



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DEL ESTADO DE HIDALGO

INSTITUTO DE CIENCIAS BÁSICAS E INGENIERÍA

ÁREA ACADÉMICA DE MATERIALES Y METALURGIA

***“ESTUDIO EXPERIMENTAL PARA LA
RECUPERACIÓN DE PLATA Y ORO, CONTENIDOS
EN LAS COLAS DE FLOTACIÓN BULK MEDIANTE
LOS MÉTODOS DE FLOTACIÓN-CIANURACIÓN Y
CIANURACIÓN DIRECTA”***

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:

INGENIERO MINERO METALÚRGICO

PRESENTA:

EMILIO SEGOVIA SEGOVIA

DIRECTOR DE TESIS:

ING. JOSE LUIS SOLIS FLORES

PACHUCA HGO, FEBRERO DEL 2006.

INDICE

RESUMEN.....	1
OBJETIVO.....	2
INTRODUCCION.....	3
CAPITULO I. GENERALIDADES.....	5
I .1 Concentración de minerales por flotación.....	6
I.1.1 Variables del proceso de flotación.....	7
I.1.1.1 Características de los minerales.....	7
I.1.1.2 Tamaño y forma de las partículas.....	8
I.1.1.3 Densidad de pulpa.....	8
I.1.1.4 Tiempo de acondicionamiento.....	9
I.1.1.5 Tiempo de Flotación.....	9
I.1.1.6 Reactivos.....	9
I.1.1.6.1 Colectores.....	10
I.1.1.6.2 Reguladores.....	11
I.1.1.6.3 Espumantes.....	11
I .2 Cianuración.....	13
I.2.1 Métodos de cianuración	13
I.2.2 Variables del proceso de cianuración	18
I.2.2.1 Relación agua sólido.....	18
I.2.2.2 Área superficial.....	18
I.2.2.3 Rapidez de agitación.....	18
I.2.2.4 Temperatura.....	18
I.2.2.5 Concentración de cianuro.....	19
I.2.2.6 pH y concentración de oxígeno.....	19
CAPITULO II. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	24
II.1 Materiales, Reactivos y Equipos.....	24
II.1.1 Mineral y Reactivos.....	24
II.1.2 Equipos.....	25
II.2 Caracterización del mineral.....	28
II.3 Análisis químico.....	29
II.3.1 Análisis granulométrico de cabeza.....	29
II.4 Estudio de flotación-cianuración.....	29
II.5 Estudio de cianuración.....	30
II.5.1 Primera etapa.....	30
II.5.2 Segunda etapa.....	30

CAPITULO III. RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	31
III.1 Análisis químico.....	31
III.2 Análisis granulométrico de cabeza.....	33
III.3 Estudio de flotación-cianuración.....	35
III.3.1 Flotación.....	35
III.3.1.1 Primera etapa.....	35
III.3.1.2 Segunda etapa.....	37
III.3.1.3 Tercera etapa.....	38
III.3.1.4 Cuarta etapa.....	40
III.3.1.5 Quinta etapa.....	41
III.3.1.6 Sexta etapa.....	43
III.3.1.7 Análisis granulométrico de cola de flotación.....	44
III.3.2 Cianuración del concentrado.....	47
III.3.3 Valor del mineral.....	48
III.4 Estudio de cianuración.....	49
III.4.1 Primera etapa.....	49
III.4.1.1 Valor del mineral.....	57
III.4.2 Segunda etapa.....	58
III.4.2.1 Cianuración en diferentes medios de agitación...	60
III.4.2.2 Valor del mineral.....	66
CONCLUSIONES.....	67
ANEXO I.....	69
ANEXO II.....	70
ANEXO III.....	71
ANEXO IV.....	73
ANEXO V.....	82
ANEXO VI.....	83
BIBLIOGRAFIA.....	95

INDICE DE FIGURAS.

1. Partícula hidrofobizada.....	6
2. Tanque acondicionador Denver.....	9
3. Acción del espumante.....	12
4. Diagrama esquemático de cianuración en montones.....	14
5. Diagrama esquemático de cianuración por percolación.....	14
6. Diagrama esquemático de cianuración por percolación inundada.....	15
7. Agitador Denver con propela tipo marino.....	16
8. Tanque Pachuca.....	17
9. Agitador tipo Dorr-Oliver con propela de rastras.....	17
10. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H ₂ O a 25 °C.....	20
11. Diagrama Eh – pH para el sistema Ag – CN – H ₂ O a 25 °C.....	21
12. Circuito de flotación “Bulk”.....	22
13. Metodología de la investigación.....	24
14. Microscopio electrónico de barrido.....	25
15. Microscopio óptico.....	25
16. Difractómetro de rayos X.....	26
17. Rotap.....	26
18. Celda de flotación.....	27
19. Rodillos mecánicos.....	27
20. Reactor convencional de cianuración.....	28
21. Morfología de las partículas a) 400X y b) 200X.....	32
22. Difractograma de rayos X para las especies minerales.....	32
23. Distribución de valores de plata en cabeza.....	34
24. Distribución de valores de oro en cabeza.....	34
25. Recuperación de Ag y Au con respecto al tiempo de acondicionamiento..	36
26. Recuperación de Ag y Au con respecto al tiempo de flotación.....	38
27. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de xantato-350..	39
28. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de promotor-245.	41
29. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de espumante- 250.....	42
30. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de sulfuro de sodio.....	44
31. Distribución de valores de plata en cola de flotación.....	45
32. Distribución de valores de oro en cola de flotación.....	45
33. Disolución de Ag y Au con respecto al porcentaje de sólidos con una concentración de 500gr de NaCN por m ³	50
34. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución con respecto al porcentaje de sólidos con una concentración de 500gr de NaCN por m ³	50
35. Distribución de valores de plata, utilizando 40% en sólidos y 500 gr de NaCN por m ³	52
36. Distribución de valores de oro, utilizando 40% en sólidos y 500 gr de NaCN por m ³	52

37. Disolución de Ag y Au con respecto a la concentración de cianuro a 40% en sólidos.....	54
38. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución de con respecto a la concentración de cianuro a 40% en sólidos.....	54
39. Distribución de valores de plata, utilizando 40% en sólidos y 700 gr de NaCN por m ³	55
40. Distribución de valores de oro, utilizando 40% en sólidos y 700 gr de NaCN por m ³	56
41. Disolución de Ag y Au con respecto a la concentración del NaCN a 23.6% en sólidos.....	59
42. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución con respecto a la concentración de NaCN a 23.6% en sólidos.....	59
43. Disolución de valores de plata con respecto al medio de agitación.....	61
44. Disolución de valores de oro con respecto al medio de agitación.....	62
45. Consumo de cianuro con respecto al medio de agitación.....	63
46. Consumo de cal con respecto al medio de agitación.....	63
47. Distribución de valores de plata en las colas de cianuración utilizando el tanque Dorr-Oliver.....	64
48. Distribución de valores de oro en las colas de cianuración utilizando el tanque Dorr-Oliver.....	65

ÍNDICE DE TABLAS.

1. Tipos de colectores.....	10
2. Tipos de espumantes.....	11
3. Datos de flotación “bulk”.....	23
4. Condiciones de operación a estudiar en flotación.....	29
5. Resultados de análisis químico.....	31
6. Análisis granulométrico de cabeza.....	33
7. Condiciones en tiempo de acondicionamiento.....	35
8. Resultados en pruebas de flotación analizando el tiempo de acondicionamiento.....	36
9. Condiciones en tiempo de flotación.....	37
10. Resultados en pruebas de flotación analizando el tiempo de flotación..	37
11. Condiciones en dosificación de xantato-350.....	38
12. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de xantato-350.....	39
13. Condiciones en dosificación de promotor-245.....	40
14. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de promotor-245.....	40
15. Condiciones en dosificación de espumante-250.....	41
16. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de espumante-250.....	42
17. Condiciones en dosificación de sulfuro de sodio.....	43
18. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de sulfuro de sodio.....	43
19. Análisis granulométrico de cola de flotación.....	44
20. Condiciones determinadas en el estudio de flotación.....	46
21. Condiciones en cianuración del concentrado.....	47
22. Prueba de cianuración del concentrado.....	47
23. Balance metalúrgico de flotación.....	48
24. Balance metalúrgico flotación-cianuración.....	48
25. Valor del mineral por flotación-cianuración.....	48
26. Condiciones en porcentaje de sólidos-primera etapa.....	49
27. Resultados de la influencia del porcentaje de sólidos a una concentración 500 gr de NaCN por m ³	49
28. Análisis granulométrico de cola de cianuración, con 40% en sólidos....	51
29. Condiciones para concentración de cianuro-primera etapa.....	53
30. Resultados de la influencia de concentración de cianuro a 40% en sólidos.....	53
31. Análisis granulométrico de la cola de cianuración, con concentración de 700 gr/ de NaCN por m ³	55
32. Resumen de las pruebas de cianuración-primera etapa.....	56
33. Balance metalúrgico de cianuración – primera etapa.....	57
34. Valor del mineral por cianuración-primera etapa.....	57

35. Condiciones para concentración de cianuro-segunda etapa.....	58
36. Resultados analizando la influencia de la concentración de cianuro a 23.6 % en sólidos.....	58
37. Condiciones en medios de agitación.....	60
38. Resultados de la influencia de los medios de agitación en disolución...	61
39. Resultados de la influencia en los medios de agitación en consumo de reactivos.....	62
40. Análisis granulométrico de la cola de cianuración, utilizando el tanque Dorr-Oliver.....	64
41. Resumen de pruebas de cianuración-segunda etapa.....	66
42. Balance metalúrgico de cianuración – segunda etapa.....	66
43. Valor del mineral por cianuración – segunda etapa.....	66

RESUMEN.

El mineral de colas de flotación “bulK” de la compañía de Real de Monte y Pachuca, es una mena de baja ley de 18.5 gr/ton en plata y 0.11 gr/ton de oro., el cual tiene una matriz de cuarzo con algunas fracciones mínimas de sulfuros. Por lo que el presente trabajo comprende de dos etapas primordiales:

La primera parte de la experimentación fue realizar pruebas por flotación-cianuración, en flotación se obtuvieron concentrados bajos de 87 gr/ton de plata y 0.53 gr/ton de oro, obteniendo recuperaciones en flotación de 15.56% de plata y 16.02% de oro y en la cianuración del concentrado se obtuvieron disoluciones de 77.01% de plata y 75.47% de oro. Obteniendo una recuperación total de 11.96% en plata y 12.08% de oro por flotación-cianuración, analizando tiempos de acondicionamiento, flotación y dosificaciones de reactivos.

En la segunda parte se estudio la cianuración directa, determinando las mejores condiciones de operación, obteniendo disoluciones de 72.97% en plata y 77.28% de oro, consumo de cianuro de 244.44 gr/ton y 1740.4 gr/ton de cal, en un tiempo de 12 horas, las condiciones estudiadas fueron el porcentaje de sólidos, concentración de cianuro y tiempo de disolución en rodillos mecánicos como medio de agitación.

Posteriormente se realizaron pruebas con el porcentaje de sólidos que salen las colas hacia la presa de jales en este caso fue de 23.6 % en sólidos, se analizo la concentración de cianuro y tiempo de disolución, obteniendo disoluciones de 67.57% de plata y 72.72% de oro, consumo de cianuro de 712.20 gr/ton, 1165.4 gr/ton de cal, con 12 horas de tiempo de disolución, utilizando como medio de agitación el tanque Dorr Oliver.

OBJETIVO.

Realizar un estudio metalúrgico por flotación-cianuración y cianuración directa, para determinar los parámetros que permitan obtener la mayor recuperación de oro y plata contenidos en las colas de flotación bulk.

INTRODUCCION.

En el 2003, la producción de metales preciosos registró un descenso importante. El volumen de producción de oro fue de 22 toneladas con un decremento de 6% respecto al año previo. La producción de plata decreció 6.4% al totalizar un volumen de 2,946 toneladas⁽¹³⁾.

La causa principal de la caída en la producción de oro fue el menor volumen registrado por Industrias Peñoles durante el año de estudio, el cual alcanzó una cifra de 10,687 kilogramos, 6.1% menos que el año anterior, debido en su mayor parte al cierre de la mina Las Torres.

Por su parte, la caída en la producción de plata se debió a los menores volúmenes obtenidos en las dos principales empresas productoras del mineral; la producción de Industrias Peñoles cayó 8% al finalizar el año en 1,506 toneladas, en tanto que la producción de Grupo México decreció 5.3% ubicándose en 426 toneladas durante 2003.

La menor producción de plata de Industrias Peñoles fue resultado del cierre de las minas Las Torres, El Monte y La Encantada, menor ley en la mina La Ciénega y una menor molienda en Tizapa.

En contraste, la tercera empresa más importante productora de plata, Luismin, alcanzó un volumen de producción de 189 toneladas, lo que representó un incremento de casi 89% con respecto a lo registrado en 2002.

La actual crisis de los precios de los metales ha provocado problemas en la economía de muchas industrias extractivas que obliga a tomar medidas drásticas para mantenerse económicamente, entre ellas ha sido reducción de personal o cierre completo de las mismas. Esto en un futuro traerá serios problemas económicos - sociales, además de una baja considerable en la producción de los metales a nivel mundial.

Una alternativa para enfrentarse a la crisis de los metales, es la de reducir los costos de producción ó reprocesar sus desechos. Para lo cual es necesario realizar investigación, que permitan rediseñar las tecnologías ya existentes.

En este sentido la compañía Real del Monte y Pachuca, en su planta de beneficio de Loreto ubicada al norte de la ciudad de Pachuca, durante décadas de operación sus desechos industriales ó colas, han sido depositados en la presa de jales ubicados al sur de la ciudad, estimándose en varios millones de toneladas.

Actualmente las colas de flotación Bulk son enviadas hacia la presa de jales., tienen un análisis químico de 18.5 gr/ton de plata y 0.11 gr/ton de oro en promedio, siendo la cotización de la onza troy de plata y oro es de 5.81 y 389.18 dólares.

Por lo anterior observando el alza de los metales preciosos a nivel mundial y se hace económicamente atractivo para realizar un estudio que permita realizar el beneficio de dichos residuos.

Por lo tanto la compañía determinó realizar estudios de investigación para recuperar los metales preciosos contenidos en las colas, lo cual se propone hacer un estudio sin remolienda por los procesos de flotación-cianuración y cianuración directa con las mejores condiciones y con el porcentaje de sólidos que sale hacia la presa de jales que es de 23.6, tomando en cuenta que la compañía tiene equipos de flotación y cianuración para hacer una mínima inversión y así tener mayor probabilidad de ser un proyecto factible.

Por lo tanto el presente trabajo consta de tres capítulos, describiendo en el capítulo I los conceptos teóricos de la flotación y cianuración, incluyendo la definición, variables de mayor influencia, etapas específicas que están involucradas, ventajas y desventajas de los procesos, así como las actividades realizadas anteriormente con una descripción del circuito de flotación “bulk” de la compañía.

El capítulo II se describe la metodología que se siguió para realizar el desarrollo experimental abordando la descripción de materiales, reactivos y equipos que se emplearon para su realización.

El capítulo III presenta los resultados y discusiones de este estudio, finalmente se emiten las conclusiones, anexos y la bibliografía.



CAPITULO I. GENERALIDADES.

Normalmente el tratamiento metalúrgico previo a la extracción suele contemplar tendencias bien definidas, la primera es cuando la asociación mineralógica corresponde a metales en forma de sulfuros (sean simples o complejos) y la segunda relativa a la ausencia de los primeros, pero con notable alteración a minerales secundarios (óxidos, carbonatos, etc.) de los metales base (principalmente plomo, cobre, zinc y hierro). Cuando las características y respuesta de las menas a la concentración no son viables se ha optado por técnicas hidrometalúrgicas para la recuperación de valores, donde se suele encontrar a minerales del tipo oxidado con bajos contenidos de azufre^(2 y 7).

La naturaleza de los concentrados obtenidos a partir de menas primarias sulfuradas son productos con marcada predominancia de metales preciosos asociados y que al concentrar los sulfuros, también se concentran valores de oro y plata, estos se encuentran normalmente diseminados en los minerales de plomo, hierro y cobre, y en algunos casos específicos en la ganga o en otros minerales base.^(2 y 7)

Algunos casos en los que la asociación elemental está regida por el azufre son: Pb-Zn, Pb-Zn-Cu, Cu-Ni, Co-Ni, Cu-Mo, Ni-Fe, de ellos tanto el oro y la plata tienen especial afinidad por alguno y normalmente la distribución suele seguir tendencias bien diferenciadas. En México, particularmente el sistema Pb-Zn representa la mena más extendida y de mayor frecuencia en el tratamiento, en esas operaciones los valores de plata están marcadamente distribuidas en el plomo, posteriormente en orden decreciente en el zinc, piritas y finalmente minerales de ganga. Para estas condiciones, el oro sigue la misma tendencia, salvo que es más común encontrarlo en las piritas que en la esfalerita y normalmente se encuentra en pequeñas concentraciones, por lo que respecta al oro sus leyes varían entre 0.1 y 10.0 gr/ton y para la plata desde 50.0 hasta 350 gr/ton en la mena⁽²⁾.

En el caso de menas secundarias oxidadas su tratamiento es más heterogéneo como lo es su constitución y normalmente los minerales no susceptibles de concentración física o fisicoquímica pero los contenidos importantes de valores son cianurados directamente y cuando las condiciones de alteración lo permiten se procede con la percolación⁽²⁾.

I. 1 Concentración de minerales por flotación.

La concentración por flotación es un proceso fisicoquímico, de separación y enriquecer los minerales que se encuentran en la corteza terrestre con una concentración demandada por la industria.

Los minerales son previamente molidos hasta que los constituyentes o sulfuros son liberados. Una vez que las especies minerales, contenidas en la mena están liberadas, son suspendidas en una solución acuosa mediante una agitación apropiada. El proceso consiste en separar selectivamente el mineral valioso de la cola. Para esto se generan burbujas de gas o aire a través de la pulpa para que el mineral valioso se adhiera selectivamente a las burbujas las cuales tienden a flotar hacia la superficie dando lugar a una capa de espuma que es retirada por arrastre mecánico o derrame libre. Para que las partículas minerales se adhieran a las burbujas de gas es necesario que previamente hayan sido hidrofóbizadas mediante la adsorción de reactivos que modifican la superficie de la partícula para que exista dicha adsorción es necesario un enlace apropiado entre los colectores y las superficies de las partículas a flotar, como se muestra la Figura 1⁽³⁾. El primer paso de la flotación es reemplazar la interfase mineral líquido por la interfase mineral – gas, lográndose mediante reactivos de flotación para dar lugar a una superficie hidrofóbizada. Las partículas de la ganga tendrán una superficie hidrófila no siendo flotables bajo esta condición.

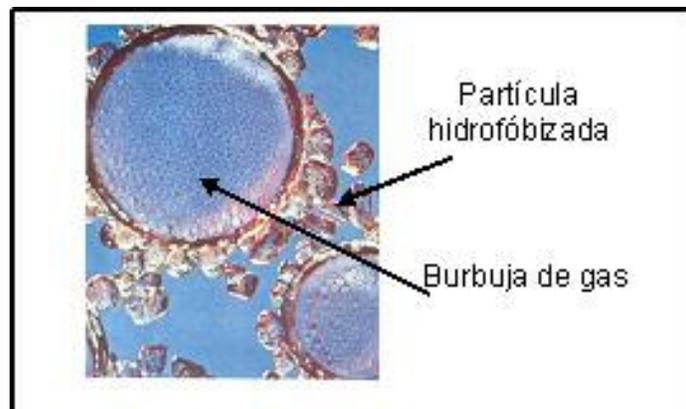


Figura 1. Partícula hidrofóbizada.



La flotación involucra las siguientes etapas:

1. Moler el mineral a un tamaño que es lo suficientemente fino para poder liberar los valores.
2. Preparar las condiciones favorables de adición de reactivos y tiempo de acondicionamiento, para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
3. Crear una corriente de aire ascendente para formar burbujas en la pulpa.
4. Formación de una cama de espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
5. Remoción de la espuma cargado de mineral valioso(concentrado).⁽⁶⁾

La flotación tiene las siguientes ventajas:

1. Tratamiento de grandes volúmenes.
2. Tratamiento de minerales de baja ley.
3. Tratamiento de minerales complejos.
4. Tratamiento de minerales de diferente textura.
5. Tratamiento de diferentes pesos específicos
6. Proceso selectivo que permite obtener diferentes concentrados simultáneamente.
7. Proceso de fácil montaje de maquinaria.

I.1.1 Variables del proceso de flotación.

I.1.1.1 Características de los minerales.

Las características de los minerales, tales como la composición mineralógica, estructura, presencia de impurezas, etc., predeterminan las condiciones requeridas de flotación. La separación de los minerales depende de los minerales asociados, por ejemplo, la separación de fluorita y fosfato de cuarzo es mucho más fácil que separarlos de dolomita y calcita.

La preparación de minerales, se aplica a la concentración mecánica de menas aprovechando las propiedades físicas o fisicoquímicas como son:

- 1 Dureza.
1. Texturas.
- 2 Peso específico.
- 3 Energías superficiales.
- 4 Propiedades eléctricas.
- 5 Propiedades magnéticas.
- 6 Adsorción.



El objetivo de la preparación es la liberación ó desprendimiento de los minerales valiosos de la ganga, siendo de gran importancia principalmente en menas complejas compuestas de 2 ó 3 sulfuros en una proporción de porcentaje considerable económicamente, donde se dificulta la separación de estos elementos y como ejemplos se tiene a las menas de cobre-fierro, plomo-zinc y plomo-zinc-cobre.

I.1.1.2 Tamaño y forma de las partículas.

El tamaño óptimo de la partícula, depende de las propiedades de la superficie, gravedad específica y la forma. Los minerales que poseen una propiedad más fuerte de repeler al agua y poseen a la vez una baja gravedad específica, pueden ser flotados junto con tamaños más grandes, por ejemplo el carbón puede ser flotado en un rango de tamaño de 1.5 a 2 mm. Por otro lado minerales que presentan una estructura cúbica poseen una alta gravedad específica tales como galena(PbS) que pueden ser flotados fácilmente.

La presencia de partículas finas conocidas como lamas en la pulpa, usualmente causan efectos contrarios en la flotación ya que reduce la velocidad de la misma e incrementa el consumo de reactivos y decrece la selectividad.

En el caso de los minerales sulfurosos, el efecto del tamaño es mucho más importante debido que las partículas pequeñas son oxidadas más rápidamente, además el paso de los minerales a la solución se incrementa cuando decrece el tamaño de partícula. Esta situación conduce a una reducción en la selectividad, baja calidad de los concentrados y un alto consumo de reactivos.

I.1.1.3 Densidad de pulpa.

La densidad de la pulpa puede ser considerada como el porcentaje de sólidos contenidos en la pulpa expresada, basándose en volumen o peso.

La densidad de la pulpa tiene un gran efecto en la flotación ya que cuando se incrementa la densidad, el tiempo de retención en la celda de flotación y la concentración volumétrica de reactivos se incrementa, esto podría parecer que el mejor resultado puede ser obtenido para la máxima densidad, sin embargo, una excesiva densidad nos llevará a obtener resultados adversos tales como la flotación de minerales de tamaño fino de la ganga, demasiada aireación de la pulpa y la reducción de la calidad del concentrado. La densidad de pulpa usada en la práctica varía de 15 a 40% de sólidos. Alta densidad es empleada en operaciones de flotación primaria (rougher) en concentración de minerales pobres y operaciones de purificación.

I.1.1.4 Tiempo de acondicionamiento.

Durante el acondicionamiento se agregan los reactivos para preparar a las partículas para ser flotadas, durante un tiempo determinado, el cual debe ser determinado en el laboratorio, ya que si no se tiene un tiempo ideal, no se tiene una eficiencia completa de los reactivos sobre el mineral. El acondicionamiento se realiza en un recipiente o tanque provisto de un mecanismo de agitación con propela, tubo desarenador como se observa en la Figura 2⁽⁴⁾

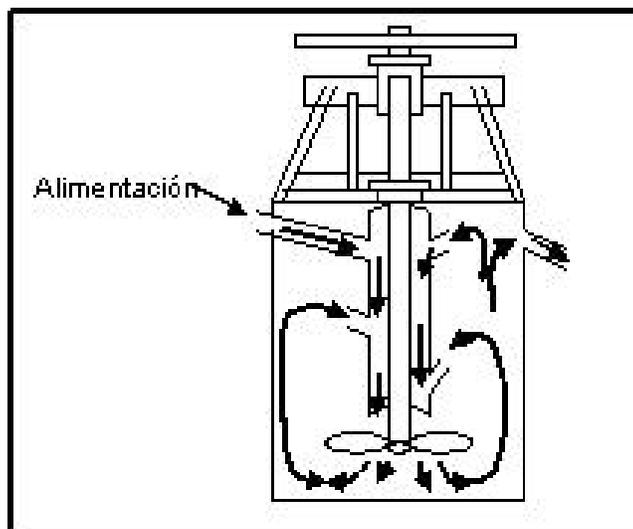


Figura 2. Tanque acondicionador Denver.

I.1.1.5 Tiempo de flotación.

El tiempo de flotación es considerado donde se recupera el mineral en forma de concentrado rico en mineral hasta que la espuma que se produce se agote. Para determinar el tiempo de flotación ideal se utilizan los pesos y análisis químicos de cada etapa de la concentración, para determinar la distribución del mineral de cada etapa. Esta información es graficada como recuperación contra tiempo acumulado de flotación para determinar el límite práctico de tiempo de flotación⁽³⁾.

I.1.1.6 Reactivos.

La mayoría de los minerales son naturalmente hidrofílicos. Para lograr una separación por flotación, las superficies del mineral tienen que volverse selectivamente hidrofóbicas. Esto puede lograrse mediante la regulación de la química de la solución, seguida por la adición de un colector que selectivamente se absorba y proporcione la superficie hidrofóbica requerida⁽⁵⁾.



I.1.1.6.1 Colectores.

Todos los minerales se clasifican en tipos no-polares o polares según sus características superficiales. Las superficies de los minerales no polares se caracterizan por enlaces moleculares relativamente débiles. Los minerales están compuestos de moléculas covalentes que se mantienen juntas por las fuerzas de Vander Waals., las superficies no-polares no se unen fácilmente a los dipolos del agua y en consecuencia son hidrofóbicas. Los colectores son moléculas o iones orgánicos que se adsorben selectivamente sobre las superficies minerales. Tiene que convertir en hidrofóbica la superficie del mineral para que haya adherencia entre burbuja y partícula y además deben reducir el tiempo de inducción, para asegurarse de que ocurra la adherencia en la colisión entre burbuja y partícula^(4 y 5).

La Tabla 2 muestra la mayoría de los colectores de mayor uso, tanto aniónicos como catiónicos.

Tabla 2 Tipos de colectores.

Aniónicos	
Alquimercaptano. $R-SN$	
Alquil ditiocarbonato (xantato)	$R-O-C(=S)-N(H)R'$
Diaquil disulfuro (Dixatógeno)	$R-O-C(=S)-S-S-C(=S)-O-R'$
Formiatos de xantógeno	$R-O-C(=S)-S-C(=O)-O-R'$
Diaquil ditiocarbonatol	$R-O-C(=S)S^- Na^+$
Diaquil tiocarbamato	$R'-N-C(=S)S^- Na^+$
Tiocarbaniluro	$Ph-NH-C(=S)-NH-Ph$
Marcaptobenzotiazolo	$Ph-C_4H_3N_2S^- Na^+$
Diaquil ditioposfato	$R-O-P(=S)(S^-)Na^+$
Carboxilato (ácido graso)	$R-C(=O)O^- H^+$
Alquisulfato	$R-O-S(=O)_2-OH$
Alquil aril sulfonato (sulfonato de petróleo)	$Ph-S(=O)_2-OH$
Catiónicos	
Amina primaria	$R-NH_3^+ Cl^-$
Amina cuaternaria	$R^I-N^+(R^II)(R^III)R^IV Cl^-$



Los colectores aniónicos del tipo tiol, en los que el grupo polar contiene azufre bivalente, se utiliza para la flotación de minerales sulfurosos. Los xantatos y los ditiofosfatos son los de mayor uso; los dialquil tionocarbamatos han sido bien aceptados en años recientes.

