los diagramas de Pourbaix que relaciona el potencial de óxido- reducción (Eh) del metal con el pH del medio.

Estos diagramas muestran que compuestos potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a la causa de la gran estabilidad de este último.

En el diagrama Au-H₂O-CN⁻ (**Fig. N° 1.1**), no obstante, la reacción: **Au(CN)₂⁻ + e⁻ = Au + 2 CN⁻** se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una

pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} y HAuO_3^{2-} son reducidos por la introducción del cianuro.

1.2 MECANISMO ELECTROQUIMICO

Si bien, en forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físico como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la Cianuración se ha

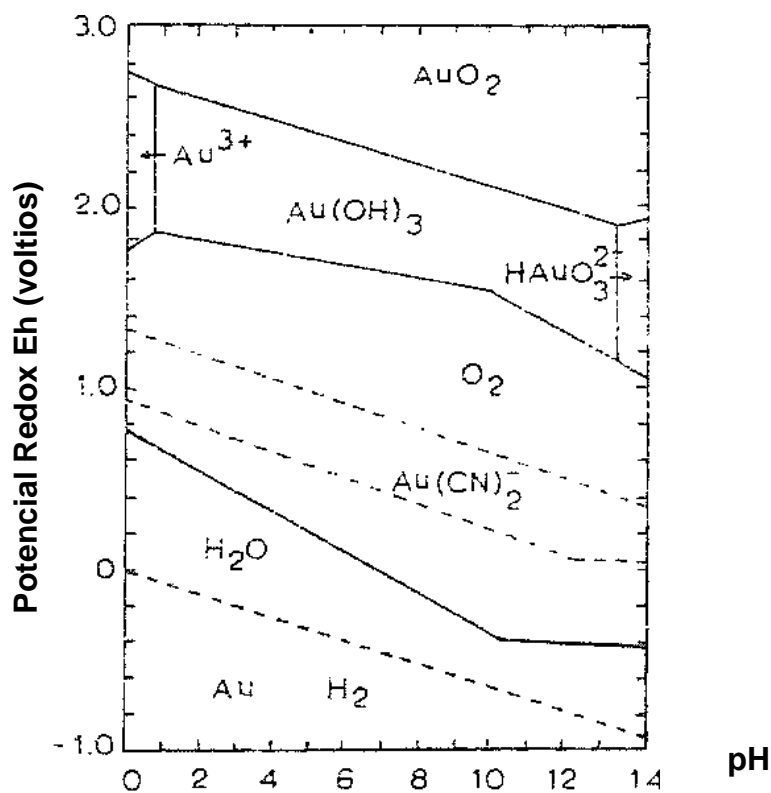


Figura N°1.1.- Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CN⁻ a 25°C.

[CN⁻] = 10⁻³M, concentración de todos los espacios solubles de oro = 10⁻⁴M y p(O₂)=p(H₂)=1 atm

podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la corrosión. Fue Thompson (1947) quien demostró este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soportes de éstas, haciendo circular una corriente KCN libre de aire constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuesto al de la incidencia del flujo; después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad (Ver Fig. N°1.2).

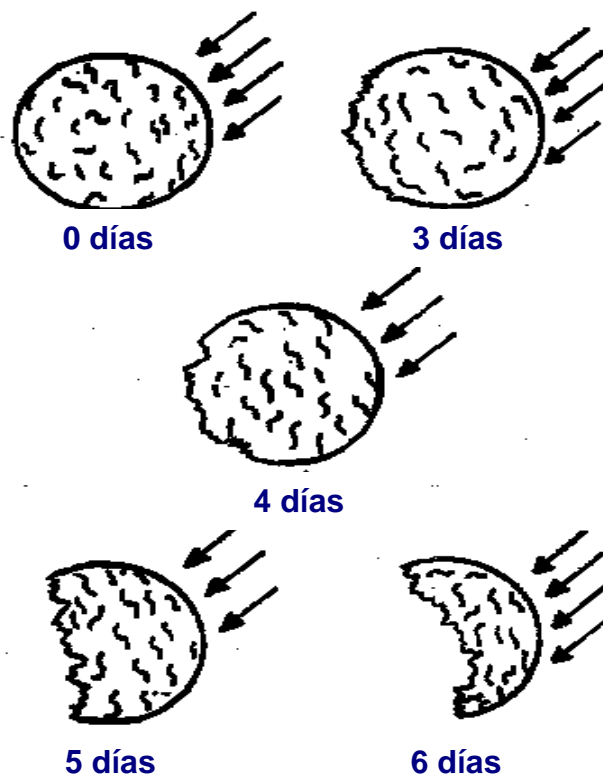


Figura N° 1.2.- Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 u diam.) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947)

La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante el gráfico de la **Fig. N°1.3**; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:

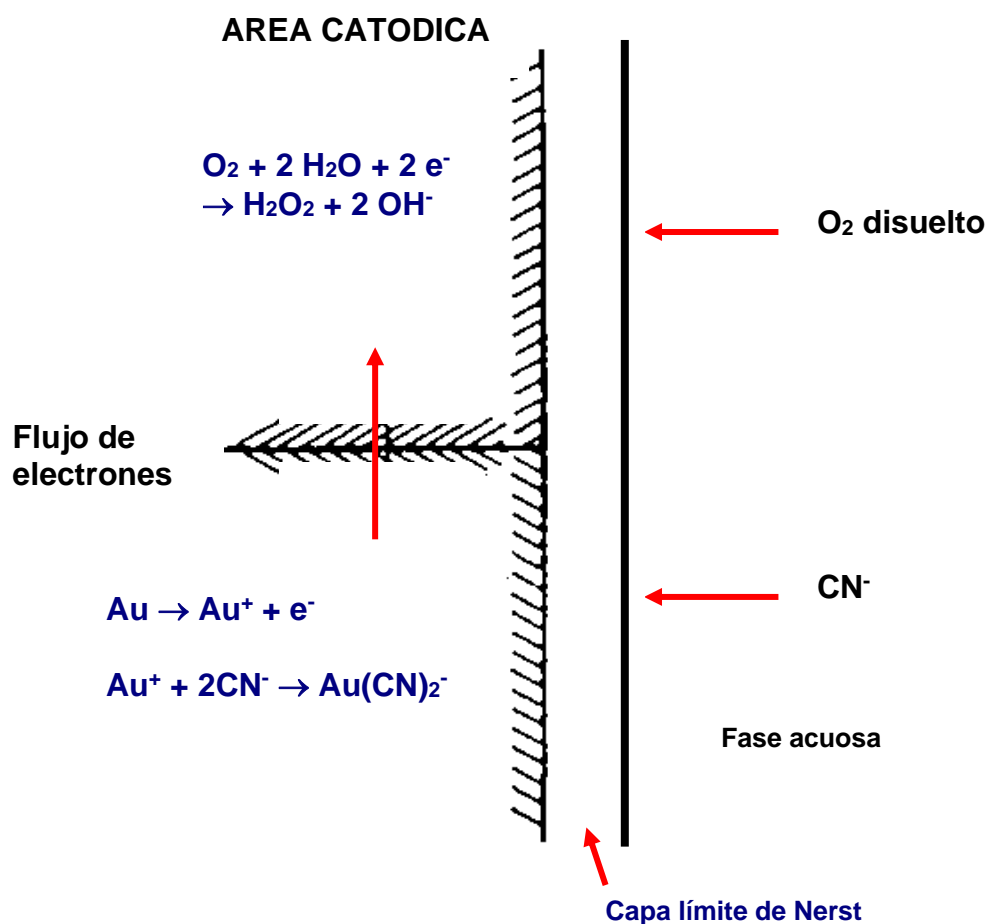
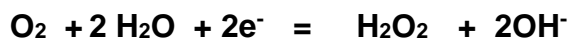


Figura N° 1.3.-Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en el que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro.

La capa límite de Nerst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

1.3 CINÉTICA DE LA REACCION

Como el tiempo en el cual se lleva a cabo la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante) es importante identificar su rapidez.

Una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida con otra líquida se consuma en las cinco etapas siguientes:

- Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido
- Absorción de los reactantes en la superficie del sólido.
- Reacción en la superficie
- Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido
- Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que la de las etapas 2, 3 y 4 es función de la rapidez de los procesos químicos.

Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para la aceleración, si en cambio esta última es retardada, por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura.

La Cianuración está gobernada por las leyes de Fick, expresada matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{d[O_2]}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} \{ [O_2] - [O_2]_s \}$$

$$\frac{d[CN^-]}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} \{ [CN^-] - [CN^-]_s \}$$

Donde:

$$\frac{d[O_2]}{dt}, \frac{d[CN^-]}{dt} = \text{Velocidades de difusión de } O_2 \text{ y } CN^- \text{ (moles/L)}$$

D_{O_2}, D_{CN^-} = Coeficientes de difusión (cm^2/seg)

A_1, A_2 = Superficies anódica y catódica (cm^2)

δ = Ancho de la capa límite de Nernst (cm)

$[O_2], [CN^-]$ = Concentración de oxígeno y cianuro en la solución (moles/L)

$[O_2]_s, [CN^-]_s$ = Concentración de oxígeno y cianuro en la superficie (moles/L)

Si en las dos anteriores ecuaciones se considera que la reacción química es muy rápida, se tiene $[O_2]_s = [CN^-]_s = 0$. Si se acepta

asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

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

Se debe tener en cuenta, además, que el área total es $A = A_1 + A_2$. Resolviendo este sistema de ecuaciones se deduce que la velocidad de Cianuración es:

$$V = \frac{2AD_{CN^-}D_{O_2}[CN^-][O_2]}{\delta\{D_{CN^-}[CN^-] + 4D_{O_2}[O_2]\}}$$

Obtenida esta ecuación se deben considerar dos posibilidades; cuando las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término del denominador es despreciable respecto del segundo, con lo cual de la expresión anterior se tiene:

$$V = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A}{\delta} [CN^-]$$

$$V = \kappa_1 [CN^-]$$

Por lo tanto, en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las

concentraciones de este compuesto sean altas. En este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del

$$V = 2D_{O_2} \frac{A}{\delta} [O_2]$$

$$V = \kappa_2 [O_2]$$

primero, por lo que la ecuación se convierte en:

Esto significa que, a altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Los experimentos han corroborado también esta previsión teórica.

Para hallar el límite en el cual él predomina de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación, se debe volver a la ecuación general. Cuando

$$D_{CN^-} [CN^-] = 4 D_{O_2} [O_2]$$

Dicha ecuación se cumple:

o, lo que es lo mismo,

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}}$$

$$\text{Si se asume que: } \frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}} = 1.5$$

(Promedio establecido a partir de diferentes pruebas experimentales)
se determina que el límite referido se alcanza cuando:

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 6$$

Los valores encontrados en las experiencias de laboratorio varían de 4.6 a 7.4, por lo que aquel obtenido en el cálculo teórico se considera representativo.

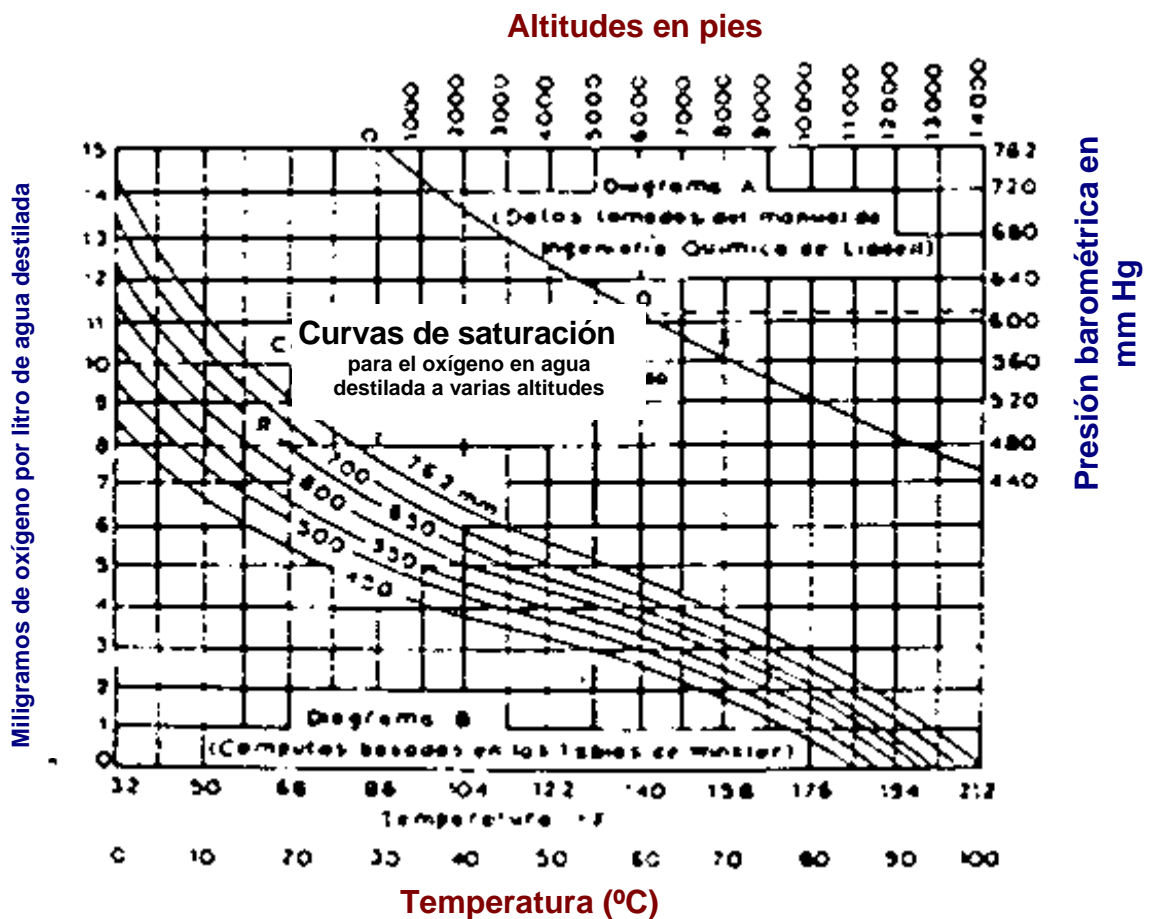


FIGURA N°1.4.- valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas.

Se ha hecho evidente, a lo largo de toda la demostración anterior que es importante conocer la cantidad de oxígeno disuelto durante la Cianuración. Como esta cantidad varía con la altitud y la temperatura a las que se realiza el experimento, se ha insertado el gráfico de la **Figura N° 1.4** en el cual se dan valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas.

1.4 MÉTODOS DE CIANURACIÓN

De los procesos empleados para la extracción del oro y la plata de los minerales, el de mayor uso es la Cianuración. Al disolverse el oro con el cianuro sobre la base de los mecanismos Físico químicos mencionados en (1).

De acuerdo al método Cianuración a emplearse, se clasifican:

- Cianuración Dinámica o Agitación.
- Cianuración Estática o Percolación.

A continuación se detallan estos procesos.

1.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación

Los procesos de Cianuración dinámica o agitación son empleados generalmente para minerales de oro de alta ley (> 1 oz Au/TC), donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de

Chancado, Molienda y Agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas de oro.

Los tanques agitadores pueden ser mecánicos o neumáticos, un estudio adicional indicaría la selección del tanque agitador. En la actualidad se recomienda el uso de los tanques agitadores mecánicos para producir una agitación más eficiente que los neumáticos.

De acuerdo a como se extrae el oro disuelto de la solución cosecha, los procesos de Cianuración por agitación se clasifican:

- Cianuración Convencional.
- Cianuración con Carbón en Pulpa (CIP).
- Cianuración con Carbón en Lixiviación (CIL).

A continuación se detallan estos procesos.

1.4.1.1 Cianuración por Agitación Convencional

Es un método eficiente para el tratamiento de minerales de Oro y Plata por Cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas

mineras, el proceso consiste en:

Molienda y clasificación.- el mineral triturado en seco (2 ó 3 etapas) es alimentado al circuito de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro que se agrega desde esta etapa (se logran extracciones de 30 a 85%).

Espesamiento Primario y Lixiviación.- La pulpa obtenida de molienda se sedimenta en un espesador llamado primario del cual se obtiene la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación y la descarga espesada que se envía a lixiviación. La lixiviación se realiza en 3 agitadores a 30-50% sólidos con adición de aire y con un tiempo de retención de hasta 48 horas; los agitadores pueden ser mecánicos (Dorr) con hélices o rastrillos o verticales con agitación únicamente por aire comprimido (Brown o Pachuca), el número mínimo es 3 para evitar el corto - circuito del material durante la lixiviación.

Decantación continua en contra corriente.- La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose

la pulpa en contenido valioso, de allí el nombre de Decantación Continua en Contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebose del primer espesador se recircula a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99%, dependiendo del número de etapas.

Precipitación y refinación.- La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso Merrill-Crowe; primeramente la solución es clarificada en filtros de hojas y/o con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deaireación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22" Hg (esto es una presión absoluta de 0.25atm); La solución desaireada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 ó -325 m), recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice para reducirlo a bullón que contiene 10-15 % de impurezas (Zn, Cu, Pb) y el resto oro y plata. Si la ley de plata no es alta, el bullón puede enriquecerse lavando previamente el precipitado con ácido para eliminar la plata, zinc y otras impurezas; posteriormente varios bullones (doré) se funden en lingotes y se

envían a refinación electrolítica.

1.4.2 Métodos empleando el Carbón Activado en Pulpa

En los últimos años se ha desarrollado el uso del carbón activado para recuperar principalmente oro a partir de soluciones de cianuro. El carbón activado absorbe el oro de la solución rica.

Durante el proceso de Cianuración por agitación se adiciona el carbón activado a la pulpa en agitación con la finalidad de que se produzca la adsorción del oro dentro del tanque de agitación. De acuerdo a la forma de adición del carbón el proceso se clasifica en:

- Carbón en Pulpa (CIP)
- Carbón en Lixiviación (CIL)

1.4.2.1 Carbón en Pulpa (CIP)

Proceso que consiste en una primera etapa de Cianuración y una segunda etapa de adsorción con el carbón en pulpa. El objetivo de este proceso es que en la primera etapa se obtiene la máxima extracción del oro y plata para luego complementarlos con la adsorción en tanques agitadores cuya velocidad (r.p.m.) es menor a los agitadores empleados en la Cianuración, evitando que el carbón se deteriore por la fuerte adsorción, producida por la agitación.

1.4.2.2 Carbón en Lixiviación (CIL)

En este proceso se adiciona el carbón activado junto con el cianuro produciéndose en forma paralela la disolución y adsorción del oro y la plata de las soluciones.

Este método se usa cuando el mineral posee minerales carbonáceos, que pueden producir durante la operación el efecto "Robing" que es adsorción del oro y la plata de las soluciones por los materiales carbonáceos provenientes del mineral.

1.5 Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes

Los procesos que se emplean para recuperar el oro de las soluciones cosecha, son:

- Con polvo de Zinc (Merrill Crowe)
- Columnas de Carbón Activado (CIC)

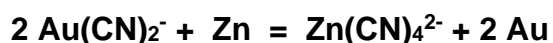
A continuación se detallan estos procesos:

1.5.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)

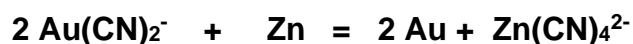
El fundamento del uso del zinc como precipitante se basa en que el oro y la plata se encuentran en el extremo opuesto al zinc en la serie electromotriz, y son por tanto desplazados electroquímicamente por

éste de las soluciones cianuradas.

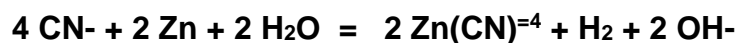
Adicionalmente la formación del complejo $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados.



En ella se pueden diferenciar las etapas de reemplazamiento electroquímico del oro por el zinc.



La disolución del zinc por acción del cianuro:



La reacción explica perfectamente los siguientes hechos, observados en la práctica:

1. Incremento de la alcalinidad después de la precipitación y evolución del hidrógeno gaseoso.
2. La presencia de cianuro libre favorece la precipitación.
3. La presencia de oxígeno disuelto disminuye la eficiencia de precipitación.

En el proceso de Merrill Crowe las soluciones son previamente clarificadas, para luego ser desoxigenadas en un tanque de vacío e inmediatamente precipitados con polvo de zinc (100% - 200 mallas) y filtradas para recuperar el precipitado que es posteriormente fundido y refinado de las impurezas como cobre, plomo, antimonio, bismuto, arsénico, telurio y el zinc residual.

El uso de sales de plomo en la precipitación es también benéfico, ya que la formación de un activo par galvánico plomo-zinc acelera la precipitación y eleva la eficiencia del proceso.

1.5.2 Columnas de Carbón Activado (CIC)

La aplicación de las columnas de carbón activado es recomendable cuando se obtiene oro en soluciones claras de cianuro de procesos de Heap Leaching, o donde se emplean espesados. La aplicación de las columnas de carbón depende de la cantidad de plata disuelta que se tiene en solución, si la proporción es menor a 2:1 con respecto al oro, se emplea las columnas, de lo contrario no es recomendable ya que las columnas se saturarían de plata reduciéndose la eficiencia de adsorción del oro. El diseño del número de columnas a emplearse depende de la ley del mineral de cabeza y del porcentaje de extracción del oro en la Cianuración, normalmente se considera que la relación del diámetro de la columna a la altura debe de 3:1

considerándose un 20% como porcentaje de vacío.

La instalación de las columnas se debe realizar en lo posible aprovechando la gravedad para el desplazamiento de las soluciones a alimentarse o del contrario se debe instalar una bomba, para servir de apoyo a las columnas de carbón activado.

1.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado

La Desorción consiste en la extracción del oro y la plata absorbida sobre el carbón activado. Hay varios métodos de Desorción y a continuación mencionamos los más importantes:

1. **Método Zadra.** Utiliza como eluente una solución de cianuro alcalino (1.0% NaOH + 0.10% NaCN) caliente (90 a 93°C) a presión atmosférica, el oro y la plata son eluidos satisfactoriamente en 50 horas aproximadamente dependiendo de la carga del carbón.

2. **Método Zadra Modificada.** Utiliza como eluente la misma solución anterior diferenciándose en que este proceso necesita una presión de 75 lb/pulg cuadrada y una temperatura mayor (110 - 180°C), reduciéndose el tiempo de tratamiento a 8 horas.

3. **Método de Hein (Alcohol).** Establece una modificación del eluente de cianuro alcalino (1,0% NaOH + 0.1% NaCN) por la adición

de 20% en volumen de alcohol (etanol, metanol) soluble en agua. Los resultados muestran la eficiencia de la desorción de oro y plata, 99% de estos valores puede ser eluido en 6.8 horas a 80°C, comparando a las 50 horas sin la adición de alcohol.

4. Método del sulfuro de sodio. Esta técnica no es aplicable a carbones que contienen plata como el sulfuro de plata insoluble es precipitado en los poros del carbón y es también retenido. El oro puede ser eluido eficientemente con la solución caliente de sulfuro de sodio a 93°C.

Hay varios métodos más que no se mencionan en este trabajo.

Las unidades de Desorción y electrodeposición trabajan por lo general en circuito cerrado, en la que la solución del efluente es bombeada de abajo hacia arriba del lecho del carbón cargado, y el eluente conteniendo el oro y la plata va a las celdas electrolíticas adecuadas que tiene ánodo de acero inoxidable y un cátodo permeable que contiene lana de acero. El oro y la plata eluidos son removidos del eluente por electrodeposición tan rápidamente como ellos son desorbidos desde el carbón, el eluente barren es reciclado al circuito de Desorción. Finalmente el oro y la plata son recuperados por fusión de la lana a bullón.

1.7 Electrodeposición

Las celdas Zadra se han usado en las primeras plantas son eficientes cuando son instaladas adecuadamente, el oro y la plata son depositados en el cátodo cilíndrico de lana de acero.

Las celdas rectangulares fueron desarrolladas para pequeñas operaciones, requieren de menor espacio en el piso y los cátodos pueden ser movidos sin parar el circuito. Estas celdas tienen un problema por la fácil ocurrencia de corto circuitos.

La densidad de los cátodos de lana de acero varía de 0.5 - 1.0 lb/pie³. La electro-refinación de oro se efectúa a partir de ánodos fundidos con los bullones obtenidos de los procesos anteriores.

El proceso Wohlwill es el método más conocido para la electro refinación del oro, en este caso se emplean ánodos que contengan 94% Au como mínimo, siendo la mayor parte del resto, es decir, 6% contenido por Ag. Si la plata es superior a esta cantidad es mejor refinarla por el proceso Moebias o por el Thum.

El proceso Wohlwill se basa fundamentalmente en la electrólisis de ánodos de oro impuro en una solución ácida caliente de cloruro de oro. El oro, cobre plomo, platino y paladio se disuelven anódicamente,

mientras que la plata, iridio, sodio y selenio permanecen en los lodos.

