

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



**“OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE ORO MEDIANTE
EL CONTROL DE LA DENSIDAD Y EL PH POR EL METODO
CARBÓN EN PULPA EN LA PROCESADORA NEAL SAC.
CHALA-AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. RUDY FREDY MACHACA CHUQUIMAMANI

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE: INGENIERO
METALURGISTA**

PUNO – PERÚ

2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGIA E INGENIERIA METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALÚRGICA

TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE ORO
MEDIANTE EL CONTROL DE LA DENSIDAD Y EL PH
POR EL METODO CARBÓN EN PULPA EN LA
PROCESADORA NEAL SAC. CHALA-AREQUIPA”
PRESENTADA POR:**

Bach. RUDY FREDY MACHACA CHUQUIMAMANI

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA



APROBADA POR:

PRESIDENTE:

Dr. Pedro Alvaro Edwin Gallegos Pasco

PRIMER MIEMBRO:

Dr. Dante Atilio Salas Avila

SEGUNDO MIEMBRO:

M.Sc. Alfredo Mamani Canqui

DIRECTOR / ASESOR:

M.Sc. Dalmiro Aurelio Cornejo Olarte

Área : METALÚRGIA EXTACTIVA

Tema : HIDROMETALURGIA

FECHA DE SUSTENTACIÓN 06 DE MAYO DEL 2019

DEDICATORIA

A DIOS.

Por haberme permitido llegar hasta este
Punto y haberme dado salud para lograr
Mis objetivos, además de su infinita
Bondad y amor.

A MI MADRE ADELA.

Por haberme apoyado en todo momento,
Por sus consejos, sus valores, por la
Motivación constante que me ha permitido
Ser una persona de bien,
Pero más que nada por su infinito amor.

A MI PADRE HUGO.

Por los buenos ejemplos de perseverancia y
Humildad que lo caracterizan y que me
Ha infundido siempre, por el valor
Mostrado para salir adelante y por su infinito amor.

AGRADECIMIENTO

En primera instancia a Dios ser maravilloso que me dio la fuerza y fe para crecer. Y poder llegar a este punto de mi vida.

A todos los docentes de la **Universidad Nacional del Altiplano** de la carrera profesional de Ingeniería **Metalúrgica** que me brindaron sus conocimientos y experiencias durante mi permanencia en esta casa superior de estudios, lo que me ha servido para mi preparación y formación profesional, a todos ellos mil gracias.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
RESUMEN	1
ABSTRACT.....	2
CAPITULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1.1. FORMULACION DEL PROBLEMA.....	4
1.2. JUSTIFICACIÓN	4
1.3. OBJETIVOS	4
1.3.1. OBJETIVO GENERAL.....	4
1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	4
1.4. HIPOTESIS	5
1.4.1. HIPOTESIS GENERAL.....	5
1.4.2. HIPOTESIS ESPECÍFICA	5
1.5. ANTECEDENTES HISTORICOS DE LA EMPRESA.....	5
1.5.1 ANTECEDENTES DE LA PLANTA.....	5
1.5.2 UBICACIÓN DE LA PLANTA	5
CAPITULO II	
REVISIÓN DE LITERATURA	
2.1. RECEPCIÓN DE MATERIA PRIMA	6
2.2. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA	6
2.3. LEY DEL MINERAL	7
2.4. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO.....	7
2.4.1. TARA DEL MINERAL DE INGRESO.....	7
2.4.2. RECEPCIÓN DEL MINERAL A TOLVA.....	7
2.5. MUESTREO DE MINERALES NUEVOS.....	7
2.6. CIRCUITO DE CHANCADO.....	8
2.6.1. ALMACENAMIENTO	8
2.6.2. CHANCADO PRIMARIO	9
2.6.3. CHANCADO SECUNDARIO.....	9
2.7. CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN.....	9

2.7.1. ALMACENAMIENTO DEL MINERAL.....	9
2.7.2. ALIMENTACIÓN DE FAJAS TRANSPORTADORAS.....	11
2.7.3. FACTOR DE FAJA Y TONELAJE PROCESADO.....	12
2.7.4. MOLIENDA.....	14
2.7.5. PREPARACIÓN DE CIANURO DE SODIO	17
2.7.6. VELOCIDAD DE LOS MOLINOS.....	18
2.7.7. CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LOS MOLINOS	18
2.7.8. GRADO DE LLENADO DE CARGA DE BOLAS	18