Los colectores catiónicos tienen la característica de que el catión produce la repulsión al agua cuando el grupo polar se basa en nitrógeno pentavalente, las aminas son las más comunes (Tabla 2)^(4 y 5).

I.1.1.6.2 Reguladores.

Los reguladores o modificadores se usan mucho en la flotación para modificar la acción del colector, ya sea intensificado reduciendo el efecto repelente al agua sobre la superficie mineral y de esa manera hacen mas selectiva la acción de colector hacia ciertos minerales. Los reguladores se pueden clasificar como activantes, depresores o modificadores del pH.

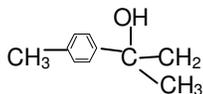
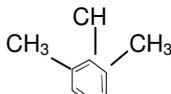
Los activadores son reactivos que alteran la naturaleza química de las superficies del mineral de tal modo que se convierten en hidrofóbicas debido a la acción posterior del colector. Los activadores generalmente son sales solubles que se ionizan en solución y los iones reaccionan entonces con la superficie mineral⁽⁴⁾.

I.1.1.6.5 Espumantes.

Los espumantes son reactivos orgánicos solubles, en agua que se adsorben en la interfase aire-agua. Son moléculas heteropolares (Tabla 3), con un grupo polar que da la solubilidad en agua, y un grupo hidrocarbonado no polar. En la Figura 3 se muestra la acción del espumante.

El espumante es necesario para formar una espuma arriba de la pulpa, que sea lo suficientemente estable para evitar la desintegración que la misma y el retorno subsecuente de las partículas a la pulpa antes de que aquella sea removida. Es importante que la espuma se desintegre rápidamente una vez que se remueve, ya que de no ser así, se tienen problemas en el bombeo de la pulpa y en los subsecuentes pasos de procesamiento⁽⁴⁾.

Tabla 3 Tipos de espumantes.

Espumantes	
Eter glicol polipropileno $CH_3 - (O - C_3H_7)_n - OH$	Terpeneol (Aceite de pino) 
Metil isobutil carbino $ \begin{array}{ccccccc} CH_3 & - & CH & - & CH_2 & - & CH & - & CH_3 \\ & & & & & & & & \\ & & CH_2 & & & & OH & & \end{array} $	Xilenol (Ácido cresílico) 

Otro requisito importante de un espumante es que no se adsorba sobre las partículas minerales: así un espumante actuara como colector y se reduciría la selectividad del colector en uso. Algunos colectores como los ácidos grasos, exhiben ciertamente propiedades espumantes. Sin embargo, para lograr un buen control en operación, debe minimizarse la interacción del agente espumante con el colector⁽⁵⁾.

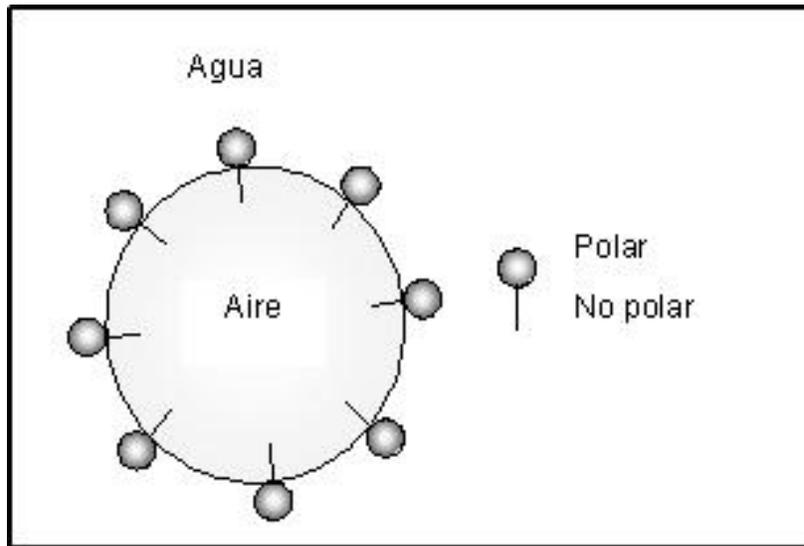


Figura 3. Acción del espumante.

Los alcoholes y compuestos afines, tales como los éteres, eter glicol, tienen gran utilidad como espumantes, debido en gran parte a su incapacidad para adsorberse sobre las partículas de los minerales, por lo que no actúan como colectores. Los alcoholes aromáticos procedentes de fuentes naturales, como el aceite de pino o el ácido cresílico, se han utilizado extensamente. Cualquier compuesto que se adsorba en la interfase aire-agua tiene propiedades espumantes.

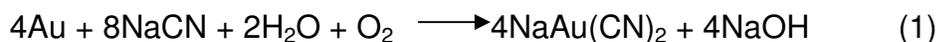


I.2 Cianuración.

El proceso de cianuración es un método de lixiviación mediante el cual un elemento o compuesto es disuelto con la adición de un solvente apropiado, en este caso es el cianuro de sodio. En México en los primeros años del siglo pasado por los años 1905, 1906, ya operaban en el país algunas plantas de beneficio de oro y plata por este método. Hasta antes de este proceso, casi todas las plantas beneficiaban por medio de amalgamación con mercurio, el cual se hizo no costoso al disminuir la ley de los minerales⁽⁷⁾.

Actualmente se usa el cianuro de sodio para la lixiviación en minerales de oro y plata, porque es el que se produce a escala industrial, aunque también se ha usado y se puede usar cianuro de potasio o calcio.

El proceso de cianuración del oro y plata esta representado por la ecuación de Elsner's:



La reacción es un proceso de corrosión en el que el oxígeno toma electrones en una parte de la superficie metálica (zona catódica), mientras el metal los ceden a otra (zona anódica).

I.2.1 Métodos de cianuración.

Los métodos de cianuración se clasifican en dos dependiendo del estado que guarde el mineral durante el proceso:

- 1) Estáticos.
- 2) Dinámicos.

Los procesos estáticos son aquellos procesos en donde el mineral se encuentra en un estado estacionario y por lo tanto no existe movimiento alguno que pueda estimular la disolución, entre los mas importantes se encuentra la cianuración en:

- a) Montones
- b) Percolación.
- c) Percolación inundada.

La cianuración en montones consiste en acarrear mineral y formar pequeños cúmulos para que por medio de expreas sea irrigada la solución diluida de cianuro en

la superficie con el fin de obtener en la parte inferior solución rica que posteriormente se depositará en un tanque como se muestra en la Figura 4⁽²⁾.

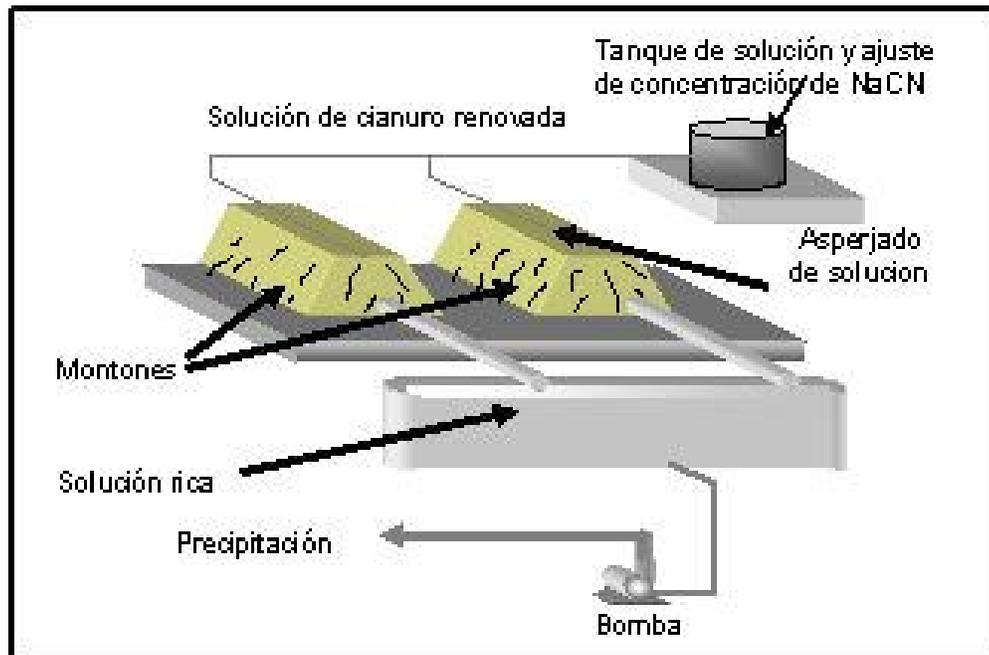


Figura 4. Diagrama esquemático de cianuración en montones.

Así mismo la cianuración por percolación utiliza el mismo método que la cianuración por montones a diferencia que los depósitos de mineral son aún más grandes, como se muestra en la Figura 5⁽²⁾.

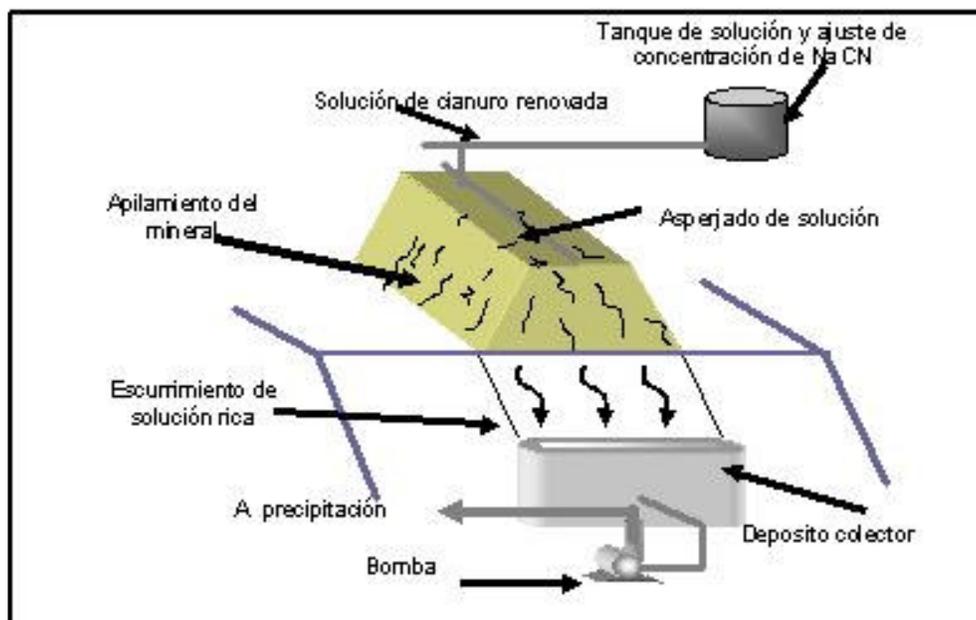


Figura 5. Diagrama esquemático de cianuración por percolación.

Otro método utilizado es la cianuración por percolación inundada, el mineral se introduce dentro de un depósito para inundarlo con una solución de cianuro y posteriormente por escurrimiento se obtiene la solución rica, la cual es enviada a precipitación, como se muestra en la Figura 6⁽²⁾.

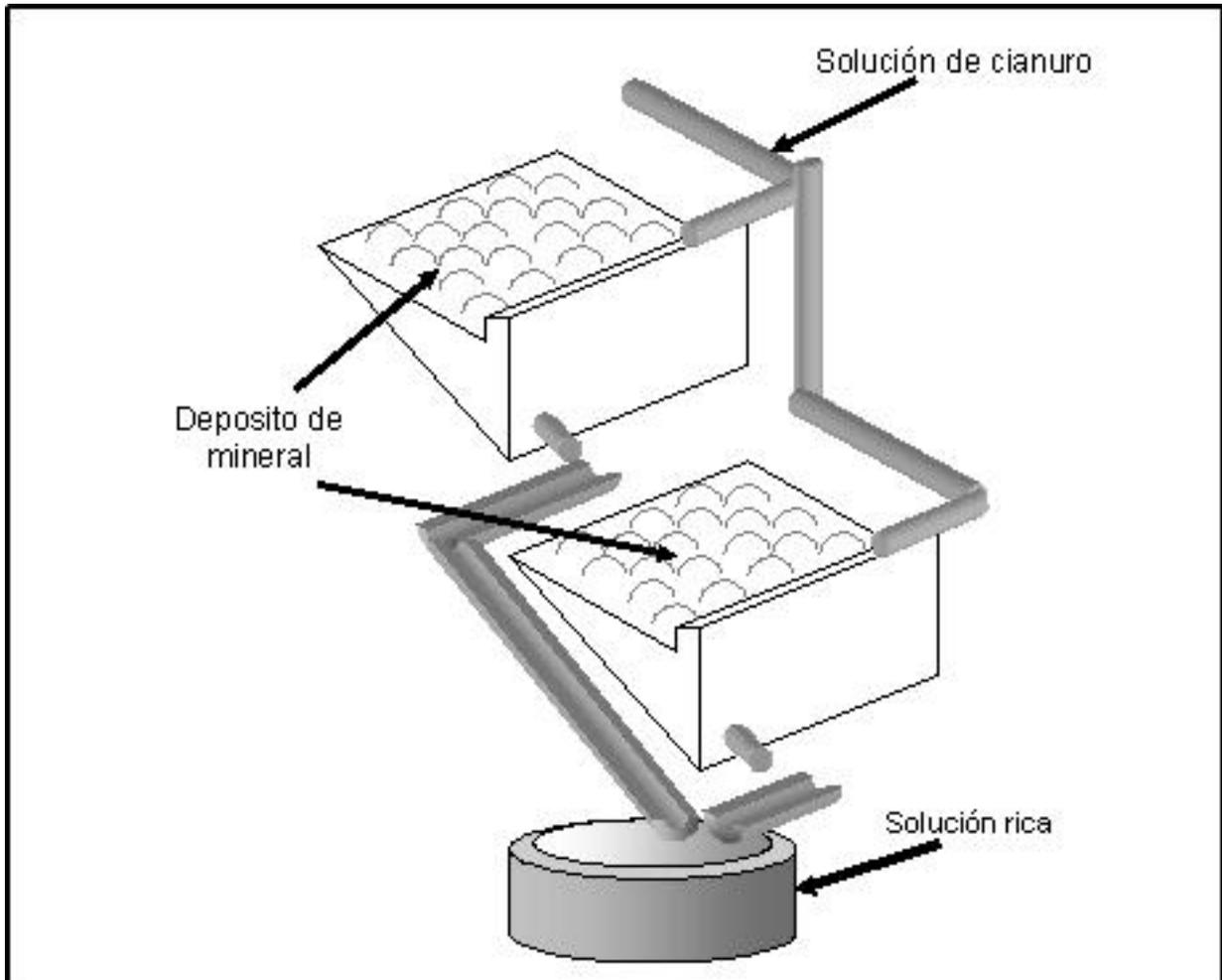


Figura 6. Diagrama esquemático de cianuración por percolación inundada.

Es importante mencionar que en estos métodos la solución en valores metálicos siempre se obtiene por fenómeno de percolación en donde la solución de cianuro disuelve en su trayectoria los valores, estos procesos son utilizados generalmente para minerales de baja ley en donde solo costearía realizar la explotación y trituración de mineral con el único inconveniente de que la disolución puede tardar meses⁽²⁾.

Por otro lado los procesos dinámicos están asociados con algún tipo de agitación la cual estimula la disolución, los equipos diseñados se clasifican en neumáticos o mecánicos. La agitación como tal tienen dos propósitos fundamentales, primeramente mantener los sólidos en suspensión y segundo, aportar los requerimientos de oxígeno para la disolución.

El tiempo de contacto y disolución durante la lixiviación varia considerablemente dependiendo del mineral, para el caso de menas auríferas pueden durar de 16 a 48 horas, aunque para minerales argentíferos requiere un mayor tiempo de disolución y la relación sólido líquido puede variar de 1:1 a 3:1. Existen tres tipos de agitadores que se usan regularmente en la industria de la metalurgia extractiva, los de agitación conocidos como tipo "Denver" como se muestra en la Figura 7, estos constan principalmente de una propela de tipo marino, que se encuentra suspendida mediante una flecha de transmisión que al mismo tiempo es impulsada por un motor, aunque en algunos casos se les puede adaptar un sistema de inyección de aire^(2 y 8).

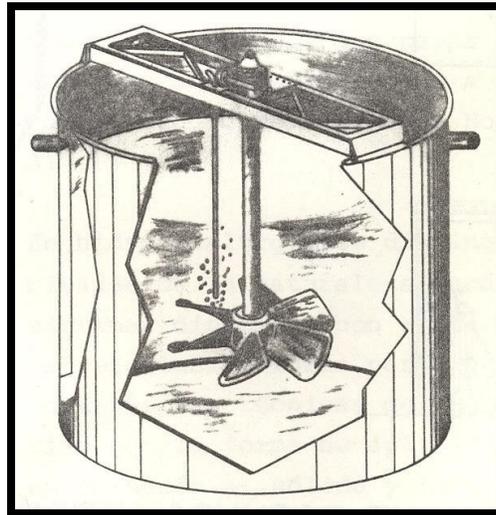


Figura 7. Agitador Denver con propela tipo marino.

Dentro del tipo neumático existen los tanques Pachuca quienes carecen de agitador alguno como se muestra en la Figura 8, por ultimo el tanque Dorr-Oliver, que es una combinación del tipo mecánico - neumático y consta principalmente de unas rastras que se encuentran en el fondo del tanque como se puede ver en la Figura 9^(2 y 8).

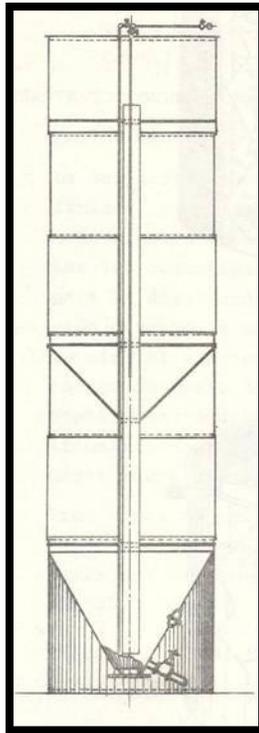


Figura 8. Tanque Pachuca.

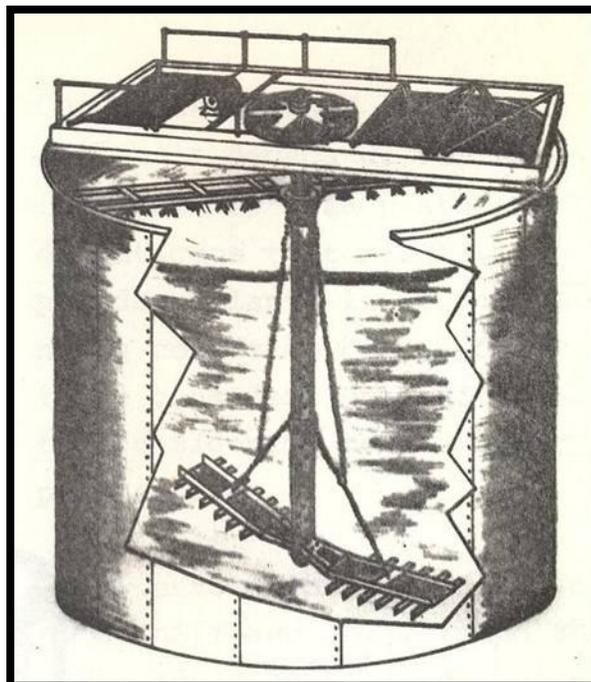


Figura 9. Agitador tipo Dorr-Oliver con propela de rastras



I.2.2 Variables del proceso de cianuración.

En los procesos de disolución es necesario realizar un estudio de las variables de mayor influencia sobre el sistema, para el caso particular de la cianuración de metales preciosos como el oro y la plata, a continuación se describe el efecto de las variables que se tienen durante el proceso.

I.2.2.1 Relación agua sólido.

La cianuración usualmente se realiza con densidades de pulpa entre 35% y 50% de sólidos, dependiendo de la gravedad específica del mineral, del tamaño de partícula, de la presencia de minerales que afecten la viscosidad (arcillas) y de la capacidad de producción instalada.

Los fenómenos de transporte de masa se ven favorecidos cuando la densidad de pulpa es baja, sin embargo el tiempo de retención de los sólidos debe aumentarse a medida que se incrementa el porcentaje de sólidos; pero el consumo de reactivo es minimizado con un incremento en la densidad de pulpa.

I.2.2.2 Área superficial.

Como en el caso de cualquier reacción heterogénea, la velocidad de disolución es directamente proporcional al área superficial en la mayoría de los procesos de lixiviación. Sin embargo en minerales que contienen cianicidas (Cu, Fe), la reducción del tamaño de partícula disminuye la velocidad de disolución, debido al consumo de cianuro de estas especies. El tamaño de partícula típico para una cianuración, esta entre $80\% < 150\mu\text{m}$ y $80\% < 45\mu\text{m}$ ^(8 Y 9).

I.2.2.3 Rapidez de agitación.

Muchos estudios han reportado que la disolución de oro y plata en soluciones de cianuro reportan que la velocidad de disolución se incrementa con la rapidez de agitación, hasta un límite de 150 rpm, después de la cual disminuye y permanece casi constante^(2 Y 7).

I.2.2.4 Temperatura.

Podría esperarse que el incremento de la temperatura aumentará la velocidad de las reacciones de disolución, pero disminuirá el contenido de oxígeno en la solución. Por consiguiente debe haber una temperatura óptima para la velocidad máxima de disolución de oro y plata. Muchos estudios han encontrado que a 85 °C es la temperatura adecuada para realizar este proceso ya que la descomposición del cianuro es apreciable arriba de 110 °C. Una elevada temperatura solo se usa para minerales de alta ley, debido al costo asociado en la temperatura y los requerimientos adicionales de oxígeno y cianuro libre.



I.2.2.5 Concentración de cianuro.

Durante la disolución de oro y plata en soluciones de cianuro, la relación del consumo de cianuro con respecto al oxígeno es de 2:1, el aumento en la concentración de cianuro tiende a provocar mayor disolución de los valores, sin embargo con concentraciones elevadas existe el riesgo de disminuir la disolución debido a la formación de complejos que se precipitan en sólidos, creando alrededor de la partícula una película impenetrable de iones cianuro, por lo tanto es importante determinar la concentración adecuada para cada mineral en particular.

I.2.2.6 pH y concentración de oxígeno.

La adición de cal es necesario para mantener un pH alcalino entre 10.5 y 11.5, para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis y para neutralizar cualquier ácido del mineral que de otra manera liberaría ácido cianhídrico y causar precipitación de iones metálicos no deseados, lo que presenta una desventaja desde el punto de vista ecológico y favorecería la floculación y sedimentación de lamas.

Otro factor determinante en el proceso de cianuración es la presencia de oxígeno, mientras más oxígeno se inyecte, es más rápida la disolución debido a que se incrementa la velocidad de intercambio de los electrones.

Sin embargo no es fácil el control de la concentración del agente oxidante por la baja solubilidad de oxígeno en agua bajo condiciones atmosféricas, en consecuencia para lograr la mayor velocidad de disolución en un proceso convencional, se utiliza aire para proveer el oxígeno necesario, el cual está determinado por las condiciones de presión y temperatura. A nivel del mar a 23° C, la concentración de saturación de oxígeno disuelto en una solución es de 8.2mg/lit, este valor decrece con un incremento de altitud y temperatura⁽⁸⁾.

En la práctica existen dos métodos para incrementar la concentración de oxígeno disuelto, uno es realizar el proceso a presión y utilizar aire u oxígeno, aire enriquecido con oxígeno, peróxido de hidrógeno y el otro es utilizar dispositivos para la inyección de aire u oxígeno, por otra parte se han propuesto agentes oxidantes como alternativa para incrementar la cinética de la disolución de los metales preciosos en soluciones alcalinas de cianuro, entre los que se incluyen los peróxidos de bario, sodio, potasio, calcio y manganeso, clorato de potasio, permanganato de sodio y ferrocianuro de sodio, sin embargo en general por su alto costo, estos reactivos no tienen ninguna aplicación comercial^(2 y 8).

La química de las soluciones en sistemas oro y plata-cianuro se representan en diagramas de estabilidad acuosa donde se grafica logarímicamente Eh-pH, a partir de los cuales es posible predecir sobre una base termodinámica la conducta de un elemento determinado con respecto al sistema que lo contiene. Estos diagramas tienen significado directo en procesos químicos en campos tales como ciencia de la corrosión, hidrometalurgia, procesamiento de minerales, geoquímica y control de la contaminación del medio ambiente⁽²⁾.

En las Figuras 10 y 11 se ilustran dos diagramas correspondientes al sistema Au-CN-H₂O y Ag-CN-H₂O a 25°C. Donde la región de estabilidad de los complejos Au(CN)₂⁻¹ y Ag(CN)₂⁻¹ crece el incremento en la concentración de cianuro y descende con la concentración del metal. Así mismo estos complejos son muy estables en presencia de oxígeno⁽²⁾.

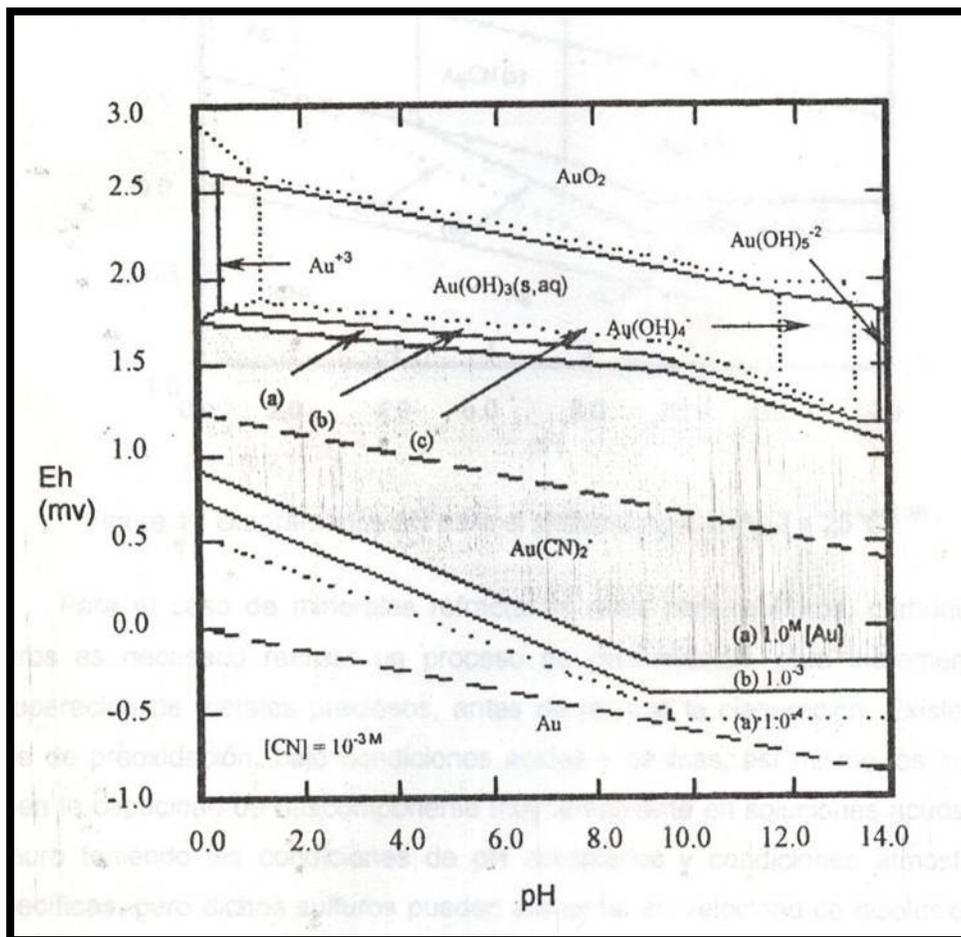


Figura 10. Diagrama Eh – pH para el sistema Au – CN – H₂O a 25°C.

Donde $[\text{CN}] = 10^{-3} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$; (a) $[\text{Au}] = 1.0 \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$, $\text{Au}(\text{OH})_3(\text{s})$; (b) $[\text{Au}] = 10^{-3} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$, $\text{Au}(\text{OH})_3(\text{s})$ (c) $[\text{Au}] = 10^{-6} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$, $\text{Au}(\text{OH})_3(\text{ac.})$.