En la electro refinación de la plata en las celdas tipo Moebius la plata se deposita en cátodos verticales de acero inoxidable en forma de cristales poco adherentes, mientras que el oro se recoge en los lodos anódicos. Los ánodos se introducen en bolsas de lana con él objeto de que los lodos no contaminen la plata depositada. El electrólito está constituido por una solución de nitrato de plata que tiene una concentración de 15 a 60 g/l de AgNO_3 y 40 g/l de Cu.

Entre los ánodos y los cátodos se encuentran raspadores mecánicos que agitan el electrólito y desprenden los cristales de plata depositados. En las bolsas se recogen los lodos que contienen Au, Pt y otros. Estos lodos se lavan, se secan, se funden en ánodos y se refinan por el proceso Wohlwill.

Las celdas de THUM o BALBACH, que son el otro proceso para la electro refinación de plata. Están constituidas por un cátodo de plancha de grafito o de carbón que recubre horizontalmente el fondo de la celda. Encima del cátodo en un soporte tipo cesto descansan horizontalmente los ánodos de bullón, el cesto y debajo de los ánodos se coloca una lona que hace de diafragma y evita que los lodos caigan sobre la plata depositada en él cátodo. La plata depositada se separa periódicamente con un raspador. En general el proceso

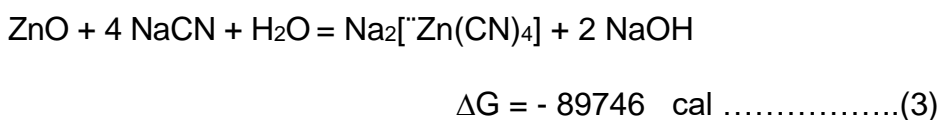
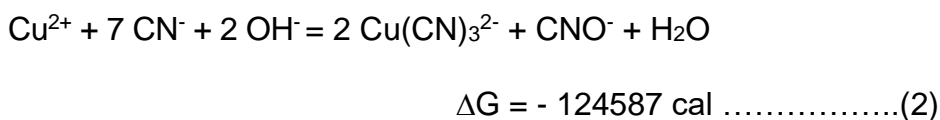
Moebius requiere menor superficie y una cantidad inferior de energía por unidad de plata producida, además de consumir menos ácido nítrico que el Thum: En la celda de Thum los ánodos se consumen totalmente

CAPITULO II

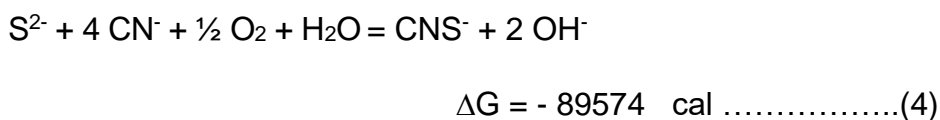
MARCO TEORICO DEL TRATAMIENTO DE SULFUROS DE HIERRO-PIRROTITAS

2.1 EFECTOS DE LOS ELEMENTOS PRESENTES EN LOS SULFUROS

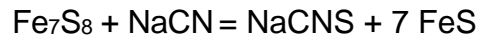
Los iones metálicos como el Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , Ni^{2+} y Zn^{2+} forman con el cianuro complejos estables, consumiéndolo y disminuyendo la actividad del cianuro.



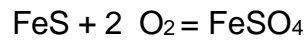
La presencia de sulfuros tales como es el caso de la pirrotita, hacen que reaccionen con el cianuro y el oxígeno para formar tiocianatos.



La pirrotita se oxida fácilmente formando sulfatos ferrosos y férricos, además es consumidor de oxígeno.



$$\Delta G = - 89524 \text{ cal } \dots\dots\dots(5)$$



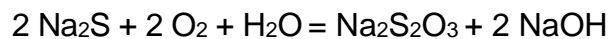
$$\Delta G = - 173619 \text{ cal } \dots\dots\dots(6)$$



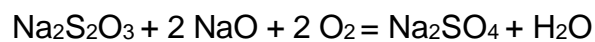
$$\Delta G = - 85326 \text{ cal } \dots\dots\dots(7)$$

El ión sulfuro es negativo para la Cianuración del oro, determinando que cantidades menores a 0.05 ppm del ión sulfuro, disminuyen la cinética de disolución del oro.

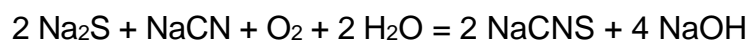
El sulfuro alcalino debe ser oxidado en presencia de oxígeno a tiosulfatos, sulfatos o tiocianatos:



$$\Delta G = - 200460 \text{ cal } \dots\dots\dots(8)$$

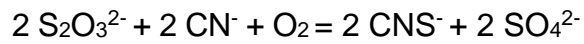


$$\Delta G = - 273041 \text{ cal } \dots\dots\dots(9)$$



$$\Delta G = - 12081 \text{ cal } \dots\dots\dots(10)$$

Al descomponerse el mineral sulfurado da iones tiosulfatos y politiocianatos que consumen el cianuro y el oxígeno disuelto en el medio lixiviante.



$$\Delta G = 98563 \text{ cal} \dots\dots\dots(11)$$

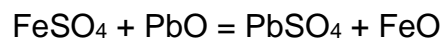
El tiocianato se forma por la reacción del cianuro con sulfuros, oxisulfuros, iones arsénico – sulfuro y azufre elemental.

Si en el mineral existe arsenopirita, este puede causar pérdida de cianuro y oxígeno disuelto en el medio a través de su descomposición. La estibina resulta ser peor que la arsenopirita, en referencia al oxígeno disuelto.

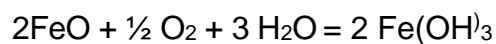
Cuando la pirrotita y sulfato ferroso están presentes en el mineral, algunas veces se añade litargirio en la molienda.



$$\Delta G = 60392 \text{ cal} \dots\dots\dots(12)$$



$$\Delta G = - 11527 \text{ cal} \dots\dots\dots(13)$$



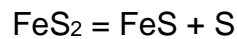
$$\Delta G = - 91883 \text{ cal} \dots\dots\dots(14)$$

El litargirio conduce a la oxidación de la pirrotita sin la formación de ferrocianuro indeseable.

La elevada adición de cal es perjudicial para la disolución del oro, ya que además de disminuir la concentración de cianuro, acelera la descomposición de la pirrotita y reduce el efecto de las sales de plomo.

2.2 EFECTO DE LA PRE-AIREACION ALCALINA EN LOS SULFUROS DE HIERRO

Cuando la pirita sufre la pérdida de un azufre se convierte en FeS. El sulfuro ferroso se produce no solo por la separación de un azufre sino por la acción del hierro de los equipos del circuito de molienda.



$$\Delta G = 14122 \text{ cal} \dots\dots\dots(15)$$

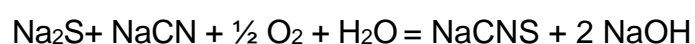


$$\Delta G = -10385 \text{ cal} \dots\dots\dots(16)$$

El sulfuro ferroso reacciona:



$$\Delta G = 78542 \text{ cal} \dots\dots\dots(17)$$



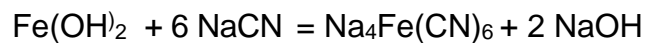
$$\Delta G = -120816 \text{ cal} \dots\dots\dots(18)$$



$$\Delta G = - 207906 \text{ cal} \dots\dots\dots(19)$$

El sulfuro ferroso tiene una cinética de reacción lenta por oxidación convirtiéndose en sulfato y consumiéndose oxígeno.

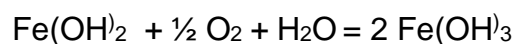
El hidróxido ferroso es rápidamente disuelto en cianuro:



$$\Delta G = - 98524 \text{ cal} \dots\dots\dots(20)$$

Al incrementarse el poder de oxidación del medio, dicho compuesto se transforma en hidróxido férrico.

En presencia de oxígeno el hidróxido ferroso se pre oxida en:



$$\Delta G = - 87581 \text{ cal} \dots\dots\dots(21)$$

El hidróxido férrico resultante es un compuesto altamente estable, no tiene acción sobre el cianuro.

2.3 EFECTO DE LA CAL Y EL AIRE

Si en el proceso de Cianuración se formaran sulfuros solubles, tiosulfatos y una menor cantidad de azufre coloidal. El oxígeno

disuelto reacciona con los sulfuros solubles para producir tiosulfatos o iones sulfato. En presencia de pirita, el oxígeno disuelto oxida el tiosulfato a ión sulfato. Una oxidación prolongada de pirita fina, suspendida en una solución con cal muestra que la alcalinidad de la solución decrece rápidamente al inicio del experimento y más lenta a medida que prosigue la prueba. Además se estableció que la máxima cantidad de los agentes reductores solubles son los sulfuros de calcio y tiosulfato de calcio.

Así, la pirita es oxidada, pero los iones hidroxilo son retenidos o absorbidos sobre la superficie de la pirita, inhibiendo de este modo cualquier reacción posterior.

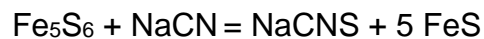
Acondicionando adecuadamente la pirita antes de la Cianuración, se logra una disminución apreciable de NaCN perdido.

2.4 LA PIRROTITA ES MAS REACTIVA QUE LA PIRITA

La pirrotita es estable cuando está seca, pero se descompone rápidamente en presencia de agua y aire formando ácido sulfúrico, sulfato ferroso, sulfatos básicos de hierro, carbonatos e hidratos ferrosos. La velocidad de descomposición es significativamente mayor que la pirita.

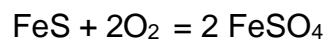
En soluciones alcalinas, precipita el hidróxido ferroso siendo subsiguientemente oxidado a hidróxido férrico. El alto consumo de oxígeno resultante de la reacción perjudica la eficiencia de la solución de cianuro para disolver el oro.

La pirrotita tiene un enlace suelto de azufre, que reacciona rápidamente con el cianuro para formar el ión tiocianato según la siguiente reacción.



$$\Delta G = 75842 \text{ cal} \dots\dots\dots(22)$$

El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el que a su vez reacciona con el cianuro para formar iones ferrocianuros, tal como sigue:



$$\Delta G = - 173619 \text{ cal} \dots\dots\dots(23)$$



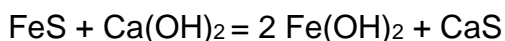
$$\Delta G = - 98542 \text{ cal} \dots\dots\dots(24)$$

Con lo que se establece que la pirrotita no solo es un cianicida, sino un alto consumidor de oxígeno del medio ambiente.

Una solución altamente concentrada en álcali puede atacar directamente a los sulfuros.



$$\Delta G = 96345 \text{ cal} \dots\dots\dots(25)$$



$$\Delta G = 10824 \text{ cal} \dots\dots\dots(26)$$

La disolución de oro a partir de una mena pirrotítica es usualmente dependiente del valor del pH del medio cianurado, por lo que la alcalinidad de la pulpa debe ser controlada muy de cerca y con cuidado.

2.5 COMPORTAMIENTO DE LOS SULFUROS DE HIERRO CON LA ADICION DE LAS SALES DE PLOMO

La presencia de un sulfuro soluble que esté presente en la solución de cianuro, retarda la disolución del oro y la plata. Esto se debe a que en partes el sulfuro consume oxígeno de la solución y por otra parte la formación de películas casi insolubles. La dificultad desaparece si los sulfuros son eliminados, sea por precipitación con sales de plomo o por la acción de ciertas sustancias oxidantes.

Los sulfuros solubles, Na_2S (alcalinos) también pueden ser eliminados por la acción de sales de plomo (Nitrato de plomo, litargirio o acetato de plomo). Las sales de plomo precipitan los sulfuros solubles, el

sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato (sulfucianuro), los sulfuros solubles se oxidan fácilmente, pero las sales de plomo ofrecen la ventaja que remueven los iones azufre y retardan la formación de sulfucianuro y la separación de azufre libre.

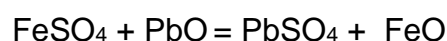
Los diversos compuestos de plomo formado como hidróxidos, cianuros, plumbitos, etc. Son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuro, permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuros y descomponer más tioarsenitos. Las soluciones quedan finalmente libres de los iones nocivos de arsénico y antimonio.

Cuando está presente la pirrotita, se suele agregar litargirio en los circuitos de molienda, el cual reacciona:

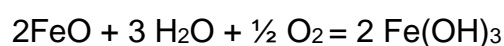


$$\Delta G = 104824 \text{ cal} \dots\dots\dots(27)$$

El sulfuro ferroso formado se convierte en sulfato ferroso en la forma que ya se conoce, y si la alcalinidad es bien controlada la reacción con el litargirio es:



$$\Delta G = -11527 \text{ cal} \dots\dots\dots(28)$$



$$\Delta G = -15127 \text{ cal} \dots\dots\dots(29)$$

Como ya se ha visto anteriormente este hidróxido férrico poca acción sobre el cianuro.

2.6 PRINCIPIO FUNDAMENTAL DE LA PRE-AIREACION

La pre-aireación con cal como etapa previa al circuito de Cianuración, consiste en oxidar la pirita, pirrotita y otros minerales o concentrados auríferos sulfurados. Para formar fundamentalmente sulfuros de calcio, sulfatos de sodio, tiosulfato de calcio, sulfato ferroso, hidróxido ferroso, etc.

En esta etapa es necesario realizar una oxidación, manejando los parámetros principales como:

- Tiempo de Pre-aireación.
- pH de Pre-aireación.
- Concentración de oxígeno.

En caso contrario tendremos formaciones de ferrocianuros, tiocianatos, etc., que consumen innecesariamente cianuro y también producen interferencias en la disolución del oro.

Tremolada realizó un trabajo sobre la aplicación de algunas variantes hidrometalúrgicas, tales como el uso de agentes oxidantes (peróxido de calcio y peróxido de hidrógeno), agentes acomplejantes (hidróxido de amonio) para el pre-tratamiento.

Es por eso que en este estudio se realizó la aplicación de la pre-aireación con el aporte de oxidantes tales como: peróxido de hidrógeno (H_2O_2), O_2 y con el apoyo de sales de plomo (nitrato de plomo) y el posterior lavado, para eliminar los iones consumidores de cianuro.

CAPITULO III

PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1 Caracterización del Mineral

3.1.1 Mineralogía

De acuerdo al estudio de microscopia realizado se han determinado las siguientes especies de minerales.

Minerales	Formula	Abreviatura
Calcopirita	CuFeS_2	cp
Esfalerita	ZnS	ef
Pirita	FeS_2	py
Arsenopirita	FeAsS	apy
Pirrotita	Fe_{1-x}S	po
Magnetita	Fe_3O_4	mt
Gangas		GGs

De acuerdo al análisis modal de las especies de minerales se determinaron la distribución volumétrica porcentual y los grados de liberación de cada especie. El siguiente cuadro nos detalla los resultados obtenidos.

Minerales	Volumen (%)	Grado de Liberación (%)
Calcopirita	2.52	100.00
Esfalerita	0.56	96.77
Pirita	1.54	99.42
Pirrotita	37.96	98.32
Magnetita	0.84	96.77
Gangas	56.59	97.57
TOTAL	100.00	

A continuación se detallan las microfotografías obtenidas del mineral de Pirrotita.

Se observa que las especies minerales en su mayoría están casi totalmente libres.

No se observa oro libre, por lo que se prevé que se encuentre ligado a la Pirrotita en inclusiones muy finas.

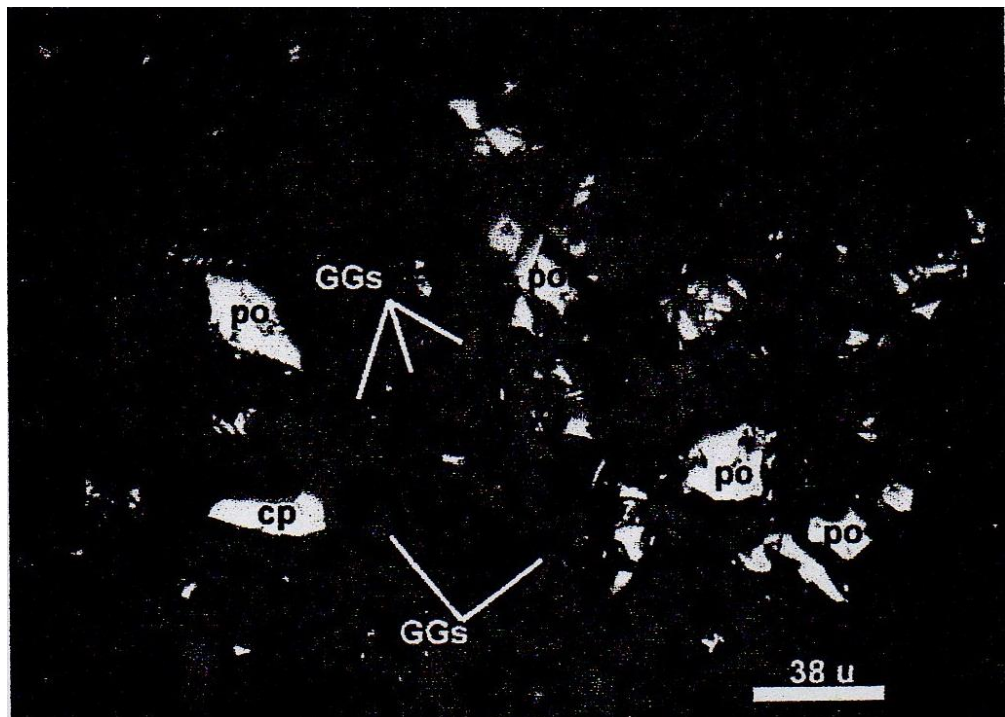


Figura Nº 3.1.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X.

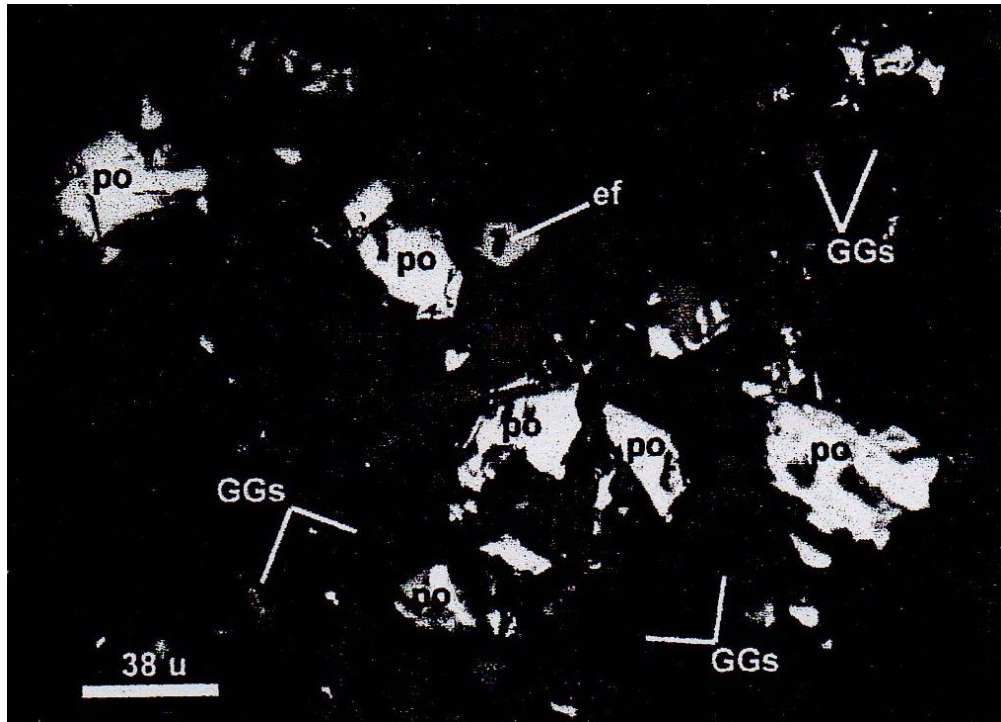


Figura N° 3.2.- Partículas libres de esfalerita (ef), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X.

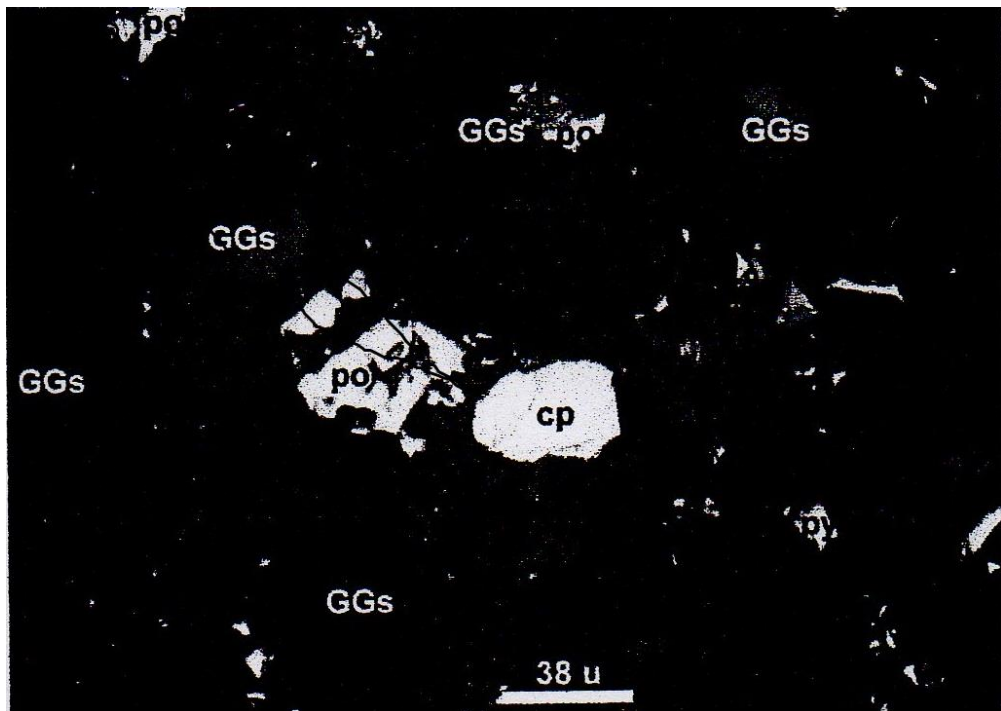


Figura N° 3.3.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs). 200 X.

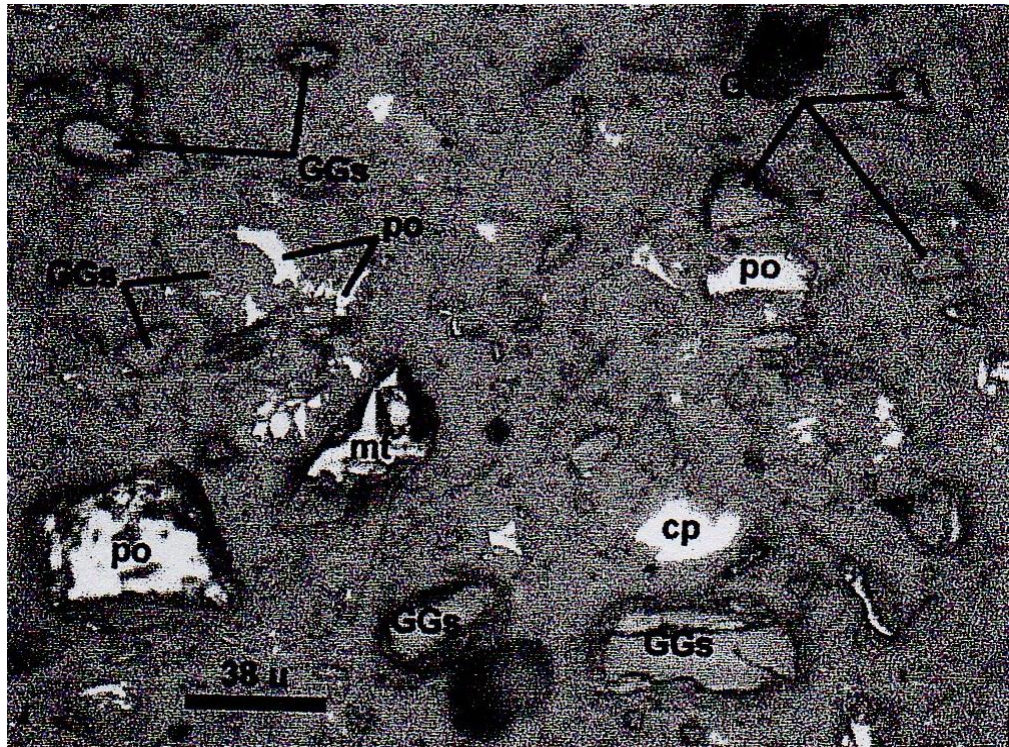


Figura N° 3.4.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), de magnetita (mt) y de gangas (GGs).Partículas entrelazada de pirrotita (po) con la ganga (GGs). 200 X.