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. CIANURACIÓN – AGITACIÓN	19
3.2. MÉTODOS DE CIANURACIÓN.....	19
3.2.1. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “DUMP LEACHING”	20
3.2.2. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “HEAP LEACHING”	20
3.2.3. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “VAT LEACHING”.....	20
3.2.4. MÉTODO DE CIANURACIÓN POR AGITACIÓN, CARBÓN EN PULPA (CIP). 20	
3.3. EL PROCESO DE CIANURACIÓN	21
3.4. REACTIVOS A UTILIZAR.....	22
3.5. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO	23
3.5.1. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO EN LOS TANQUES.....	23
3.6. TANQUES AGITADORES	25
3.7. GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL.....	27
3.8. LIXIVIACIÓN EN TANQUES.....	29
3.8.1. OVER	29
3.9. CAJÓN DE COLA	33
3.10. TIEMPO DE RESIDENCIA EN LOS TANQUES.....	36
3.11. COSECHA DE CARBÓN.....	36
3.11.1. SECADO Y PESADO DE CARBÓN.....	37
3.12. RECUPERACIÓN DE AMALGAMAS	38
3.13. DEPOSITO DE RELAVES	38

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PRUEBA METALURGICA EN PLANTA	39
4.2. OBJETIVO.....	39
4.3. PRUEBA EXPERIMENTAL DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN LABORATORIO METALURIGICO.	39

4.3.1. PROCEDIMIENTO:	39
4.4. HERRAMIENTAS Y EQUIPOS PARA LA PRUEBA DE MUESTREO	40
4.5. INSUMOS	43
4.6. METODOLOGIA	43
4.7. PREPARACIÓN DE MUESTRA PARA LAS PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN	44
4.7.1.- OBJETIVO.....	44
4.7.2. PROCEDIMIENTO:	44
4.7.3. RESULTADOS	44
CONCLUSIONES	51
RECOMENDACIONES.....	52
REFERENCIAS.....	53

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1 PUEBLO DE AGUADITA	6
FIGURA N° 2 BALANZA EN NEAL SAC.	7
FIGURA N° 3 CANCHA DE MUESTREO NEAL SAC.....	8
FIGURA N° 4 TOLVA DE GRUESOS.	8
FIGURA N° 5 CIRCUITO DE CHANCADO.	9
FIGURA N° 6 TOLVA DE FINOS.....	10
FIGURA N° 7 DESCARGA DEL MINERAL.....	11
FIGURA N° 8 DIMENSIONES DE LA FAJA 1	11
FIGURA N° 9 FAJA TRANSPORTADORA 2	12
FIGURA N° 10 CORTADOR	13
FIGURA N° 11 DENSIDAD VS HORA	17
FIGURA N° 12 REVALSE DE LA PULPA.....	17
FIGURA N° 13 MEDIDORES DE LOS MOLINOS.....	18
FIGURA N° 14 CASA FUERZA	18
FIGURA N° 15 DESCARGA DEL OVER.....	22
FIGURA N° 16 CIRCUITO DE LIXIVIACIÓN	23
FIGURA N° 17 TK 1, TK 2	24
FIGURA N° 18 CANASTILLA DE TANQUE	24
FIGURA N° 19 MUESTRAS PARA LA TITULACIÓN.....	26
FIGURA N° 20 CAJÓN DE COLA	27
FIGURA N° 21 HIDROCICLÓN.....	29
FIGURA N° 22 CONTRÓL DE LA FUERZA DE CIANURO	30
FIGURA N° 23 CONTRÓL DEL CN EN DESCARGA DE LOS TANQUES	31
FIGURA N° 24 COMPARACIÓN DE LIXIVIACIÓN EN TANQUE	32
FIGURA N° 25 TIEMPO DE RESIDENCIA	36
FIGURA N° 26 COSECHA DE CARBÓN	37
FIGURA N° 27 RECUPERACIÓN DE AMALGAMAS.....	38
FIGURA N° 28 RELAVERA 1.....	39
FIGURA N° 29 PALA.....	40
FIGURA N° 30 CARRETILLA	41
FIGURA N° 31 GEOMEMBRANA 3 m2	41

FIGURA N° 32 GAS	41
FIGURA N° 33 COCINA.....	41
FIGURA N° 34 RECIPIENTE PARA SECAR EL MINERAL	42
FIGURA N° 35 TAMBOR.....	42
FIGURA N° 36 BOLSA	42
FIGURA N° 37 CHANCADORA NIVEL LABORATORIO	42
FIGURA N° 38 Ph.....	44
FIGURA N° 39 MUESTRAS PARA TITULAR.....	45
FIGURA N° 40 LECTURA DE UNA PRUEBA CORRIDA.....	46