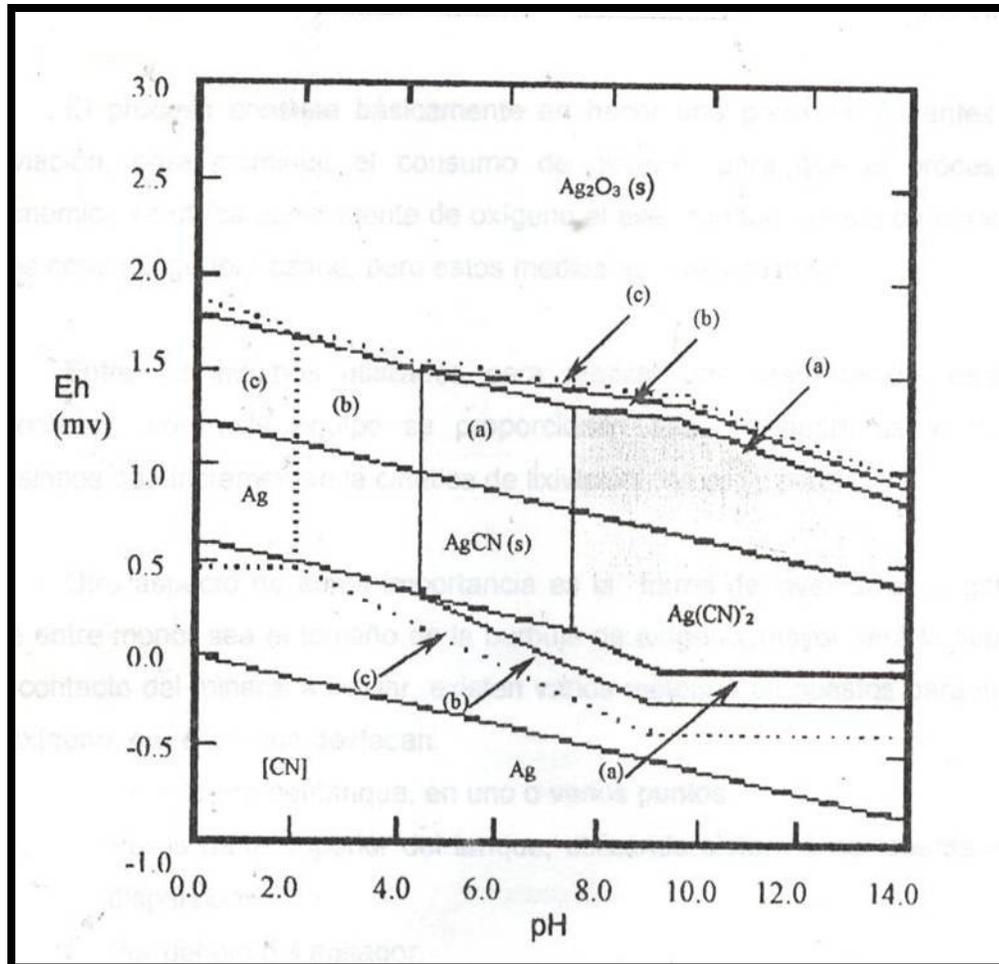


Figura 11. Diagrama Eh – pH para el sistema Ag – CN – H₂O a 25 °C.

Donde $[\text{CN}] = 10^{-3} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$; (a) $[\text{Ag}] = 1.0 \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$; (b) $[\text{Ag}] = 10^{-3} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$, (c) $[\text{Ag}] = 10^{-6} \text{ kmol}\cdot\text{m}^{-3}$. Las líneas verticales (a) y (b) representan el límite $\text{AgCN}(\text{s})/\text{Ag}(\text{CN})_2^{1-}$; La línea vertical (c) representa el límite $\text{Ag}^{1+}/\text{Ag}(\text{CN})_2^{1-}$.

La compañía Real del Monte y Pachuca, a realizado investigación metalúrgica sobre sus desechos industriales obteniendo beneficios económicos para esto se han realizado las siguientes actividades:

- Muestreo representativo de la presa de jales.
- Pruebas metalúrgicas a nivel laboratorio.
- Pruebas metalúrgicas a nivel planta piloto.

Obteniéndose resultados positivos bajo el siguiente proceso:

- Minado hidráulico.
- Remolienda.
- Lixiviación con carbón activado.
- Planta de despojo para el carbón activado.
- Precipitación, fundición y refinería.

En la Figura 12 se observa el circuito de flotación “bulk” que se tiene actualmente funcionando en la compañía, cuyo proceso involucra operaciones fundamentales, que son: la etapa de acondicionamiento de la pulpa que proviene de molienda y la flotación propiamente dicha.

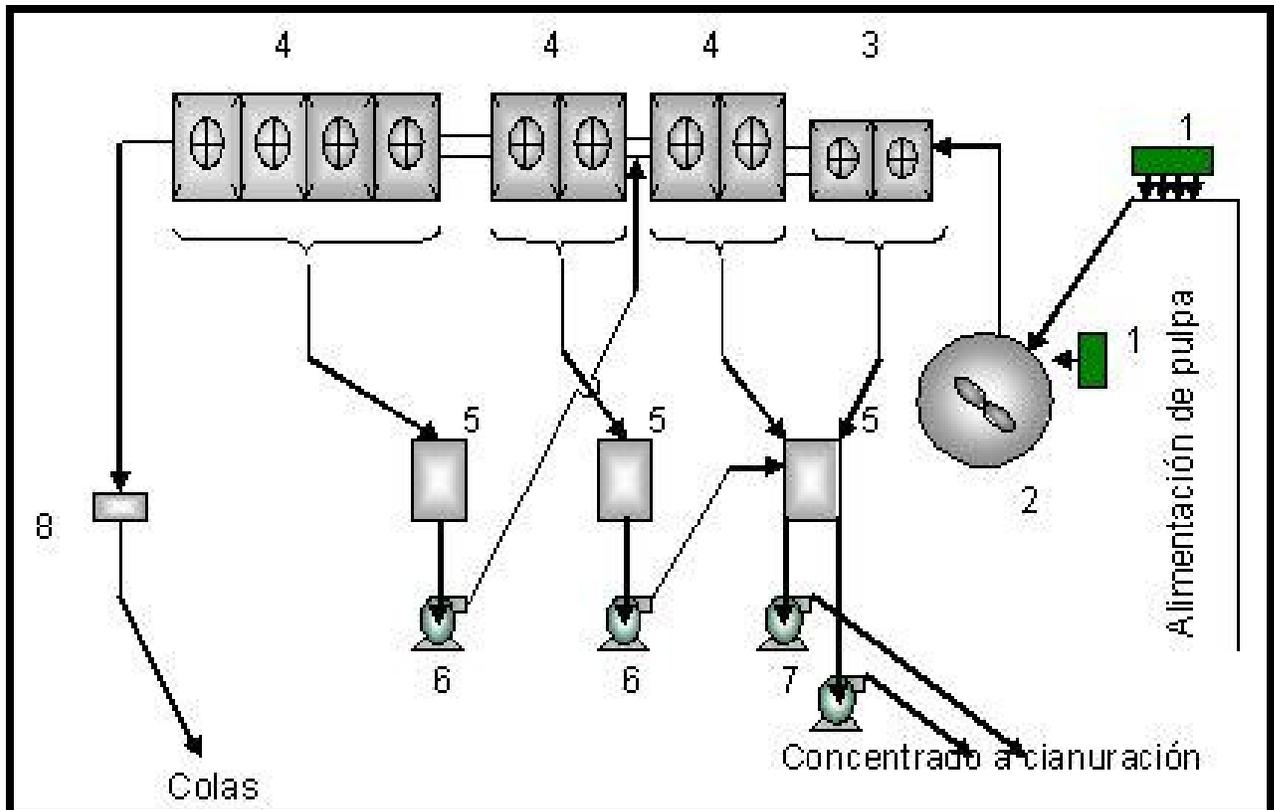


Figura 12. Circuito de flotación “Bulk”.



A continuación se muestra la simbología utilizada en la figura anterior.

1. Reactivero Jhons de copas.
2. Tanque acondicionador de 10' ft X 10' ft.
3. Celdas DENVER modelo DR-300.
4. Celdas DENVER modelo DR-500.
5. Recipientes donde se deposita el concentrado.
6. Bomba GALIGUER de 8 X 6 in.
7. Bomba DENVER SRL-C de 8 in X 6 in.
8. cortador muestreador

En la etapa de acondicionamiento la pulpa se recibe en un tanque acondicionador de 10' ft X 10' ft (2), donde por medio de un reactivero Jhons (1) de copas se adiciona los siguientes reactivos: xantato-350, promotor-242 y espumante-250, para preparar las partículas que serán flotadas.

La pulpa acondicionada es alimentada al proceso de flotación que consta de un circuito de celdas, con 8 celdas DENVER modelo DR-500 (4) y 2 celdas DENVER modelo DR-300 (3). En estas partículas de mineral son mantenidas en suspensión mediante agitación mecánica, así mismo en el fondo de estas se inyecta aire a presión, para crear una corriente ascendente de burbujas de aire en las que se han de adherirse los minerales valiosos de sulfuros, formando así camas de espuma de concentrado que se extrae de las celdas por derrame libre, por medio de canales de concentrado se deposita en un recipiente(5) que esta provisto de dos bomba DENVER SRL-C de 8 in X 6 in (7) encontrándose una de ellas en standby, la cual envía el concentrado obtenido hasta el proceso de cianuración⁽¹⁾.

Las colas de flotación son bombeadas hacia la presa de jales, estas son muestreadas por un cortador que realiza cortes cada 5 minutos tomando la muestra oficial por turno para formar un composito por día, que es preparada para análisis químico.

En la Tabla 1 se muestran los productos con pesos y análisis químicos del proceso de flotación bulk, donde se observan colas de plata de 19.10gr/ton y oro de 0.10 gr/ton, estos datos fueron obtenidos del anexo I.

Tabla 1. Datos de flotación bulk

Concepto	Peso promedio (ton/día)	Análisis químico (gr/ton)	
		Ag	Au
Cabeza	408.4	169.2	0.70
Concentrado	83.07	757.00	3.10
cola	325.33	19.10	0.10

CAPITULO II DESARROLLO EXPERIMENTAL.

La metodología para desarrollar el estudio, consistió en llevar a cabo el análisis químico del mineral de cabeza, adicionalmente se observó la morfología, se determinó las fases mayoritarias, posteriormente se realizó el estudio metalúrgico por los procesos de flotación – cianuración y cianuración directa, en la figura 13 se muestra un diagrama esquemático de la experimentación metalúrgica.

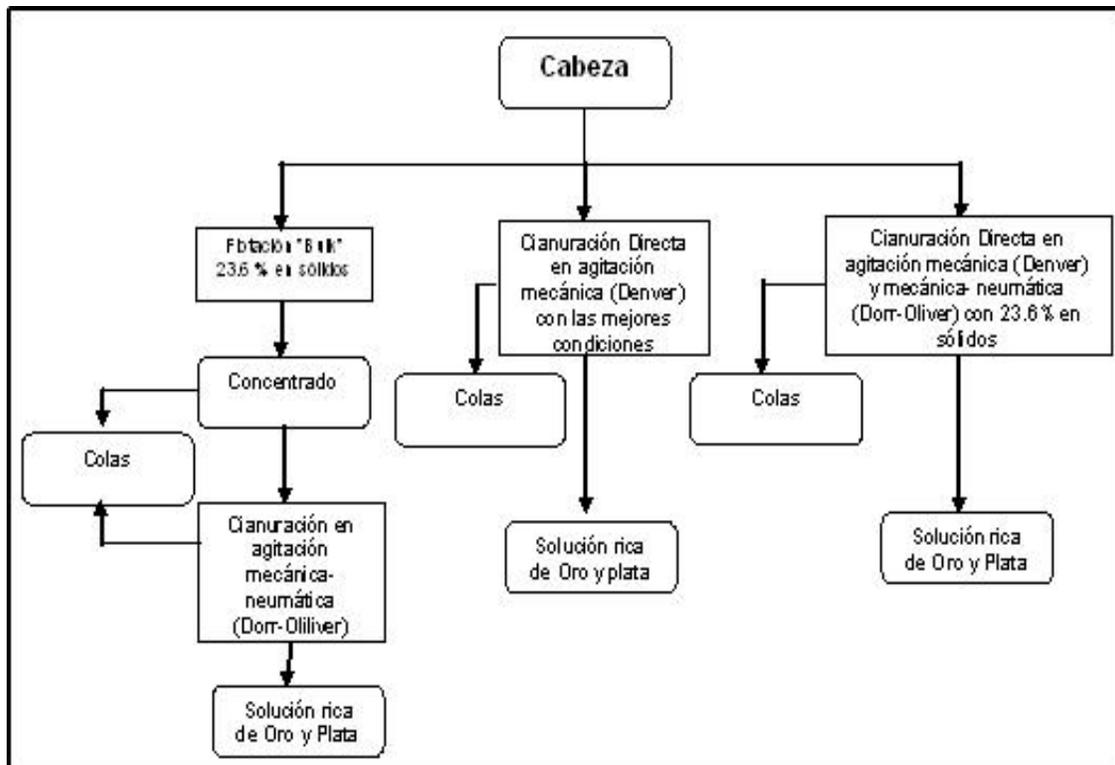


Figura 13. Metodología para experimentación.

II.1 Materiales, Reactivos y Equipos.

II.1.1 Mineral y Reactivos

Se utilizaron 20 kg de mineral, producto de un composito de cada turno de operación de un mes natural.

Para las pruebas de flotación se utilizó como colector el xantato 350 (amilo de potasio) recupera sulfuros de Ag, Au, Pb, Zn, Cu y Fe, el promotor usado fue P-245 (sal de amonio) mejora la recuperación de minerales de plata, el espumante utilizado fue el E-250 (Éter glicol polipropileno), y como regulador o modificador se utilizó el sulfuro de sodio (NaS) recomendado para flotar óxidos.

En pruebas de cianuración se utilizó cianuro de sodio grado industrial y cal viva con una reactividad de 60%.

II.1.2 Equipos.

El análisis químico se llevó cabo en un equipo de Absorción Atómica marca PERKIN ELMER modelo 4200 con un slit de 0.7 nanómetros, una corriente de 7 miliamperios, un flujo de acetileno de 2.5 lt/min; y un flujo de aire de 8.0 lt/min.

Para observar la morfología del mineral de cabeza se utilizó un microscopio electrónico de barrido marca JEOL, modelo 6300.



Figura 14. Microscopio electrónico de barrido.

El equipo utilizado es marca WILD HEERBRUGG-M3, consiste de tres lentes de aumento a 6X, 10X y 40X, se utilizó para observar e identificar algunas especies mineralógicas.



Figura 15. Microscopio Óptico.

En la identificación de las fases mayoritarias se utilizó un Difractómetro PHILIPS modelo X PERT.



Figura 16. Difractómetro de rayos X.

El análisis granulométrico se realizó en un rotap marca Tyler, modelo RX-29, serie 8000, utilizando una serie de tamices modelo Tyler con los siguientes números de malla: 60, 100, 170, 200, 325 y 500.



Figura 17. Rotap.

Para el estudio de flotación - cianuración se utilizó una celda de flotación a nivel laboratorio como se muestra en la Figura 18, con una capacidad de 600 ml de plástico, esta celda tuvo que ser fabricada por la falta de impulsores y difusores en el laboratorio para una celda mas grande; el cual esta provisto de un impulsor y un difusor, marca DENVER.

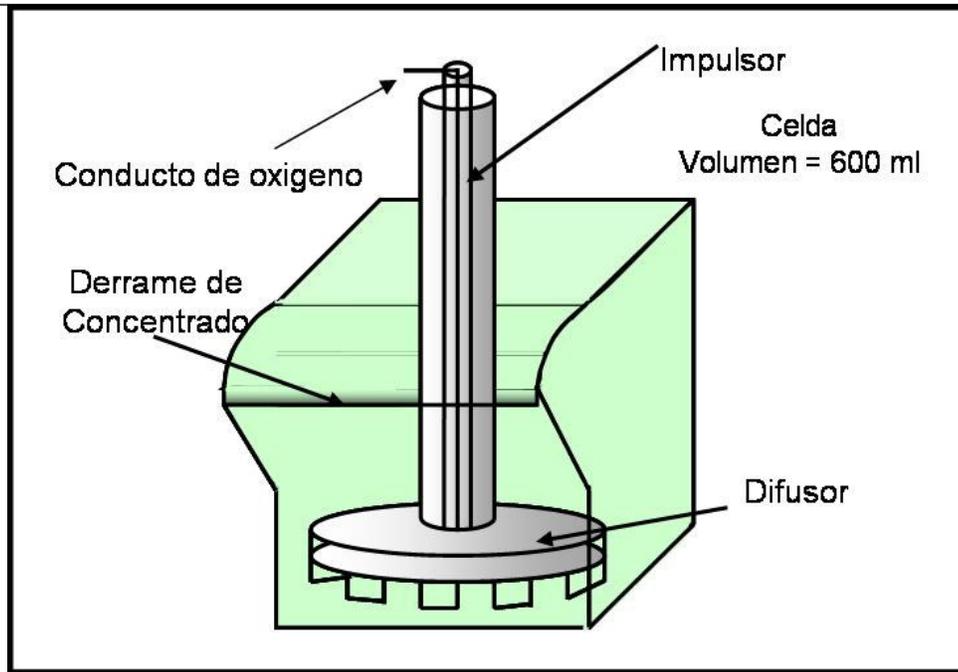


Figura 18. Celda de flotación.

En el estudio de cianuración se utilizaron unos rodillos mecánicos con frascos de plástico para una agitación mecánica, como se muestra en la Figura 15, donde los frascos tenían una velocidad de 40 rpm.

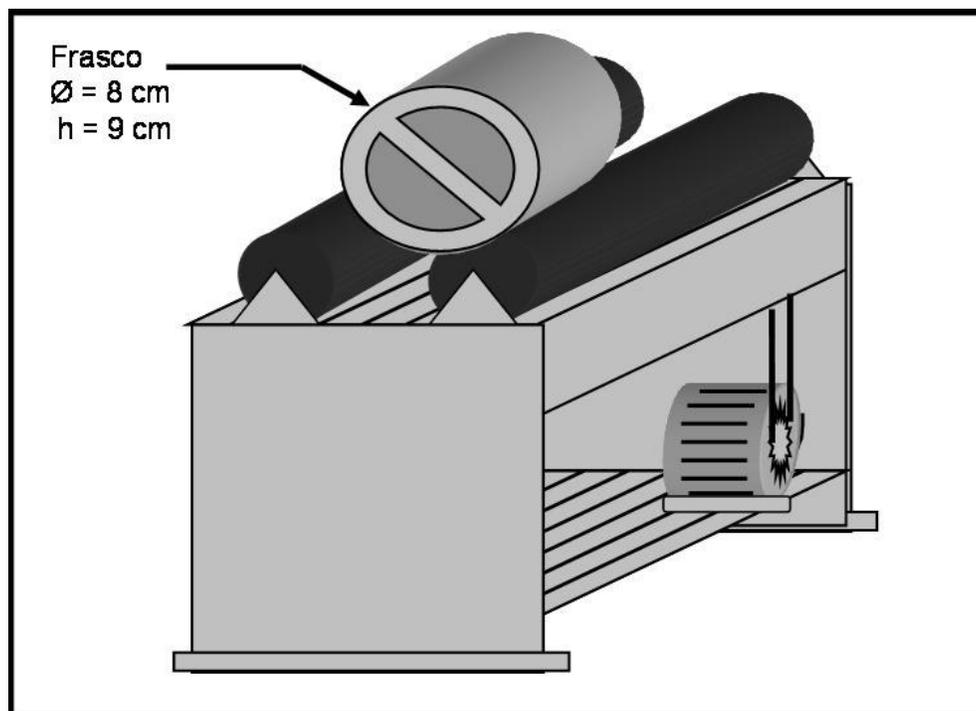


Figura 19. Rodillos mecánicos.

El reactor convencional que se utilizo en las pruebas de cianuración, simula un agitador tipo Denver y Dorr – Oliver, como se muestra en la Figura 20, el cual consiste básicamente en un reactor de plástico de una capacidad de 1lt., una tobera para la inyección de aire pegada a la pared del reactor, el cual esta provisto de una propela de paletas con dos hojas oscilantes de acero inoxidable, las cuales se impulsaban por medio de un motor modelo RZR1, marca CAFRAMO con una velocidad de 25 rpm.

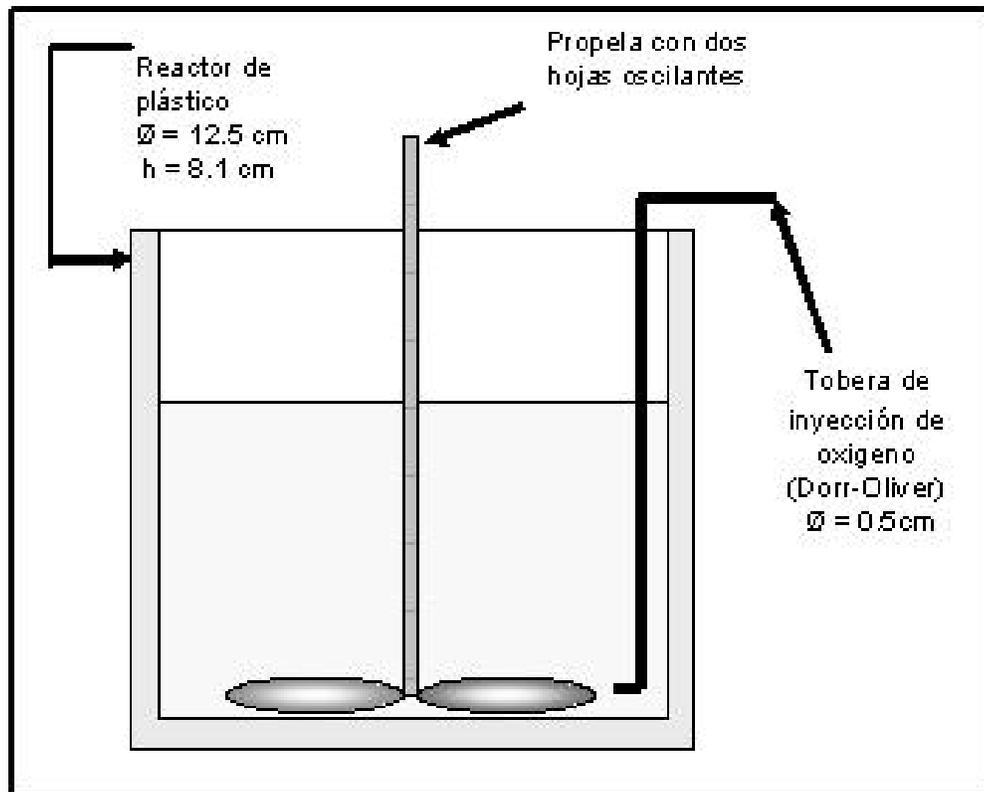


Figura 20. Reactor convencional de cianuración

II.2 Caracterización de mineral.

Para conocer las características fisicoquímicas y químicas del mineral se realizo un muestreo para lo cual se trabajo.

La cantidad de muestra tomada fue en forma proporcional al mineral procesado durante un mes de producción de la compañía como se muestra en el anexo I.

Colas muestras proporcionadas se formo un composito de 20 kg el cual con un partidor jones se muestreo hasta obtener muestras de de $\pm 200 \text{ gr}$, las cuales se utilizaron para llevar a cabo el estudio metalúrgico.



II.3 Análisis químico.

En el análisis químico se determinó forma cuantitativa en el equipo de absorción atómica, en mineral de cabeza, los elementos analizados fueron: Au, Ag, Al, As, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Hg, K, Mg, Mn, Na, Ni, Pb, Sb, Se, SiO₂, Sn, Te, Ti, Zn e insoluble.

Adicionalmente se observó la morfología del mineral en el microscopio electrónico, se realizó un análisis megascópico y se identificaron las fases mayoritarias más importantes en el difractómetro de rayos X.

El análisis megascópico, se realizó haciendo una preconcentración en un plato de tentadura y un microscopio óptico de 40X.

II.4 Análisis granulométrico de cabeza.

Se tomó una muestra de 100 gr; la cual se clasificó en las mallas 60, 100, 170, 200, 325 y 500 por vía seca durante 40 minutos en un Rotap y se realizó un análisis químico de cada producto retenido en cada uno de los tamices.

II.5 Estudio de flotación – cianuración.

Las pruebas de flotación se realizaron en seis etapas a estudiar que se muestran en la Tabla 4. Estas se llevaron a cabo con el objetivo concentrar sulfuros asociados a minerales de oro y plata, para manejar menor cantidad de mineral así como una mayor concentración de oro y plata para cianuración.

Tabla 4. Condiciones de operación a estudiar en flotación.

Concepto	Condiciones	unidad
Tiempo de acondicionamiento	1, 2, 4,6 y 8	minutos
Tiempo de flotación	2, 5, 8 , 11 y 13	minutos
Xantato-350	2, 5, 7 y 9	gr/ton
Promotor-245	2, 5, 7 y 9	gr/ton
Espumante-250	5, 10, 15 y 20	gr/ton
Sulfuro de Sodio	10, 20, 30 y 40	gr/ton
Velocidad de trabajo	1200	RPM

El colector Xantato -350 se usó porque es un colector agresivo no selectivo y más usado en la flotación bulk.



Cabe mencionar que la dosificación del sulfuro de sodio solo se adiciono en las cuatro ultimas pruebas.

Los reactivos que se utilizaron en el estudio de flotación se prepararon al 0.1%,

El agua que se utilizo para las pruebas fue del proceso de la planta de beneficio.

Las pruebas se flotación se realizaron utilizando el método de una variable a la vez, este consiste en realizar una primera serie de pruebas con diferentes condiciones y la mejor condición se aplica para la siguiente serie donde se analizara otro tiempo ó reactivo y así sucesivamente.

Con las mejores condiciones de operación, se realizo un análisis granulométrico de los residuos con distribución de valores para determinar en que tamaño de partículas se obtuvo mayor y menor recuperación.

Posteriormente se realizaron pruebas de cianuración con el concentrado que se obtuvo, con condiciones de operación utilizadas de la primera etapa del estudio de cianuración.

II.5 Estudio de cianuración.

Este estudio se dividió en dos etapas de experimentación, en las que se estudio el efecto de la concentración de cianuro, porciento de sólidos, consumo de reactivos, agitación, tiempo y disolución.

II.5.1 Primera etapa

Las condiciones que se estudiaron en esta etapa fueron el porcentaje de sólidos, concentración del cianuro, consumo de reactivos, tiempo y porciento de disolución de los valores de plata y oro, las pruebas se realizaron con agitación mecánica en los rodillos mecánicos.

II.5.2 Segunda etapa.

Durante esta etapa se considero como porcentaje de sólidos el 23.6%, porque es el porcentaje con que salen las colas de flotación “bulk”, en esta etapa primero se estudio el efecto de la concentración del cianuro(300, 400, 500, 600, 700, 800, 900, 1000 y 1100 gr/m³), tiempo y porciento de disolución, para la determinación de estas condiciones, se utilizo agitación mecánica en rodillos mecánicos con frascos de plástico.

Una vez determinado el parámetro de concentración de cianuro de sodio, se realizaron pruebas de cianuración en diferentes medios de agitación, utilizando agitación mecánica con rodillos mecánicos y tanque Denver y agitación mecánica-neumática en el tanque Dorr-Oliver, observando el comportamiento de consumo de reactivos y disolución cada dos horas.



CAPITULO III. RESULTADOS Y DISCUSIONES.

III.1 Análisis químico.

En la Tabla 5 indican los resultados obtenidos en el mineral de cabeza, cabe mencionar que el SiO₂ esta adicionado en el insoluble.

Tabla 5. Resultado del análisis químico

Elemento	%	Elemento	%
Al	0.670	Mn	0.516
As	0.057	Na	2.600
Bi	0.001	Ni	0.008
Ca	1.660	Pb	0.066
Cd	0.002	Sb	0.014
Co	0.003	Se	0.045
Cr	0.026	SiO ₂	66.45
Cu	0.008	Sn	0.002
Fe	5.240	Te	0.002
Hg	0.002	Ti	0.014
K	1.860	Zn	0.124
Mg	2.400	Insoluble	81.50
Ag *	18.50	Au *	0.11

* gr/ton

Los resultados del análisis químico por absorción atómica se utilizaron para realizar balances metalúrgicos de oro y plata, determinar si había otro elemento en una cantidad considerable, solo detecto 66.45% de cuarzo(SiO₂) pero en este caso no se presento otro elemento de interés.