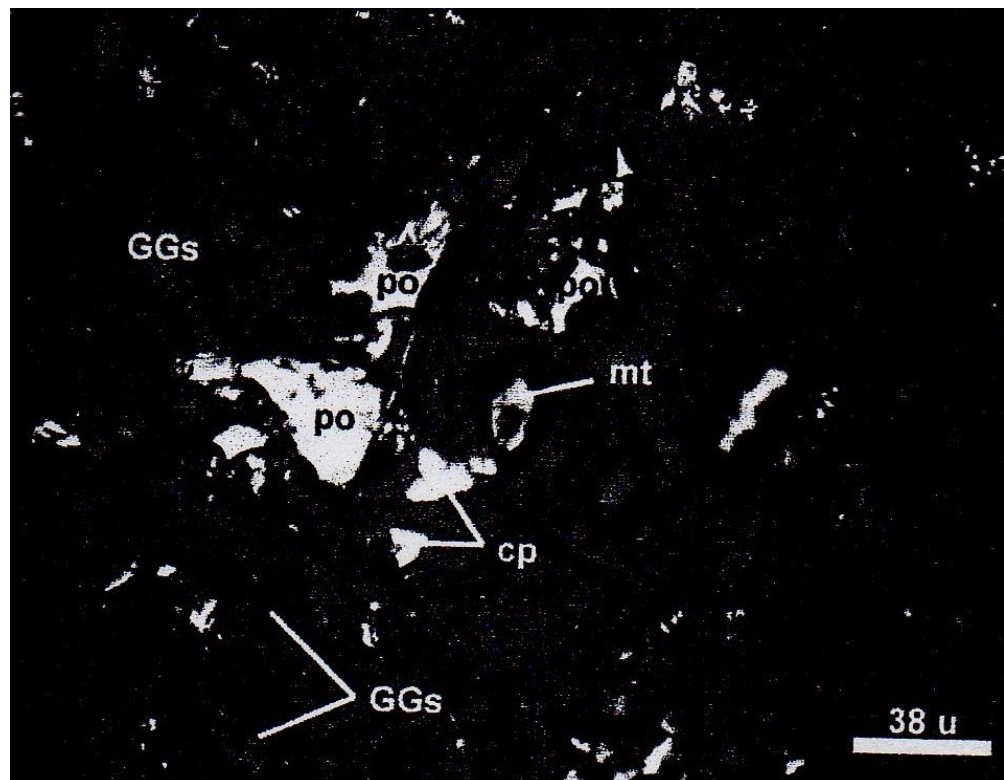


Figura N° 3.5.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), de magnetita (mt) y de gangas (GGs). 200 X.

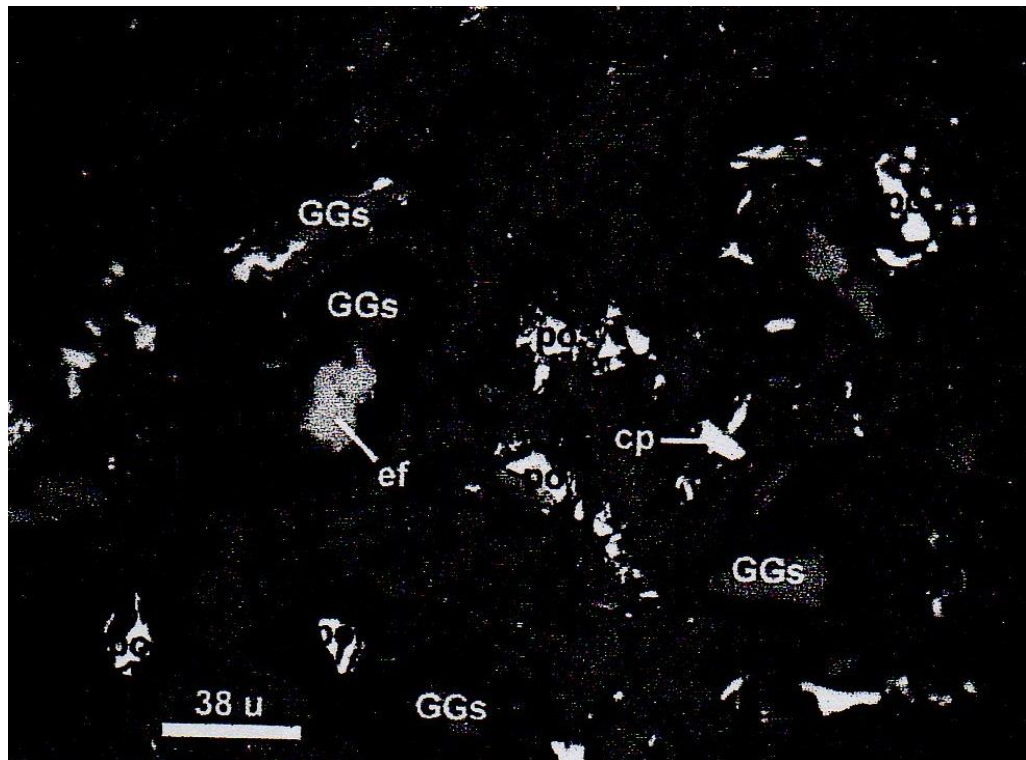


Figura N° 3.6.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), y de gangas (GGs). Partícula entrelazada de esfalerita (ef) con la ganga (GGs).200 X.

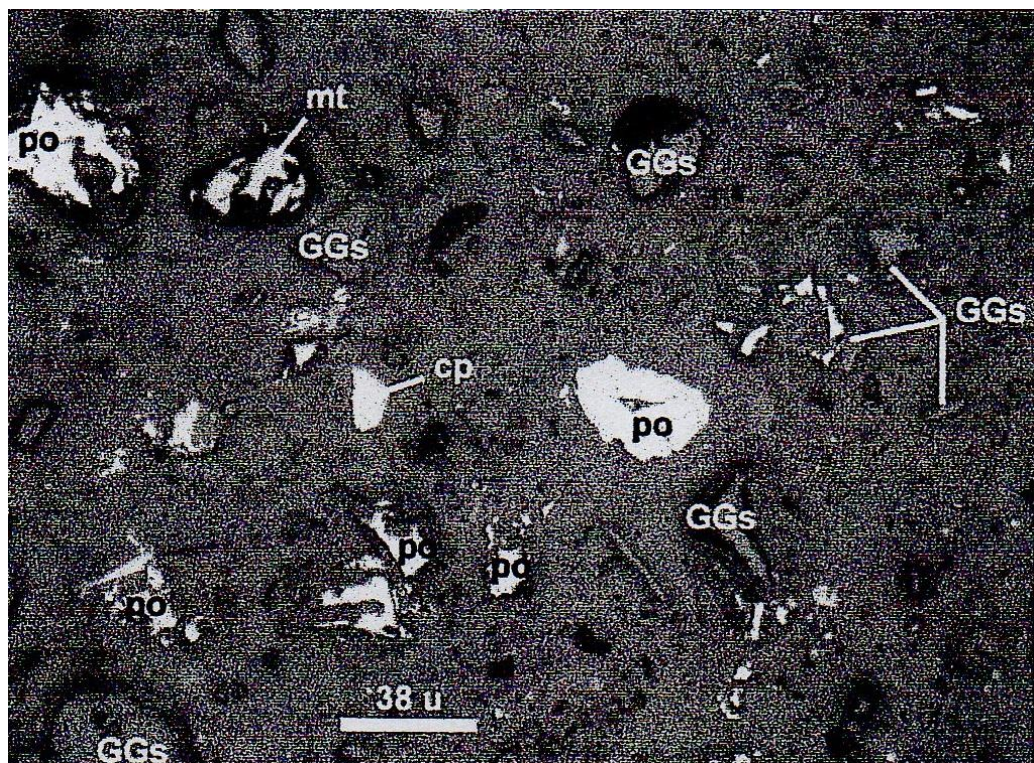


Figura N° 3.7.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po), magnetita (mt) y de gangas (GGs).200 X.

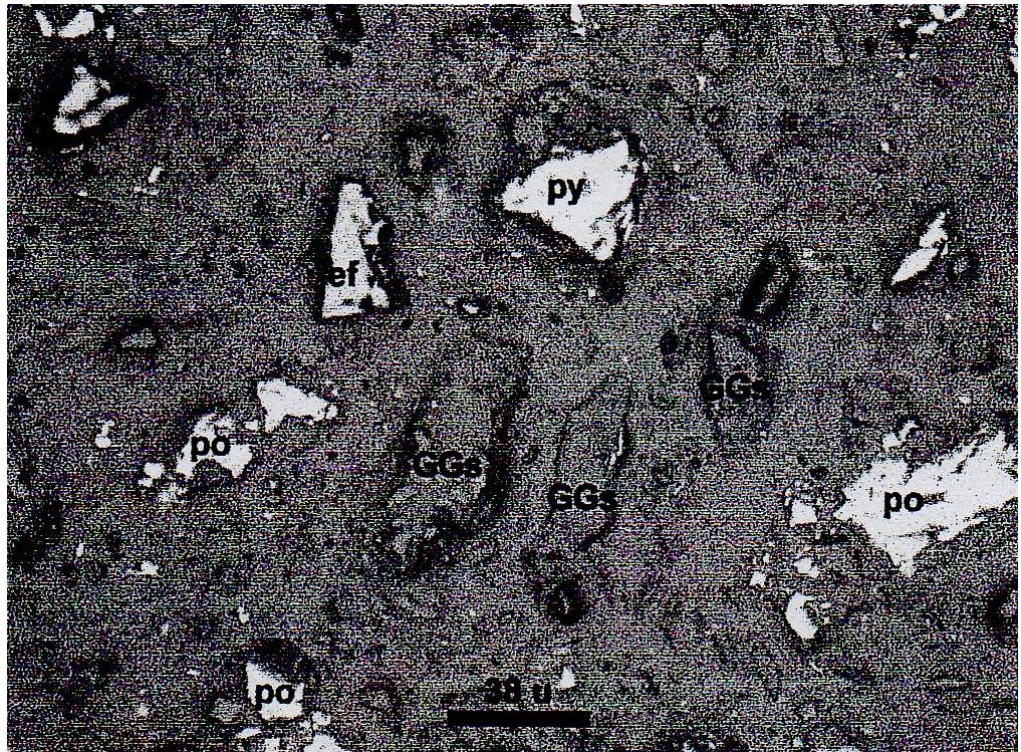


Figura N° 3.8.- Partículas libres de esfalerita (cp), de pirita (py), de pirrotita (po) y de gangas (GGs).200 X.

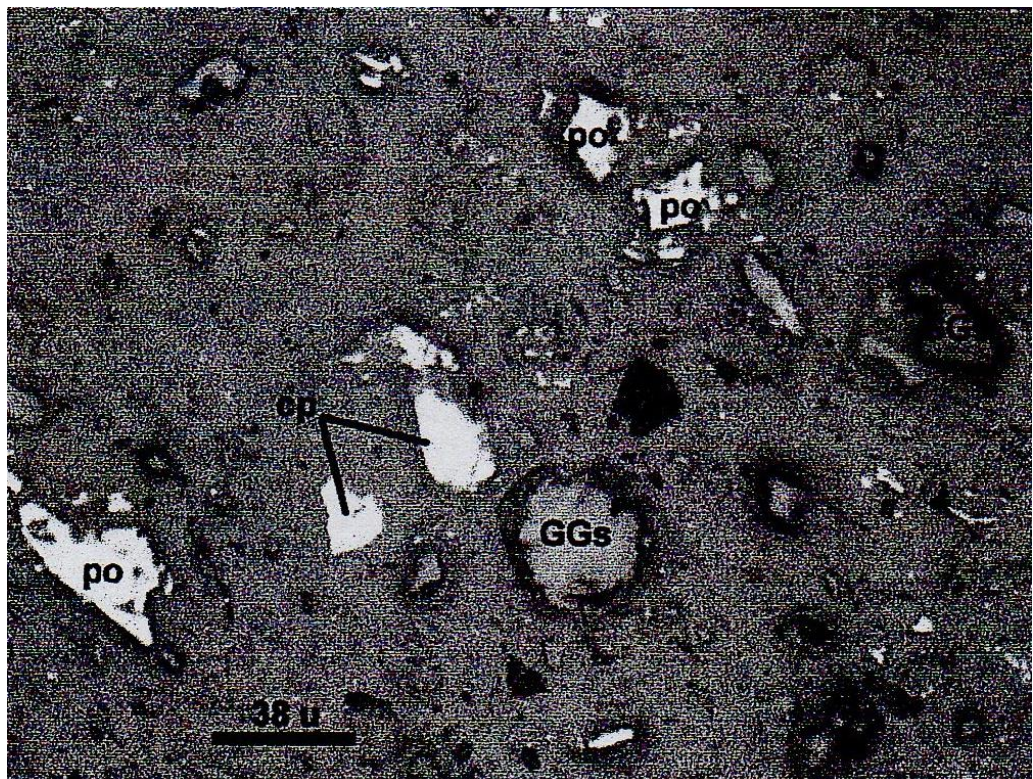


Figura N° 3.9.- Partículas libres de calcopirita (cp), de pirrotita (po) y de gangas (GGs).200 X.

3.1.2 Análisis Químico

En la Tabla N° 3.1, se detallan los análisis químicos de las muestra de cabeza de mineral de pirrotita, empleado en la pruebas metalúrgicas.

TABLA N° 3.1.- Análisis químico mineral de Cabeza

	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Fe (%)
Cabeza	11.62	0.8	0.157	18.5

3.1.3 Gravedad Específica

Para determinar la gravedad específica del relave se empleo el método del Picnómetro.

Gravedad específica = 2.63 g/cc

3.2 Análisis Granulométricos

A continuación la **Tabla N° 3.2** y **Figura N° 3.1** nos presenta el análisis granulométrico del mineral preparado para las pruebas metalúrgicas.

**Tabla N° 3.2
Análisis Granulométrico**

MALLAS	TAMAÑO DE PARTICULA (micrones)	% PESO	% ACUM. (+)	% ACUM. (-)
+ 14 M	843	0.18	0.18	99.82
+ 20 M	596	0.64	0.82	99.18
+ 30 M	421	0.58	1.40	98.61
+ 40 M	423	0.87	2.27	97.74
+ 50 M	300	0.92	3.19	96.82
+ 70 M	212	2.25	5.43	94.57
+ 100 M	150	2.27	7.70	92.30
+ 150 M	105	11.01	18.71	81.30
+ 200 M	75	9.83	28.54	71.47
- 200 M		71.47	100.00	0.00
TOTAL		100.00		

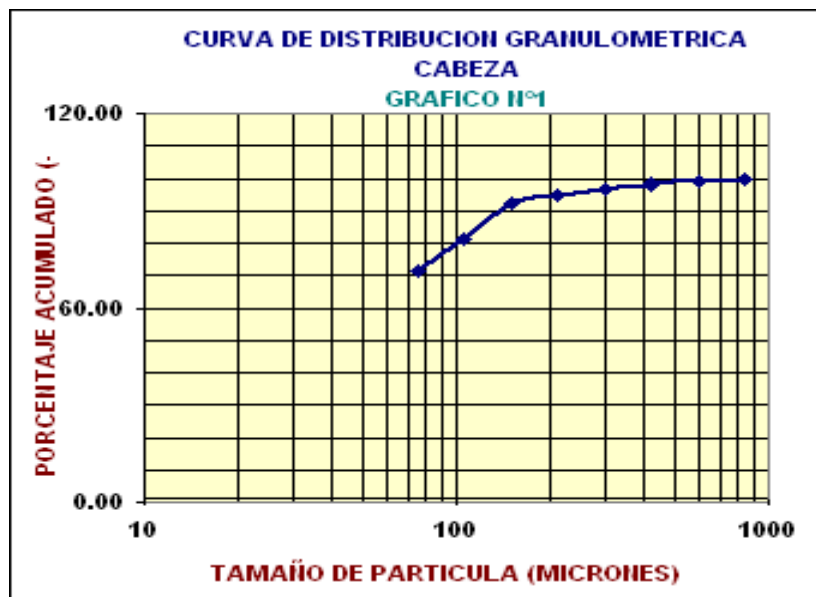


Figura N° 3.10 Análisis Granulométrico

3.3 PRUEBAS METALURGICAS

3.3.1 Moliendabilidad

Se realizaron pruebas de molienda para determinar la curva de Moliendabilidad. En la **Tabla N° 3.3** y **Figura N° 3.11**, nos muestran los resultados obtenidos.

Tabla N° 3.3
Pruebas de Moliendabilidad

TIEMPO (minutos)	% - 200 mallas
0	13.00
10	35.42
20	58.11
30	77.63
80% - 200 mallas = 31´17"	
90% - 200 mallas = 36´54"	

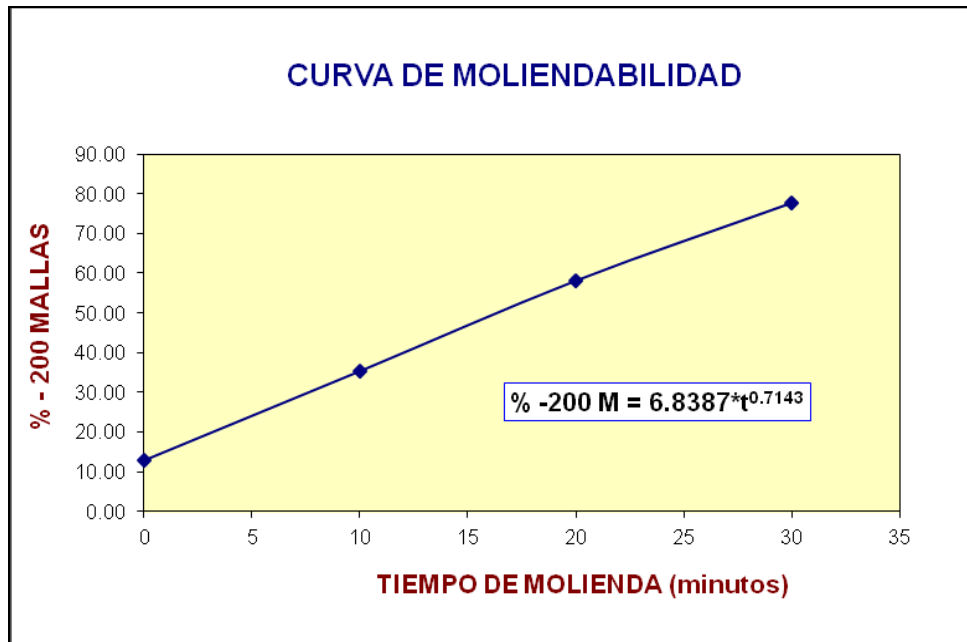


Figura Nº 3.11 Curva de Moliendabilidad

3.4 PRUEBAS METALURGICAS DE CIANURACION

3.4.1 PRIMERA ETAPA

En esta primera etapa de prueba de cianuración se realizaron a altas concentraciones de cianuro y luego empleando etapas previas de aireación y lavado.

3.4.1.1 Prueba de Cianuración Nº 1

Esta prueba se realizo con una fuerza de cianuro de 3.5 g/L.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral : 1000 g

Granulometría : 80% -200 m

L/S : 1/2

Tiempo : 31'17"

Cianuración

L/S : 3.0/1

pH : 11

Cal : 5.0 kg/TM

Fuerza de NaCN : 3.5 g/L (3500 ppm)

Tiempos : 4, 8, 24, 48, 72, 96 horas

NaCN : 21.48 kg/TM

Tiempo : 96 horas

La **Tabla 3.4**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 1 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.12 y N° 3.13**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.4.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 1.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	3.00	1.834	45.75	5.70
8.00	3.00	2.434	61.48	8.19
24.00	3.00	2.831	72.39	10.98
48.00	3.00	3.133	81.10	14.01
72.00	3.00	3.191	83.85	17.52
96.00	3.00	3.138	83.85	21.48
RELAVE (kg)	1.000	1.942	16.15	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.027	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

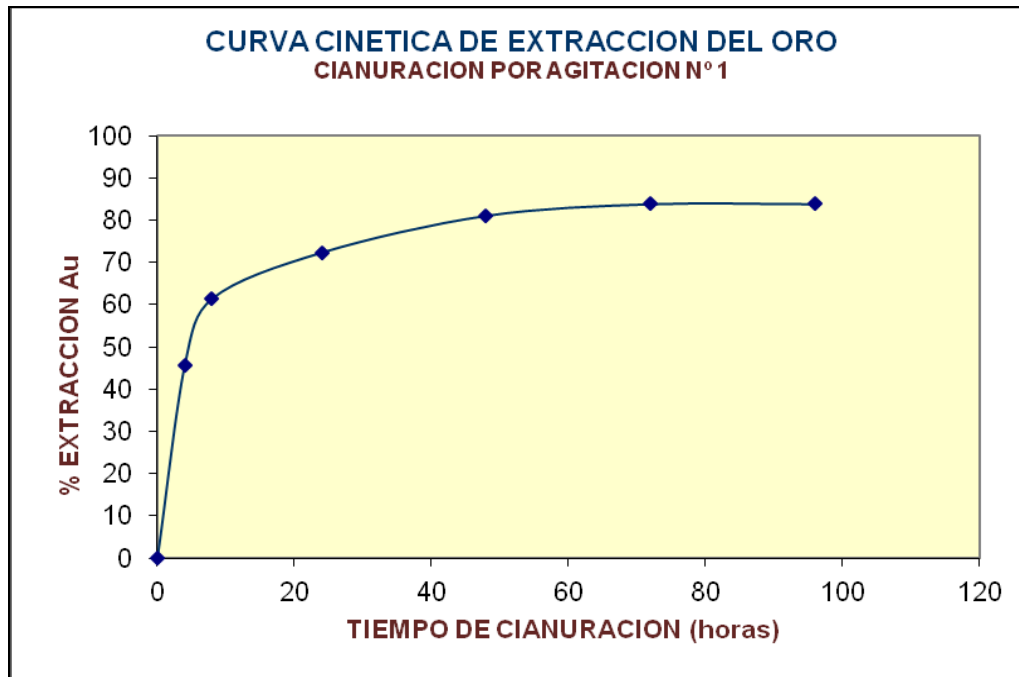


Figura N° 3.12 Curva Cinética de Cianuración prueba N°1

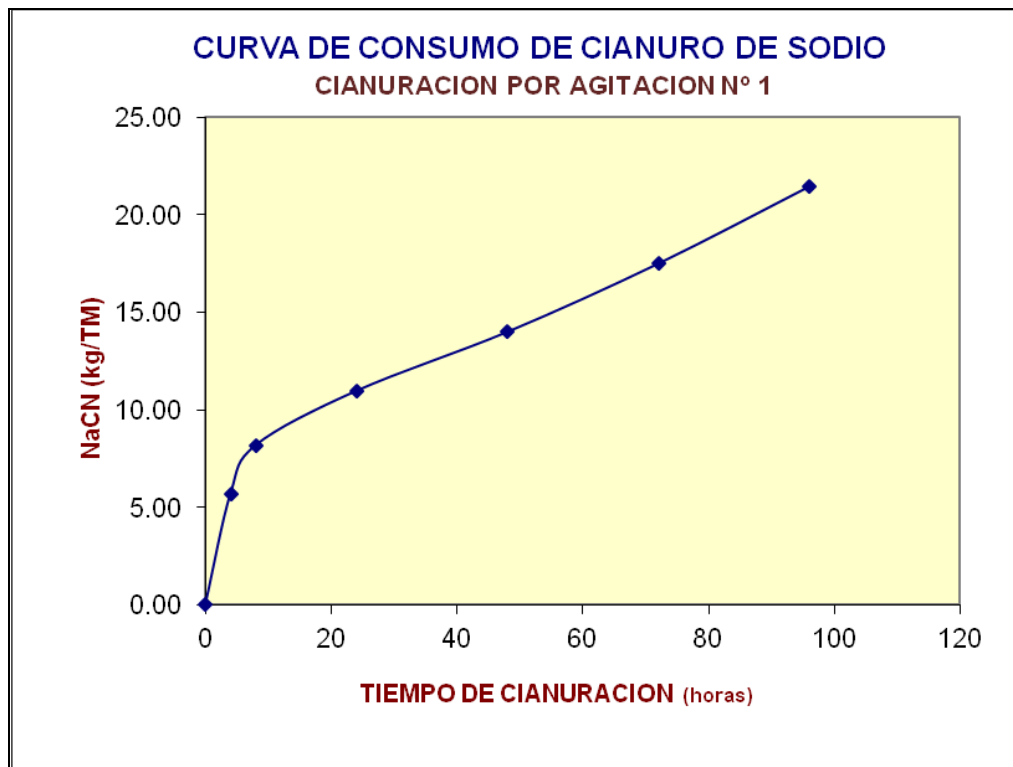


Figura N° 3.13 Curva de consumo de NaCN prueba N° 1

3.4.1.2 Prueba de Cianuración N° 2

Esta prueba se realizo con la misma fuerza de NaCN que la prueba 1, pero con etapas de aireación y lavado y empleo del oxidante peróxido de hidrógeno.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	4 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Oxidación