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1 MUESTRAS PARA EL FACTOR DE FAJA	13
TABLA N° 2 MUESTRAS PARA FAJA	14
TABLA N° 3 COMPARACIÓN CON EL MINERAL BR	15
TABLA N° 4 MUESTRAS TOMADAS.....	16
TABLA N° 5 DIMENSIONES DE LOS AGITADORES	25
TABLA N° 6 REPORTE DIARIO	26
TABLA N° 7 MUESTRAS DE LOS TANQUES.....	26
TABLA N° 8 COMPARACIÓN DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA	28
TABLA N° 9 REPORTE DE LA FUERZA DE CN DEL OVER	29
TABLA N° 10 REPORTE DE LA FUERZA DE EN LOS TANQUES.....	31
TABLA N° 11 CANTIDADES PREPARADAS.....	31
TABLA N° 12 CONTRÓL DE LA DESIDAD TK1 AL TK2	33
TABLA N° 13 TABLA OBTENIDA.....	36
TABLA N° 14 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MOLINO DELTA 6X8	47
TABLA N° 15 ANALISIS GRANULOMETRICO REMOLIENDA DELTA 4X4	48
TABLA N° 16 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL HIDROCICLON D-6	49
TABLA N° 17 RESULTADO OBTENIDO.	49
TABLA N° 18 BALANCE METALURGICO – REMOLIENDA. 24 HRS	49
TABLA N° 19 CONSUMO DE CN CON REMOLIENDA.....	50
TABLA N° 20 BALANCE METALURGICO – REMOLIENDA 36 HRS	50

RESUMEN

EL estudio de investigación es para fomentar y divulgar los diferentes conocimientos que existen con respecto a la extracción de oro con cianuro en las industrias. En la actualidad el tratamiento que se realiza es el de lixiviación por agitación mediante el método CIP (carbón en pulpa). El principal objetivo del presente trabajo es la optimización del tratamiento de minerales auríferos en tanques de cianuración de la planta y cómo influirá la recuperación en base al tiempo de residencia en los tanques de agitación en el proceso de cianuración.

Utilizando como tipo de investigación el método experimental, se basa en las pruebas realizadas en laboratorio.

En esta etapa la Molienda y remolienda juega un papel muy importante en el que se alcanza el 85% -200 malla (Parámetro mínimo que se controla), la variación de densidades permite realizar pruebas de optimización, la pulpa regulada a un pH 11 -12 con un depósito de agua de 150 m³, 200 Kg de CN⁻ y 100 kg NaOH por día. Como condiciones de trabajo. El incremento del tiempo optimizara el proceso de recuperación de oro a 94% en beneficio de la Empresa NEAL. Determinando que la optimización en la planta es factible según las pruebas realizadas.

Palabras clave: Agitación, cianuración, molienda, optimización, densidad, pH.

ABSTRACT

The research study is to promote and disseminate the different knowledge that exists regarding the extraction of gold with cyanide in industries. At present, the treatment that is carried out is that of leaching by agitation by means of the CIP method (coal in pulp). The main objective of this work is the optimization of the treatment of auriferous minerals in cyanidation tanks of the plant and how the recovery will influence on the residence time in the agitation tanks in the cyanidation process. In this stage the Grinding and grinding plays a very important role in which it reaches 85% -200 mesh (Minimum parameter that is controlled), the variation of densities allows to perform optimization tests, the pulp regulated at a pH 11 -12 with 120 m³ of water and 25 kg of CNNa as working conditions. The increase of the time from 12 to 24 hours of residence in the treatment of gold in the plant, will optimize the gold recovery process to 90% in benefit of the Company NEAL. Determining that the optimization in the plant is feasible according to the tests carried out.

Keywords: Agitation, cyanuration, grinding, optimization, time.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo de tesis describe el problema que viene causando el procesamiento sin el control adecuado de los parámetros de operación, el mineral mixto hace dificultoso su tratamiento por ende se genera pérdidas de valores.

Utilizando como tipo de investigación el método experimental, se basa en las pruebas realizadas en laboratorio, esto se usará creando condiciones con fines convenientes para buscar los resultados obtenidos.