En la morfología del mineral se observo una geometría del anhedral al subanedral, así como algunas estructuras cúbicas de sulfuros, no se observaron porosidades como se muestra en la Figura 21.

En el análisis megascopico se observo en su mayoría cuarzo y mínimas cantidades de sulfuros los cuales se dificulta obsérvalos.

Los tamaños de las partículas son de 25 a 250 micras con una forma del anedral al subanedral, no se observaron porosidades en el mineral.

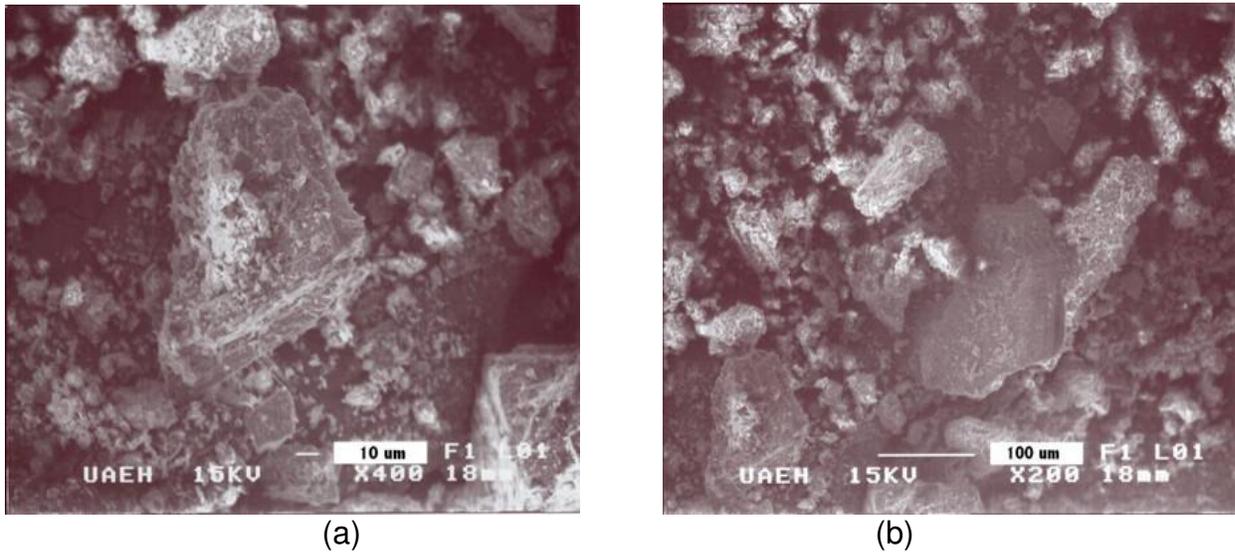


Figura 21. Geometría de las partículas a) 400X y b) 200X

En el difractograma de rayos X que se muestra en la figura 22, se identificaron como mineral el cuarzo y pirita.

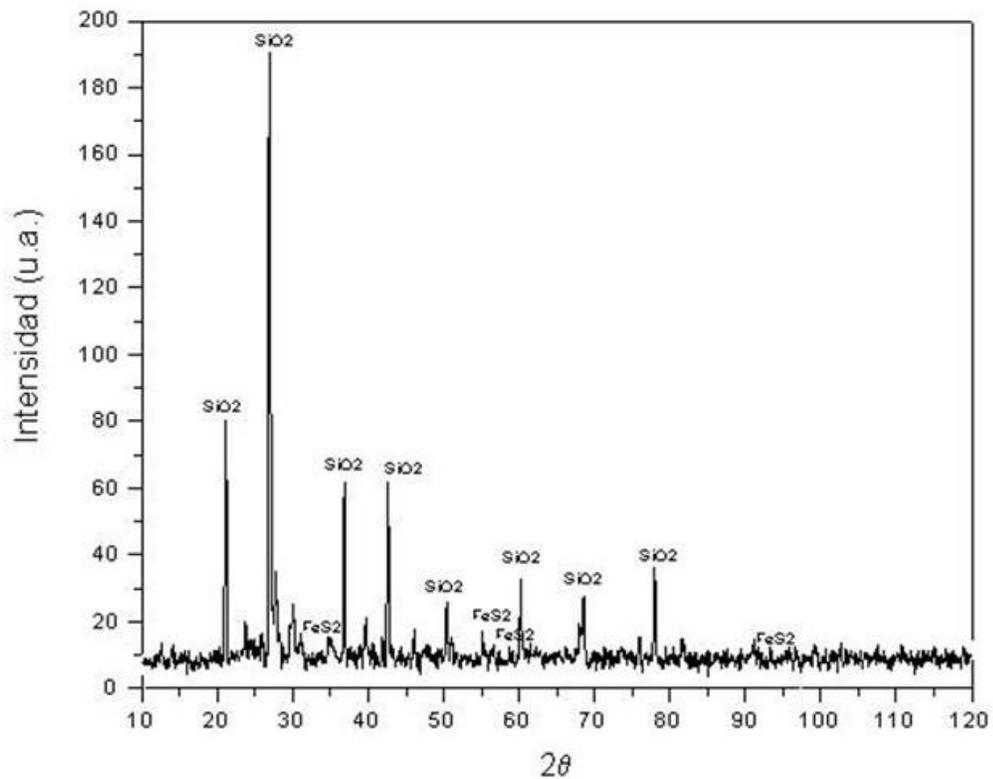


Figura 22. Difractograma de rayos X para las especies mayoritarias.



III.2 Análisis granulométrico de cabeza

En la Tabla 6 se muestran los resultados que se obtuvieron en el análisis granulométrico de la muestra que se utilizara como cabeza para el estudio.

Tabla 6. Análisis granulométrico de cabeza

Malla	Abertura Tamiz (micras)	Peso		Acum. (-)	Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Distribución (%)	
		Gr	%	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
- 60 +100	-250 +150	8.69	8.69	100.00	24.00	0.15	2.09	0.013	11.26	11.61
-100 +170	-150 +90	25.78	25.78	91.31	21.00	0.13	5.41	0.034	29.23	29.87
-170 +200	- 90 +75	14.61	14.61	65.53	20.00	0.12	2.92	0.018	15.78	15.62
-200 +325	- 75 +45	23.18	23.18	50.91	17.00	0.10	3.94	0.023	21.28	20.66
-325 +500	- 45 +25	26.85	26.85	27.73	15.00	0.09	4.03	0.024	21.74	21.53
-500	- 25	0.88	0.88	0.88	15.00	0.09	0.13	0.001	0.72	0.71
Total		100.00	100.00				18.52	0.112	100.00	100.00
Cabeza calculada					18.52	0.112				

Los valores de oro y plata se observan dispersos en todas las fracciones. El mejor contenido se observa en la fracción -100 +170 mallas con un 29.23% de plata y 29.87 de oro.

En las Figuras 23 y 24 se puede observar graficados los contenidos de valores de plata y oro, se encuentran principalmente entre 75 y 150 μm , también se advierte que las dos gráficas tienen un comportamiento similar.

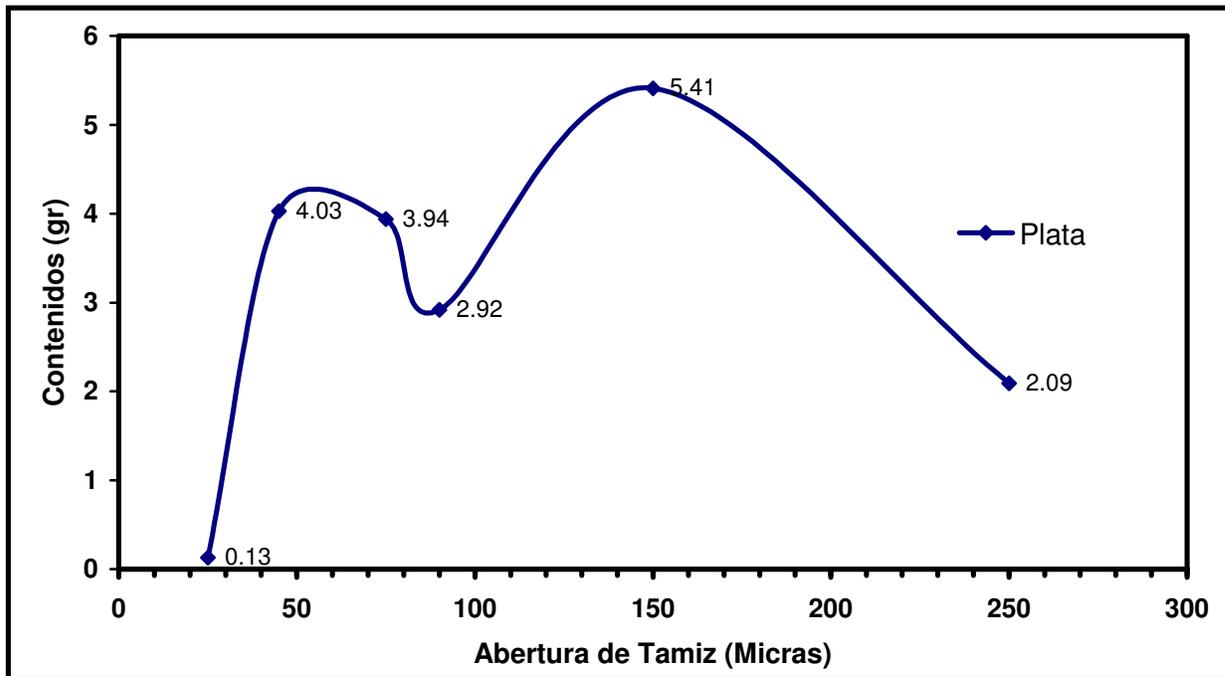


Figura 23. Distribución de valores de plata en cabeza.

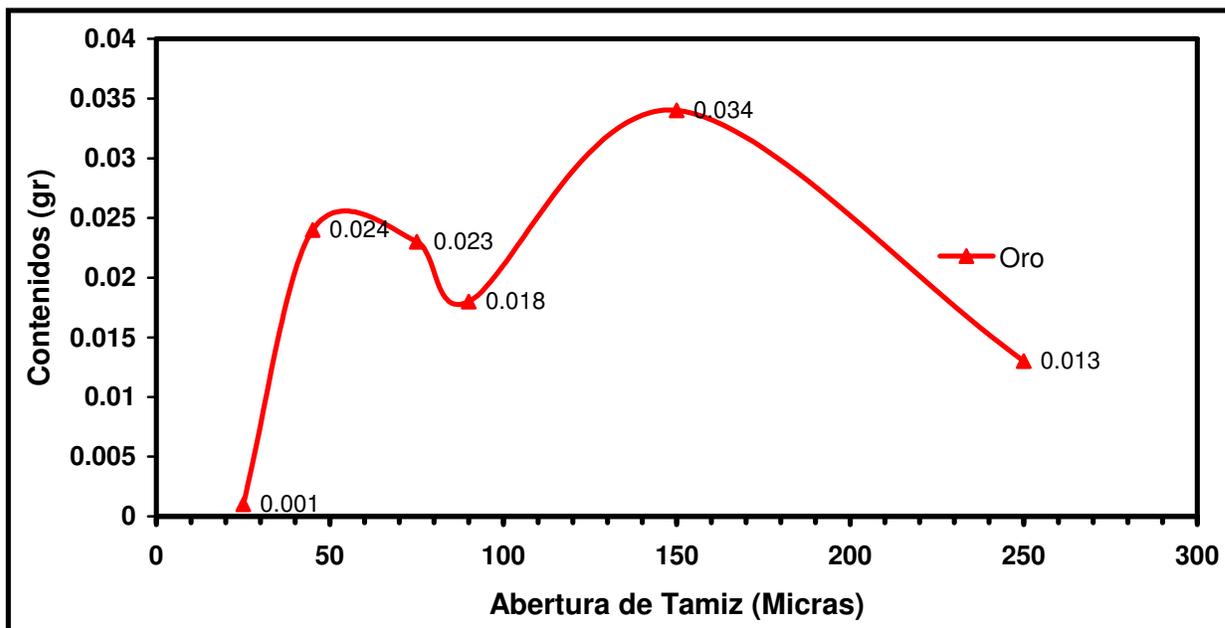


Figura 24. Distribución de valores de oro en cabeza.

III.3 Estudio de Flotación-Cianuración.

III.3.1 Flotación.

En el desarrollo de esta etapa, se utilizó la celda de flotación para la realización de las pruebas, se realizaron en seis etapas, para determinar las siguientes condiciones:

- Tiempo de acondicionamiento.
- Tiempo de Flotación.
- Dosificación de xantato-350.
- Dosificación de promotor-245.
- Dosificación de espumante-250.
- Dosificación de sulfuro de sodio.

III.3.1.1 Primera etapa.

La primera condición estudiada fue el tiempo de acondicionamiento, bajo las siguientes condiciones:

Tabla 7. Condiciones en tiempo de acondicionamiento.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	1, 2, 4, 6 y 8	minutos
Tiempo de flotación	5	minutos
Dosificación de xantato-350	5	gr/ton
Dosificación de promotor-245	5	gr/ton
Dosificación de espumante-250	10	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7.0	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm



En la tabla 8 se presentan el resumen de los resultados obtenidos en las pruebas de flotación, mientras que en la figura 25 se observa el comportamiento de los resultados para la plata y oro respectivamente.

Tabla 8. Resultados en pruebas de flotación analizando el tiempo de acondicionamiento.

No. prueba	Tiempo Acond. (minutos)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Ag	Au	
		Ag	Au	Ag	Au			
1	1	41	0.26	16	0.10	3.18	3.23	79.00
2	2	42	0.28	15	0.10	4.74	4.74	57.36
3	4	23	0.14	15	0.10	2.00	1.83	76.00
4	6	30	0.19	17	0.10	3.49	3.75	49.79
5	8	29	0.18	17	0.12	2.37	2.09	71.35

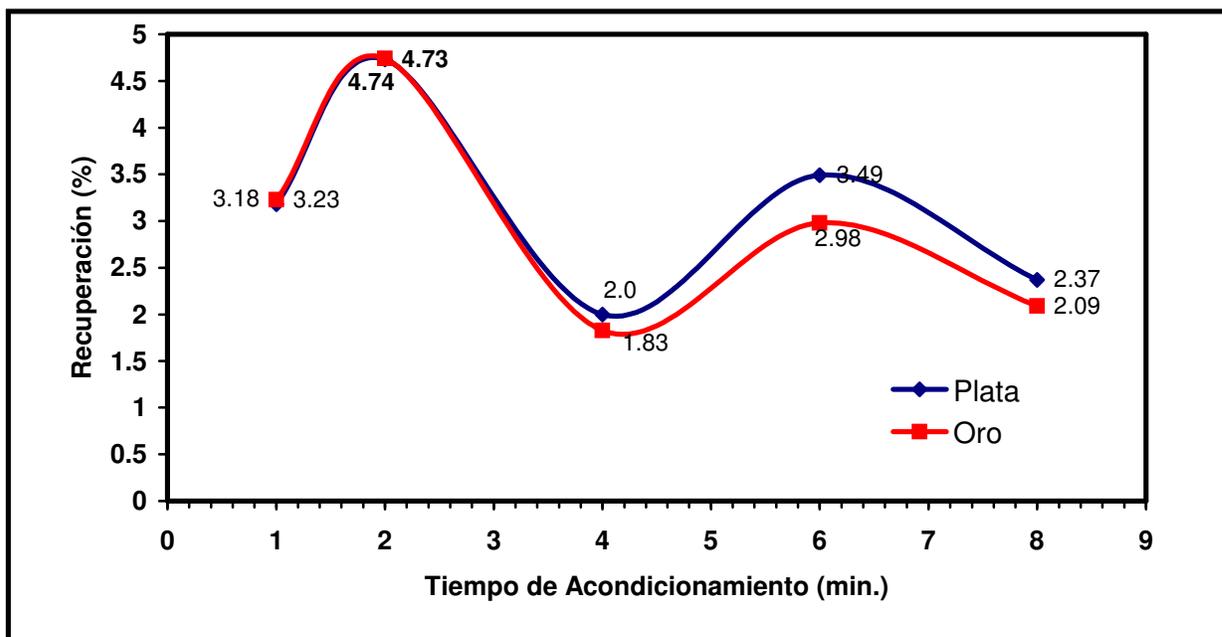


Figura 25. Recuperación de Ag y Au, con respecto al tiempo de acondicionamiento.

Como se puede observar las dos curvas presentan un comportamiento similar con respecto a la recuperación de valores de oro y plata, la mayor recuperación se presenta con 2 minutos de tiempo de acondicionamiento.



III.3.1.2 Segunda etapa.

La segunda condición estudiada fue el tiempo de flotación, en un rango de 2 a 13 minutos. Bajo las siguientes condiciones:

Tabla 9. Condiciones en tiempo de flotación.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	2	minutos
Tiempo de flotación	2, 5, 8,11 y 13	minutos
Dosificación de xantato-350	5	gr/ton
Dosificación de promotor-245	5	gr/ton
Dosificación de espumante-250	10	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm

En la tabla 10 se muestran los resultados obtenidos en esta etapa.

Tabla 10. Resultados pruebas de flotación analizando el tiempo de flotación

No. prueba	Tiempo Flotación (Minutos)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Ag	Au	
		Ag	Au	Ag	Au			
6	2	34	0.20	18	0.12	2.05	1.82	91.50
7	5	27	0.18	17	0.11	3.31	3.40	47.49
8	8	27	0.18	17	0.12	5.28	5.00	29.46
9	11	27	0.18	18	0.12	5.41	5.41	27.24
10	13	24	0.16	18	0.11	5.49	5.96	23.93

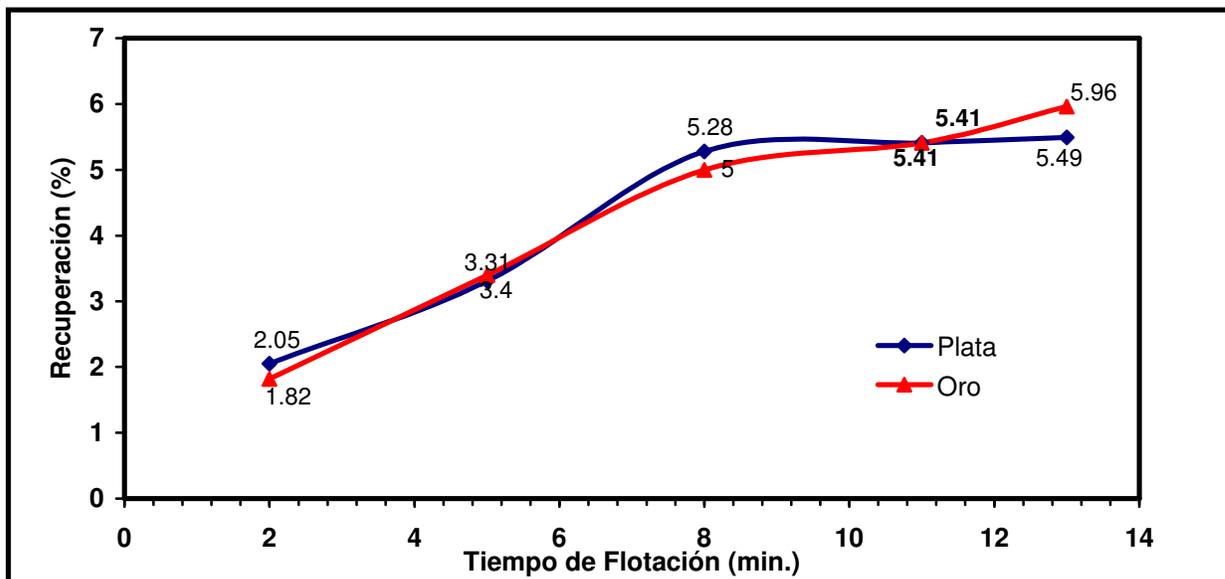


Figura 26. Recuperación de Ag y Au, con respecto al tiempo de flotación.

Como se puede observar en la Figura 26 las dos curvas presentan un comportamiento similar, tanto para la plata como para el oro, donde a partir de minuto 11 sigue aumentando la recuperación pero decrece el análisis químico del concentrado. Por lo tanto se tomara como tiempo de flotación 11 minutos.

III.3.1.3 Tercera etapa.

La tercera condición estudiada fue la dosificación del xantato-350 , en un rango de 2 a 9 gr/ton. Bajo las siguientes condiciones:

Tabla 11. Condiciones en dosificación de Xantato-350.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	2	minutos
Tiempo de flotación	11	minutos
Dosificación de xantato-350	2, 5, 7 y 9	gr/ton
Dosificación de promotor-245	5	gr/ton
Dosificación de espumante-250	10	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm



En la Tabla 12 y la Figura 27 se presentan los resultados del comportamiento de recuperación de la plata y oro influyendo la dosificación de xantato-350.

Tabla 12. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de xantato-350.

No. Prueba	Dosificación Xantato-350 (gr/ton)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Distribución (%)		
		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
11	2	44	0.31	18	0.13	5.00	4.98	46.45
12	5	40	0.28	18	0.13	6.94	6.71	30.62
13	7	83	0.55	18	0.13	9.67	8.94	44.08
14	9	68	0.46	18	0.13	9.36	8.82	37.50

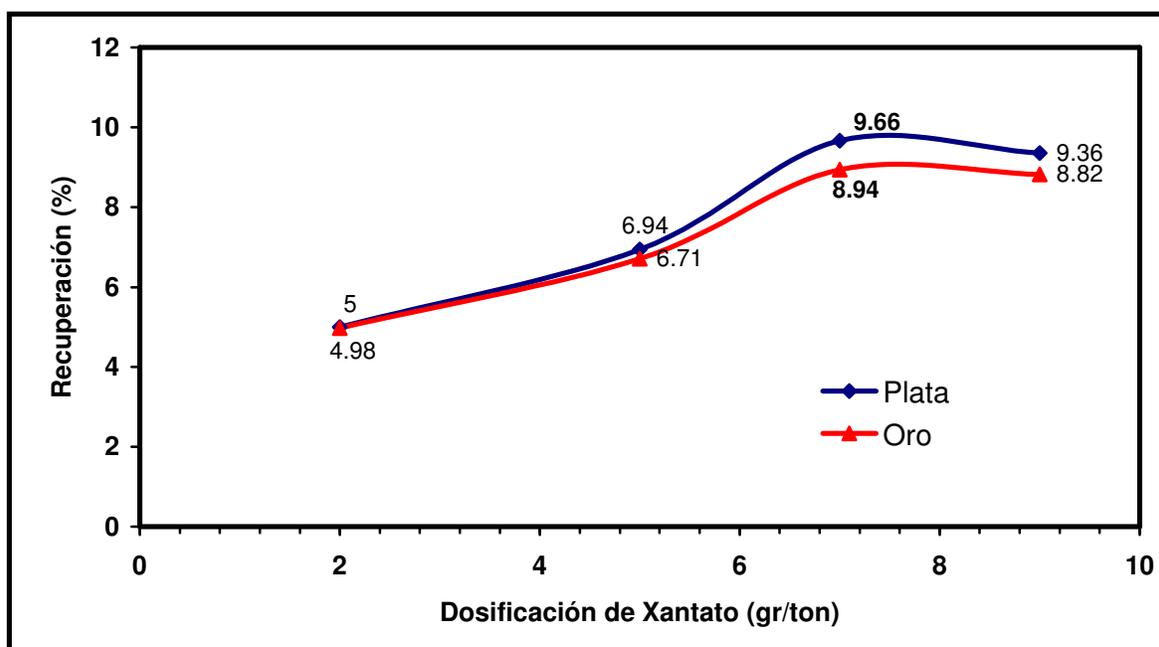


Figura 27. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de Xantato-350.

Se observa que la mayor recuperación para oro y plata se alcanza con una dosificación de xantato-350 de 7 gr/ton, después de esta cantidad tiende a mantenerse la recuperación de los valores de oro y plata.



III.3.1.4 Cuarta etapa.

La cuarta condición estudiada fue la dosificación del promotor-245 , en un rango de 2 a 9 gr/ton. Bajo las siguientes condiciones:

Tabla 13. Condiciones en dosificación de promotor-245.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	2	minutos
Tiempo de flotación	11	minutos
Dosificación de xantato-350	7	gr/ton
Dosificación de promotor-245	2, 5, 7 y 9	gr/ton
Dosificación de espumante-250	10	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm

En la Tabla 14 y Figura 28 se muestra el resumen de pruebas realizadas donde se analizo la dosificación de promotor-245, para la recuperación de los valores de oro y plata.

Tabla 14. Resultados de pruebas de flotación analizando la dosificación de promotor-245.

No. prueba	Dosificación Promotor-245 (gr/ton)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Ag	Au	
		Ag	Au	Ag	Au			
15	2	80	0.46	16	0.11	11.07	9.72	41.14
16	5	81	0.48	16	0.10	14.97	14.30	32.63
17	7	78	0.48	16	0.11	14.49	13.17	29.78
18	9	76	0.40	16	0.11	12.23	10.93	35.18

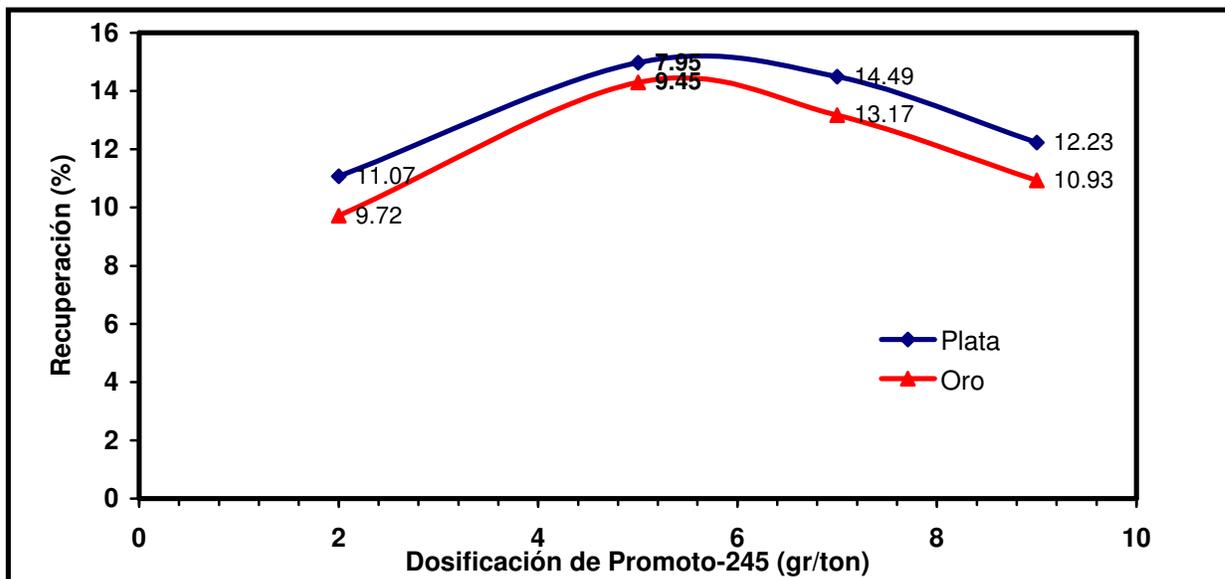


Figura 28. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de promotor-245.

En los resultados que se muestran se puede observar la influencia de la dosificación de promotor-245 sobre la recuperación de los valores de oro y plata donde se puede advertir que la mayor recuperación se alcanza con una dosificación de 5 gr/ton.

III.3.1.5 Quinta etapa.

El quinto parámetro estudiado fue la dosificación de espumante-250, en un rango de 5 a 20 gr/ton. Bajo las siguientes condiciones:

Tabla 15. Condiciones de dosificación de espumante-250.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	2	minutos
Tiempo de flotación	11	minutos
Dosificación de xantato-350	7	gr/ton
Dosificación de promotor-245	5	gr/ton
Dosificación de espumante-250	5, 10, 15 y 20	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm



En la Tabla 16 y Figura 29 se muestra un resumen de resultados de las pruebas de flotación realizadas en el cual se analizo la influencia de la dosificación de espumante.

Tabla 16. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de espumante-250.