Tiempo	:	1.0 horas
H ₂ O ₂	:	100 L/TM

Cianuración

L/S	:	3.0/1
Fuerza de NaCN	:	3.5 g/L(3500 ppm)
Tiempos	:	4, 8, 24, 48, 72,96 horas
NaCN	:	15.09 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.5**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 2 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.14 y N° 3.15**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.5.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 2.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	3.00	2.186	59.47	4.92
8.00	3.00	2.422	66.89	7.17
24.00	3.00	2.650	74.19	9.48
48.00	3.00	2.806	79.63	11.34
72.00	3.00	2.906	83.63	13.14
96.00	3.00	2.954	86.25	15.09
RELAVE (kg)	1.000	1.516	13.75	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	11.027	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

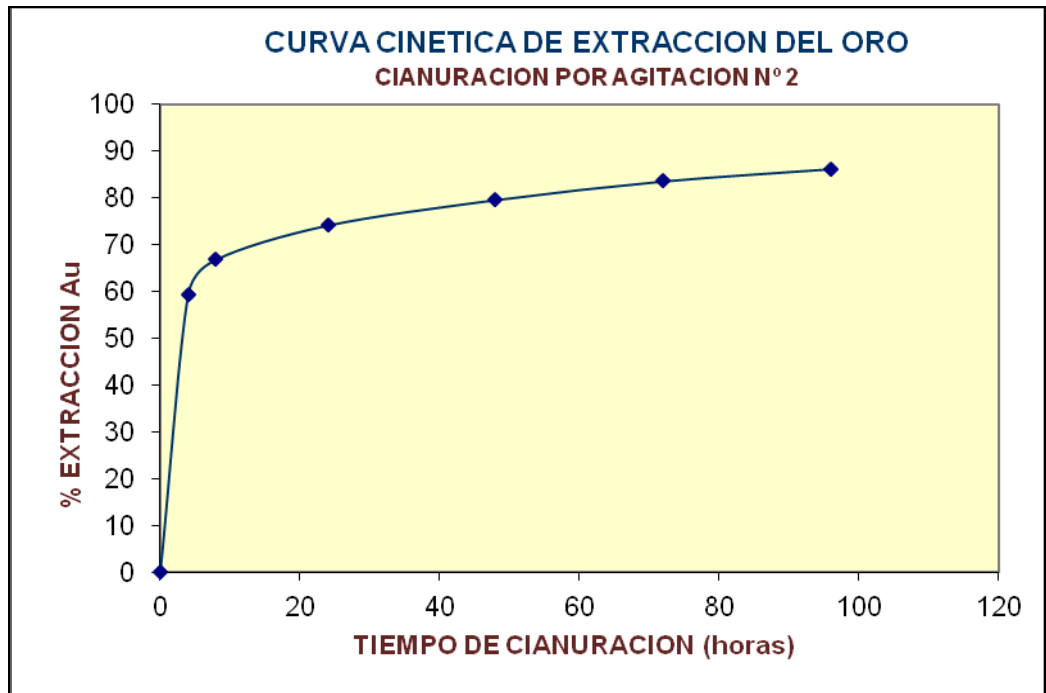


Figura N° 3.14 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 2

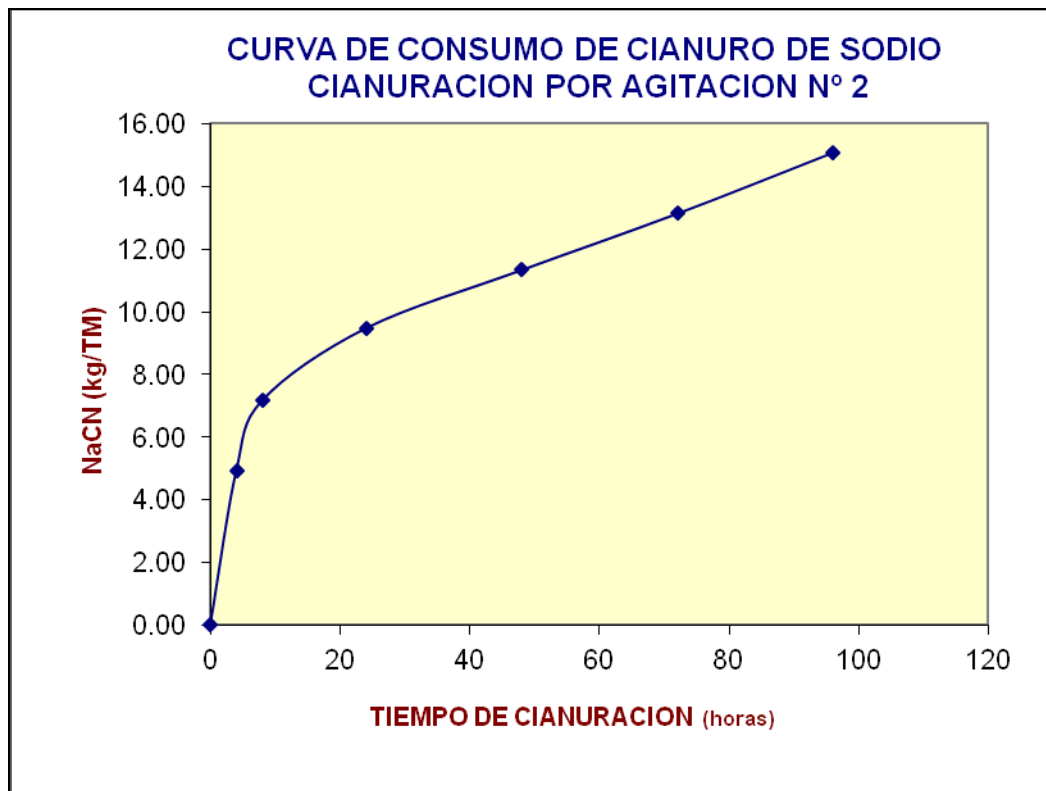


Figura N° 3.15 Curva de consumo de NaCN prueba N° 2

De los resultados de esta primera etapa, se resume:

Prueba	Recuperación Au (%)	Consumo NaCN	CONDICIONES
P-1	83.85	21.48	Uso de una fuerza de 3.5 g/L NaCN.
P-2	86.25	15.09	Uso de una etapa previa de aeración alcalina, lavado y adición de peróxido de hidrógeno con una fuerza de 3.5 g/L NaCN.

- Las prueba P-1 y P-2, realizado empleando la fuerza de NaCN de 3.5 kg/TM, nos dio altos consumos de NaCN (15-21 kg/TM). Valores que hacen que el proceso sea antieconómico.

3.4.2 SEGUNDA ETAPA

En esta segunda etapa de pruebas de cianuración se realizaron 6 pruebas de cianuración reduciendo la fuerza de cianuro a 1 g/L, variando la granulometría a 80 y 90% -200 mallas, con etapas de aireación, lavado y empleo de oxidante.

3.4.2.1 Prueba de Cianuración N° 3

Esta prueba se realizó a una granulometría de 80%-200m, con una aireación previa de la pulpa.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral : 1000 g

Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	2.5 horas
pH	:	11
Cal	:	8 kg/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	1 g/L (0.1%)
NaCN	:	8.48 kg/TM

La **Tabla 3.6**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 3 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.16 y N° 3.17**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.6.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 3.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	0.649	13.99	1.72
8.00	2.50	1.094	23.87	2.65
24.00	2.50	1.910	41.93	4.55
48.00	2.50	2.581	57.22	6.25
72.00	2.50	3.037	68.16	7.50
96.00	2.50	3.133	71.54	8.48
RELAVE (kg)	1.000	3.300	28.46	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	11.596	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

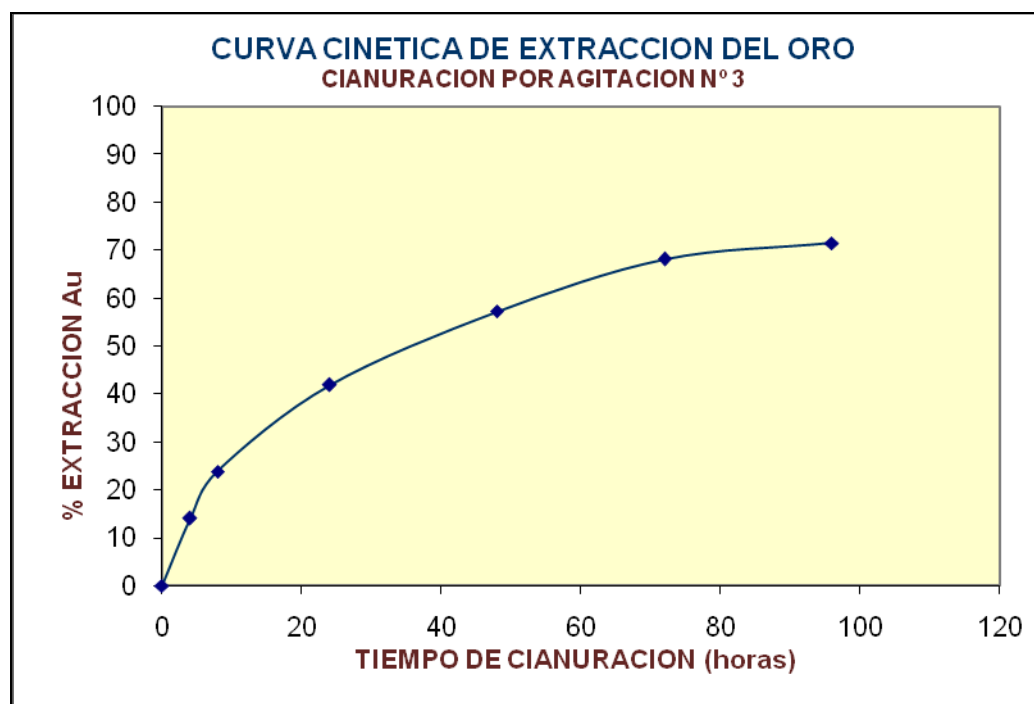


Figura N° 3.16 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 3

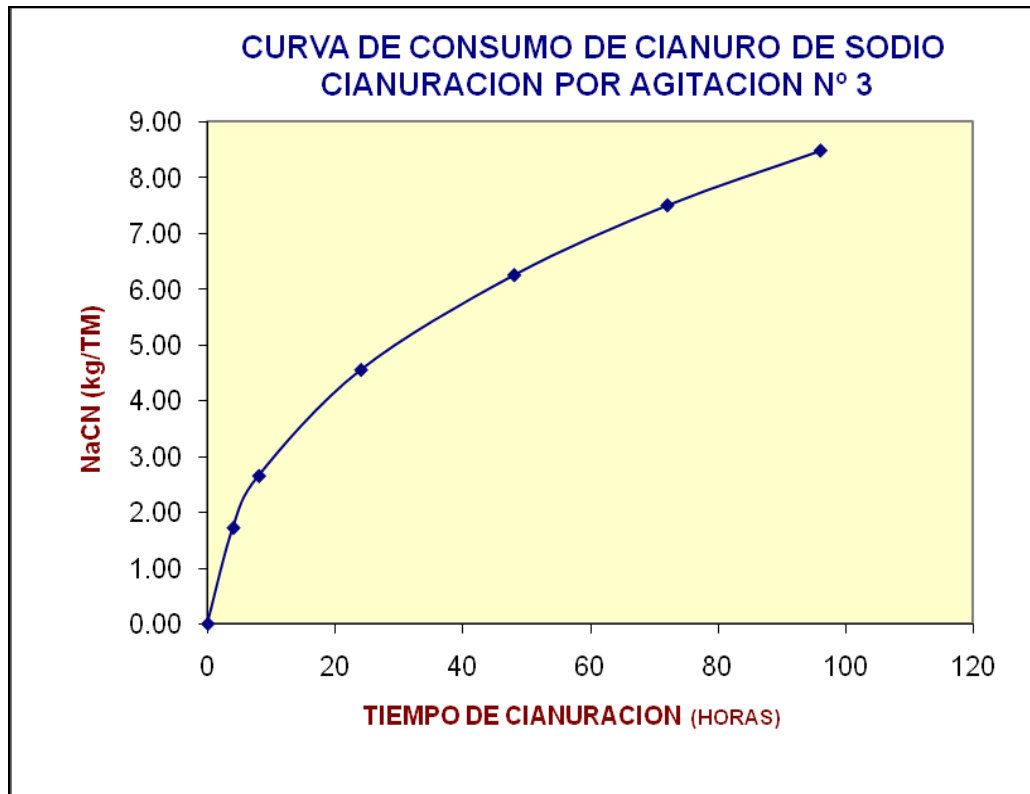


Figura N° 3.17 Curva de consumo de NaCN prueba N° 3

3.4.2.2 Prueba de Cianuración N° 4

Esta prueba se realizó a una granulometría de 80%-200m, lavado de la pulpa, luego con una aireación de la pulpa.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Lavado

Etapas de lavado : 3 veces

Aereación Alcalina

Tiempo de aereación: 2.5 horas

pH : 11

Cal : 8.2 kg/TM

Cianuración

L/S : 2.5/1

Fuerza NaCN : 1 g/L (0.1%)

NaCN : 7.23 kg/TM

La **Tabla 3.7**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 4 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.18 y N° 3.19**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.7.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 4.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.676	34.27	1.72
8.00	2.50	2.145	44.55	2.59
24.00	2.50	2.921	61.29	3.96
48.00	2.50	3.231	68.83	5.18
72.00	2.50	3.595	77.59	6.33
96.00	2.50	3.739	82.01	7.23
RELAVE (kg)	1.000	2.200	17.99	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.226	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

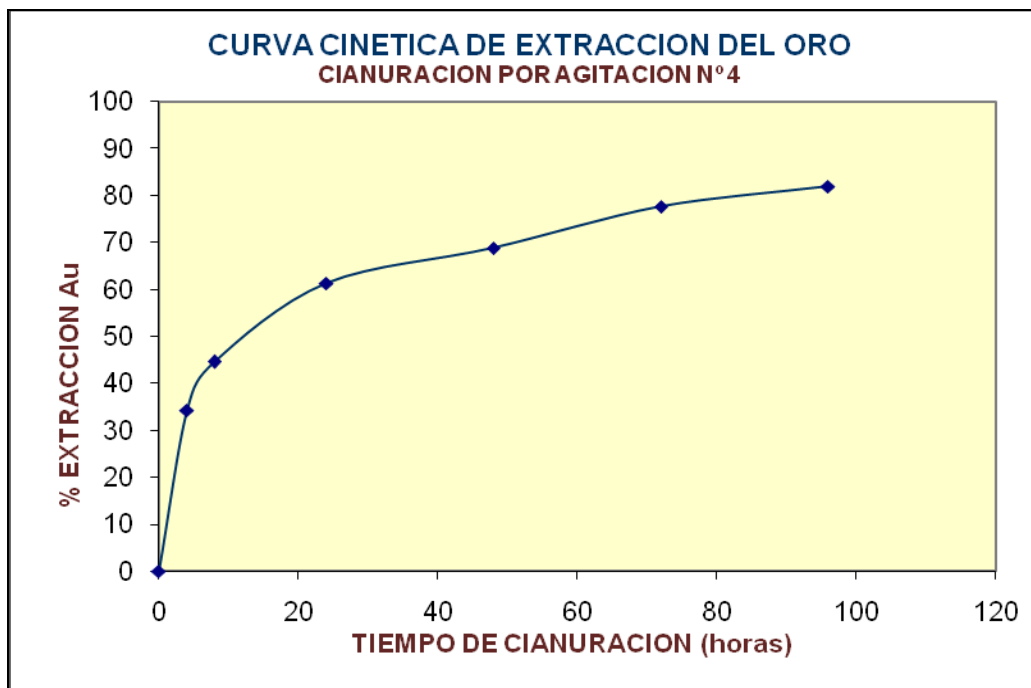


Figura N° 3.18 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 4

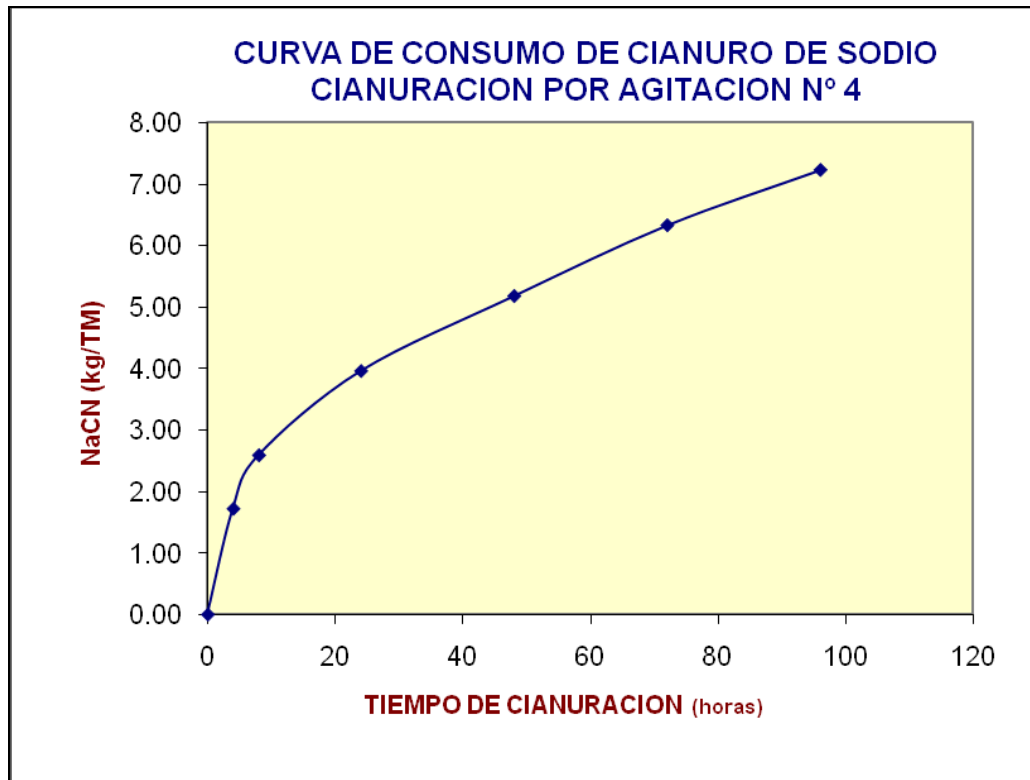


Figura N° 3.19 Curva de consumo de NaCN prueba N° 4

3.4.2.3 Prueba de Cianuración N° 5

Esta prueba se realizó a una granulometría de 80%-200m, lavado de la pulpa, luego con una aireación de la pulpa, adición de peróxido de hidrógeno (H_2O_2).

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Lavado

Etapas de lavado : 3 veces

Aereación alcalina

Tiempo de aireación : 2.5 horas

pH : 11

Cal : 8.2 kg/TM

Oxidación

Tiempo : 0.5 horas

H₂O₂ : 70 L/TM

Cianuración

L/S : 2.5/1

Fuerza NaCN : 1 g/L (0.1%)

NaCN : 7.56 kg/TM

La **Tabla 3.8**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 5 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.20 y N° 3.21**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.8.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 5.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.618	33.64	1.77
8.00	2.50	2.175	45.90	2.72
24.00	2.50	3.026	64.50	4.22
48.00	2.50	3.352	72.53	5.49
72.00	2.50	3.671	80.56	6.61
96.00	2.50	3.786	84.48	7.56
RELAVE (kg)	1.000	1.866	15.52	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.023	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

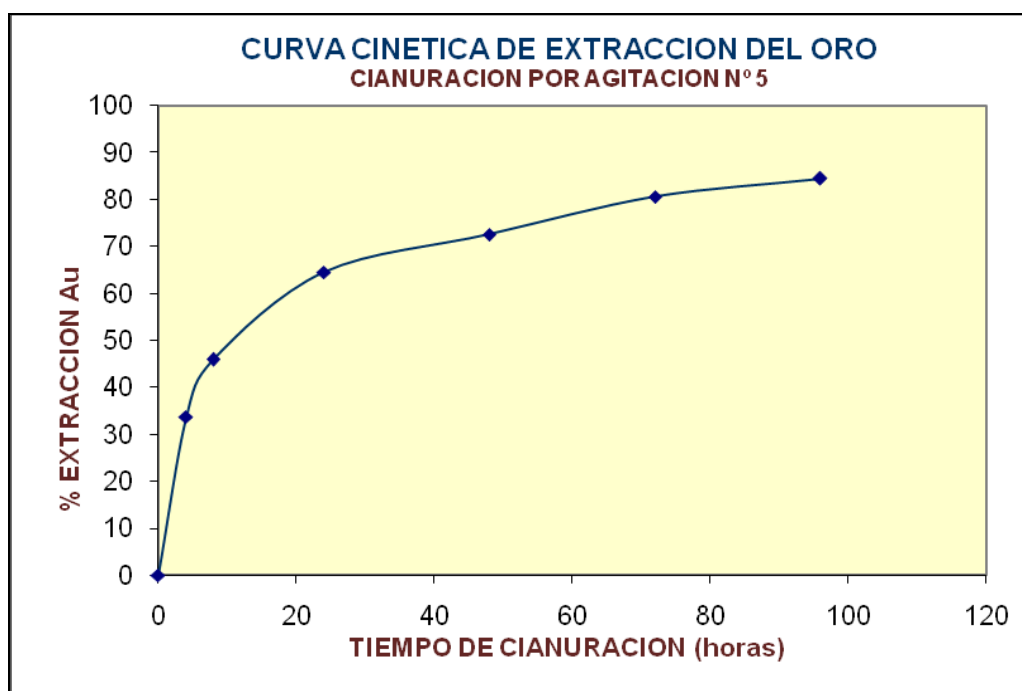


Figura N° 3.20 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 5

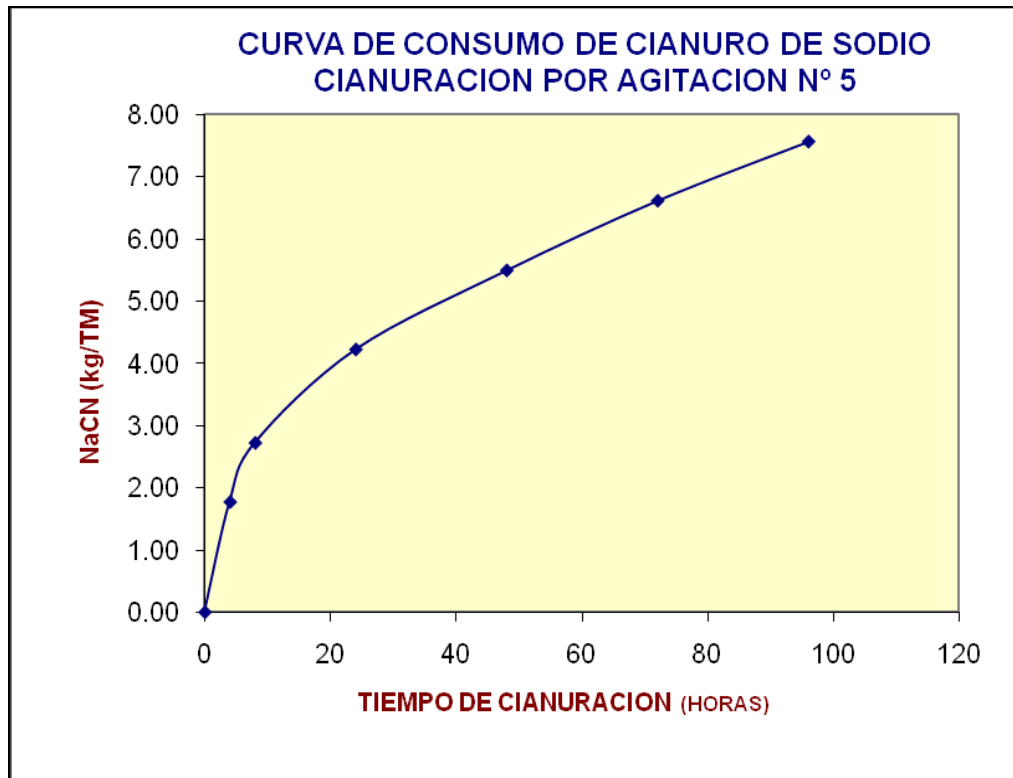


Figura N° 3.21 Curva de consumo de NaCN prueba N° 5

3.4.2.4 Prueba de Cianuración N° 6

Esta prueba se realizo a una granulometría de 90%-200m, con una aireación previa de la pulpa.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	90% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	36'54"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	2.5 horas
pH	:	11
Cal	:	8.2 kg/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	1 g/L (0.1%)
NaCN	:	9.62 kg/TM