No. Prueba	Dosificación Espumante-250 (gr/ton)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Distribución (%)		
		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
19	5	72	0.49	16	0.11	10.71	10.61	38.52
20	10	78	0.53	17	0.12	14.45	14.00	28.24
21	15	87	0.53	17	0.10	15.56	16.02	28.76
22	20	74	0.48	17	0.12	15.19	14.13	25.31

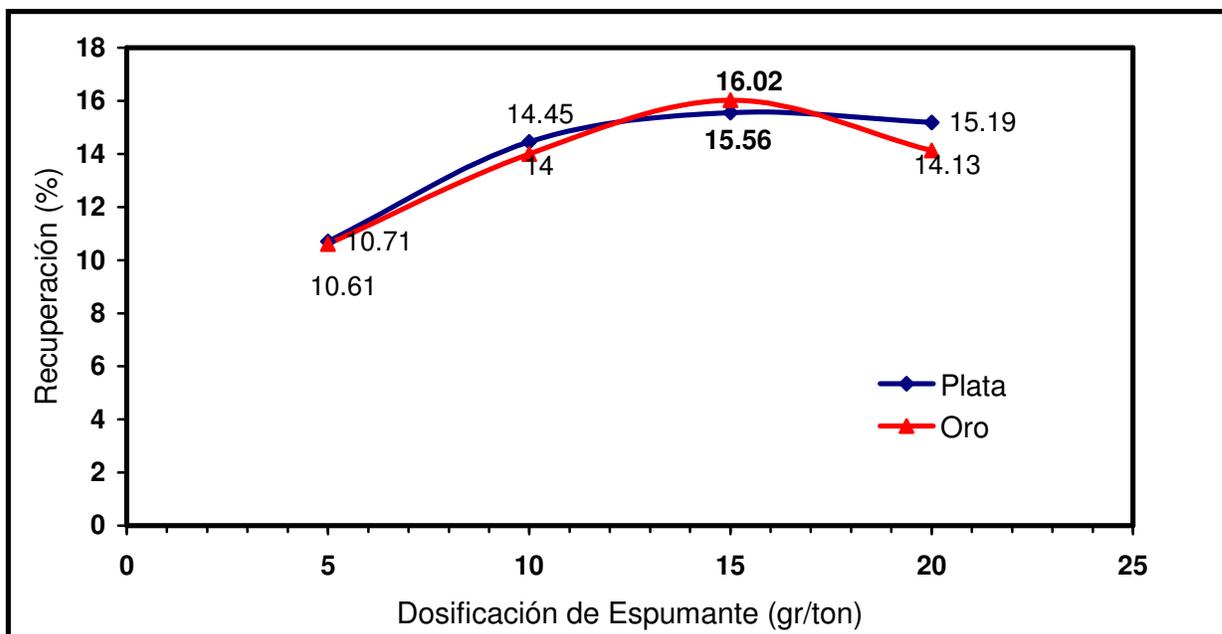


Figura 29. Recuperación de Ag y Au, con respecto a la dosificación de espumante-250.

Como se puede observar en los anteriores resultados, la máxima recuperación de oro y plata se mantiene con una dosificación de 15 gr/ton de espumante-250.

Con una dosificación de 20 gr/ton, se observo exceso de espuma, por lo tanto se obtiene una cantidad mayor de concentrado, pero con menor grado de concentrado.



III.3.1.6 Sexta etapa.

El sexto parámetro estudiado fue la dosificación de sulfuro de sodio, en un rango de 10 a 40 gr/ton. Bajo las siguientes condiciones:

El objetivo principal de dosificar sulfuro de sodio, es sulfridar minerales oxidados y así poder flotarlos con los sulfuros.

Tabla 17. Condiciones en dosificación de sulfuro de sodio.

Concepto	Condición	unidad
Tiempo de acondicionamiento	2	minutos
Tiempo de flotación	11	minutos
Dosificación de xantato-350	7	minutos
Dosificación de promotor-245	5	gr/ton
Dosificación de espumante-250	15	gr/ton
Dosificación de sulfuro de sodio	10, 20,30 y 40	gr/ton
Densidad del mineral	2.6	gr/cm ³
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Peso del mineral	166	gr
Potencial de hidrogeno	7	pH
Velocidad de trabajo	1200	rpm

En la Tabla 18 y la Figura 30 se muestra un resumen de pruebas de flotación, analizando la dosificación del sulfuro de sodio.

Tabla 18. Resultados en pruebas de flotación analizando la dosificación de sulfuro de sodio.

No. Prueba	Dosificación Sulfuro de Sodio (gr/ton)	Análisis químico (gr/ton)				Distribución (%)		Relación de concentración
		Concentrado		Residuos		Ag	Au	
		Ag	Au	Ag	Au			
23	10	60	0.38	17	0.11	6.11	6.02	54.82
24	20	58	0.38	17	0.12	7.13	6.65	45.47
25	30	59	0.38	17	0.10	9.45	9.71	36.30
26	40	59	0.35	17	0.12	9.21	8.28	33.32

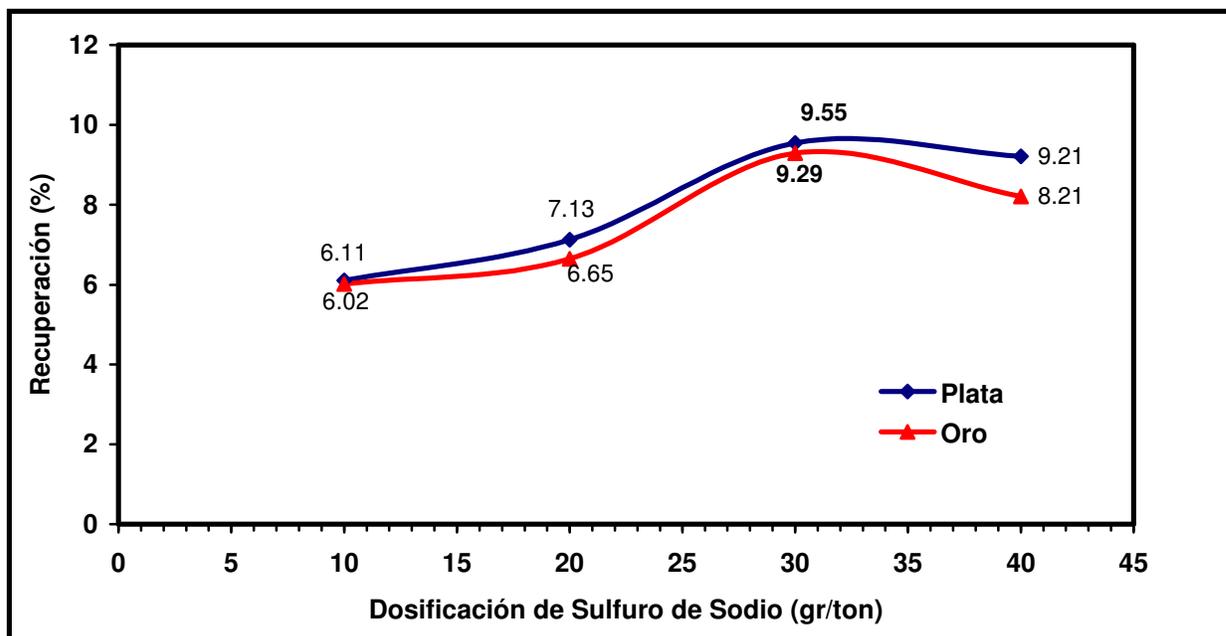


Figura 30. Recuperación de Ag y Au con respecto a la dosificación de sulfuro de sodio

En la Figura anterior se observa que la mayor recuperación es 9.71% de oro y 9.45% de plata, se obtiene con una dosificación de 30 gr/ton.

III.3.1.7 Análisis granulométrico de cola de flotación.

En la Tabla 19 se muestra el análisis granulométrico con distribución de valores realizado a la cola obtenida de flotación de la prueba donde se obtuvieron los mejores parámetros.

Tabla 19. Análisis granulométrico de cola de flotación.

Malla	Abertura (micras)	Peso		Acum. (-) (%)	Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Distribución (%)	
		Gr	%		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
- 60 +100	-250 +150	8.60	8.60	100.00	24	0.15	2.06	0.013	11.99	13.58
-100 +170	-150 +90	26.01	26.01	91.40	20	0.12	5.20	0.031	30.22	32.85
-170 +200	- 90 +75	14.22	14.22	65.39	18	0.09	2.56	0.013	14.87	13.47
-200 +325	- 75 +45	22.96	22.96	51.17	15	0.08	3.44	0.018	20.01	19.33
-325 +500	- 45 +25	27.45	27.45	28.21	14	0.07	3.84	0.019	22.33	20.22
-500	- 25	0.76	0.76	0.76	13	0.07	0.10	0.001	0.57	0.56
Total		100.00	100.00				17.25	0.095	100.00	100.00
Cola calculada					17.25	0.095				



En las Figuras 31 y 32 se muestra el comportamiento de contenidos de colas con respecto a la cabeza, se observa que en las diferentes clasificaciones de mineral se obtuvo mínimas recuperaciones. Se tienen un comportamiento semejante a la cabeza, lo cual nos dice que se recuperaron valores de oro y plata en forma proporcional.

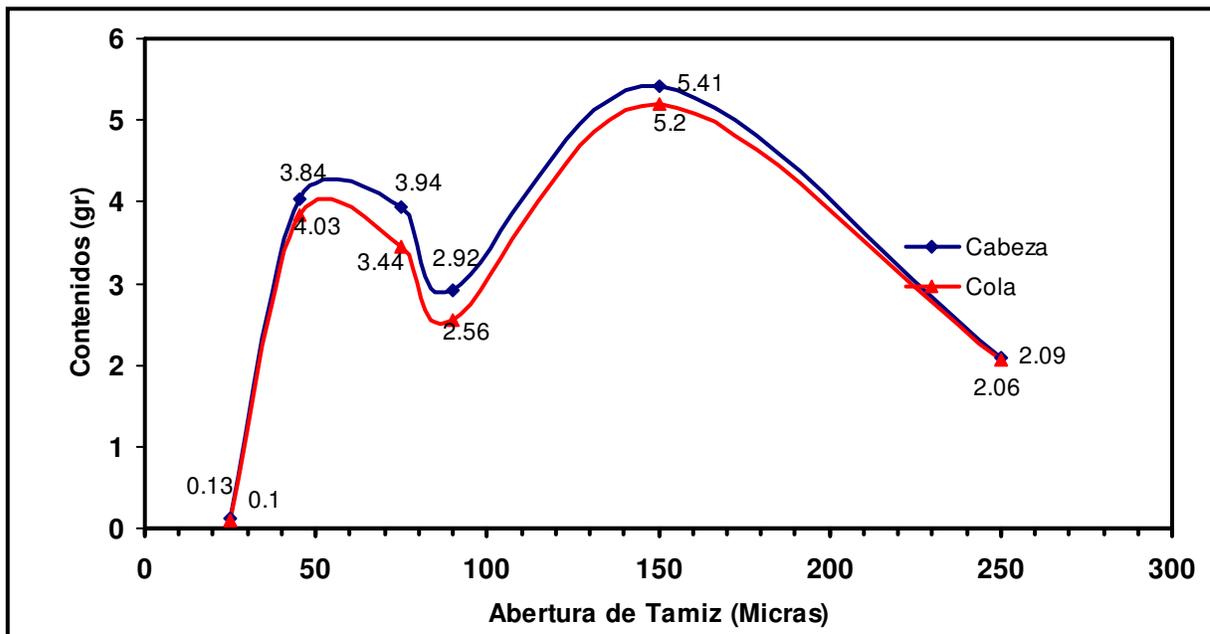


Figura 31. Distribución de valores de plata en cola de flotación.

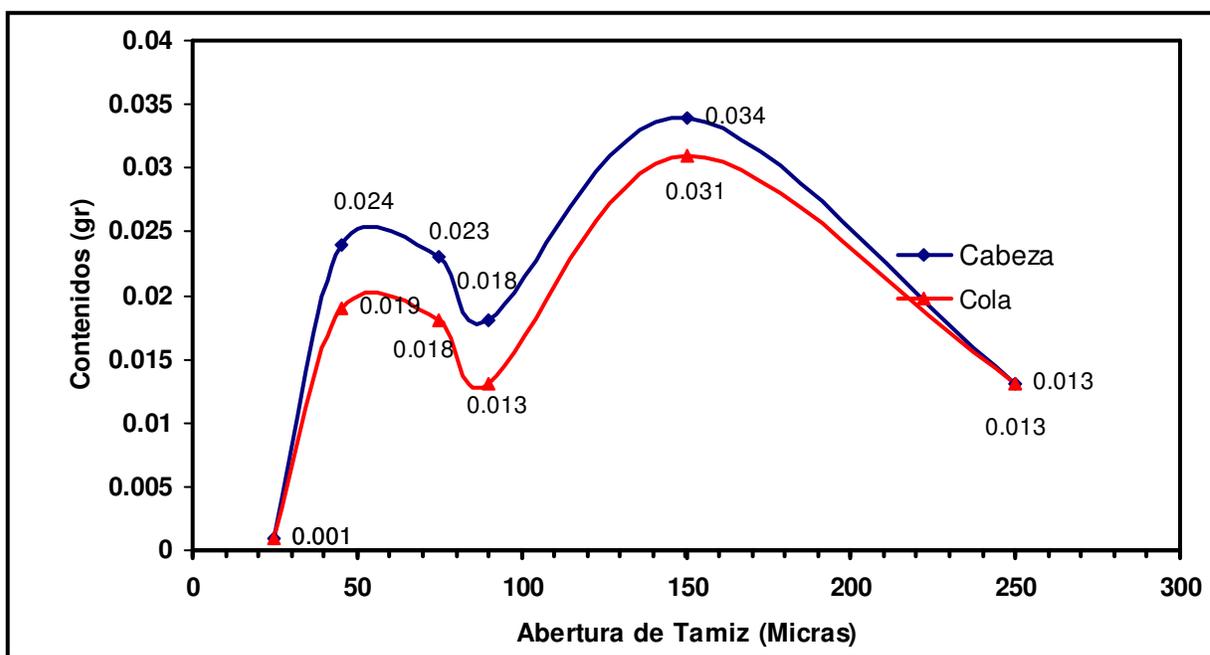


Figura 32. Distribución de valores de oro en cola de flotación.

En la Tabla 20 se muestra un resumen de las condiciones de operación obtenidos de la serie de pruebas de flotación realizadas durante este estudio de flotación - cianuración. Se observan recuperaciones y leyes bajas de concentrado en oro y plata, esto se debe a que falta liberación por medio de una remolienda, pero cabe mencionar que este no es el objetivo de este estudio.

Tabla 20. Condiciones determinadas en el estudio de flotación.

Concepto		Condición	Unidad
Tiempo de acondicionamiento		2	Minutos
Tiempo de flotación		11	Minutos
Dosificación de xantato-350		7	gr/ton
Dosificación de promotor-245		5	gr/ton
Dosificación de espumante-250		15	gr/ton
Porcentaje de sólidos		23.6	%
Potencial de hidrogeno		7.0	pH
Velocidad de trabajo		1200	rpm
Recuperación (%)	Ag	15.56	%
	Au	16.02	%
Análisis químico de concentrado	Ag	87	gr/ton
	Au	0.53	gr/ton
Relación de concentración		28.76	-



III.3.2 Cianuración del concentrado.

Con el concentrado obtenido de flotación se realizó una prueba de cianuración, tomando los parámetros obtenidos del estudio de cianuración de la primera etapa, los cuales fueron los siguientes:

Tabla 21. Condiciones en cianuración de concentrado.

Concepto	Condición	unidad
Porcentaje de sólidos	40	%
Concentración de cianuro	700	gr/m ³
Concentración de cal	750	gr/m ³
Potencial de Hidrogeno	11.00	pH
Tiempo	12	hr
Peso del Mineral	50	gr
Flujo de aire	3.0	lt/min

Las pruebas se realizaron en el tanque Dorr Oliver, con las características, descritas anteriormente.

En la Tabla 22 se muestran los resultados obtenidos de la prueba de cianuración. Cabe mencionar que la prueba se realizó con reposición de reactivos.

Tabla 22. Prueba de cianuración del concentrado.

No.	Tiempo hr.	% Sólido s	Cabeza Sólidos		Colas Sólidos		Disolución %		Consumo gr/ton	
			gr/ton				Ag	Au	NaCN	CaO
			Ag	Au	Ag	Au				
1	12	25	87	0.53	20	0.13	77.01	75.47	1135.05	1294.20

En las pruebas de cianuración se obtuvieron disoluciones 75.47% de oro y 77.01% de plata, pero la ley del concentrado, recuperación en flotación baja no ayuda a que sea un proceso factible.



III.3.3 Valor del mineral.

Para este calculo se utilizo el concentrado obtenido en flotación considerando que este entraría al proceso de cianuración.

Tabla 23. Balance metalúrgico de flotación.

Concepto	Peso Kg	Análisis químico (gr/ton)		Contenidos				Recuperación (%)		Rel. de Conc.
		Ag	Au	(gr)		Ozt		Ag	Au	
				Ag	Au	Ag	Au			
Cabeza calculada	1000.00	19.43	0.13	19.43	0.115	0.6043	0.0036			
Concentrado	34.71	87.00	0.53	3.02	0.0184	0.0939	0.0006	15.54	16.01	28.81
Cola	965.29	17.00	0.10	16.41	0.097	0.5104	0.0030			

Tabla 24. Balance metalúrgico flotación – Cianuración.

Concepto	Peso Kg	Análisis químico de concentrado (gr/ton)		Disolución (%)		Contenidos			
		Ag	Au	Ag	Au	(gr)		(Oz troy)	
	Ag					Au	Ag	Au	Ag
Concentrado de flotación "Bulk"	34.71	87.00	0.53	77.01	75.47	2.3255	0.0139	0.07233	0.00043
Recuperación total				11.96	12.08				

La recuperación total se considero desde el proceso de flotación donde se obtuvo 15.54 y 16.01 de plata y oro respectivamente

Tabla 25. Valor del mineral por flotación - cianuración.

Concepto	Cabeza calculada (gr/ton)	Recuperación total (%)	Cotización Ozt (Dólares)	Valor del mineral por tonelada (Dólares)
Plata	19.43	11.96	5.81	0.40
Oro	0.13	12.08	389.18	0.17
Total(USD)				0.59
Total(M.N.)				6.50

Se observa que el valor del mineral es de 0.59 USD/ton, para este proceso de flotación – cianuración., con una recuperación total de 11.98 de plata y 12.08% de oro.

Este valor es muy bajo y no se tendría beneficio económico, porque el costo de beneficio de un mineral de baja ley como es en este caso es de 1.5 dólares en promedio⁽¹⁵⁾.



III.4 Estudio de cianuración.

III.4.1 Primera Etapa.

En el desarrollo de esta etapa, se utilizó como medio de agitación los rodillos con las características descritas en el capítulo III, durante esta etapa experimental y en el transcurso de todos los experimentos se tomaron muestras, con la finalidad de conocer el consumo de cianuro y cal, reponiendo las cantidades necesarias para mantener constantes las concentraciones iniciales.

En esta etapa el parámetro primero fue estudiado el porcentaje de sólidos, en un rango de 25 a 45%, bajo las siguientes condiciones:

Tabla 26. Condiciones en porcentaje de sólidos-primera etapa.

Concepto	Condición	unidad
Porcentaje de sólidos	25, 30, 35, 40 y 45	%
Concentración de cianuro	500	gr/m ³
Concentración de cal	740 – 866	gr/m ³
Potencial de Hidrogeno	11.00	pH
Tiempo	12 .00	hr
Peso del Mineral	100	gr

Para analizar la influencia del porcentaje de sólidos sobre la recuperación de oro y plata, para conocer el consumo de cianuro se tomaron muestras de 25 ml cada 6 horas.

En la Tabla 27 y en la Figura 33 se presentan los resultados del comportamiento de disolución de oro y plata.

Tabla 27. Resultados de la Influencia del porcentaje de sólidos a una concentración de 500 gr de NaCN por m³.

No.	Tiempo hr.	% Sólidos	Cabeza Sólidos		Colas Sólidos		Disolución %		Consumo gr/ton	
			gr/ton				Ag	Au	NaCN	CaO
			Ag	Au	Ag	Au				
1	12	25	18.5	0.11	7	0.040	62.16	63.64	300.00	2310
2	12	30	18.5	0.11	7	0.040	62.16	63.64	233.33	2170
3	12	35	18.5	0.11	9	0.051	51.36	53.64	186.00	1941
4	12	40	18.5	0.11	6	0.030	67.57	72.73	180.00	1848
5	12	45	18.5	0.11	6	0.035	67.57	68.19	171.11	1557

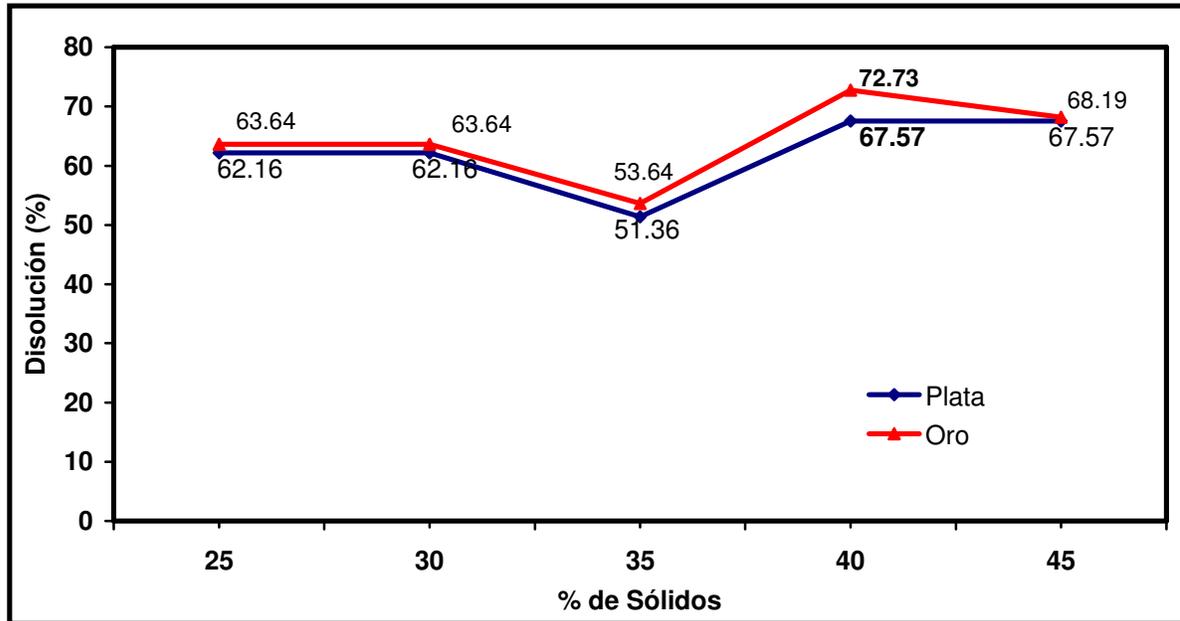


Figura 33. Disolución de Ag y Au, con respecto al porcentaje de sólidos a una concentración de 500 gr de NaCN por m³.

Se observa que a un porcentaje de sólidos mayores de 25 el incremento de la disolución tiene una influencia positiva, mientras que a partir de 30 hasta 35 existe un decremento y después de 35 empieza a incrementar hasta que en 40 la plata empieza a estabilizarse y el oro tiende a decrecer.

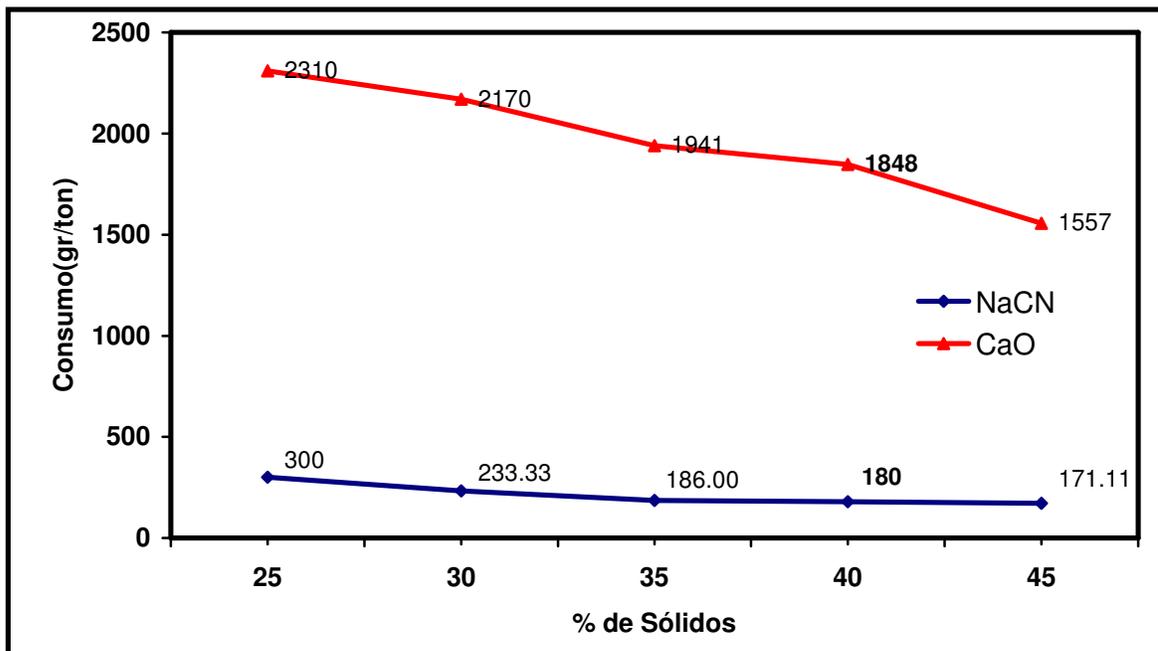


Figura 34. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución con respecto al porcentaje de sólidos a una concentración de 500 gr de NaCN por m³.



En la Figura 34 se observa el comportamiento del consumo de cianuro y la cal con respecto al porcentaje de sólidos, en los cuales se puede observar que a menor porcentaje de sólidos se tiene mayor consumo de reactivos.

En conclusión para esta etapa se tomara como parámetros para la siguiente etapa el porcentaje de sólidos de 40 porque se tienen una mejor disolución de plata y oro.

En la Tabla 28 se muestran resultados del análisis granulométrico realizado en la cola de cianuración utilizando 40% en sólidos.

Tabla 28. Análisis granulométrico de cola de cianuración, con 40% en sólidos.

Malla	Abertura (micras)	Peso		Acum. (-) %	Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Distribución (%)	
		Gr	%		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
- 60 +100	-250 +150	2.43	3.43	100.00	13	0.080	0.45	0.003	6.91	7.95
-100 +170	-150 +90	15.66	22.07	96.57	8	0.050	1.77	0.011	27.35	31.96
-170 +200	- 90 +75	8.91	12.55	74.50	7	0.045	0.88	0.005	13.61	16.36
-200 +325	- 75 +45	18.92	26.66	61.95	6	0.030	1.60	0.008	24.79	23.17
-325 +500	- 45 +25	24.48	34.51	35.29	5	0.020	1.73	0.007	26.74	19.99
-500	- 25	0.55	0.78	0.78	5	0.025	0.04	0.000	0.60	0.56
Total		70.95	100.00				6.45	0.034	100.00	100.00
Cola calculada							6.45	0.035		

En las Figuras 35 y 36 se muestran el comportamiento en la distribución de los contenidos de plata y oro, se observa que en todos los tamaños de partícula se recuperaron valores en forma proporcional a la cabeza

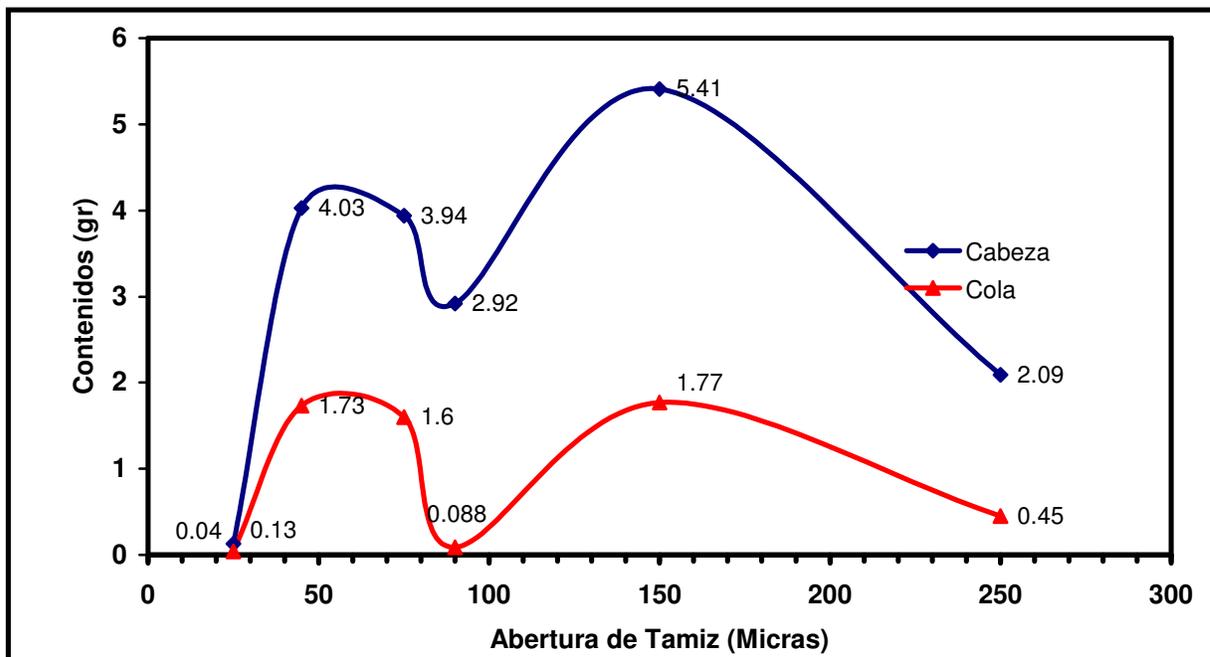


Figura 35. Distribución de valores de plata, utilizando 40% en sólidos y 500 gr de NaCN por m³.

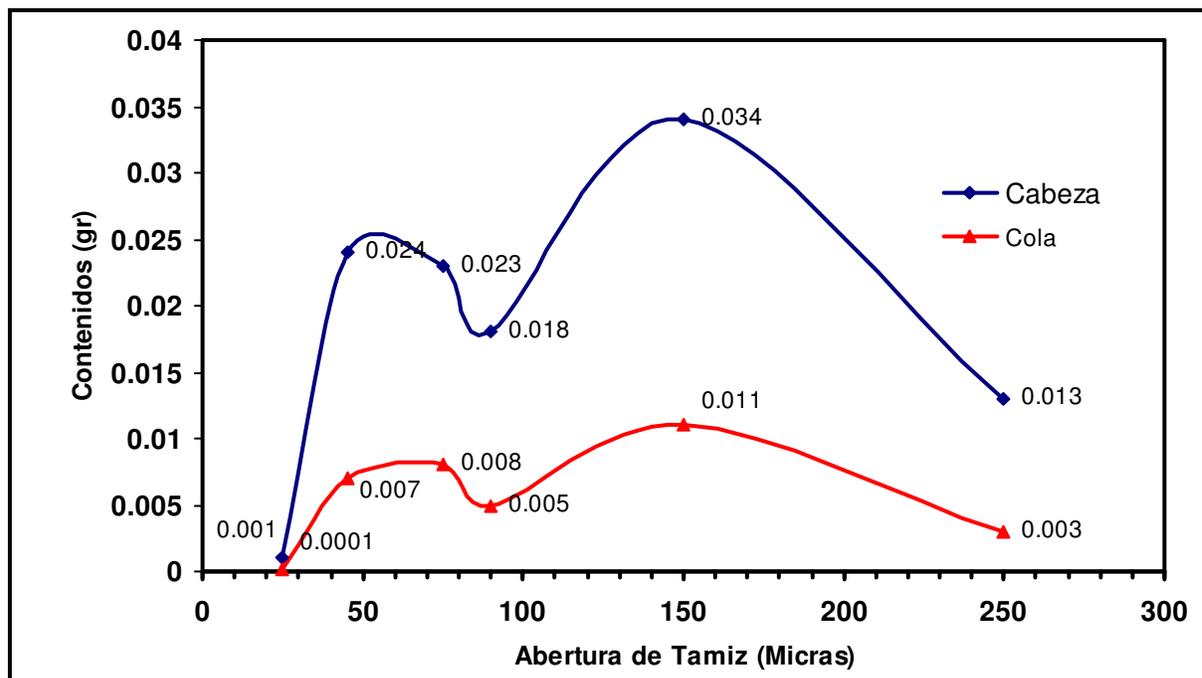


Figura 36. Distribución de valores de oro, utilizando 40% en sólidos y 500 gr de NaCN por m³.



Una vez encontrado el porcentaje de sólidos, se prosiguió a realizar otra serie de pruebas de cianuración, para analizar la influencia de la concentración de cianuro de sodio en la disolución de oro y plata, las condiciones propuestas fueron las siguientes:

Tabla 29. Condiciones para concentración de cianuro-primera etapa.

Concepto	Condición	unidad
Porcentaje de sólidos	40	%
Concentración de cianuro	300, 400, 500, 600 y 700	gr/m ³
Concentración de cal	1022	gr/m ³
Potencial de Hidrogeno	11.00	pH
Tiempo	12	hr
Peso del Mineral	100	gr

En la siguiente tabla se muestra el resumen de las pruebas de cianuración realizadas, utilizando un 40% en sólidos y analizando la concentración de cianuro de sodio.

Tabla 30. Resultados de la influencia de concentración de cianuro a 40 % en sólidos.

No.	Tiempo hr.	NaCN gr/m ³	Cabeza Sólidos		Colas Sólidos		Disolución		Consumo	
			gr/ton				%		gr/ton	
			Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	CaO
6	12	300	18.5	0.11	7	0.040	62.16	63.64	61.11	2033
7	12	400	18.5	0.11	7	0.040	62.16	63.64	122.22	2021
8	12	500	18.5	0.11	6	0.035	67.57	68.19	171.11	1887
9	12	600	18.5	0.11	6	0.030	67.57	72.73	232.27	1813
10	12	700	18.5	0.11	5	0.025	72.97	77.28	244.44	1740
11	12	800	18.5	0.11	5	0.025	72.97	77.28	244.44	1373
12	12	900	18.5	0.11	5	0.025	72.97	77.28	256.67	1373

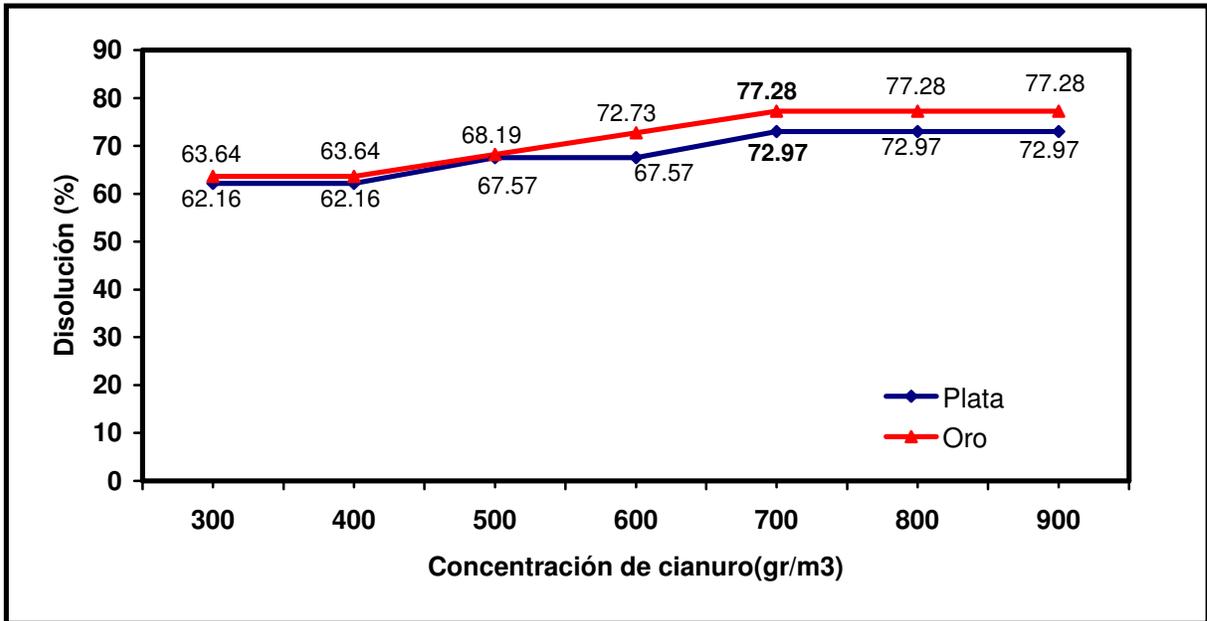


Figura 37. Disolución de Ag y Au con respecto a la concentración de cianuro a 40% en sólidos.

Observando la Tabla 29 y la Figura 37 se observa que la máxima disolución de plata y oro se alcanza con una concentración de 700 gr/m³, después de esta concentración la disolución se mantiene constante.

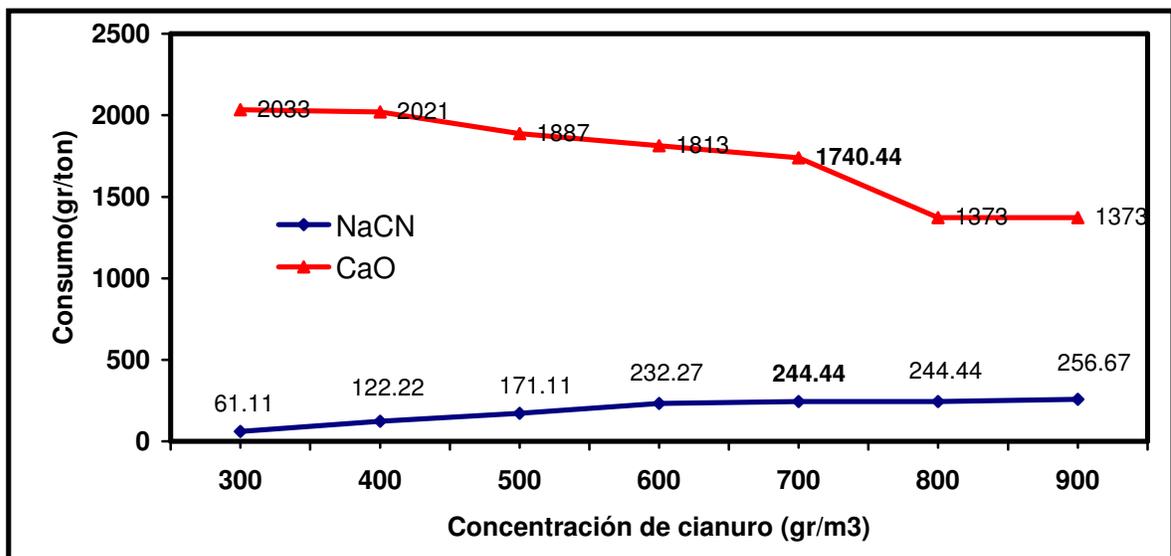


Figura 38. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución con respecto a la concentración de cianuro a 40% en sólidos.

La Figura anterior muestra el comportamiento del consumo de reactivos con respecto a la concentración de cianuro, donde se advierte que a mayor concentración de cianuro de sodio existe un mayor consumo de cianuro pero con menor consumo de cal.



En la Tabla 31 se muestra el análisis granulométrico con distribución de valores, con 40% en sólidos y una concentración de cianuro de 700 gr/m³.

Tabla 31. Análisis granulométrico de cola de cianuración, con concentración de 700 gr de NaCN por m³.

Malla	Abertura (micras)	Peso		Acum. (-) %	Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Distribución (%)	
		Gr	%		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
- 60 +100	-250 +150	2.14	3.24	100.00	11	0.058	0.36	0.002	6.12	6.43
-100 +170	-150 +90	14.66	22.20	96.57	8	0.042	1.78	0.009	30.51	31.93
-170 +200	- 90 +75	6.84	10.36	74.50	8	0.042	0.83	0.004	14.23	14.89
-200 +325	- 75 +45	19.35	29.31	61.95	5	0.024	1.47	0.007	25.17	24.08
-325 +500	- 45 +25	22.59	34.22	35.29	4	0.019	1.37	0.006	23.51	22.26
-500	- 25	0.44	0.66	0.78	4	0.018	0.03	0.000	0.46	0.41
Total		66.01	100.00				5.82	0.028	100.00	100.00
Cola calculada							5.82	0.028		

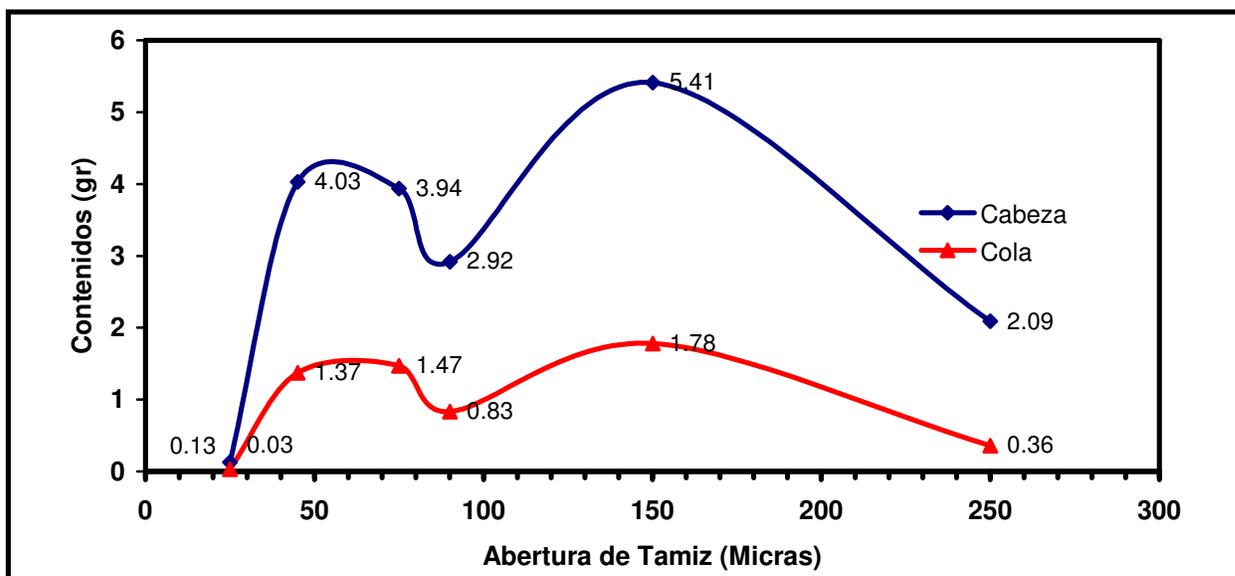


Figura 39. Distribución de valores de plata, utilizando 40% en sólidos y 700 gr de NaCN por m³.

En la Figura 39 y 40 se muestra el comportamiento de las colas de cianuración de los contenidos de plata y oro donde se observa que en todos los tamaños tienen disolución.

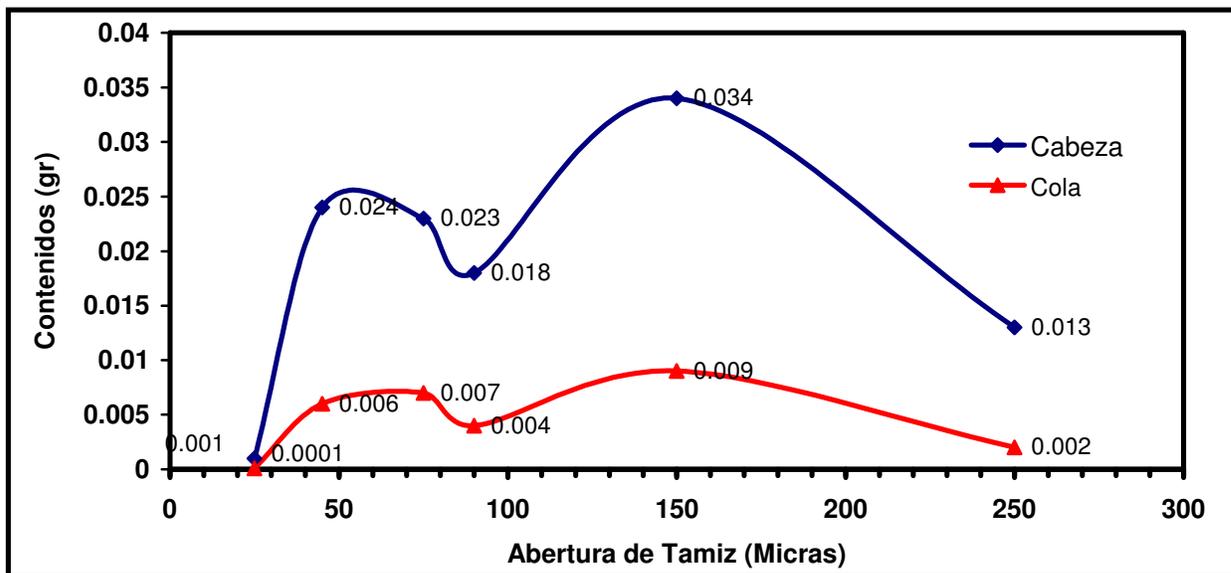


Figura 40. Distribución de valores de oro, utilizando 40% en sólidos y 700 gr de NaCN por m³.

En la Tabla 32 se muestran las mejores pruebas donde se analizó la influencia del porcentaje en sólidos (prueba 4) y concentración de cianuro (prueba 10).

Tabla 32. Resumen de las pruebas de cianuración-primera etapa.

No. Prueba	Medio de Agitación	% Sólidos	pH	Concentración (gr/m ³)		Consumo (gr/ton)		Tiempo (hr)	Disolución (%)	
				NaCN	CaO	NaCN	CaO		Ag	Au
4	Rodillos	40	11.0	500	866	171.11	1557.0	12	67.57	72.73
10	Rodillos	40	11.0	700	1022	244.44	1740.4	12	72.97	77.28

Teniendo como mejor disolución para esta etapa un disolución de plata de 72.97% y oro de 77.28.

En el análisis granulométrico de colas se observa buena disolución en la mayoría de los tamaños, excepto a +150 micras, donde se obtiene una disolución de 54.17% de plata y 61.33 % de oro.



III.4.1.1 Valor del mineral.

Se llevo a cabo un calculo del valor del mineral con el método de cianuración directa, utilizando los mejores parámetros de operación determinados, en las Tablas 31 y 32 se muestra el balance metalúrgico y el beneficio en bruto del mineral por cianuración.

Tabla 33. Balance metalúrgico de cianuración – primera etapa

Concepto	Peso Kg	Cabeza (gr/ton)		Disolución (%)		Contenidos			
		Ag	Au	Ag	Au	(gr)		(Oz troy)	
Cianuración Directa	1000	18.5	0.11	72.97	77.28	Ag	Au	Ag	Au
						13.499	0.08501	0.4199	0.0026

Tabla 34. Valor del mineral por cianuración – primera etapa.

Concepto	Cabeza (gr/ton)	Cotización Ozt (Dólares)	Valor del mineral por tonelada (Dólares)
Ag	18.5	5.81	2.44
Au	0.11	389.18	1.03
Total(USD)			3.47
Total(M.N.)			38.36

El valor del mineral es de 3.23 dólares por tonelada, es aceptable para poder realizar el proceso⁽¹⁵⁾.

III.4.2 Segunda etapa

En el desarrollo de esta etapa se realizaron pruebas de cianuración, utilizando 23.6 % en sólidos, porque es el porcentaje con el que salen las colas de flotación “bulk” en la planta de beneficio, para este caso se analizó la influencia de la concentración del cianuro y el tiempo de cianuración, para estas pruebas se trabajó bajo las siguientes condiciones:

Tabla 35. Condiciones para concentración de cianuro-segunda etapa

Concepto	Parámetros	unidad
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Concentración de NaCN	300, 400, 500, 600, 700, 800, 900, 1000 y 1100	gr/m ³
Concentración de CaO	750	gr/m ³
Potencial de Hidrogeno	11.00	pH
Tiempo	0 -18	hr
Peso del Mineral	100	gr

A continuación se muestran las pruebas de cianuración que se realizó para el análisis del efecto de la concentración del cianuro, donde se determinó el consumo de los reactivos, manteniendo la concentración inicial y recolectando muestras cada seis horas.

En la Tabla 36 y Figura 41 se observa el resumen de pruebas de cianuración en el cual se analiza la influencia de la concentración del cianuro de sodio con un 23.6 % en sólidos

Tabla 36. Resultados analizando la influencia de la concentración de cianuro a 23.6% en sólidos.

No.	Tiempo Hrs.	NaCN gr/m ³	Cabeza Sólidos		Colas Sólidos		Disolución %		Consumo gr/ton	
			gr/ton				Ag	Au	NaCN	CaO
			Ag	Au	Ag	Au				
13	12	300	18.5	0.11	9	0.050	51.35	54.55	64.74	3366
14	12	400	18.5	0.11	8	0.044	56.75	60.00	161.86	2978
15	12	500	18.5	0.11	7	0.037	62.16	66.36	258.98	2752
16	12	600	18.5	0.11	7	0.036	62.16	67.27	323.73	2654
17	12	700	18.5	0.11	7	0.036	62.16	67.27	421.00	2298
18	18	800	18.5	0.11	7	0.036	62.16	67.27	647.46	2169
19	18	900	18.5	0.11	6	0.032	67.57	70.91	647.46	2007
20	18	1000	18.5	0.11	6	0.032	67.57	70.91	776.95	1586
21	18	1100	18.5	0.11	6	0.032	67.57	70.91	971.19	1521

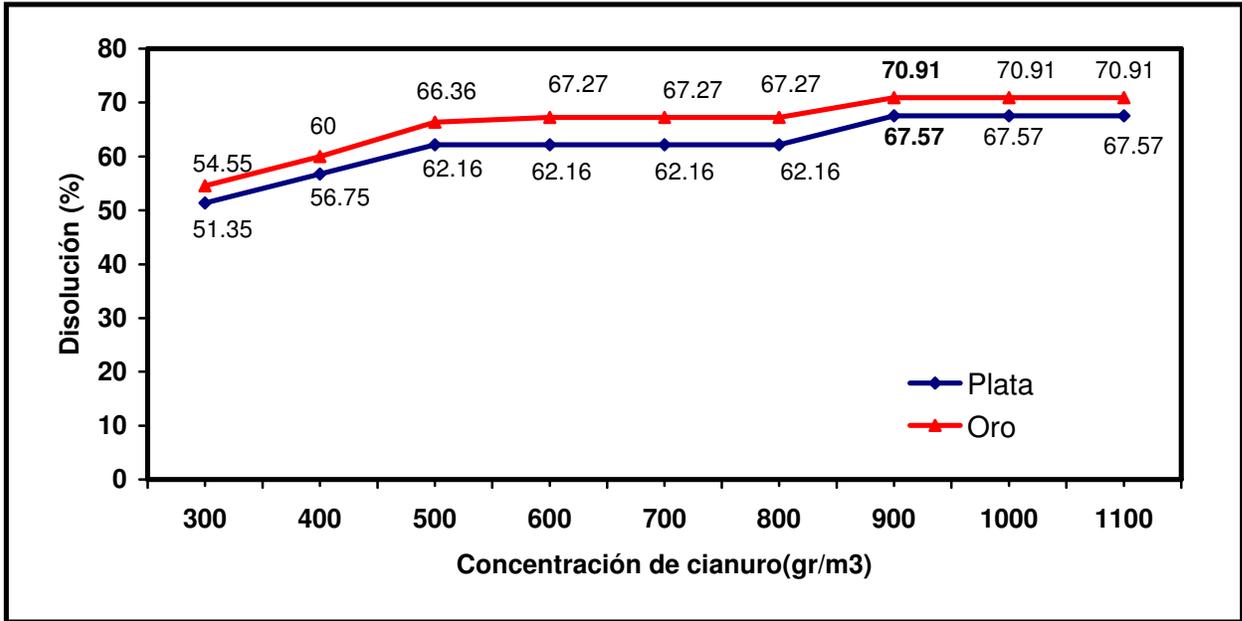


Figura 41. Disolución de Ag y Au con respecto a la concentración de cianuro a 23.6% en sólidos.

En la Figura anterior se observa el comportamiento de la concentración de cianuro de sodio con respecto a la disolución de plata y oro, en cual se observa una disolución positiva de 300 a 700 gr/m³ con 12 horas de cianuración, de 800 a 900 gr/m³ de 18 horas de cianuración y de ahí en adelante la disolución se mantiene constante, esto también nos indica que la disolución esta en función del tiempo.

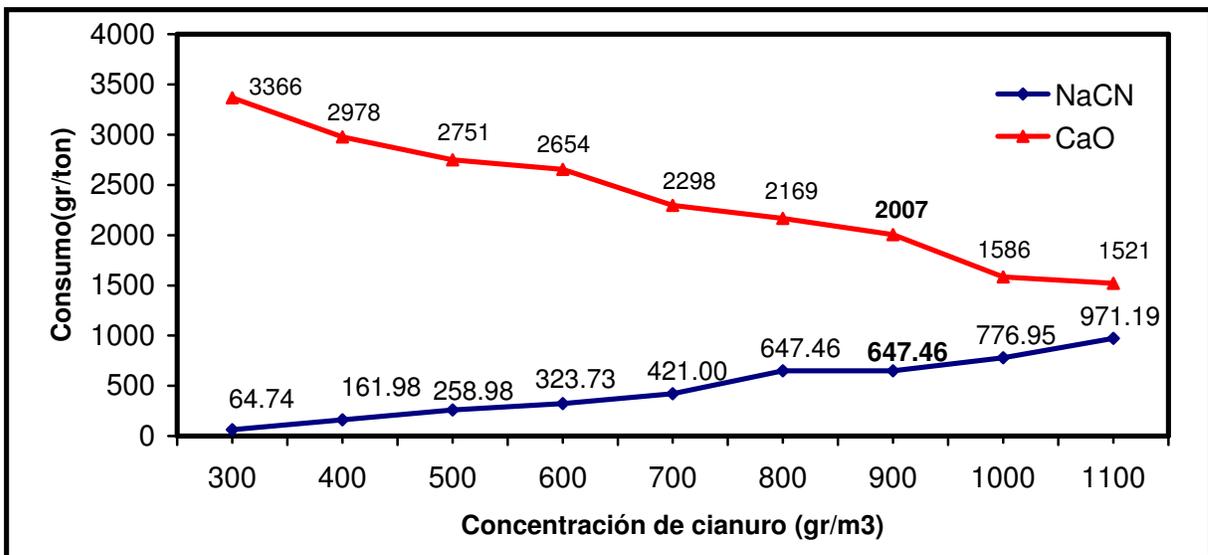


Figura 42. Consumo de cianuro y cal, durante la disolución con respecto a la concentración de cianuro a 23.6% en sólidos.



En la Figura 42 se observa el comportamiento de consumo de reactivo con respecto a la concentración, en el consumo de cianuro de sodio se observa que a mayor concentración de cianuro de sodio existe un mayor consumo de este reactivo y en la cal es diferente donde a mayor concentración de cianuro de sodio el consumo de cal es menor.

La mejor prueba es la no. 19 con una concentración de cianuro de 900 gr/m^3 , un consumo de cianuro de 647.46 gr/ton , 2007 gr/ton de cal y disoluciones de 67.57 en plata y 70.91% en oro.

III.4.2.1 Cianuración en diferentes medios de agitación.

Para el desarrollo de esta etapa se realizaron de tres pruebas de cianuración utilizando las condiciones determinadas en el apartado III.5.2 donde se analizaron las disoluciones y consumo de reactivos cada dos horas sin reposición de reactivos. Para dichas pruebas se utilizaron los siguientes medios de agitación:

1. Prueba con frasco en rodillos mecánicos.
2. Prueba en tanque Denver
3. Prueba en tanque Dorr Oliver.

En esta serie de pruebas se observó las diferencias de realizar la cianuración en medios de agitación diferentes para los cuales analizara el consumo de reactivos, disoluciones y tiempos aproximados de proceso.