La **Tabla 3.9**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 6 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.22 y N° 3.23**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.9.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 6.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.413	30.81	1.75
8.00	2.50	2.126	46.97	2.90
24.00	2.50	2.809	62.80	4.52
48.00	2.50	3.060	69.49	6.37
72.00	2.50	3.391	78.05	8.19
96.00	2.50	3.382	79.33	9.62
RELAVE (kg)	1.000	2.370	20.67	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	11.465	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

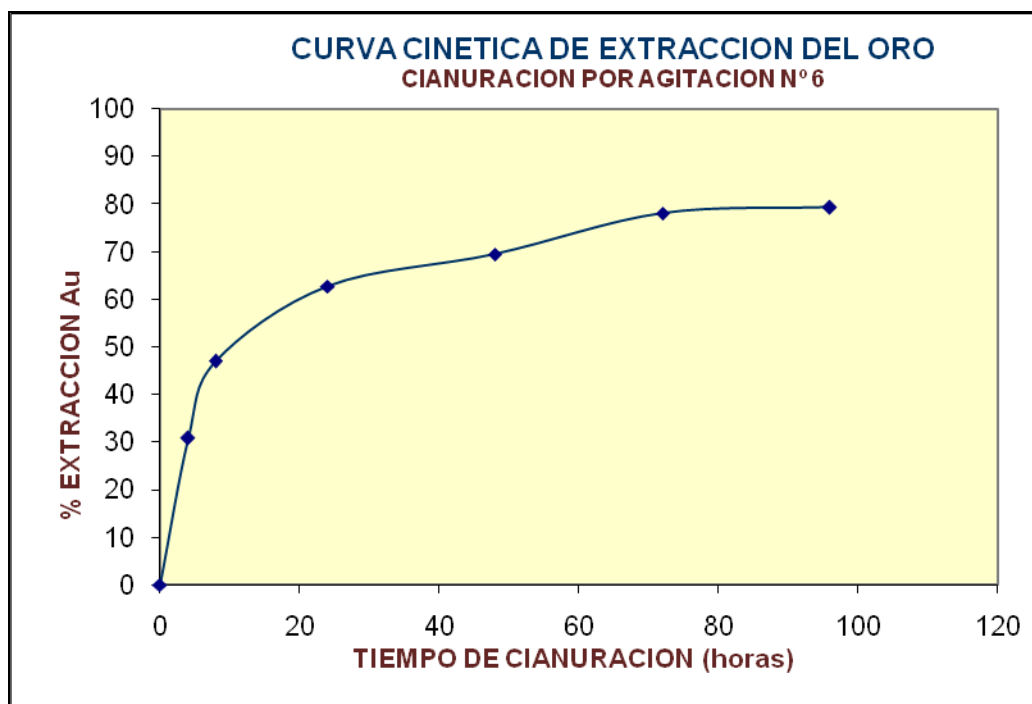


Figura N° 3.22 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 6

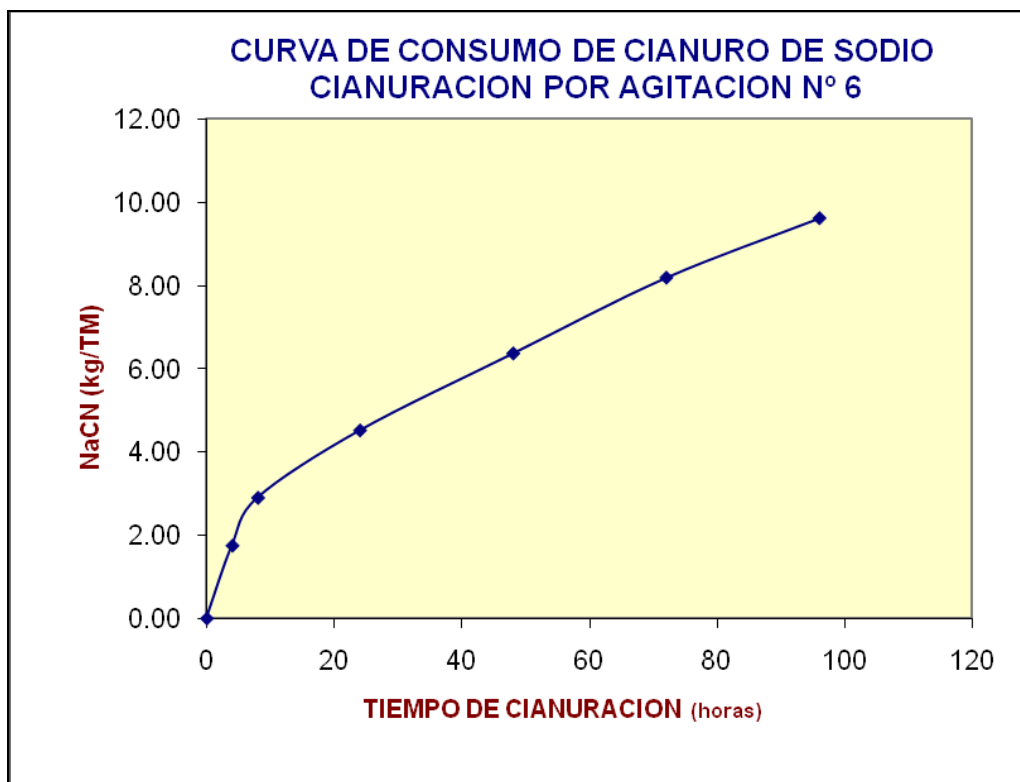


Figura N° 3.23 Curva de consumo de NaCN prueba N° 6

3.4.2.5 Prueba de Cianuración N° 7

Esta prueba se realizo a una granulometría de 90%-200m, lavado de la pulpa, luego con una aireación de la pulpa.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	90% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	36'54"

Lavado

Etapas de lavado : 3 veces

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación : 2.5 horas

pH : 11

Cal : 8.3 kg/TM

Cianuración

L/S : 2.5/1

Fuerza NaCN : 1 g/L (0.1%)

NaCN : 7.19 kg/TM

La **Tabla 3.10**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 7 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.24 y N° 3.25**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla Nº 3.10.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación Nº 7.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.700	35.06	1.72
8.00	2.50	2.249	47.09	2.84
24.00	2.50	2.836	60.12	4.54
48.00	2.50	3.333	71.54	5.74
72.00	2.50	3.551	77.41	6.64
96.00	2.50	3.639	80.69	7.19
RELAVE (kg)	1.000	2.340	19.31	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.121	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

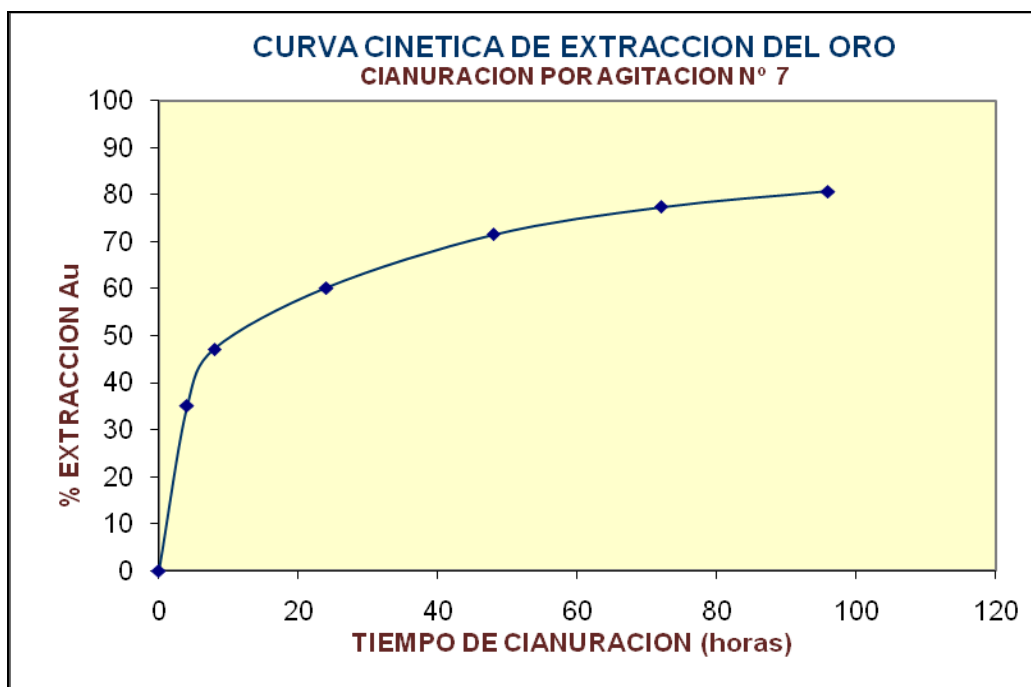


Figura Nº 3.24 Curva Cinética de Cianuración prueba Nº 7

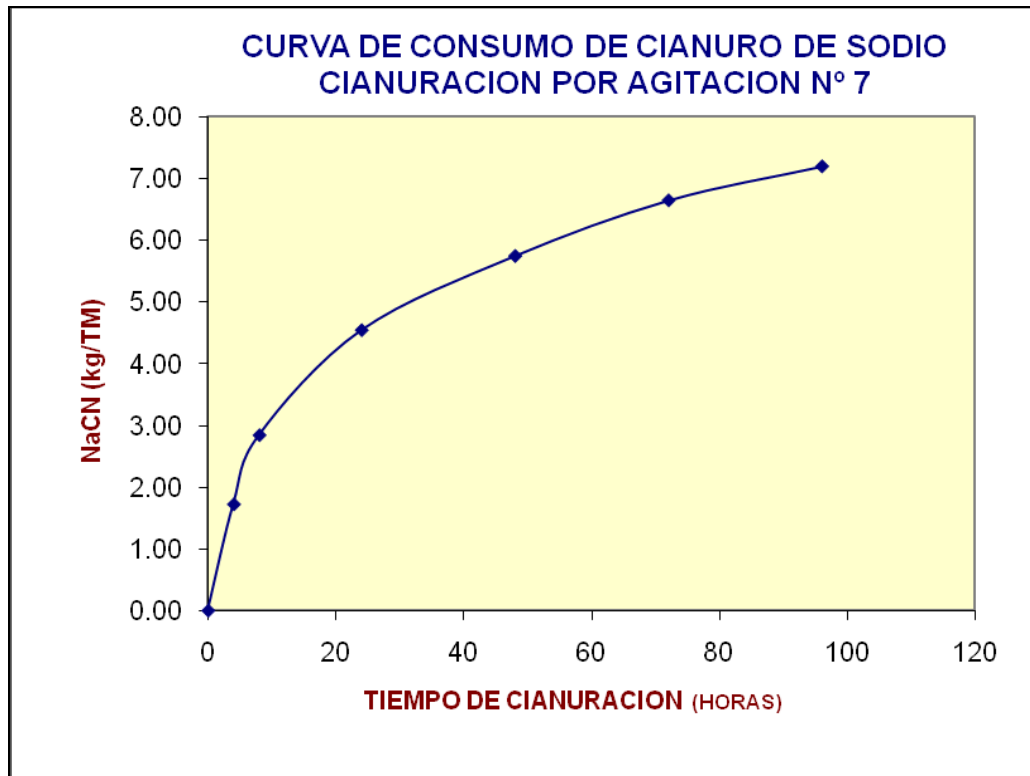


Figura N° 3.25 Curva de consumo de NaCN prueba N° 7

3.4.2.6 Prueba de Cianuración N° 8

Esta prueba se realizó a una granulometría de 90%-200m, lavado de la pulpa, luego con una aireación de la pulpa, adición de peróxido de hidrógeno (H_2O_2).

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	90% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	36'54"

Lavado

Etapas de lavado : 3 veces

Aireación alcalina

Tiempo de aireación : 2.5 horas

pH : 11

Cal : 8.2 kg/TM

Oxidación

Tiempo : 0.5 horas

H₂O₂ : 70 lt/TM

Cianuración

L/S : 2.5/1

Fuerza NaCN : 1 g/L (0.1%)

NaCN : 7.51 kg/TM

La **Tabla 3.11**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 8 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.26 y N° 3.27**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla Nº 3.11.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación Nº 8.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.616	32.96	1.70
8.00	2.50	2.148	44.46	2.77
24.00	2.50	2.868	60.02	4.49
48.00	2.50	3.392	71.88	5.86
72.00	2.50	3.708	79.71	6.81
96.00	2.50	3.809	83.28	7.51
RELAVE (kg)	1.000	2.050	16.72	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.259	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

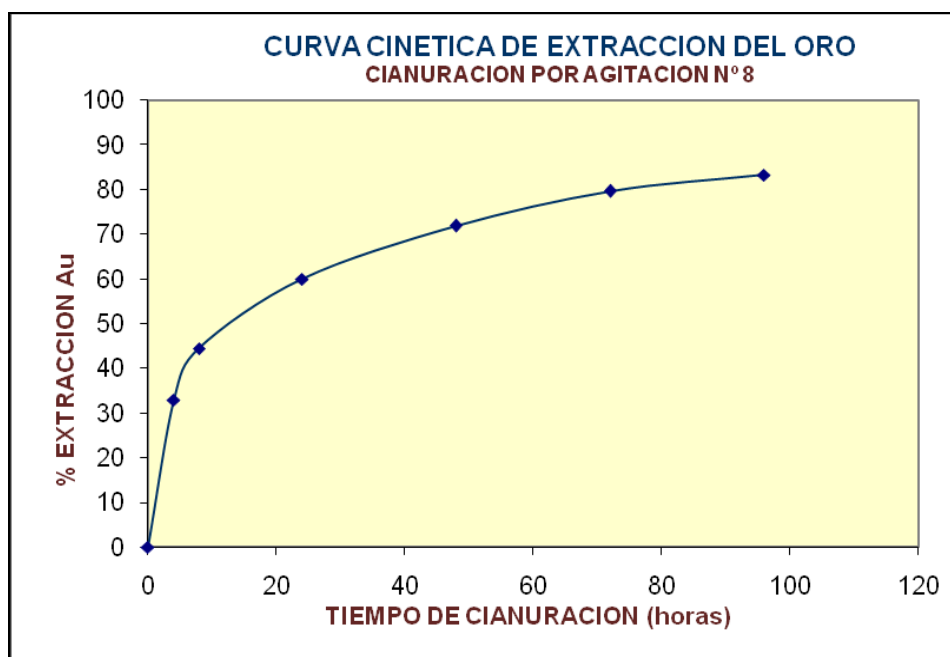


Figura Nº 3.26 Curva Cinética de Cianuración prueba Nº 8

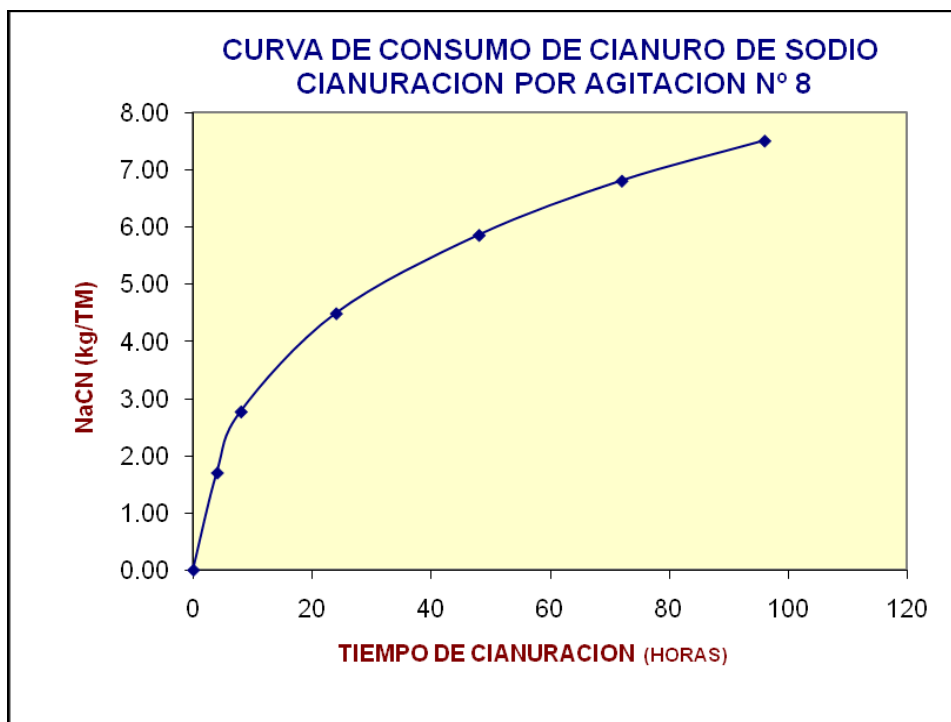


Figura N° 3.27 Curva de consumo de NaCN prueba N° 8

El siguiente cuadro nos muestra el Resumen de las pruebas de Cianuración por agitación de la segunda etapa. A un tiempo de 96 horas de agitación y una fuerza de NaCN de 1 g/L.

Prueba	Recuperación Au (%)	Consumo NaCN	%-200M	CONDICIONES
P-3	71.54	8.48	80.00	Con aireación alcalina
P-4	82.01	7.23	80.00	Con lavado y aireación alcalina
P-5	84.48	7.56	80.00	Con lavado, aireación alcalina y adición de peróxido de hidrógeno
P-6	79.33	9.62	90.00	Con aireación alcalina
P-7	80.69	7.19	90.00	Con lavado y aireación alcalina
P-8	83.28	7.51	90.00	Con lavado, aireación alcalina y adición de peróxido de hidrógeno

- De las pruebas de Cianuración con el mineral en estudio, se concluye que las pruebas realizadas con lavado, aireación alcalina y dosificación del oxidante peróxido de hidrógeno son los que nos dieron mejores resultados (83-84% recuperación). Aparentemente la molienda de 80% y 90% -200 mallas no tienen mucha incidencia en la recuperación del oro, pero se observa que si ayuda para la eliminación de sales, ya mejora la recuperación del oro de la prueba P-3 a la P-6.
- Los consumos de cianuro son todavía altos en las pruebas de Cianuración, aunque menores que los consumos de cianuro en la primera etapa, esto se debe a que se está usando una fuerza de NaCN de 1 g/L. La pirrotita está consumiendo cianuro.

3.4.3 TERCERA ETAPA

Se plantearon realizar 05 pruebas de Cianuración por Agitación del mineral, con una granulometría de 80% -200 mallas, etapas de lavado, aireación, uso de oxidantes: peróxido de hidrógeno, oxígeno y nitrato de plomo.

3.4.3.1 Prueba de Cianuración N° 9

Esta prueba se comenzó con una fuerza de cianuro de 1 g/L hasta las 24 horas, luego se redujo la fuerza de cianuro a 0.5 g/L con la finalidad de reducir el consumo de cianuro.

Condiciones**Molienda**

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	4 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Oxidación

Tiempo	:	1.0 horas
H ₂ O ₂	:	100 L/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	1 g/L (0.1%)
NaCN	:	6.22 kg/TM

Tiempo : 96 horas

La **Tabla 3.12**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 9 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.28 y N° 3.29**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.12.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 9.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	2.138	51.30	1.62
8.00	2.50	2.447	59.74	2.67
24.00	2.50	2.883	71.38	4.24
48.00	2.50	2.978	75.04	4.82
72.00	2.50	3.021	77.51	5.59
96.00	2.50	3.018	78.88	6.22
RELAVE (kg)	1.000	2.200	21.12	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	10.418	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

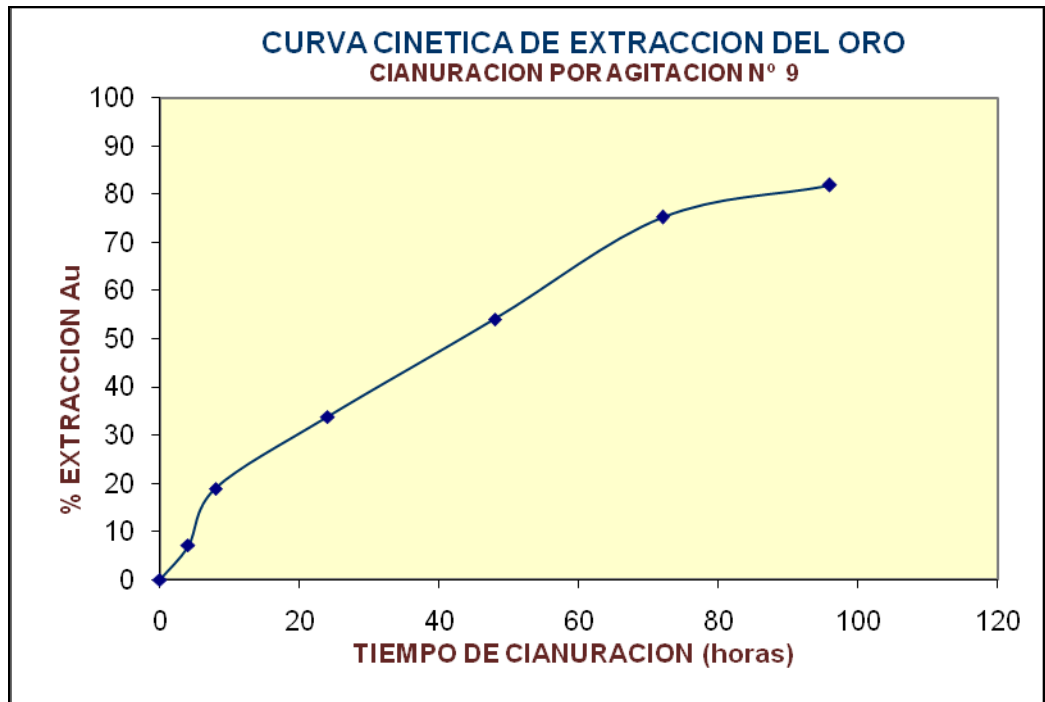


Figura N° 3.28 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 9

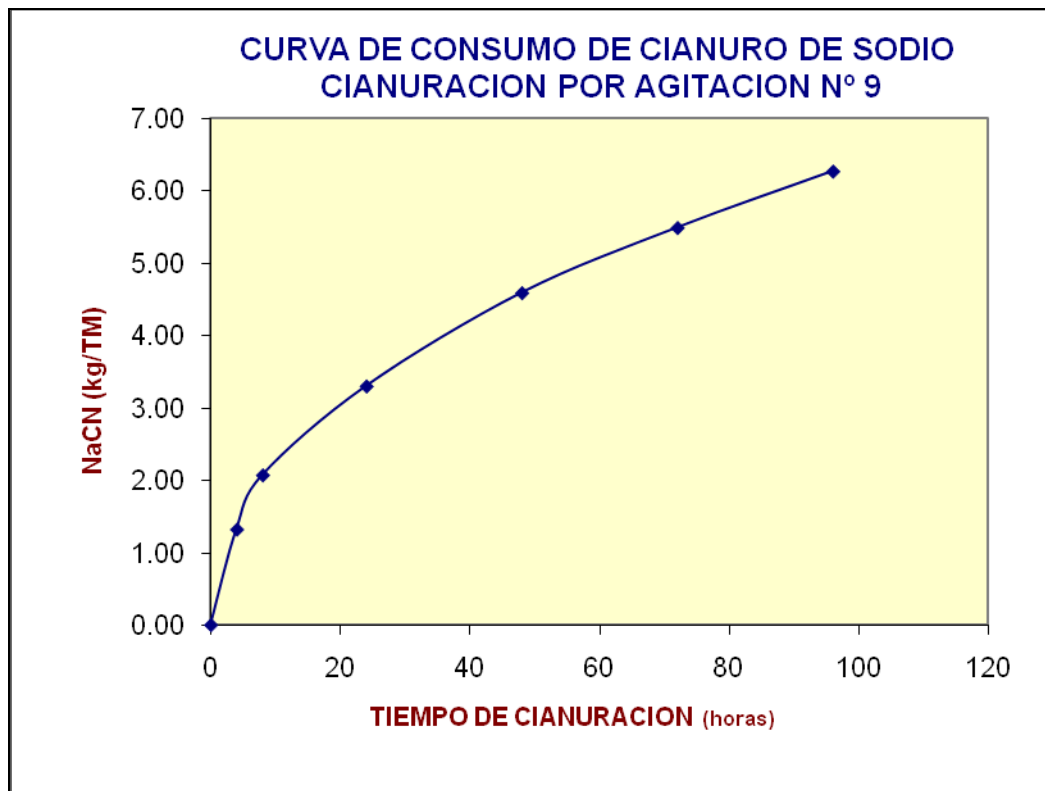


Figura N° 3.29 Curva de consumo de NaCN prueba N° 9

3.4.3.2 Prueba de Cianuración N° 10

Esta prueba se realizara con una fuerza de cianuro de 0.5 gr/lit con la finalidad de reducir el consumo de cianuro.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	4 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Oxidación