Tabla 37. Condiciones en medios de agitación.

Concepto	Condición	unidad
Porcentaje de sólidos	23.6	%
Concentración de NaCN	900	gr/m^3
Concentración de CaO	750	gr/m^3
Potencial de Hidrogeno	11.00	pH
Tiempo	12	hr
Peso del Mineral	200	gr
Flujo de aire	3.0	lt/min



En la Tabla 38 se observa un resumen de las diferencias y comportamientos en cianurar en diferentes medios de agitación.

Tabla 38. Resultados de la influencia de los medios de agitación en disolución.

Tiempo	Rodillos mecánicos				Tanque Denver				Tanque Dorr-Oliver			
	Colas Sólidos (gr/ton)		Disolución (%)		Colas Sólidos (gr/ton)		Disolución (%)		Colas Sólidos (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
0	18.5	0.110	0	0	18.5	0.110	0	0	18.5	0.110	0	0
2	12	0.046	35.13	58.18	12	0.050	35.13	54.55	11	0.065	40.54	40.90
4	9	0.045	51.35	59.09	9	0.045	51.35	59.09	10	0.060	45.94	45.45
6	8	0.040	56.76	63.63	8	0.041	56.75	62.73	7	0.053	62.16	51.81
8	8	0.040	56.76	63.63	7	0.040	62.16	63.63	7	0.036	62.16	67.72
10	7	0.039	62.16	64.54	7	0.032	62.16	70.91	6	0.031	67.57	71.18
12	7	0.039	62.16	64.54	7	0.032	62.17	70.91	6	0.030	67.57	72.72
14	6	0.034	67.57	69.09	6	0.032	67.57	70.91	6	0.030	67.57	72.72
16	6	0.033	67.57	70.00	6	0.032	67.57	70.91	6	0.030	67.57	72.72

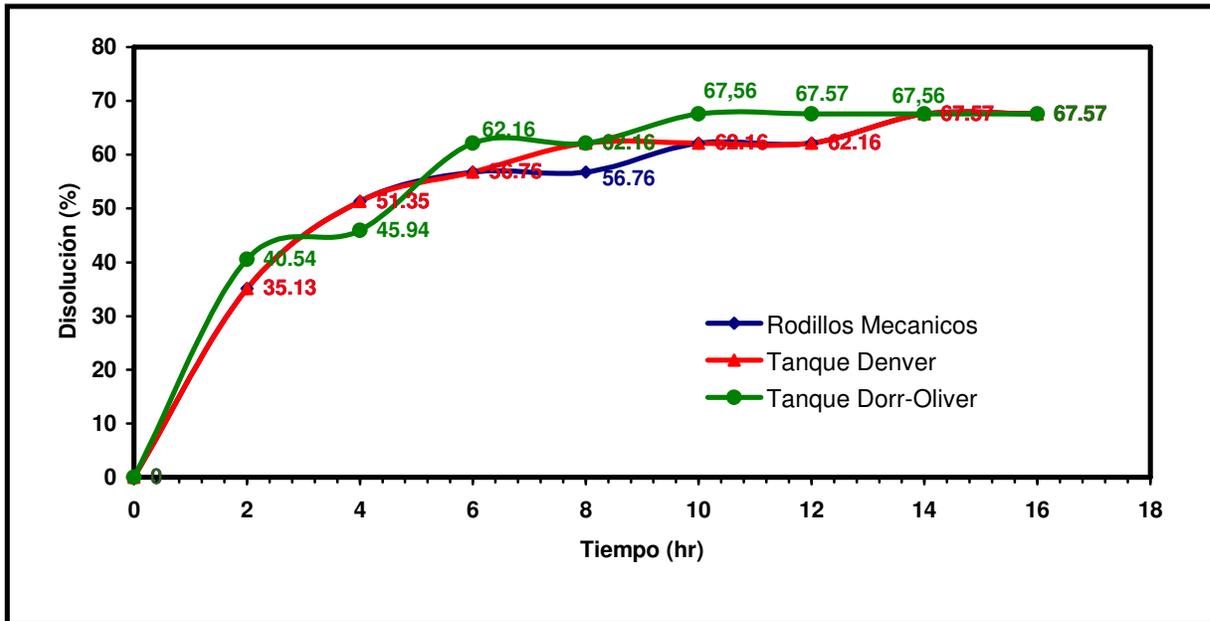


Figura 43. Disolución de valores de plata con respecto al medio de agitación.

En la Figura 43 se observa el comportamiento de la disolución de plata con respecto al medio de agitación. Se observa que utilizando rodillos mecánicos y agitación mecánica con tanque Denver y mecánica-neumática en tanque Dorr Oliver, donde se observa que el tanque Dorr Oliver reduce el tiempo de cianuración de 14 a 12 horas.

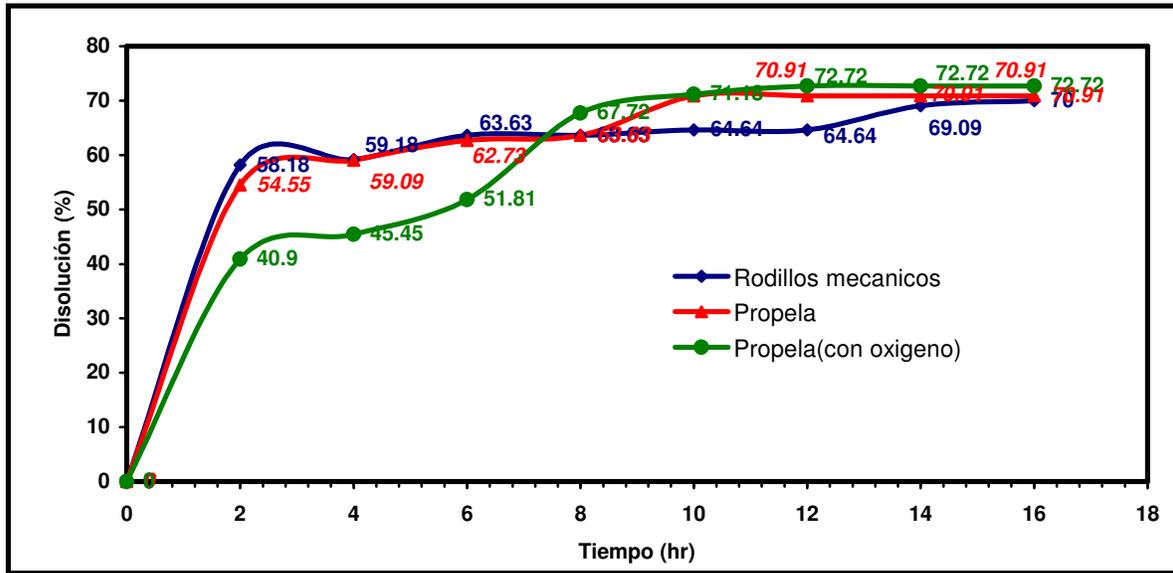


Figura 44. Disolución de valores de oro con respecto a la agitación.

En la anterior figura se observa un comportamiento de la disolución de oro y en la utilización de los diferentes medios de agitación donde se obtuvieron recuperaciones similares y con la agitación combinada de mecánica y neumática alcanzan disoluciones de 72.72 en 12 horas.

En la Tabla 39, Figura 45 y 46 se observa la influencia de la utilización del medio de agitación para el consumo de reactivos.

Tabla 39. Resultados de la influencia en los medios de agitación en consumo de reactivos.

Tiempo (hr)	Rodillos mecánicos		Tanque Denver		Tanque Dorr-Oliver	
	NaCN (gr/ton)	CaO (gr/ton)	NaCN (gr/ton)	CaO (gr/ton)	NaCN (gr/ton)	CaO (gr/ton)
0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	113.31	647.46	129.49	647.46	194.24	647.46
4	226.61	809.32	258.98	809.32	420.85	712.20
6	453.22	971.19	485.59	971.19	517.97	744.58
8	517.97	1133.05	517.97	1133.05	582.71	809.32
10	550.34	1294.92	582.71	1294.92	615.08	971.19
12	582.71	1456.78	647.46	1456.78	712.20	1165.4
14	647.46	1489.15	712.20	1489.15	712.20	1165.4
16	647.46	1521.30	712.20	1521.30	712.20	1165.4

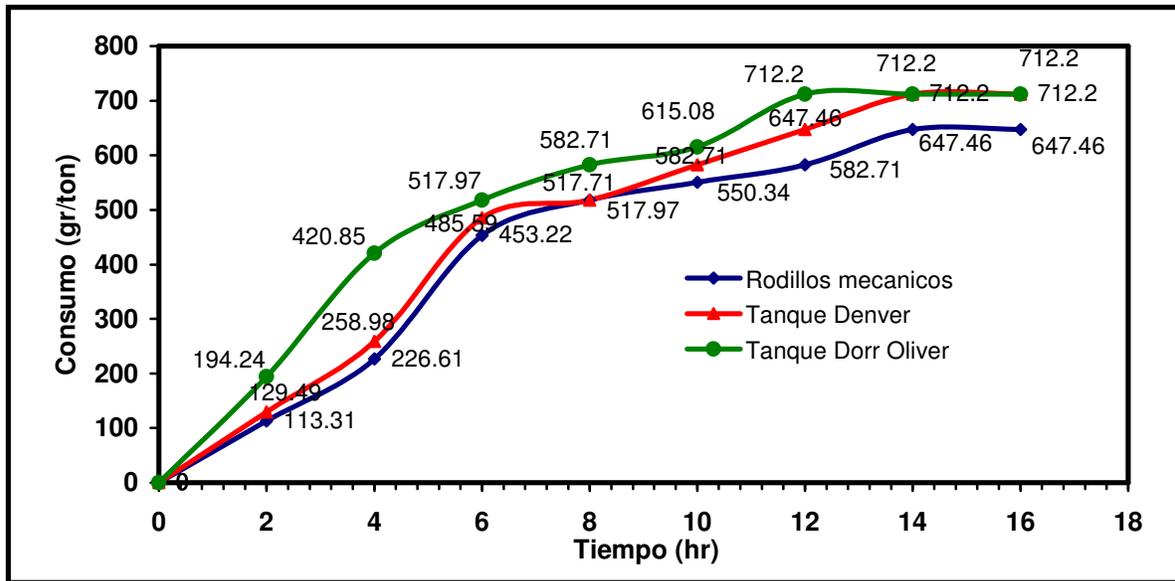


Figura 45. Consumo de cianuro con respecto al medio de agitación.

En la Figura anterior se observa el comportamiento de consumo en cianuro, en la utilización de los diferentes métodos de agitación.

En la Figura 46 se advierte el comportamiento de consumo de cal donde se puede ver que con agitación mecánica-neumática existe una reducción de consumo de cal con respecto a los otros medios de agitación.

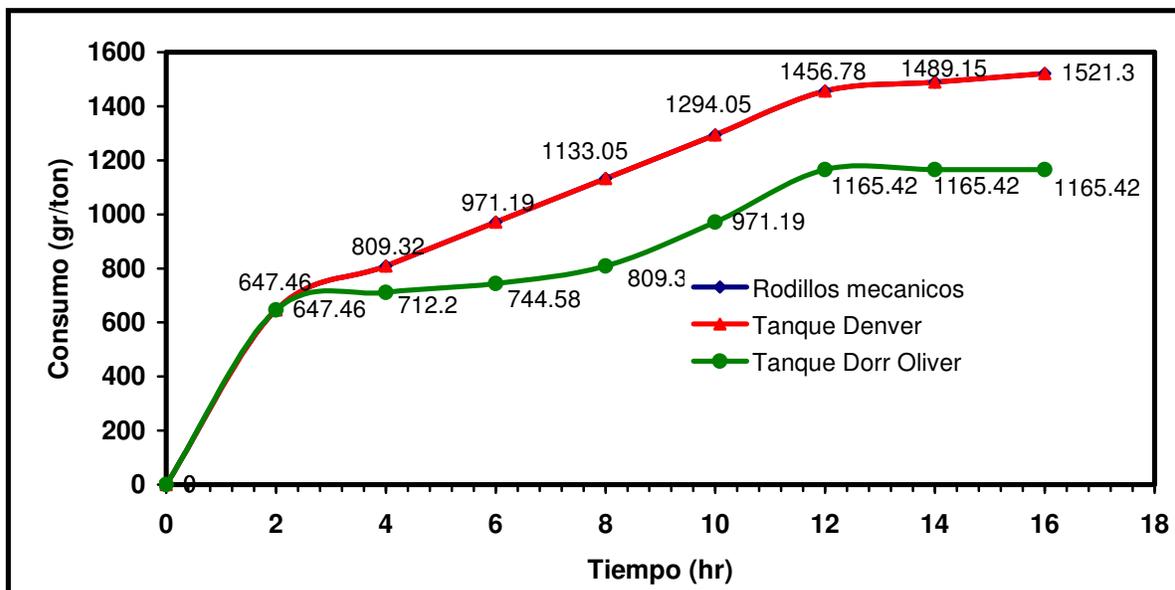


Figura 46. Consumo de cal con respecto al medio de agitación.



Se observa que la concentración y la agitación es un factor muy importante en la disolución de los valores de plata y oro por la reducción de tiempo de proceso.

En la siguiente tabla se muestra el análisis granulométrico con distribución de valores, después de la cianuración, con 23.6% en sólidos, una concentración de cianuro de sodio de 900 gr/m³ y como medio de agitación mecánica-neumática.

Tabla 40. Análisis granulométrico de cola de cianuración, utilizando el tanque Dorr-Oliver.

Malla	Abertura (micras)	Peso		Acum. (-) %	Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Distribución (%)	
		Gr	%		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
- 60 +100	-250 +150	4.88	4.88	100.00	12	0.04	0.59	0.002	10.84	9.31
-100 +170	-150 +90	22.27	22.27	96.57	6	0.03	1.34	0.007	24.71	21.23
-170 +200	- 90 +75	14.81	14.81	74.50	6	0.02	0.89	0.003	16.43	14.12
-200 +325	- 75 +45	27.50	27.50	61.95	5	0.02	1.38	0.006	25.43	26.22
-325 +500	- 45 +25	28.61	28.61	35.29	4	0.02	1.14	0.006	21.17	27.28
-500	- 25	1.92	1.92	0.78	4	0.02	0.08	0.000	1.42	1.83
Total		100.00	100.00				5.41	0.024	100.00	100.00
Cola calculada							5.41	0.024		

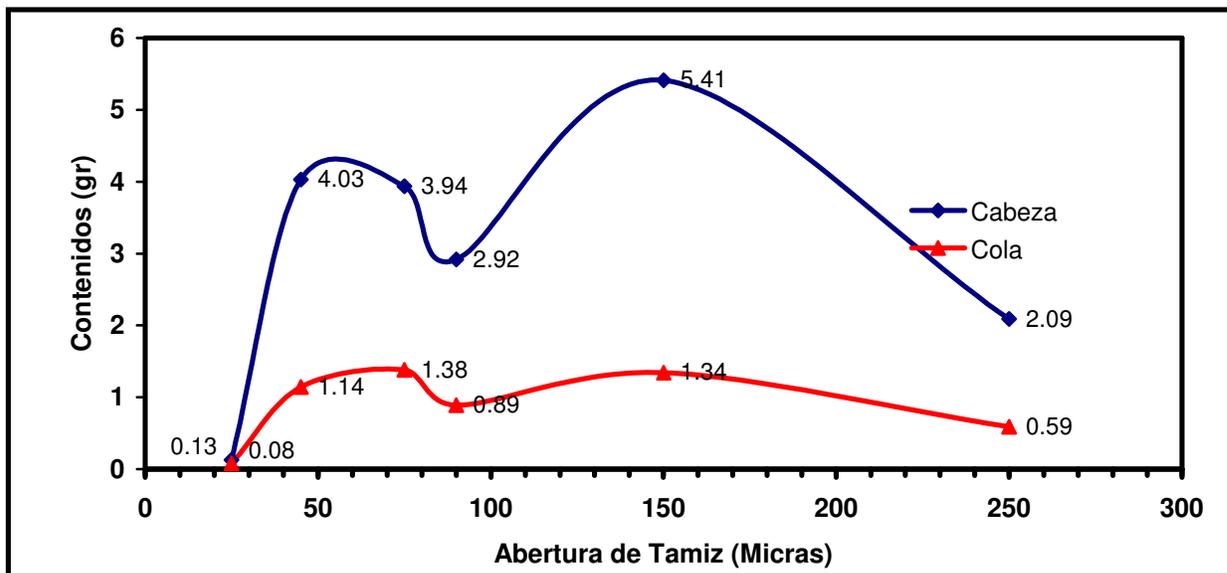


Figura 47. Distribución de valores de plata, utilizando tanque Dorr-Oliver.

En las Figuras 47 y 48 se muestra el comportamiento de la cola después de cianurar con respecto a los contenidos de plata y oro, se observa que en el tamaño de partícula de 150 μm existe una mayor disolución en comparación con los otros tamaños, pero siguen teniendo un comportamiento similar a la de la cabeza.

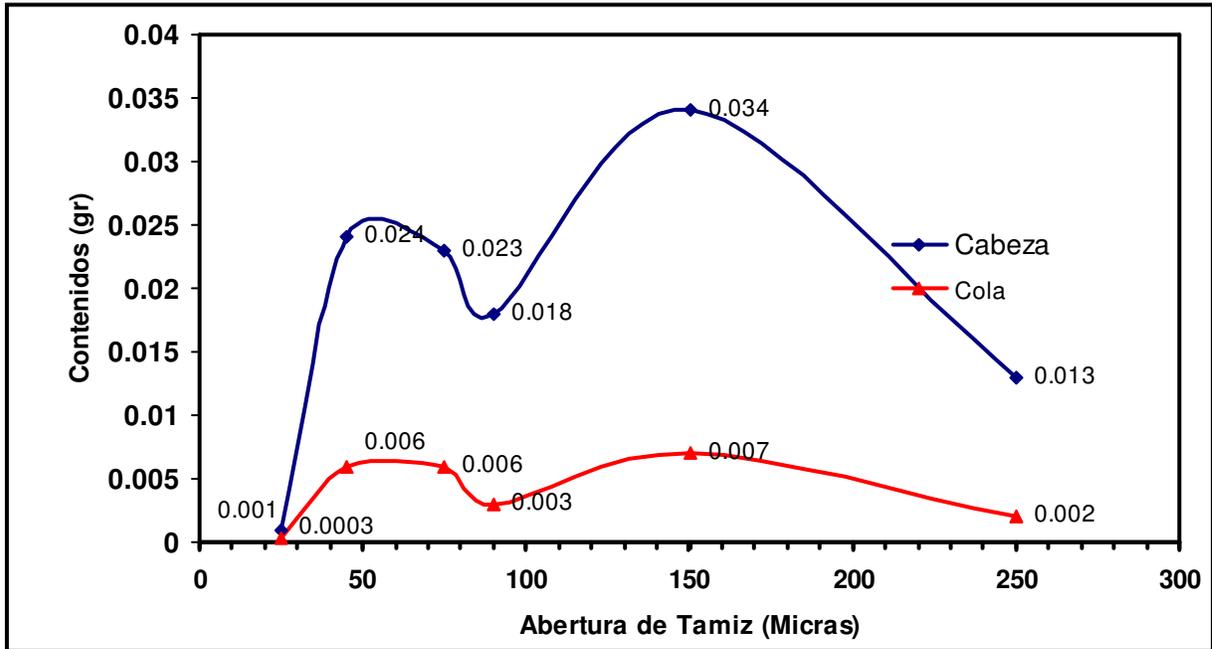


Figura 48. Distribución de valores de oro, utilizando tanque Dorr-oliver.

En esta etapa primero se observó la influencia que tiene la concentración de cianuro con 23.6% en sólidos, se observa que con una agitación mecánica-neumática se reduce el tiempo de cianuración.

En comparación con la primera etapa, se obtuvo menor disolución y mayor consumo de reactivos, debido al porcentaje de sólidos fue menor.

Se observa la importancia que tiene la inyección de oxígeno como agitación neumática en la disolución en consecuencia disminuyó el tiempo de disolución, porque este ayuda a una oxidación más rápida de la partícula de oro y plata, así como la concentración de cianuro y la función del tiempo.



Tabla 41. Resumen de pruebas de cianuración-segunda etapa.

No. Prueba	Medio de Agitación	% Sólidos	Concentración (gr/m ³)		Consumo (gr/ton)		Tiempo (hr)	Disolución (%)	
			NaCN	CaO	NaCN	CaO		Ag	Au
22	Rodillos mecánicos	23.6	900	750	647.46	1489.1	14	67.57	70.91
23	Tanque Denver	23.6	900	750	712.20	1489.1	14	67.57	70.91
24	Tanque Dorr Oliver	23.6	900	750	712.20	1165.4	12	67.57	72.72

En el análisis granulométrico con distribución de valores de las colas se observa disolución en todos los tamaños, en la plata a partir de – 150 micras se tiene una buena disolución y a +150 micras se tiene una disolución de 50% en plata.

III.4.2.2 Valor del mineral.

Para este proceso se considero que el mineral entraría directamente al proceso de cianuración, utilizando los parámetros encontrados en la segunda etapa del estudio de cianuración del capítulo anterior, porque se pretende que el mineral se procesaría tal cual como sale del proceso de flotación “Bulk”, en las Tablas 42 y 43 se muestra el balance metalúrgico y el beneficio en bruto del mineral.

Tabla 42. Balance metalúrgico de cianuración – Segunda etapa.

Concepto	Peso Kg	Cabeza (gr/ton)		Disolución (%)		Contenidos			
		Ag	Au	Ag	Au	(gr)		Oz troy	
Cianuración Directa		Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
	1000	18.5	0.11	67.57	72.72	12.499	0.07999	0.3888	0.0025

Tabla 43. Valor del mineral por cianuración – segunda etapa.

Concepto	Cabeza (gr/ton)	Cotización Ozt (Dólares)	Valor del mineral por tonelada (Dólares)
Ag	18.5	5.81	2.26
Au	0.11	389.18	0.97
Total(USD)			3.23
Total(M.N.)			35.69

El valor del mineral es de 3.23 dólares por tonelada y también es aceptable para realizar el proceso⁽¹⁵⁾.

CONCLUSIONES

Del estudio podemos concluir lo siguiente:

- 1) El mineral estudiado se clasifica como de baja ley ya que contiene plata 18.5 gr/ton de plata y 0.11 gr/ton de oro. No se observo otro elemento que ayude o afecte a la economía, presenta como matriz el cuarzo con mínimas cantidades de sulfuros de fierro.
- 2) En el análisis granulométrico de cabeza con distribución de valores se observa que en todos los tamaños se encuentran valores de plata y oro.
- 3) En el estudio de flotación-cianuración se obtuvo una recuperación total de 11.96% de plata y 12.08% de oro.

Las bajas recuperaciones en flotación, se deben a que falto liberación al mineral, esto se observo en el análisis granulométrico con distribución de valores realizado a las colas de flotación, por lo tanto no es posible realizar este proceso ya que también el valor del mineral es de 0.59 dólares por tonelada.

En las pruebas de flotación que se adiciono sulfuro de sodio, decreció la recuperación a 9.71% de oro y 9.45% de plata, esto nos indica que este reactivo actúa como depresor de oro y plata para este tipo de mineral.

- 4) Para el estudio de cianuración al hacer el análisis de las variables del proceso en las dos etapas. Se observa que el mejor porcentaje en sólidos para cianurar el mineral de este estudio, es de 45%, la concentración de cianuro presenta una influencia positiva de la recuperación de valores para las dos etapas, ya que al incrementar dicha concentración se observa un aumento en la disolución de oro y plata. El tener más cianuro libre se tendrá mas frentes de reacción en la superficie de la partícula por consecuencia se tiende a aumentar la disolución.

5) En la primer etapa se obtuvieron los siguientes condiciones y resultados:

No. de prueba	Medio de agitación	% de sólidos	pH	Concentración (gr/m ³)		Consumo (gr)		Tiempo (hr)	Disolución (%)	
				NaCN	CaO	NaCN	CaO		Ag	Au
5	Rodillos	40	11.0	700	1022	244.44	1740	12	72.97	77.28

6) En la segunda etapa donde se estudio la influencia de concentración de cianuro se obtuvieron los siguientes condiciones y resultados:

No. de prueba	Medio de agitación	% de sólidos	pH	Concentración (gr/m ³)		Consumo (gr)		Tiempo (hr)	Disolución (%)	
				NaCN	CaO	NaCN	CaO		Ag	Au
22	Rodillos	23.6	11.0	900	750	647.46	1489.1	14	67.57	70.91
23	Tanque Denver	23.6	11.0	900	750	712.20	1489.1	14	67.57	70.91
24	Tanque Dorr-oliver	23.6	11.0	900	750	712.20	1165.4	12	67.57	72.72

El medio de agitación es un factor importante para lograr mejores resultados, en este caso con agitación mecánica-neumática(tanque Dorr-Oliver) se redujo el tiempo de disolución de 14 a 12 horas, menor consumo de cal y un aumento en la disolución de oro de 1.81%.

7) Los resultados obtenidos en las pruebas de cianuración, presentan un valor de mineral de 3.47 dólares para la primera etapa y 3.23 dólares en la segunda etapa, tomando en cuenta el alza de los metales preciosos es posible obtener un beneficio económico.

ANEXO I. Balance acumulado.

Día	Toneladas			Ensayes (gr/ton)						Contenidos (kg)						Relación de Concentración	
				Cabeza		Concentrado		Colas		Cabeza		Concentrado		Colas			
	Cabeza	Conc.	Cola	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au
1	420	90.00	330.00	155	0.9	661	3.89	17	0.10	65.10	0.38	59.49	0.34	5.61	0.03	4.67	4.74
2	410	61.46	348.54	161	0.73	972	4.40	18	0.10	66.01	0.30	59.74	0.26	6.27	0.03	6.67	6.83
3	500	98.24	401.76	187	0.8	870	3.70	20	0.11	93.50	0.40	85.46	0.36	8.04	0.04	5.09	5.20
4	388	84.28	303.72	260	1.2	1096	5.10	28	0.12	100.88	0.47	92.38	0.43	8.50	0.04	4.60	4.61
5	404	67.19	336.81	271	1.12	1484	6.15	29	0.12	109.48	0.45	99.72	0.41	9.77	0.04	6.01	6.03
6	60	9.58	50.42	272	1.15	1572	6.70	25	0.10	16.32	0.07	15.06	0.06	1.26	0.01	6.26	6.29
7	100	18.87	81.13	366	1.5	1836	7.40	24	0.10	36.60	0.15	34.65	0.14	1.95	0.01	5.30	5.21
8	100	18.48	81.52	213	0.85	1060	4.25	21	0.10	21.30	0.09	19.59	0.08	1.71	0.01	5.41	5.53
9	400	65.84	334.16	199	0.85	1072	4.55	27	0.12	79.60	0.34	70.58	0.30	9.02	0.04	6.08	6.07
10	532	58.79	473.21	168	0.7	1327	5.45	24	0.10	89.38	0.37	78.02	0.33	11.36	0.05	9.05	8.92
11	510	86.34	423.66	134	0.55	713	2.90	16	0.08	68.34	0.28	61.56	0.25	6.78	0.03	5.91	6.00
12	440	139.56	300.44	162	0.64	472	1.90	18	0.09	71.28	0.28	65.87	0.25	5.41	0.03	3.15	3.29
13	723	154.06	568.94	143	0.51	612	2.10	16	0.09	103.39	0.37	94.29	0.32	9.10	0.05	4.69	4.79
14	390	55.12	334.88	180	0.72	1152	4.60	20	0.10	70.20	0.28	63.50	0.25	6.70	0.03	7.08	7.26
15	366	56.31	309.69	162	0.66	965	3.90	16	0.07	59.29	0.24	54.34	0.22	4.96	0.02	6.50	6.49
16	460	72.25	387.75	155	0.69	901	3.95	16	0.07	71.30	0.32	65.10	0.29	6.20	0.03	6.37	6.26
17	480	57.32	422.68	138	0.5	1045	3.98	15	0.07	66.24	0.24	59.90	0.21	6.34	0.03	8.37	9.09
18	450	62.07	387.93	193	0.75	1268	4.90	21	0.09	86.85	0.34	78.70	0.30	8.15	0.03	7.25	7.29
19	369	66.89	302.11	137	0.51	688	2.50	15	0.07	50.55	0.19	46.02	0.17	4.53	0.02	5.52	5.52
20	645	132.60	512.40	134	0.5	590	2.20	16	0.09	86.43	0.32	78.23	0.28	8.20	0.05	4.86	5.15
21	120	18.15	101.85	146	0.5	881	3.20	15	0.07	17.52	0.06	15.99	0.05	1.53	0.01	6.61	7.28
22	420	81.79	338.21	151	0.63	701	2.90	18	0.09	63.42	0.26	57.33	0.23	6.09	0.03	5.14	5.20
23	525	190.65	334.35	153	0.67	388	1.65	19	0.10	80.33	0.35	73.97	0.32	6.35	0.03	2.75	2.72
24	400	74.41	325.59	159	0.65	776	3.10	18	0.07	63.60	0.26	57.74	0.24	5.86	0.02	5.38	5.22
25	450	134.44	315.56	162	0.64	500	1.95	18	0.08	72.90	0.29	67.22	0.26	5.68	0.03	3.35	3.34
26	570	170.29	399.71	162	0.64	500	1.95	18	0.08	92.34	0.36	85.15	0.33	7.19	0.03	3.35	3.34
27	395	118.01	276.99	162	0.64	500	1.95	18	0.08	63.99	0.25	59.00	0.23	4.99	0.02	3.35	3.34

Total	11027.0	2243.0	8784.0	169.2	0.70	757	3.10	19.10	0.10	1866.1	7.71	1698.6	6.9	167.5	0.8		
-------	---------	--------	--------	-------	------	-----	------	-------	------	--------	------	--------	-----	-------	-----	--	--

Cola calculada								19.10	0.10								
----------------	--	--	--	--	--	--	--	-------	------	--	--	--	--	--	--	--	--

ANEXO II. Resumen del comportamiento de las cotizaciones de la plata, oro y el dólar.