Tiempo	:	1.0 horas
H ₂ O ₂	:	100 L/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
NaCN	:	5.48 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.13**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 10 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.30 y N° 3.31**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.13.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 10.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.345	29.67	0.92
8.00	2.50	2.094	46.79	1.59
24.00	2.50	2.610	59.09	2.66
48.00	2.50	3.226	73.83	3.73
72.00	2.50	3.649	84.59	4.65
96.00	2.50	3.648	86.17	5.48
RELAVE (kg)	1.000	1.567	13.83	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	11.333	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

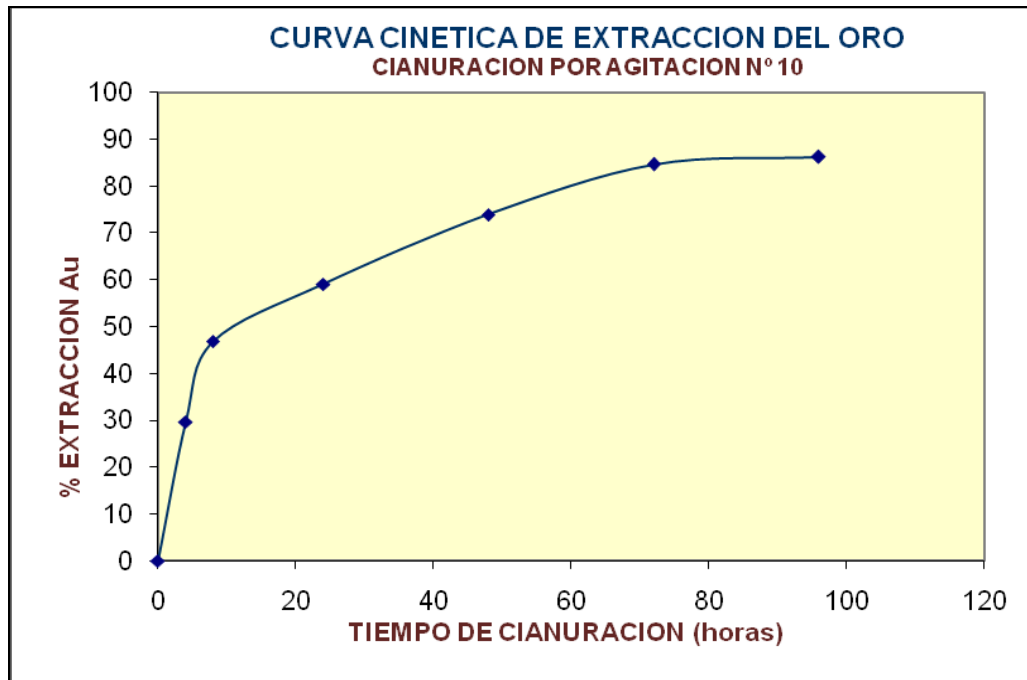


Figura N° 3.30 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 10

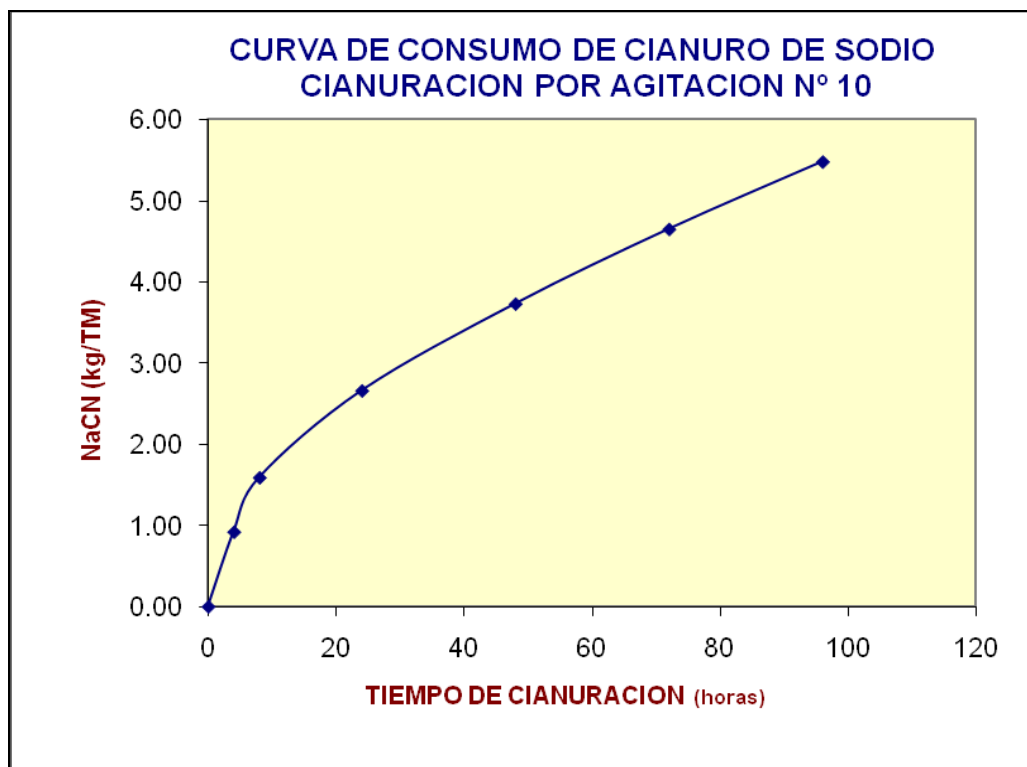


Figura N° 3.31 Curva de consumo de NaCN prueba N° 10

3.4.3.3 Prueba de Cianuración N° 11

Esta prueba se realizara con una reducción del peróxido de hidrógeno de 100 L/TM a 10 L/TM con la finalidad de reducir el consumo de este reactivo.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	4 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Oxidación

Tiempo	:	1.0 horas
H ₂ O ₂	:	10 L/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
NaCN	:	4.32 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.14**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 11 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.32 y N° 3.33**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.14.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 11.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.305	27.07	0.80
8.00	2.50	1.866	39.25	1.40
24.00	2.50	2.474	52.63	2.30
48.00	2.50	2.935	63.22	3.20
72.00	2.50	2.977	65.31	3.82
96.00	2.50	3.174	70.63	4.32
RELAVE (kg)	1.000	3.540	29.37	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.053	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

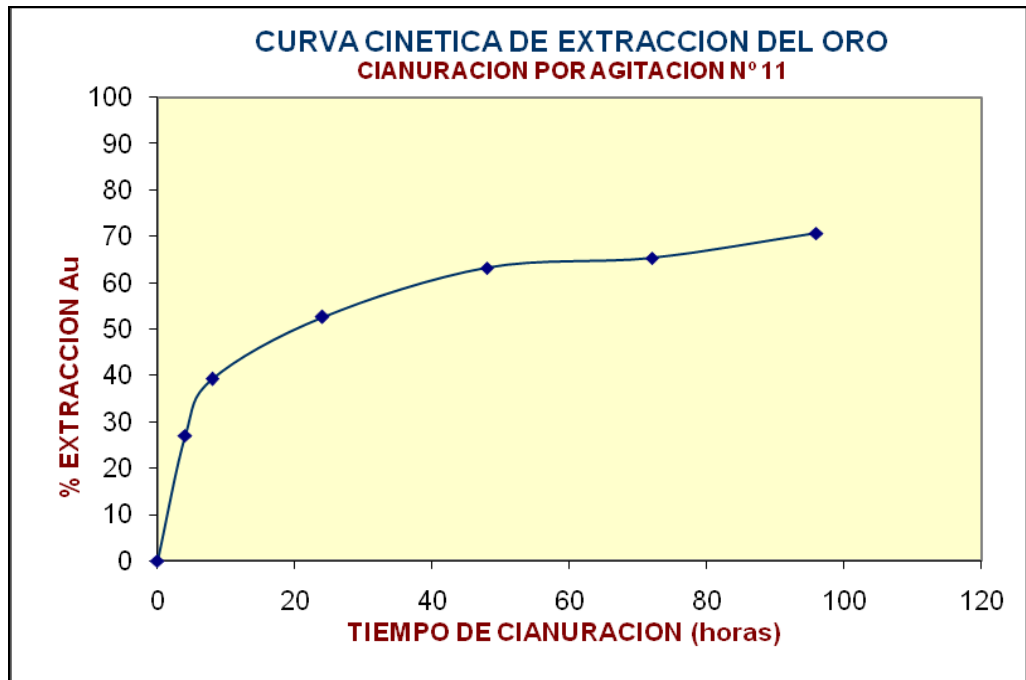


Figura N° 3.32 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 11

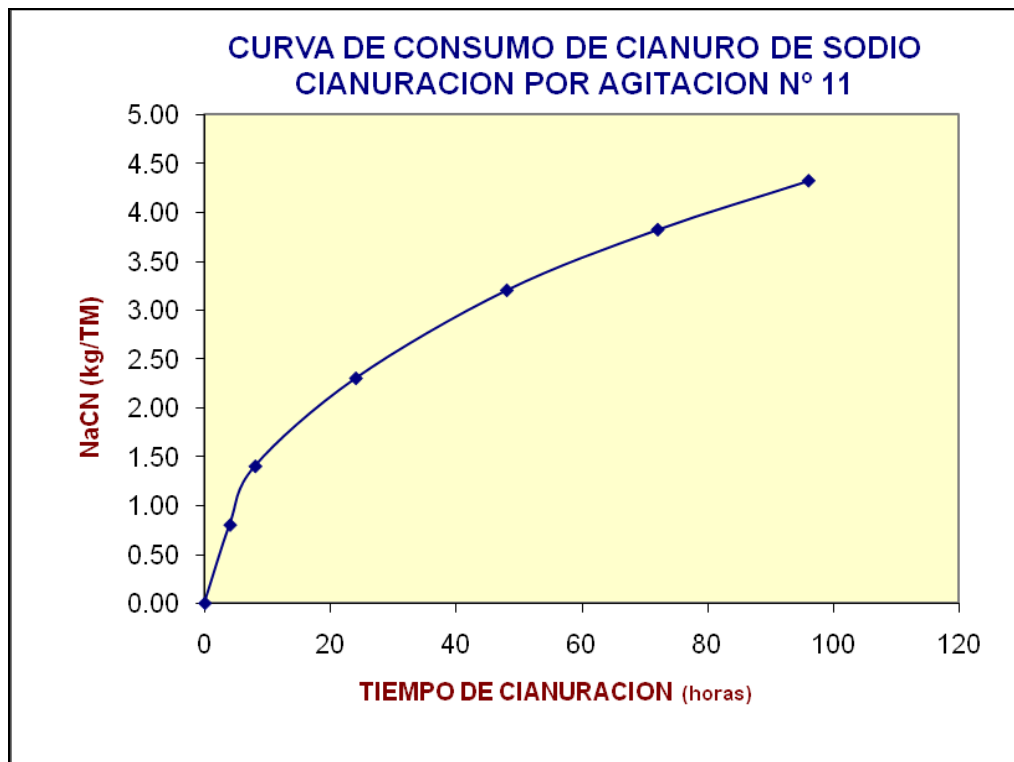


Figura N° 3.33 Curva de consumo de NaCN prueba N° 11

3.4.3.4 Prueba de Cianuración N° 12

Esta prueba se realizó con el empleo de gas de oxígeno en lugar de aire, no se usara peróxido de hidrogeno.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Oxigenación Alcalina

Tiempo de oxigenación	:	4 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
NaCN	:	5.37 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.15**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 12 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.34 y N° 3.35**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.15.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 12.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	0.958	19.24	0.85
8.00	2.50	1.445	29.40	1.50
24.00	2.50	2.050	42.13	2.52
48.00	2.50	2.659	55.18	3.69
72.00	2.50	3.579	74.73	4.59
96.00	2.50	3.972	84.06	5.37
RELAVE (kg)	1.000	1.985	15.94	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.450	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

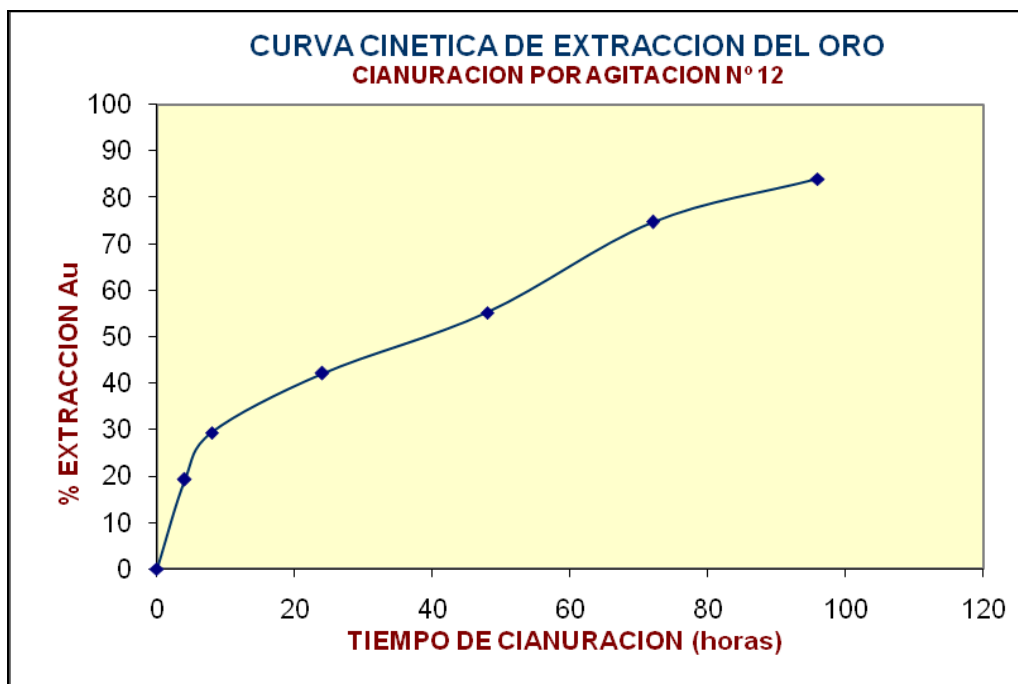


Figura N° 3.34 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 12

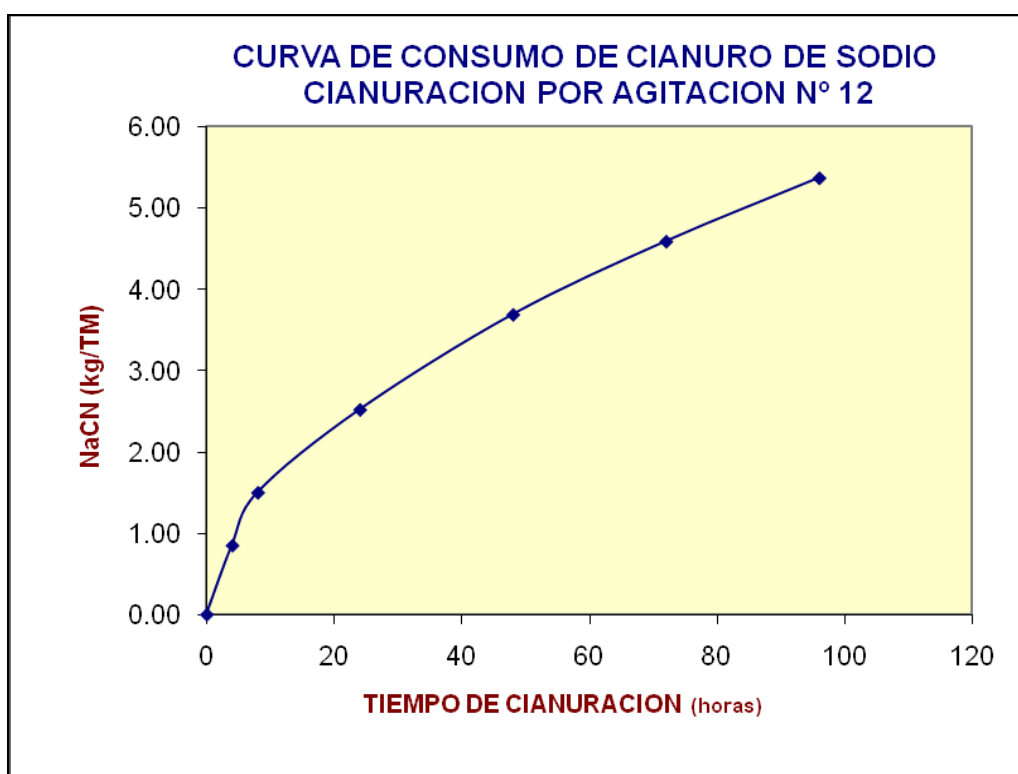


Figura N° 3.35 Curva de consumo de NaCN prueba N° 12

3.4.3.5 Prueba de Cianuración N° 13

Esta prueba se realizó con el empleo de nitrato de plomo en la aereación.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aeración Alcalina

Tiempo de aereación:	4 horas	
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM
Nitrato de plomo	:	2.5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	4 veces
------------------	---	---------

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)

NaCN : 4.46 kg/TM
 Tiempo : 96 horas

La **Tabla 3.16**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 13 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.36 y N° 3.37**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.16.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 13.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.168	27.76	1.10
8.00	2.50	1.689	40.70	1.67
24.00	2.50	2.907	70.45	2.64
48.00	2.50	3.294	81.03	3.46
72.00	2.50	3.303	82.81	3.91
96.00	2.50	3.327	84.95	4.46
RELAVE (kg)	1.000	1.583	15.05	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	10.519	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

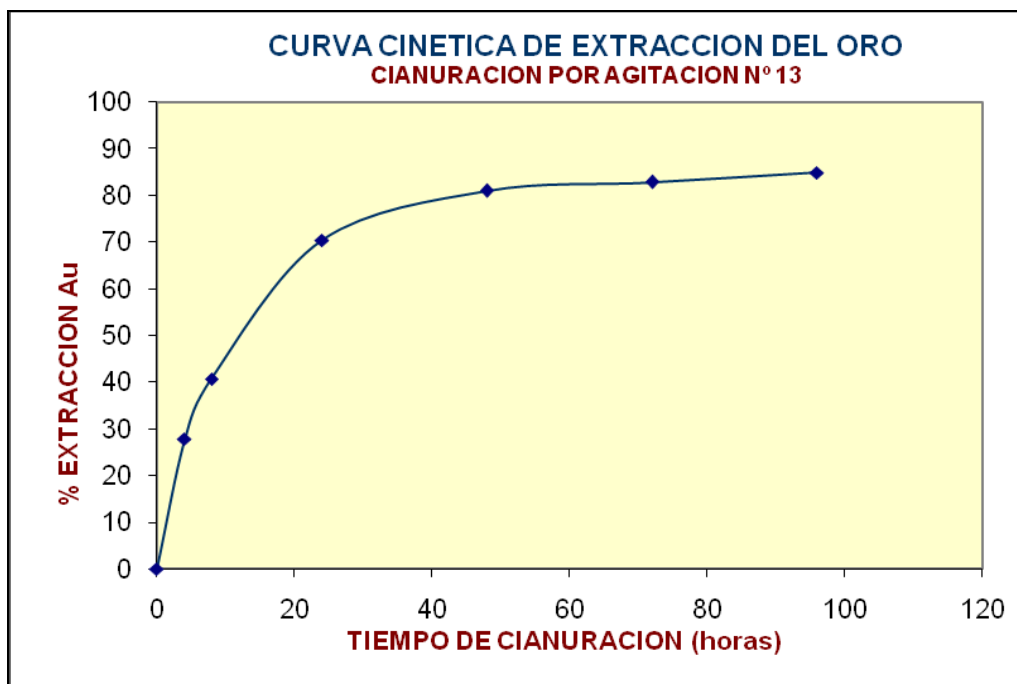


Figura N° 3.36 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 13

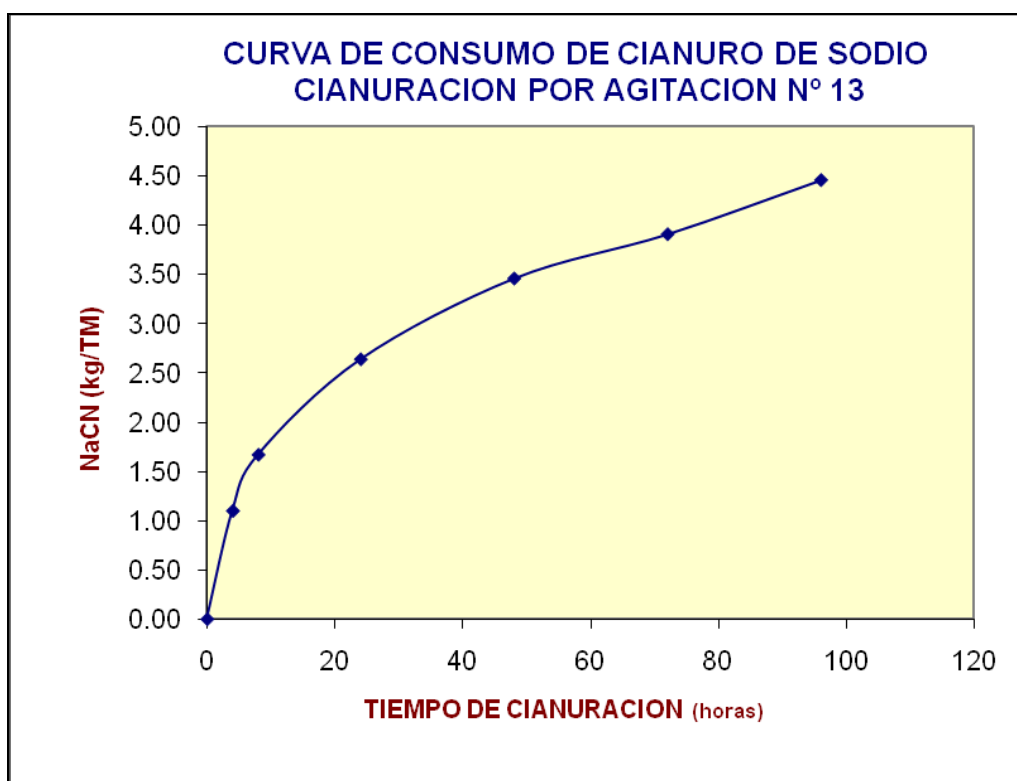


Figura N° 3.37 Curva de consumo de NaCN prueba N° 13

El siguiente cuadro nos muestra el Resumen de las pruebas de Cianuración por agitación de la **etapa 3**. A un tiempo de 96 horas de agitación, con una granulometría de 80% -200 mallas, una fuerza de NaCN de 0.5 g/L, peróxido de hidrógeno, oxígeno y nitrato de plomo.

Prueba	Recuperación Au (%)	Consumo NaCN	CONDICIONES
P-9	78.88	6.22	Con aireación alcalina, lavado y adición de peróxido de hidrógeno. Fuerza de NaCN 1 g/L hasta 24 horas y 0.5 g/L hasta las 96 horas.
P-10	86.17	5.48	Con aeración alcalina, lavado y adición de peróxido de hidrógeno. Fuerza de NaCN 0.5 g/L
P-11	70.63	4.32	Con aeración alcalina, lavado y adición de peróxido de hidrógeno (10 lt/TM). Fuerza de NaCN 0.5 g/L
P-12	84.06	5.37	Empleo de oxígeno en lugar de aire, no se uso peróxido de hidrogeno.
P-13	84.95	4.46	Uso del reactivo nitrato de plomo (2.5 kg/TM) en la aeración alcalina, no se adiciono peróxido de hidrógeno.

- De las pruebas de Cianuración con el mineral (pirrotitas), se concluye que la prueba P-10, realizada con lavado, aereación alcalina y dosificación del oxidante peróxido de hidrógeno con una fuerza constante de NaCN de 0.5 g/L es la que nos dio mejor resultado (86.17% de recuperación del oro) con una molienda de 80% y un consumo de NaCN 5.48 kg/TM.

- La prueba P-11 nos dio baja recuperación del oro (70.63%), esto se debe a que hemos reducido la dosificación del peróxido de 100 L/TM a 10 lt/TM.
- De las pruebas de Cianuración con el mineral (pirrotitas), se concluye que la prueba **P-13**, con la adición del nitrato de plomo (2.5 kg/TM) en la aereación alcalina y sin dosificación del oxidante peróxido de hidrógeno con una fuerza constante de NaCN de 0.5 g/L es la que nos dio un buen resultado (84.95% de recuperación del oro), con un menor consumo de NaCN (4.46 kg/TM).