No.	Mes	Cotización		
		Ag Onza troy (Dólares)	Au Onza troy (Dólares)	Dólar Tipo de cambio (pesos)
1	Julio 2003	4.84	351.02	10.44
2	Agosto 2003.	5.00	359.77	10.73
3	Septiembre 2003.	5.18	378.95	10.92
4	Octubre 2003.	5.01	378.92	11.18
5	Noviembre 2003.	5.19	389.91	11.13
6	Diciembre 2003.	5.66	406.95	11.25
7	Enero 2004.	6.35	413.79	10.96
8	Febrero 2004.	6.47	404.88	11.02
9	Marzo 2004.	7.29	406.67	11.00
10	Abril2004.	7.06	403.26	11.24
11	Mayo 2004.	5.85	383.78	11.51
12	Junio 2004	5.85	392.37	11.38
Promedio		5.81	389.18	11.06

ANEXO III Memoria de formulas para cálculos metalúrgicos.

Relaciones de pulpa usando la constante K

$$K = \frac{S}{S - 1}$$

$$P = \frac{K (W - 1000)}{W}$$

$$P = \frac{K (s - 1)}{s}$$

$$W = \frac{1000 K}{K - P}$$

$$W = 1000 + \frac{w}{K}$$

$$w = K (W - 1000)$$

Donde:

K = Constante K.

S = Gravedad especifica aparente del mineral (gr/lit).

s = Gravedad especifica de la pulpa (gr/lit).

P = Porcentaje en peso de los sólidos (%).

W = Peso de un litro de pulpa (gr)

w = Peso del mineral seco en un litro de agua: peso del mineral seco en la pulpa.

Análisis granulométricos.

$$\% \text{ en peso} = \frac{(\text{Peso de fracción de la malla}) * 100}{(\text{Peso total de muestra completa})}$$

$$\text{Contenidos} = \frac{(\text{Ensaye}) * (\% \text{ en peso})}{100}$$

$$\% \text{ Distribución} = \frac{(\text{Contenido de fracción de malla}) * 100}{(\text{Suma total de contenidos})}$$

$$\text{Cabeza calculada} = \text{Suma total de contenidos}$$

Balance metalúrgico en Flotación.

$$\% \text{ en peso} = \frac{(\text{Peso del producto}) * 100}{(\text{gr totales de muestra completa})}$$

$$\text{Contenidos} = \frac{(\text{Ensaye}) * (\% \text{ en peso})}{100}$$

$$\% \text{ Recuperación} = \frac{(\text{Contenido de fracción de malla}) * 100}{(\text{Suma total de contenidos})}$$

$$\text{Relación de concentración} = \frac{\text{Peso total de mineral de cabeza}}{\text{Peso total del concentrado Bulk}}$$

Balance metalúrgico en Cianuración.

$$\text{Disolución total} = \frac{\text{Ensaye de producto de cola}}{\text{Ensaye de producto de cabeza}} * 100$$

Valor del mineral en dólares por tonelada.

$$\text{Valor de mineral} = \frac{\text{Ensaye de producto de cabeza} * (\% \text{ recuperación} / 100)}{32.15078} * (\text{Cotización metal})$$

La cotización del metal es dólares por onza troy.

ANEXO IV. Pruebas de flotación.

Prueba de flotación no. 1 Tiempo de acondicionamiento: 1 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	2.00	1.27	41.00	0.26	0.52	0.00	3.18	3.23	79.00
Cola	156.00	98.73	16.00	0.10	15.80	0.16	96.82	96.77	
Cabeza	158.00	100.00			16.33	0.10	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	16.33	0.10	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 2 Tiempo de acondicionamiento: 2 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	2.75	1.74	42.00	0.28	0.73	0.00	4.74	4.74	57.36
Cola	155.00	98.26	15.00	0.10	14.74	0.10	95.26	95.26	
Cabeza	157.75	100.00			15.47	0.10	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	15.47	0.10	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 3 Tiempo de acondicionamiento: 4 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	2.12	1.32	23.00	0.14	0.30	0.00	2.00	1.83	76.00
Cola	159.00	98.68	15.00	0.10	14.80	0.10	98.00	98.17	
Cabeza	161.12	100.00			15.11	0.10	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	15.11	0.10	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 4 Tiempo de acondicionamiento: 6 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.32	2.01	30.00	0.19	0.60	0.00	3.49	3.75	49.79
Cola	162.00	97.99	17.00	0.10	16.66	0.10	96.51	96.25	
Cabeza	165.32	100.00			17.26	0.10	100.00	100.00	
Cabeza Calculada			17.26	0.10					

Prueba de flotación no. 5 Tiempo de Acondicionamiento: 8 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	2.26	1.40	29.00	0.18	0.41	0.00	2.37	2.09	71.35
Cola	159.00	98.60	17.00	0.12	16.76	0.12	97.63	97.91	
Cabeza	161.26	100.00			17.17	0.12	100.00	100.00	
Cabeza Calculada			17.17	0.12					

Prueba de flotación no. 6 Tiempo de flotación: 2 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	1.79	1.10	34.00	0.20	0.37	0.00	2.05	1.82	91.50
Cola	162.00	98.90	18.00	0.12	17.80	0.11	97.95	98.18	
Cabeza	163.79	100.00			18.17	0.12	100.00	100.00	
Cabeza Calculada			18.17	0.12					

Prueba de flotación no. 7

Tiempo de flotación: 5 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.42	2.10	27.00	0.18	0.57	0.00	3.31	3.40	47.49
Cola	159.00	97.90	17.00	0.11	16.64	0.11	96.69	96.60	
Cabeza	162.42	100.00			17.21	0.11	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.21	0.11	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 8

Tiempo de flotación: 8 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.62	3.39	27.00	0.18	0.92	0.01	5.28	5.00	29.46
Cola	160.00	96.61	17.00	0.12	16.42	0.12	94.72	95.00	
Cabeza	165.62	100.00			17.34	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.34	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 9

Tiempo de flotación: 11 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	(gr)	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	6.02	3.67	27.00	0.18	0.99	0.01	5.41	5.41	27.24
Cola	158.00	96.33	18.00	0.12	17.34	0.12	94.59	94.59	
Cabeza	164.02	100.00			18.33	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.33	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación 10

Tiempo de flotación: 13 minutos

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	6.07	4.20	24.00	0.16	1.01	0.01	5.49	5.96	23.93
Cola	158.82	96.32	18.00	0.11	17.34	0.11	94.51	94.04	
Cabeza	164.89	100.00			18.35	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.35	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 11

Dosificación de xantato: 2 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.52	2.15	44.00	0.31	0.95	0.01	5.10	4.98	46.45
Cola	160.00	97.85	18.00	0.13	17.61	0.13	94.90	95.02	
Cabeza	163.52	100.00			18.56	0.13	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.56	0.13	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 12

Dosificación de xantato: 5 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.40	3.26	40.00	0.28	1.08	0.01	6.94	6.71	30.62
Cola	160.00	96.74	18.00	0.13	18.38	0.14	94.47	93.29	
Cabeza	165.40	100.00			17.41	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.71	0.13	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.13

Dosificación de xantato: 7 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.76	2.27	83.00	0.55	1.88	0.01	9.67	8.94	44.08
Cola	162.00	97.73	18.00	0.13	17.59	0.13	90.33	91.06	
Cabeza	165.76	100.00			19.47	0.14	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	19.47	0.14	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.14

Dosificación de xantato: 9 gr/ton

Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.41	2.66	68.00	0.46	1.81	0.01	9.36	8.82	37.50
Cola	161.00	97.34	18.00	0.13	17.52	0.13	90.64	91.18	
Cabeza	165.41	100.00			19.33	0.14	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	19.33	0.14	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.15

Dosificación de promotor: 2 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.01	2.43	80.00	0.46	1.94	0.01	11.07	9.62	41.14
Cola	161.00	97.57	16.00	0.11	15.61	0.11	88.93	90.38	
Cabeza	165.01	100.00			17.55	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.55	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.16

Dosificación de promotor: 5 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación %		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.09	3.06	81.00	0.43	2.72	0.02	14.97	14.30	32.63
Cola	161.00	96.94	16.00	0.10	15.42	0.10	85.03	85.71	
Cabeza	166.09	100.00			18.18	0.11	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.18	0.11	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.17

Dosificación de promotor: 7 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.56	3.36	78.00	0.48	2.62	0.02	14.49	13.17	29.77
Cola	160.00	96.64	16.00	0.11	15.46	0.11	85.97	86.83	
Cabeza	165.56	100.00			18.08	0.14	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	18.08	0.14	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.18

Dosificación de promotor: 9 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.69	2.85	76.00	0.46	2.17	0.01	12.23	10.93	35.11
Cola	160.00	97.15	16.00	0.11	15.54	0.11	87.77	89.07	
Cabeza	164.69	100.00			17.71	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.71	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.19

Dosificación de espumante: 5 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.21	2.60	72.00	0.49	1.87	0.01	10.71	10.61	38.52
Cola	158.00	97.40	16.00	0.11	15.58	0.11	89.29	89.39	
Cabeza	162.21	100.00			17.45	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.45	0.12	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.20

Dosificación de espumante: 10 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.80	3.54	78.00	0.53	2.76	0.02	14.45	14.06	28.24
Cola	158.00	96.46	17.00	0.12	16.40	0.11	85.61	91.64	
Cabeza	163.80	100.00			19.10	0.13	100.00	100.0	

Cabeza Calculada	19.10	0.13	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no.21

Dosificación de espumante: 15 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	5.69	3.47	87.00	0.53	3.02	0.02	15.46	16.02	28.76
Cola	158.00	96.53	17.00	0.10	16.41	0.10	84.44	83.98	
Cabeza	163.69	100.00			19.43	0.41	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	19.43	0.14	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 22

Dosificación de espumante: 20 gr/ton

Balance metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	6.50	3.95	74.00	0.48	2.92	0.02	15.19	14.13	25.31
Cola	158.00	96.05	17.00	0.12	16.33	0.11	84.81	85.87	
Cabeza	164.69	100.00			18.03	0.13	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	19.25	0.13	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 23

Dosificación de sulfuro de sodio: 10 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.01	1.82	60.00	0.38	1.09	0.01	6.11	6.02	54.82
Cola	162.00	98.18	17.00	0.11	16.69	0.11	93.86	93.98	
Cabeza	165.01	100.00			17.78	0.12	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.78	0.11	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 24

Dosificación de sulfuro de sodio: 20 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	3.62	2.20	58.00	0.38	1.28	0.01	7.13	6.65	45.47
Cola	161.00	97.80	17.00	0.12	16.63	0.12	92.87	93.35	
Cabeza	164.62	100.00			17.90	0.13	100.00	100.00	

Cabeza Calculada	17.90	0.13	
-------------------------	-------	------	--

Prueba de flotación no. 25

Dosificación de sulfuro de sodio: 30 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.56	2.75	59.00	0.38	1.62	0.01	9.45	9.71	36.30
Cola	161.00	97.25	16.00	0.10	15.56	0.10	90.55	90.29	
Cabeza	165.56	100.00			17.18	0.11	100.00	100.00	
Cabeza Calculada			17.18	0.11					

Prueba de flotación no. 26

Dosificación de sulfuro de sodio: 40 gr/ton

Balance Metalúrgico									
Concepto	Peso		Ensayes (gr/ton)		Contenidos (gr)		Recuperación (%)		Rel. De Conc.
	Gr	%	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	
Concentrado	4.98	3.00	59.00	0.35	1.77	0.01	9.21	8.28	33.32
Cola	161.00	97.00	18.00	0.12	17.46	0.12	90.79	91.72	
Cabeza	165.98	100.00			19.23	0.13	100.00	100.00	
Cabeza Calculada					19.23	0.13			

ANEXO V. Prueba de cianuración del concentrado.

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	900	750	0	0
6	600	550	300	200
12	850	550	50	200
18	900	750	0	0.00

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
18.00	0.130
22.00	0.140
20.00	0.110

Total Consumidos(gr/m³)	350.00	400.00
---	---------------	---------------

Total Consumidos(gr/ton)	1135.05	1294.20
---------------------------------	----------------	----------------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Distribución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	87.00	0.53	100.00	100.00
Cola	20.00	0.13	26.67	24.53

Disolución Total	77.01	75.47
-------------------------	--------------	--------------

ANEXO VI. Pruebas de cianuración directa

Prueba de Cianuración 1

Porcentaje de sólidos: 25

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m ³ Iniciales		gr/m ³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	740	0	0
6	410	250	90	420
12	490	300	10	350

Ensayes solución (gr/m ³)	
Ag	Au
0	0.
5.90	0.06
5.85	0.06

Total Consumidos(gr/m ³)	100	770
--------------------------------------	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	300	2310
--------------------------	-----	------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7.0	0.04	37.84	36.36

Disolución Total	62.16	63.64
-------------------------	--------------	--------------

Prueba de Cianuración 2

Porcentaje de sólidos: 30

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m ³ Iniciales		gr/m ³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	740	0	0
6	410	250	90	490
12	490	300	10	440

Ensayes solución (gr/m ³)	
Ag	Au
0	0
3.36	0.032
3.55	0.035

Total Consumidos(gr/m ³)	100	930
--------------------------------------	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	233.33	2170
--------------------------	--------	------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7.0	0.04	37.84	36.64

Disolución Total	62.16	63.64
-------------------------	--------------	--------------

Prueba de Cianuración 3

Porcentaje de sólidos: 35

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	808	0	0
6	410	220	90	588
12	490	350	10	458

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
3.91	0.035
4.13	0.040

Total Consumidos(gr/m³)	100	1045
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	186	1941
---------------------------------	-----	------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	9.0	0.051	48.64	46.36
Disolución Total			51.36	53.64

Prueba de Cianuración 4

Porcentaje de sólidos: 40

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	866	0	0
6	400	200	100	666
12	480	300	20	566

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
4.65	0.045
4.96	0.055

Total Consumidos(gr/m³)	120	1232
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	180	1848
---------------------------------	-----	------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6.0	0.03	32.43	27.27
Disolución Total			67.57	72.73

Prueba de Cianuración 5

Porcentaje de sólidos: 45

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	866	0	0
6	380	200	120	559
12	480	300	20	479

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
5.76	0.065
5.73	0.060

Total Consumidos(gr/m³)	140	1038
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	171.11	1557.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6.0	0.03	32.43	31.81
Disolución Total			67.57	68.19

Prueba de Cianuración 6

Concentración de NaCN: 300 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	300	1022	0	0
6	255	120	45	902
12	295	260	5	762

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
5.90	0.06
5.85	0.06

Total Consumidos(gr/m³)	50	1664
---	----	------

Total Consumidos(gr/ton)	61.11	2033.00
---------------------------------	-------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7.0	0.04	37.83	36.36
Disolución Total			62.16	63.64

Prueba de Cianuración 7

Concentración de NaCN: 400 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	400	1022	0	0
6	310	150	90	872
12	390	240	10	782

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
5.72	0.059
5.65	0.058

Total Consumidos(gr/m³)	100	1654
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	122.22	2021.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7.0	0.04	37.83	36.36
Disolución Total			62.16	63.64

Prueba de Cianuración 8

Concentración de NaCN: 500 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	1022	0	0
6	360	200	140	822
12	490	300	10	722

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
6.07	0.062
5.95	0.062

Total Consumidos(gr/m³)	150	1544
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	183.00	1887.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6.0	0.035	32.43	31.81
Disolución Total			67.57	68.19

Prueba de Cianuración 9

Concentración de NaCN: 600 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	600	1022	0	0
6	440	250	160	772
12	570	310	30	712

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
6.25	0.065
5.90	0.060

Total Consumidos(gr/m³)	190	1484
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	232.27	1813.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6.0	0.03	32.43	27.27
Disolución Total			67.57	72.73

Prueba de Cianuración 10

Concentración de NaCN: 700 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	700	1022	0	0
6	520	300	180	722
12	680	320	20	702

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
6.25	0.065
5.90	0.060

Total Consumidos(gr/m³)	200	1424
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	244.44	1740.44
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	5	0.025	27.02	22.72
Disolución Total			72.97	77.28

Prueba de Cianuración 11

Concentración de NaCN: 800 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	800	1022	0	0
6	640	420	160	602
12	760	500	40	522

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
6.25	0.060
5.80	0.060

Total Consumidos(gr/m³)	200	1124
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	244.44	1373.80
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	5.0	0.025	72.97	77.28
Disolución Total			72.97	77.28

Prueba de Cianuración 12

Concentración de NaCN: 900 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	900	1022	0	0
6	700	400	200	622
12	890	520	10	502

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
6.25	0.065
5.85	0.060

Total Consumidos(gr/m³)	210	1124
---	-----	------

Total Consumidos(gr/ton)	256.67	1373.80
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	5.0	0.025	72.97	77.28
Disolución Total			72.97	77.28

Prueba de Cianuración 13

Concentración de NaCN: 300 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	300	750	0	0
6	280	160	20	590
12	300	300	0	450

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.48	0.024
2.65	0.025

Total Consumidos(gr/m³)	20	1040
---	----	------

Total Consumidos(gr/ton)	64.74	3366.00
---------------------------------	-------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	9	0.05	48.65	45.45
Disolución Total			51.35	54.55

Prueba de Cianuración 14

Concentración de NaCN: 400 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	400	750	0	0
6	350	200	50	550
12	400	380	0	370

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.37	0.023
2.68	0.026

Total Consumidos(gr/m³)	50	920
---	----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	161.86	2978.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	8	0.044	43.24	40.00
Disolución Total			56.76	60.00

Prueba de Cianuración 15

Concentración de NaCN: 500 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	500	750	0	0
6	430	250	70	500
12	490	400	10	350

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.61	0.025
2.87	0.027

Total Consumidos(gr/m³)	80	850
---	----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	258.98	2752.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7	0.037	37.84	33.64
Disolución Total			62.16	66.36

Prueba de Cianuración 16

Concentración de NaCN: 600 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	600	740	0	0
6	520	280	80	470
12	580	400	20	350

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.58	0.025
2.81	0.027

Total Consumidos(gr/m³)	100	820
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	323.73	2654.60
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7	0.036	37.84	32.73
Disolución Total			62.16	67.27

Prueba de Cianuración 17

Concentración de NaCN: 700 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	700	740	0	0
6	560	320	160	430
12	580	450	20	300

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.78	0.027
3.02	0.029

Total Consumidos(gr/m³)	180	710
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	421	2298.00
---------------------------------	-----	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7	0.036	37.74	32.73
Disolución Total			62.16	67.27

Prueba de Cianuración 18

Concentración de NaCN: 800 grs/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	800	750	0	0
6	650	380	150	370
12	750	550	50	200
18	800	650	0	100

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.68	0.024
3.00	0.027
3.13	0.067

Total Consumidos(gr/m³)	200	670
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	647.46	2169.00
---------------------------------	--------	---------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	7	0.036	37.84	32.73
Disolución Total			62.16	67.27

Prueba de Cianuración 19

Concentración de NaCN: 900 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	900	750	0	0
6	750	460	150	290
12	850	520	50	330
18	900	600	0	150

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.80	0.025
3.07	0.028
3.13	0.028

Total Consumidos(gr/m³)	200	670
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	647.46	2007
---------------------------------	--------	------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6	0.032	32.43	29.09

Disolución Total	67.57	70.91
-------------------------	--------------	--------------

Prueba de Cianuración 20

Concentración de NaCN: 1000 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	1000	750	0	0
6	810	460	190	290
12	950	600	50	150
18	1000	700	0	50

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.88	0.026
3.10	0.028
3.05	0.027

Total Consumidos(gr/m³)	240	490
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	776.95	1586.3
---------------------------------	--------	--------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6	0.032	32.43	29.09

Disolución Total	67.57	70.91
-------------------------	--------------	--------------

Prueba de Cianuración 21

Concentración de NaCN: 1100 gr/m³

Consumo de reactivos				
Tiempo (hr)	gr/m³ Iniciales		gr/m³ Consumidos	
	NaCN	CaO	NaCN	CaO
0	1100	750	0	0
6	900	480	200	270
12	1000	600	100	150
18	1100	700	0	50

Ensayes solución (gr/m³)	
Ag	Au
0	0
2.94	0.026
3.22	0.029
3.31	0.050

Total Consumidos(gr/m³)	300	470
---	-----	-----

Total Consumidos(gr/ton)	971.19	1521.3
---------------------------------	--------	--------

Balance Metalúrgico				
Sólidos	Ensayes (gr/ton)		Disolución (%)	
	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	18.5	0.11	100.00	100.00
Cola	6	0.032	32.43	29.09

Disolución Total	67.57	70.91
-------------------------	--------------	--------------

Prueba de Cianuración 22

Agitación con rodillos mecánicos

Tiempo (hr)		0	2	4	6	8	10	12	14	16	
Consumo de reactivos	NaCN	gr/m³	0.00	35.00	70.00	140.00	160.00	170.00	180.00	200.00	200.00
		gr/ton	0.00	113.31	226.61	453.22	517.97	550.34	582.71	647.46	647.46
	CaO	gr/m³	0.00	200.00	250.00	300.00	350.00	400.00	450.00	460	470
		gr/ton	0.00	647.46	809.32	971.19	1133.0	1294.9	1456.7	1489.1	1521.3
Ensayes	Solución (gr/m³)	Ag	0.00	2.30	2.60	2.85	2.92	3.10	3.35	3.70	3.72
		Au	0.00	0.020	0.022	0.024	0.028	0.028	0.028	0.028	0.028
	Sólidos (gr/ton)	Ag	18.5	12.0	9.0	8.0	8.0	7.0	7.0	6	6
		Au	0.11	0.046	0.045	0.040	0.040	0.039	0.039	0.034	0.033

Disolución (%)	Ag	0.00	35.13	51.35	56.76	56.76	62.16	62.16	67.57	67.57
	Au	0.00	58.18	59.09	63.63	63.63	64.54	64.54	69.09	70.00

Prueba de Cianuración 23

Agitación con tanque Denver

Tiempo (hr)			0	2	4	6	8	10	12	14	16
Consumo de reactivos	NaCN	gr/m ³	0.00	40.00	80.00	150.00	160.00	180.00	200.00	220	220
		gr/ton	0.00	129.49	258.98	485.59	517.71	582.71	647.46	712.20	712.20
	CaO	gr/m ³	0.00	200.00	250.00	300.00	350.00	400.00	450.00	460	470
		gr/ton	0.00	647.46	809.32	971.19	1133.0	1294.9	1456.7	1489.15	1521.3
Ensayes	Solución (gr/m ³)	Ag	0.00	2.36	2.65	2.81	3.00	3.35	3.40	3.70	3.70
		Au	0.00	0.016	0.019	0.020	0.025	0.026	0.026	0.028	0.027
	Sólidos (gr/ton)	Ag	18.5	12.0	9.0	8.0	7.0	7.0	7.0	6.0	6.0
		Au	0.110	0.050	0.045	0.040	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032
Disolución (%)	Ag	0.00	35.13	51.35	56.76	62.16	62.16	62.16	67.57	67.57	
	Au	0.00	54.55	59.09	62.73	63.63	70.91	70.91	70.91	70.91	

Prueba de Cianuración 24

Agitación con tanque Dorr-Oliver

Tiempo (hr)			0	2	4	6	8	10	12	14	16
Consumo de reactivos	NaCN	gr/m ³	0.00	60.00	130.00	160.00	180.00	190.00	220.00	220.00	220.00
		gr/ton	0.00	194.24	420.85	517.97	582.71	615.08	712.20	712.20	712.20
	CaO	gr/m ³	0.00	200.00	220.00	230.00	250.00	300.00	360.00	360.00	360.00
		gr/ton	0.00	647.46	712.20	744.58	809.32	971.19	1165.4	1165.4	1165.4
Ensayes	Solución (gr/m ³)	Ag	0.00	2.36	2.68	2.95	2.98	3.35	3.70	3.69	3.69
		Au	0.00	0.016	0.019	0.021	0.022	0.025	0.026	0.025	0.025
	Sólidos (gr/ton)	Ag	18.5	11.0	10.0	7.0	7.0	6.0	6.0	6.0	6.0
		Au	0.110	0.065	0.060	0.053	0.036	0.031	0.030	0.030	0.030
Disolución (%)	Ag	0.00	40.54	45.94	62.16	62.16	67.57	67.57	67.57	67.57	
	Au	0.00	40.90	45.45	51.81	67.72	71.18	72.72	72.72	72.72	

BIBLIOGRAFIA.

1. J. Ramón Navarro Zaragoza, Tesis, "Estudio de Factibilidad Operacional de los Circuitos de molienda de la Cía. Real del Monte y Pachuca". Diciembre 1998, pp. 4-16.
2. Juan Carlos Ruiz Méndez, Hidrometalurgia de Oro y Plata, Comisión de Fomento Minero y Japan International Cooperation Agency, pp. 21-24, 26-60 y 103-108 (1989).
3. Manual de Productos Químicos para Minería, Cianamid, pp. 84, 86, 338, 339(1986).
4. B. A. Wills et. Al, Tecnología del Procesamiento de Minerales, Ed. Noriega Limusa, pp. 300, 338, 346, 357, 358-363 (1994).
5. Errol G. Kelly and David J. Spottiswood, Introducción al Procesamiento de minerales, Limusa, pp. 306, 322, 340 (1990).
6. Industrias Químicas de México, S. A., Reactivos para la concentración de minerales en la fase de flotación, pp. 2-3.
7. S.Estrada P., M.A. Peralta, H. Alemán, P. Moreno A., J. Acevedo O., R. Manrique C., M. Rodríguez S., Manual de operario de planta de beneficio, cia. San Felipe S.A de C.V.
8. Cadena Álvarez Jorge de San Patricio, Tesis "Estudio experimental para la modificación de la inyección de aire en un sistema de lixiviación de oro y plata con cianuro". Enero del 2002, pp. 9, 13,15 – 18.
9. Islas Arenas Luís Rey, Tesis, "Determinación de los parámetros hidrometalurgicos para una planta de beneficio por cianuración dinámica", Agosto 1993, pp. 58 y 60.
10. Ing. David Contreras Castro, "Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el proceso de Cianuración", Comisión de Fomento Minero, Boletín No. 8, pp. 1967.
11. Bruno Sceresini, El Proceso de Cianuración Filblast una Tecnología Completa, ATOMAER Pty Ltd 1997 /K D Engineering Co., Octubre 1997.
12. Federik J. Bueche, Física general, Mc Graw Hill, pp.139-137, 1994.
13. www.e-infofinanciera.com/pls/portal30/url/page/
14. www.penoles.com.mx
15. Programa-Dipper 2000, Programa de computo para evaluación de proyectos, Minera Maria S. A. de C. V.