3.4.4 CUARTA ETAPA

Se plantearon realizar 03 pruebas de Cianuración por Agitación directa del mineral (pirrotitas auríferas), con una granulometría de 80% -200 mallas, **sin etapas de lavado**, aireación, uso de oxidantes.

3.4.4.1 Prueba de Cianuración N° 14

Esta prueba se realizara con una adición del peróxido de hidrógeno de 50 L/TM sin etapa de lavado.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral : 1000 g

Granulometría : 80% -200 m

L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM
H ₂ O ₂	:	50 L/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
NaCN	:	4.43 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.17**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 14 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.38 y N° 3.39**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla Nº 3.17.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación Nº 14.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.456	33.49	0.82
8.00	2.50	1.989	46.42	1.39
24.00	2.50	2.209	52.39	2.29
48.00	2.50	2.473	59.48	3.11
72.00	2.50	2.516	61.61	3.83
96.00	2.50	2.635	65.50	4.43
RELAVE (kg)	1.000	3.750	34.50	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	10.870	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

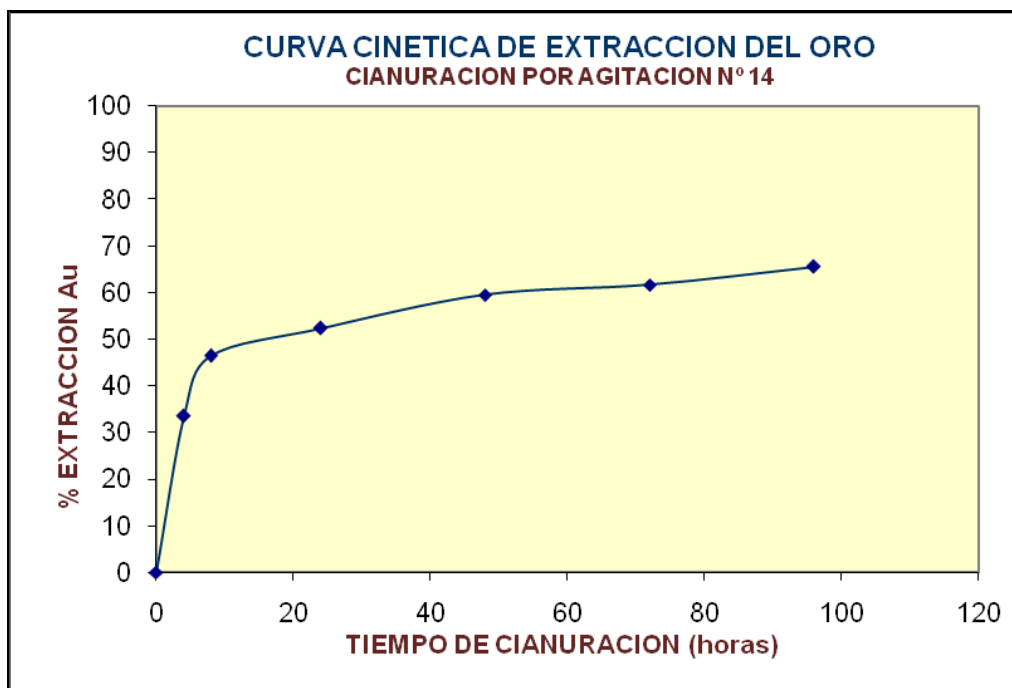


Figura Nº 3.38 Curva Cinética de Cianuración prueba Nº 14

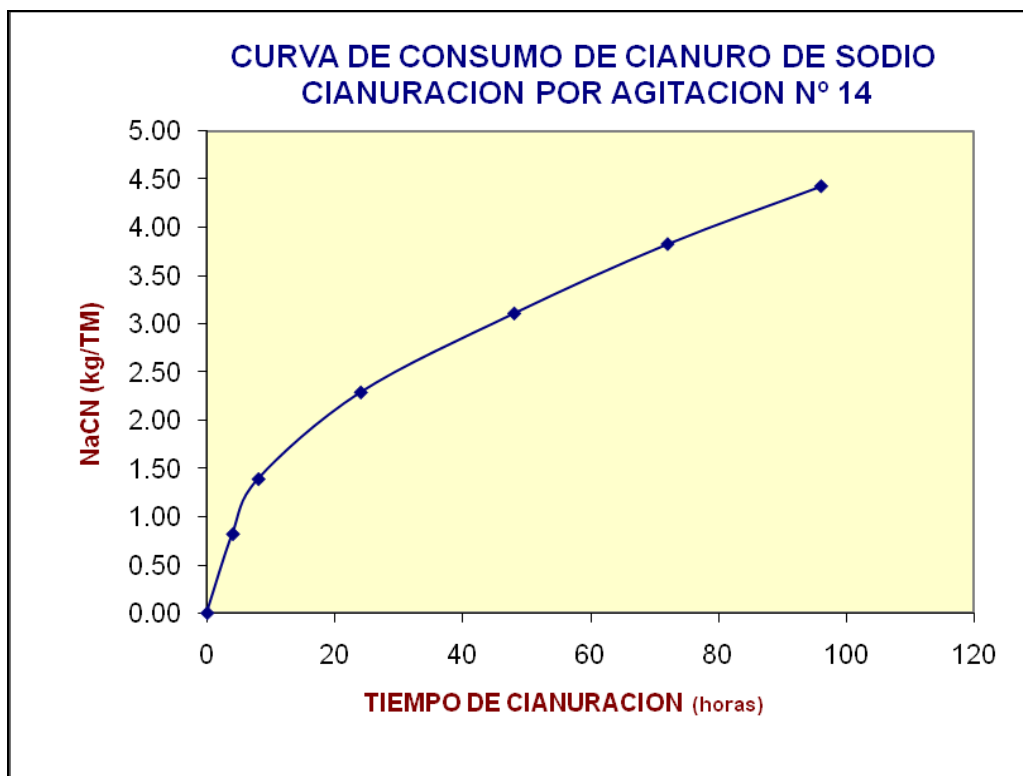


Figura N° 3.39 Curva de consumo de NaCN prueba N° 14

3.4.4.2 Prueba de Cianuración N° 15

Esta prueba se realizó con el empleo de gas de oxígeno en lugar de aire, no se usara etapa de lavado.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Oxigenación Alcalina

Tiempo de oxigenación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L(0.05%)
NaCN	:	4.26 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.18**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 15 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.40 y N° 3.41**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.18.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 15.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.125	25.15	0.72
8.00	2.50	1.704	38.60	1.29
24.00	2.50	2.355	53.91	2.19
48.00	2.50	2.885	66.81	3.01
72.00	2.50	3.086	72.60	3.71
96.00	2.50	3.302	78.81	4.26
RELAVE (kg)	1.000	2.370	21.19	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	11.183	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

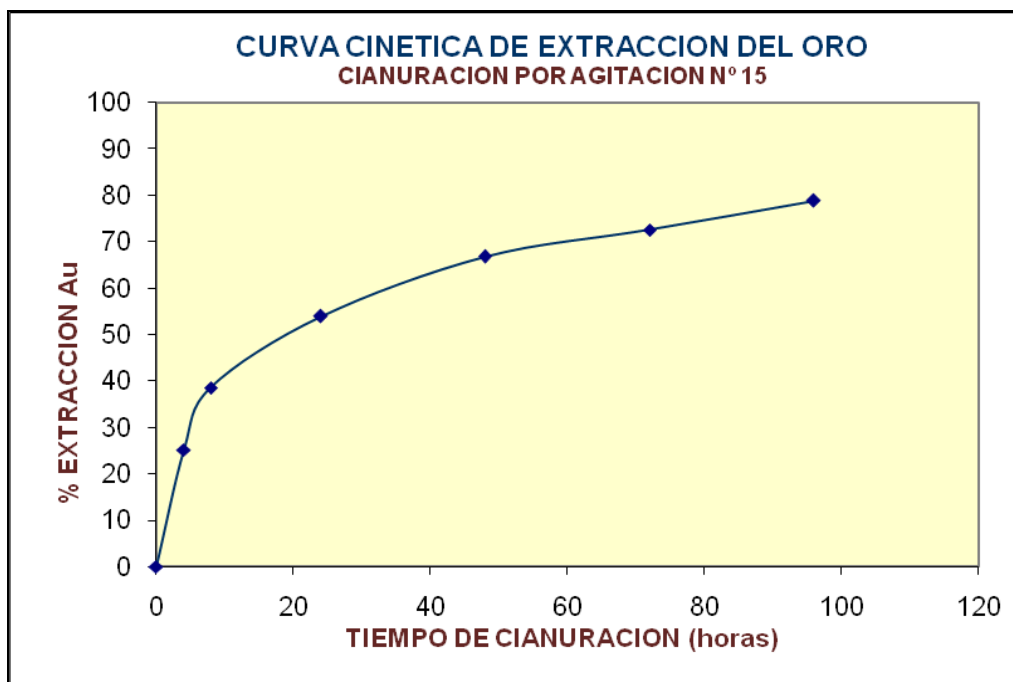


Figura N° 3.40 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 15

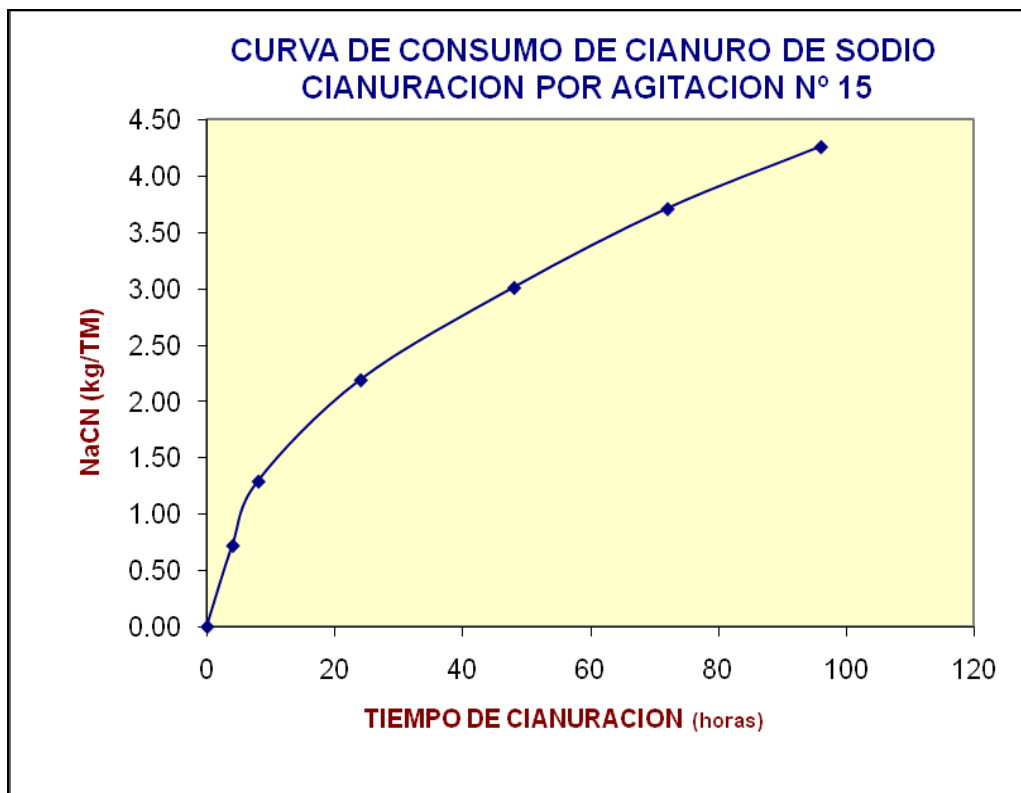


Figura N° 3.41 Curva de consumo de NaCN prueba N° 15

3.4.4.3 Prueba de Cianuración N° 16

Esta prueba se realizó con el empleo de nitrato de plomo en la aireación, sin etapa de lavado.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM
Nitrato de plomo	:	3.5 kg/TM

Cianuración

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
NaCN	:	4.80 kg/TM
Tiempo	:	96 horas

La **Tabla 3.19**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 16 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.42 y N° 3.43**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.19.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 16.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
4.00	2.50	1.859	37.96	0.82
8.00	2.50	2.49	51.60	1.29
24.00	2.50	3.061	64.28	2.16
48.00	2.50	3.43	73.06	3.03
72.00	2.50	3.486	75.61	3.90
96.00	2.50	3.559	78.52	4.80
RELAVE (kg)	1.000	2.630	21.48	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	12.244	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

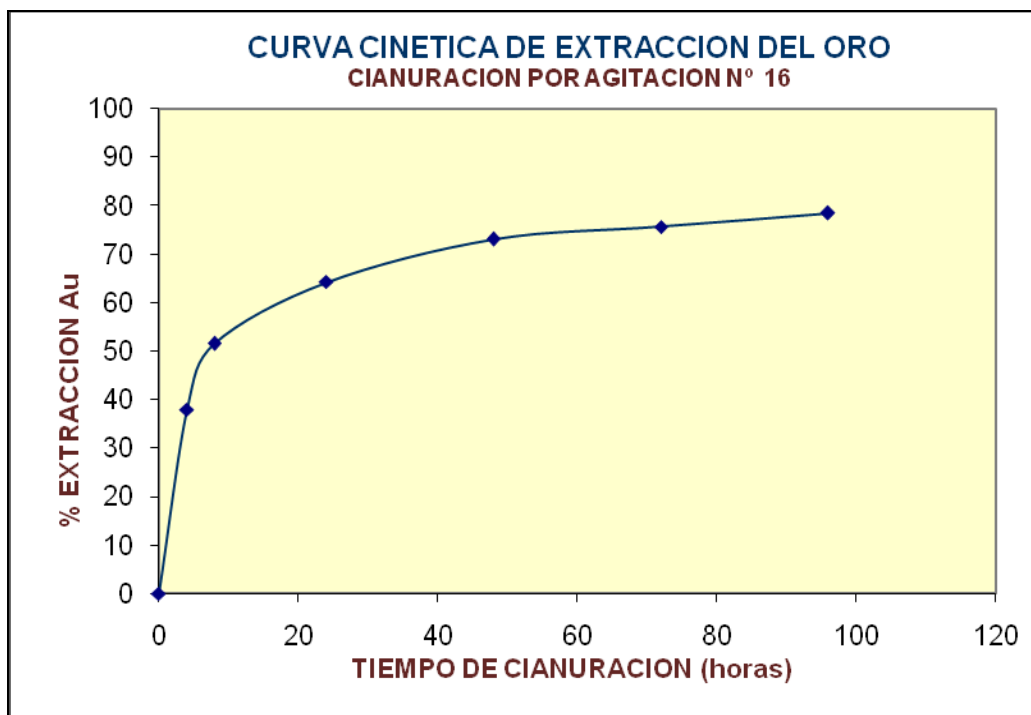


Figura N° 3.42 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 16

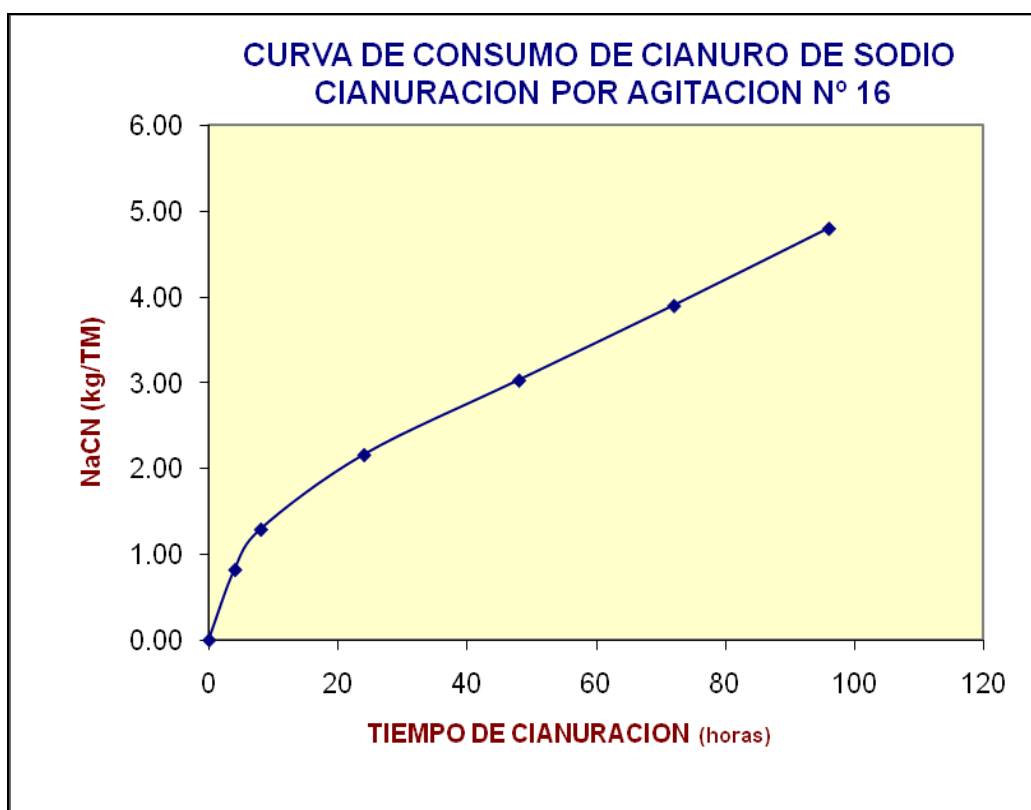


Figura N° 3.43 Curva de consumo de NaCN prueba N° 16

El siguiente cuadro nos muestra el Resumen de las pruebas de Cianuración por agitación de la **cuarta etapa**. A un tiempo de 96 horas de agitación, con una granulometría de 80% -200 mallas y una fuerza de NaCN de 0.5 g/L, sin etapas de lavado.

Prueba	Recuperación Au (%)	Consumo NaCN	CONDICIONES
P-14	65.50	4.43	Con aeración alcalina, sin lavado y adición de peróxido de hidrógeno (50 L/TM). Fuerza de NaCN 0.5 g/L
P-15	78.81	4.26	Empleo de oxígeno en lugar de aire, no se uso peróxido de hidrogeno, sin lavado.
P-16	78.52	4.80	Uso del reactivo nitrato de plomo (3.5 kg/TM) en la aeración alcalina, no se lavo.

- La pruebas P-14 es de baja eficiencia debido a que se mantiene una baja dosificación de peróxido de hidrogeno y sin lavado de la pulpa.
- Las pruebas P-15 y P-16 están de eficiencias regulares pero por debajo de las obtenidas en pruebas anteriores. Requiriéndose las etapas de lavado.
- En conclusión es necesario realizar las etapas de lavado después de la aireación alcalina.

3.5 Pruebas de lavado en varias etapas

Esta prueba se realizó con el objetivo de determinar los elementos que se encuentran presentes en las soluciones obtenidas en las etapas de lavado y poder analizar su efecto posterior al medio ambiente.

Condiciones

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Tiempo	:	31'17"

Aeración Alcalina

Tiempo de aereación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM

Etapas de lavado

Se realizó 04 etapas de lavado de la pulpa aireada, las cuales se tomaron muestras y se enviaron al laboratorio para su análisis químico por ICP.

La **Tabla Nº 3.20**, nos muestra los resultados obtenidos de los análisis químicos por ICP

PRUEBAS DE LAVADO DEL MINERAL PREVIAMENTE CON AERACION ALCALINA

TABLA Nº 3.20

SAMPLE DESCRIPTION	Ag mg/L	Al mg/L	As mg/L	Ba mg/L	Be mg/L	Bi mg/L	Ca mg/L	Cd mg/L	Co mg/L	Cr mg/L	Cu mg/L	Fe mg/L
Prueba # 5 - 1ra solucion de lavado	<0.02	<10	<0.3	<0.1	<0.05	<0.5	303	<0.1	<0.1	<0.1	<0.05	<10
Prueba # 5 - 2da solucion de lavado	0.03	<10	<0.3	<0.1	<0.05	<0.5	164	<0.1	<0.1	<0.1	<0.05	<10
Prueba # 5 - 3ra solucion de lavado	<0.02	<10	<0.3	<0.1	<0.05	<0.5	140	<0.1	<0.1	<0.1	<0.05	<10
Prueba # 5 - 4ta solucion de lavado	<0.02	<10	<0.3	<0.1	<0.05	<0.5	138	<0.1	<0.1	<0.1	<0.05	<10

SAMPLE DESCRIPTION	Ga mg/L	K mg/L	La mg/L	Mg mg/L	Mn mg/L	Mo mg/L	Na mg/L	Nb mg/L	Ni mg/L	P mg/L	Pb mg/L	S mg/L
Prueba # 5 - 1ra solucion de lavado	<1	14	<0.05	35	<0.2	<0.1	36	<0.1	<0.1	<10	<0.2	329
Prueba # 5 - 2da solucion de lavado	<1	<10	<0.05	29	<0.2	<0.1	36	<0.1	<0.1	<10	<0.2	135
Prueba # 5 - 3ra solucion de lavado	<1	<10	<0.05	28	<0.2	<0.1	37	<0.1	<0.1	<10	<0.2	88
Prueba # 5 - 4ta solucion de lavado	<1	<10	<0.05	25	<0.2	<0.1	37	<0.1	<0.1	<10	<0.2	71

SAMPLE DESCRIPTION	Sb mg/L	Sc mg/L	Sn mg/L	Sr mg/L	Ti mg/L	Tl mg/L	U mg/L	V mg/L	W mg/L	Y mg/L	Zn mg/L	Zr mg/L
Prueba # 5 - 1ra solucion de lavado	<0.5	<0.05	<1	1.54	<10	<0.2	<0.05	<0.2	<1	<0.05	<0.05	<0.05
Prueba # 5 - 2da solucion de lavado	<0.5	<0.05	<1	1.31	<10	<0.2	<0.05	<0.2	<1	<0.05	<0.05	<0.05
Prueba # 5 - 3ra solucion de lavado	<0.5	<0.05	<1	1.33	<10	<0.2	<0.05	<0.2	<1	<0.05	<0.05	<0.05
Prueba # 5 - 4ta solucion de lavado	<0.5	<0.05	<1	1.47	<10	<0.2	<0.05	<0.2	<1	<0.05	<0.05	<0.05

- De los resultados de las pruebas de ICP de las 4 soluciones de lavado se resume:

SAMPLE DESCRIPTION	Ca mg/L	Na mg/L	S mg/L	Sr mg/L
Prueba # 5 - 1ra solución de lavado	303	36	329	1.54
Prueba # 5 - 2da solución de lavado	164	36	135	1.31
Prueba # 5 - 3ra solución de lavado	140	37	88	1.33
Prueba # 5 - 4ta solución de lavado	138	37	71	1.47

- De todos los 36 elementos reportados solo 4 presentan valores significativos en las soluciones de lavado.
- -El calcio alto en las soluciones se debe a la adición de la cal para llegar a pH= 11.
- -El Azufre se presenta en valores altos y es el que probablemente es el que proviene de la pirrotitas, es el que reacciona con el cianuro, elevando su consumo y neutralizando la disolución del oro.
- El sodio es un ión neutro en solución y su efecto no es nocivo para la Cianuración.
- El estroncio esta en pequeñas cantidades, no se tiene información sobre su efecto en la Cianuración.

3.6 QUINTA ETAPA

En esta etapa se realizaron 02 pruebas realizo con una molienda primaria de 65%-200 mallas, con etapa de aireación alcalina y dosificación de nitrato de plomo de 2.5 kg/TM, luego 3 etapas de lavado y filtrado de la pulpa, para luego realizar una molienda secundaria hasta 80% -200 m con adición de cal y cianuro, la Cianuración por agitación con aireación continua se realizo con una fuerza de 0.5 g NaCN/L, la primera prueba hasta solo 48 horas de agitación y la segunda prueba a 72 horas de agitación, para ver la posibilidad de reducir el tiempo de Cianuración.

3.6.1 Prueba de Cianuración N° 17

Esta prueba se realizo a 48 horas de agitación.

Condiciones

Molienda Primaria

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	65% -200 m
L/S	:	½
Cal	:	5 kg/TM
Tiempo	:	23'24"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM
Nitrato de plomo	:	2.5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	3 veces
------------------	---	---------

Filtrado

Se filtro la pulpa para eliminar las soluciones con sales solubles.

Molienda Secundaria

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	1/2
Cal	:	5 kg/TM
NaCN	:	2 kg/TM
Tiempo	:	7'53"

Cianuración por Agitación

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
pH	:	11

NaCN : 3.59 kg/TM

Tiempo : 48 horas

La **Tabla 3.21**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 17 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.44 y N° 3.45**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.21.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 17.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
0.52	2.50	1.358	31.19	1.20
4.00	2.50	3.022	70.04	1.80
8.00	2.50	3.043	71.91	2.37
24.00	2.50	3.212	77.19	3.32
48.00	2.50	3.301	80.71	4.14
RELAVE (kg)	1.000	2.100	19.29	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	10.884	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

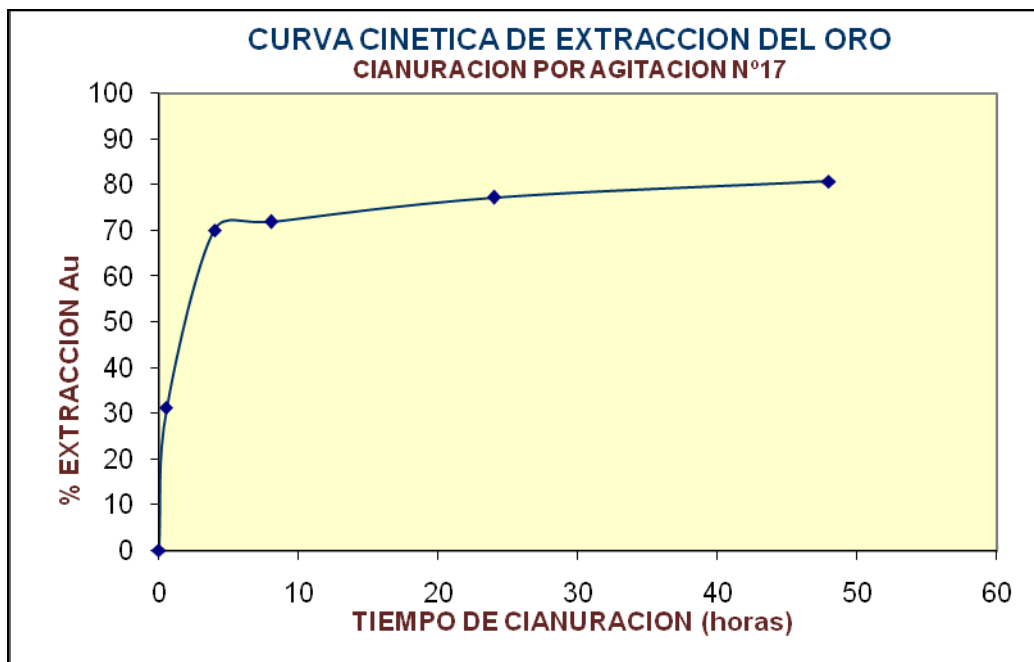


Figura N° 3.44 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 17

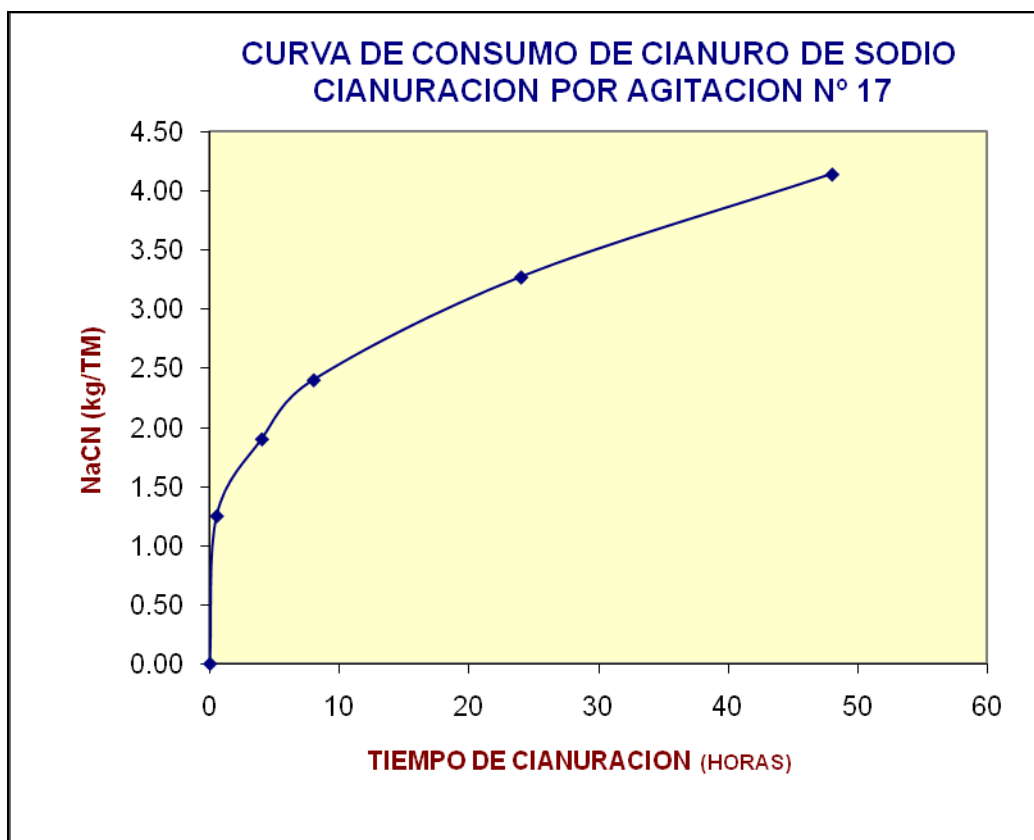


Figura N° 3.45 Curva de consumo de NaCN prueba N° 17

3.6.1 Prueba de Cianuración N° 18

Esta prueba se realizo a 72 horas de agitación.

Condiciones

Molienda Primaria

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	65% -200 m
L/S	:	½
Cal	:	5 kg/TM
Tiempo	:	23'24"

Aireación Alcalina

Tiempo de aireación	:	8 horas
pH	:	11
Cal	:	5 kg/TM
Nitrato de plomo	:	2.5 kg/TM

Lavado

Etapas de lavado	:	3 veces
------------------	---	---------

Filtrado

Se filtro la pulpa para eliminar las soluciones con sales solubles.

Molienda Secundaria

Peso de mineral	:	1000 g
Granulometría	:	80% -200 m
L/S	:	½
Cal	:	5 kg/TM
NaCN	:	2 kg/TM
Tiempo	:	7'53"

Cianuración por Agitación

L/S	:	2.5/1
Fuerza NaCN	:	0.5 g/L (0.05%)
pH	:	11
NaCN	:	5.24 kg/TM
Tiempo	:	72 horas

La **Tabla 3.22**, nos muestra el Balance Metalúrgico por oro y consumo de NaCN, de la prueba de Cianuración por Agitación N° 18 del mineral en estudio.

Las figuras **N° 3.46 y N° 3.47**, nos muestra las curvas cinética de extracción del oro y consumo de cianuro de sodio.

Tabla N° 3.22.- Balance Metalúrgico de la Prueba de Cianuración por Agitación N° 18.

TIEMPO (HORAS)	VOLUMEN COSECHA (L)	LEY Au (ppm)	% EXTRACCION Au	CONSUMO NaCN (kg/TM)
0.52	2.50	0.981	24.38	1.05
4.00	2.50	2.396	60.02	1.77
8.00	2.50	2.596	66.18	2.22
24.00	2.50	3.005	77.64	3.14
48.00	2.50	3.045	80.12	4.06
72.00	2.50	3.151	84.27	4.76
RELAVE (kg)	0.952	1.662	15.73	
CABEZA CALC. (kg)	1.000	10.061	100.00	
CABEZA ANALIZ. (kg)	1.000	11.620		

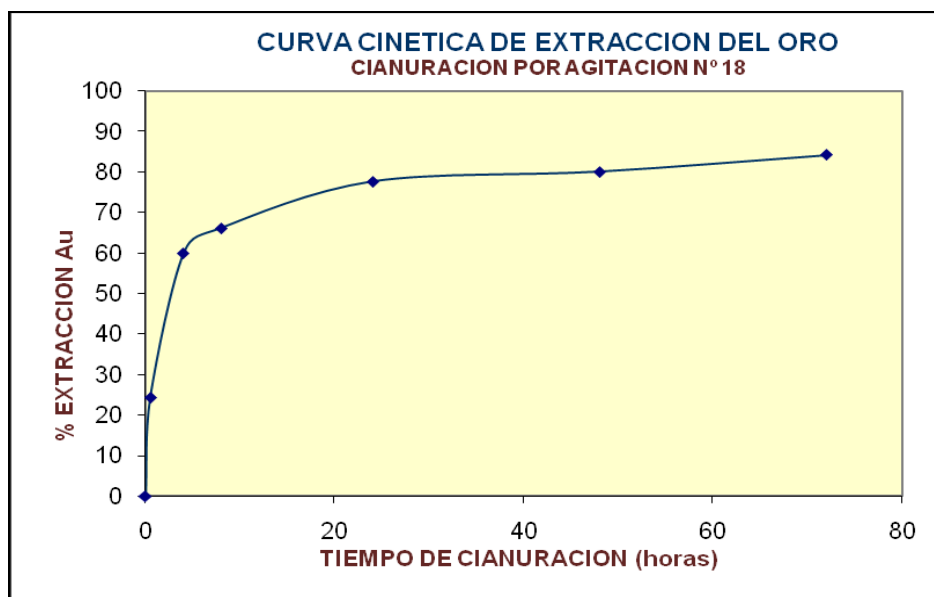


Figura N° 3.46 Curva Cinética de Cianuración prueba N° 18

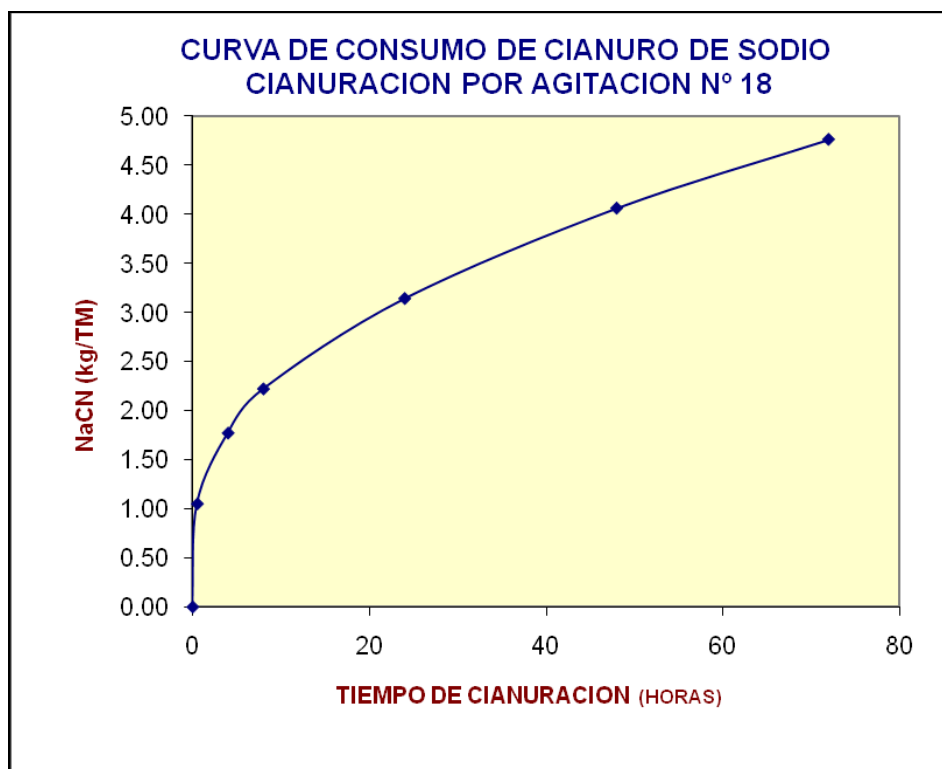


Figura N° 3.47 Curva de consumo de NaCN prueba N° 18

De los resultados obtenidos realizando el Balance a partir de relaves y soluciones, sólidos y relaves en las pruebas 17 y 18, se resumen a continuación:

	Tiempo de Agitación (horas)	Recuperación Au (%)		Consumo de NaCN (kg/TM)
		Relave-soluciones	sólidos	
P-17	48	80.71	81.93	4.14
P-18	48	80.12	-----	4.06
	72	84.27	85.70	4.76

- Se observa que la recuperación del oro para un tiempo de agitación de 48 horas con aireación continua para ambas pruebas (P-17 y P-18) son casi iguales, que en promedio debe estar en 80.4%.
- La recuperación del oro para 72 horas de agitación con aireación continúa en la prueba P-2 es en promedio 85%.
- Los consumos de cianuro se redujeron a 4.1 kg/TM.
- La adición de aire mejora la cinética de disolución a partir de las 24 horas de agitación y su efecto se nota a en las 72 horas de agitación.

CAPITULO IV

VARIABLES OPERATIVAS DE LA PLANTA DE CIANURACIÓN POR AGITACIÓN

4.1 Parámetros de Operación

De los resultados de las pruebas de Cianuración se plantean los siguientes parámetros operativos para el funcionamiento de la planta de Cianuración.

PARÁMETROS	
Granulometría del mineral en la Molienda primaria	65% -200 mallas
Tiempo de Aereación alcalina	8 horas
Dosificación de Nitrato de plomo	2.5 kg/TM
Dosificación de cal a la molienda secundaria	5 kg/TM
pH	11
Etapas de lavado	3
Etapa de Filtrado	1
Granulometría del mineral en la Molienda secundaria	80% -200 mallas
Dosificación de NaCN a la molienda secundaria	2 kg/TM
Dosificación de cal a la molienda secundaria	5 kg/TM

pH	11
Fuerza de NaCN	0.5 g/L
Consumo de NaCN	4-4.5 kg/TM
Tiempo de Cianuración	48-72 horas

4.2 Descripción del proceso en planta

Considerando que la planta de tratamiento contara con las secciones de chancado diseñado de acuerdo al tonelaje a procesarse, el mineral será alimentado a un molino de bolas N° 1, que producirá un producto de 65% -200 mallas, el cual trabajara en circuito cerrado con un Hidrociclón N°1. El producto molido en el molino primario se alimentara en forma de pulpa a los tanque de pre-aireación alcalina, cabe mencionar que los reactivos de cal y nitrato de plomo se alimentaran al molino de bolas primario.

La pulpa de la pre-aireación alcalina será alimentada a un espesador de lavado, donde se separara la solución de lavado y luego el underflow del espesador se alimentara a un filtro de discos.

El mineral filtrado se alimentara a un molino de bolas N° 2, donde se realizara la remolienda hasta obtener un producto de 80% -200 mallas, por lo que trabajara en circuito cerrado con un Hidrociclón N° 2.

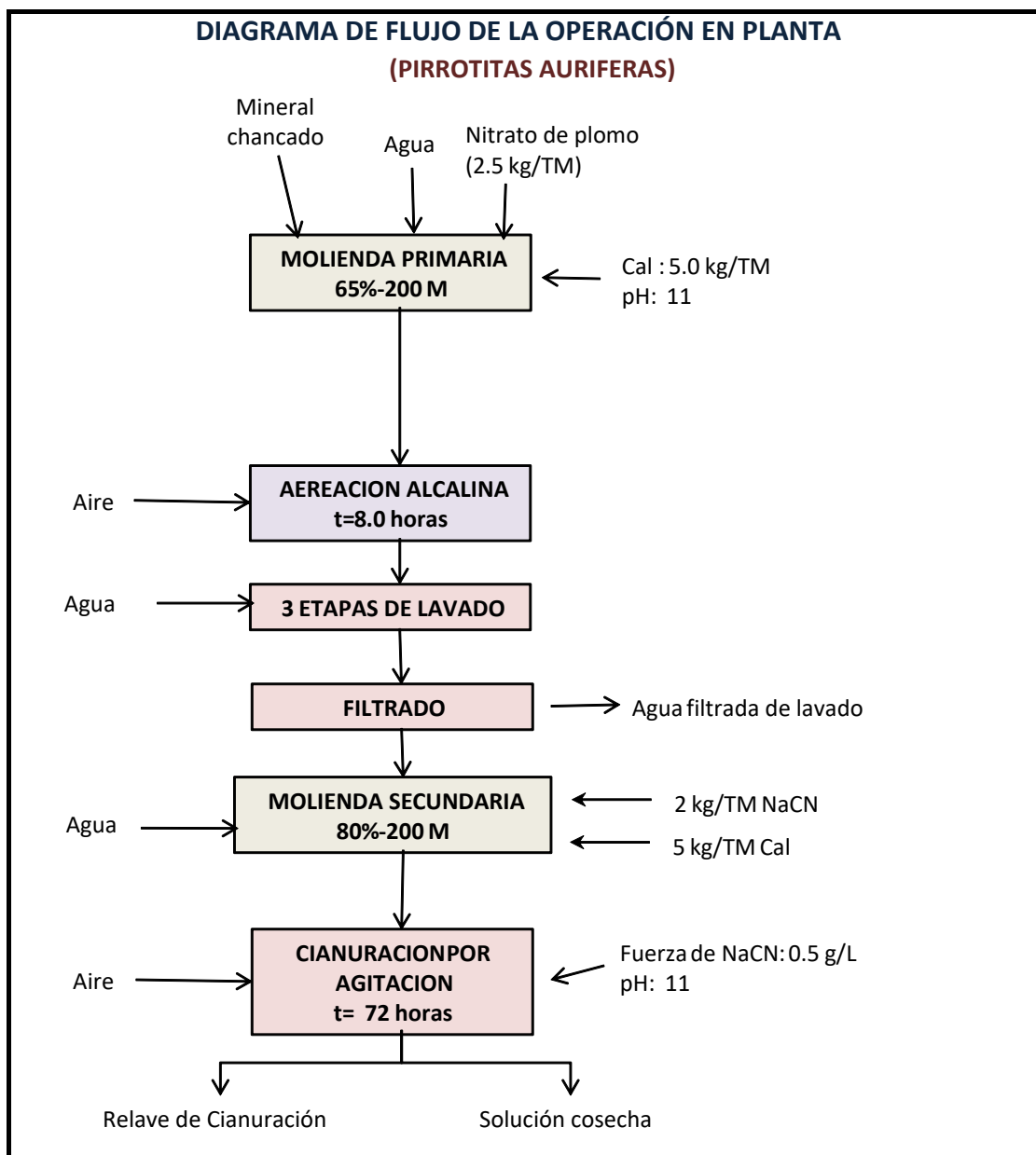
El overflow del Hidrociclón N° 2, será alimentado a una batería de tanques de agitación, donde se producirá la Cianuración del mineral, con una fuerza de cianuro de 0.5 g/L.

El relave de la Cianuración se depositara en una cancha de relaves.

Los efluentes de lavado y de Cianuración serán recirculados cada uno a sus respectivos procesos.

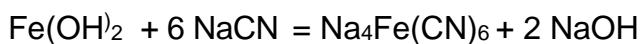
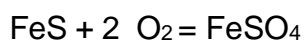
4.3 Diagrama del proceso en planta

A continuación se detalla el diagrama de flujo que debe seguir el mineral en su proceso en planta.

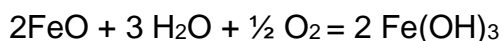
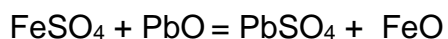


CONCLUSIONES

1. De acuerdo al planteamiento teórico la pirrotita es el consumidor de cianuro y también es consumidor de oxígeno.



2. Las sales de plomo ayudan a neutralizar el efecto cianicida de la pirrotita.



Como ya se ha visto anteriormente este hidróxido férrico tiene poca acción sobre el cianuro.

3. De acuerdo a la microscopia las especies minerales tales como la pirrotita se encuentra totalmente liberadas, por lo que no tendría influencia el moler el mineral a rangos más finos de los que se usaron en las pruebas de Cianuración, como 80% -200 mallas.

4. Usar altas concentraciones en la fuerza de cianuro (1-3.5 g/L NaCN) en la cianuración por agitación nos lleva a elevados consumos de cianuro (7 - 21 kg NaCN/TM). De las pruebas se selecciono una fuerza de 0.5 g NaCN/L.
5. El uso de peróxido de hidrógeno en la etapa de la pre- aireación ayuda al proceso de cianuración como se ha observado en las pruebas metalúrgicas, pero su consumo de 100 L/TM, nos lleva a concluir que su manejo en planta va ser difícil por lo que se le descarta como oxidante.
6. El aporte del uso de oxígeno en la pre-aireación no ha ayudado a mejorar las eficiencias de extracción del oro. Por lo que no se recomienda su uso en planta.
7. El evitar el empleo de la etapa de lavado después de la pre-aireación, nos dio bajos resultados en la extracción del oro, como demuestran las pruebas de agitación realizadas en el programa experimental, por lo que se recomienda su empleo en la operación en planta. De acuerdo a la evaluación realizada de las etapas de lavado se demostró que con solo 3 etapas, sería suficiente para obtener resultados positivos en la cianuración.

8. La adición de nitrato de plomo como apoyo a la etapa de pre-aireación nos ha dado buenos resultados, determinándose que la adición de 2.5 kg PbNO_3/TM , es la dosificación recomendada para su uso en planta.
9. Las pruebas iniciales de cianuración por agitación se realizaron a 96 horas de agitación, pero de acuerdo al diseño de la planta este tiempo requiere de una gran cantidad de tanques de agitación con grandes volúmenes, por lo que se realizaron pruebas a menores tiempos de agitación.
10. Llegar a una molienda de 80% -200 mallas, directamente es difícil, por lo que se optó cambiar el esquema de las pruebas realizando la primera molienda a 65%-200 mallas seguidos de las etapas de lavado y filtrado, para luego realizar la remolienda a 80% -200 mallas en un molino de bolas secundario, con adición de cal y cianuro para reducir el tiempo de retención en los tanques de agitación.
11. De las pruebas realizadas se demuestra que se puede reducir el tiempo de retención entre 48-72 horas, dependiendo del tonelaje a procesarse.
12. La implementación de la aireación en los tanques de cianuración permitirá reducir los tiempos de agitación a 48-72 horas sin bajar significativamente la extracción del oro, que se encuentra en valores de 84-86%.

13. De acuerdo a la revisión bibliográfica el uso excesivo de cal afectaría al proceso, por lo que quedaría por investigar si la reducción del pH a rango menores a 11 (10-10.5), pueden ayudar a mejorar los resultados obtenidos o el uso de hidróxido de sodio en lugar de cal.
14. En conclusión es posible reducir los altos consumos de cianuro por el mineral pirrotítico en estudio, a rangos rentables, con recuperaciones económicas del oro, que hacen del proyecto viable.

BIBLIOGRAFÍA

1. **Adrian Smith y Terry Mudde “TRATAMIENTO DE RESIDUOS DE CIANURACION”** Londres 1991
2. **Barrios G. , Importancia del Control de Molienda en Minerales Auríferos.** Taller de Metalurgia Extractiva. Tecsup. Lima 1992.
3. **Barsky, G, Swaison, S.J. Easley, N. “Dissolution of gold and silver in cyanide solutions”.** Tras. Am. Inst. Min – Metal. Engrs. 112:660-667, 1935.
4. **Dorr, J.V.N. and Bosqui F.L. Cyanidation and concentration of gold and silver ores,** 1950.
5. **Demopoulos G.P. Mineralogical and Technological Aspects of Gold Extraction from Refractory ores,** Proc 2o Colloquia sur l or, CRM, 1987, p 273-326.
6. **Fathi Habashi “A TEXT BOOK OF HIDROMETALLURGY”** Edition Marquis Limiteé – 1992
7. **Fidel Sergio Misari Ch. “ METALURGIA DEL ORO” - Vol I y Vol II** CEPECT Noviembre 1993

8. **Hong Young Sohn; Milton E. Wadsworth “CINETICA DE LOS PROCESOS DE LA METALURGIA EXTRACTIVA”** Editorial Trillas – 1986.
9. **JHA, M.C. Recovery of gold and Silver from Cyanide Solutions: a Comparaty Study of Varrious Processes.** First International Sym Sium of precius Metal Recovery. Reno – Nevada, 1984.
10. **Macassi, j. y rivas, e. Nueva técnica hidrometalúrgicas, para mejorar la extracción de oro en materiales piríticos.** I simposio Internacional de Metalurgia. Tecsup-Lima, 1989.
11. **Nagy, I, Mrkusic, P. y Mcculloch, H.W. “ Chemical Treament of Refractory Gold Ores”** National Institute for Metallurgy, Ranburg-South Africa, 124, 1966.
12. **Ponciano, F.J., Tratamiento de materiales refractarios conteniendo metales preciosos por métodos convencionales y no convencionales,** I Simposium Internacional de Metalurgia. Tecsup. Lima 1989.
13. **Ralston, O.C. et al, Reducing and oxing agents and lime consumption inflation pulp.** Trans,Am. Inst. Min. 1930, engrs, 87: 369-383.
14. **Tremolada, J. Optimización del Proceso de Recuperación de Oro por Cianuración Mediante variantes Hidrometalúrgicas en el tratamiento de concentrados piritosos Refractarios.** II Simposium de Geología, minas y Metalurgia del Oro. Lima – Perú, 1993.