Para el desarrollo del presente trabajo se realiza análisis para optimizar el tratamiento de estos minerales, se hicieron pruebas metalúrgicas de molienda- clasificación, pruebas de agitación, pruebas metalúrgicas con remolienda.

Para estas pruebas se utilizó equipos como celdas de lixiviación, molino nivel laboratorio, como también reactivos químicos como el cianuro de sodio, soda caustica, entre otros.

Obteniendo como resultados, la fuerza de cianuro 0.19 % y el pH en 11(OVER) después de un análisis granulométrico general para conocer el comportamiento de mineral y así hacer eficiente la recuperación del oro.

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La planta de beneficio NEAL SAC. Actualmente trata 160 TM/DIA de minerales de oro, con una ley de 12-20 gr/TM.

El procesamiento del mineral se realiza a través de lixiviación en tanques de agitación alcanzando valores de extracción de 94 % en oro con los parámetros adecuados para el proceso.

De acuerdo a lo manifestado nos planteamos la siguiente interrogante: ¿cuáles son los parámetros óptimos de las variables que intervienen en el proceso de lixiviación para lograr una mayor extracción de oro en la planta NEAL SAC?

El problema de la cianuración es que los elementos componentes de los minerales sulfurados y relaves, reaccionan con el cianuro y el oxígeno causando un excesivo consumo y reducen la velocidad de disolución del oro.

1.1.1. FORMULACION DEL PROBLEMA

• PROBLEMA GENERAL

¿Cómo será la optimización de la recuperación oro mediante control de densidad, pH por el Método de carbón en pulpa para mejorar la eficiencia del proceso en la procesadora NEAL SAC, CHALA-AREQUIPA?

• PROBLEMAS ESPECIFICOS

1.- ¿Cómo influirá la densidad de pulpa en la cianuración de oro?

2.- ¿Cómo influirá el pH y su control para mejorar la recuperación de oro?

1.2. JUSTIFICACIÓN

La optimización es necesaria debido a la deficiencia en la cianuración (CIP) en planta, además el consumo de cianuro es excesivo por ende el tiempo de lixiviación y disolución del oro es mayor, alcanzando una recuperación del 94 %.

Esto hace que haya pérdida de oro en el relave, también pérdidas de energía, mano de obra y por lo tanto se eleva el costo de producción.

Con la optimización del circuito carbón en pulpa (CIP), los problemas existentes en el tratamiento de minerales auríferos serán mucho más rentables económicamente y al mismo tiempo el tratamiento metalúrgico de estos y el control de los parámetros de operación serán más eficientes.

Una alternativa de solución es la optimización de los parámetros de cianuración los cuales ayudaran a optimizar el proceso y con esto se elevará el rendimiento de la producción alcanzando las metas programadas por la superintendencia; y lo mismo para el tratamiento de relaves y así reducir los costos de producción Todos estos factores hacen que el presente trabajo sea el dar a conocer la optimización del tratamiento de minerales auríferos por el método Carbón en Pulpa (CIP).

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

- ✓ Optimizar la recuperación de oro mediante control de densidad, pH por el método carbón en pulpa en la procesadora NEAL SAC, CHALA-AREQUIPA.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- 1.- Determinar la influencia de la densidad recuperación de oro

2.- Determinar la influencia del pH y su control para mejorar la recuperación de oro.

1.4. HIPOTESIS

1.4.1. HIPOTESIS GENERAL

Optimizando la recuperación de oro mediante el control de densidad, pH por el método de carbón en pulpa en la procesadora NEAL SAC, CHALA-AREQUIPA.

1.4.2. HIPOTESIS ESPECÍFICA

- 1.- Influye la densidad de pulpa en la recuperación de oro.
- 2.- Influye el pH y su control para mejorar la recuperación de oro.

1.5. ANTECEDENTES HISTORICOS DE LA EMPRESA

1.5.1 ANTECEDENTES DE LA PLANTA

El mineral que se trata en Procesadora NEAL SAC es de media a alta ley por los costos altos del proceso de recuperación de oro por Cianuración.

La ley promedio del oro es de 12-20 gr/TM. El nuevo mineral es analizado por laboratorio metalúrgico para determinar la ley de cada nuevo mineral.

La Planta tiene una capacidad de tratamiento de 250 TMD.

La planta cuenta con las operaciones de: Clasificación, chancado, molienda, cianuración y disposición de relaves.

Este es un circuito de chancado-molienda-agitación donde se utiliza cianuro y soda caustica, su producto final es carbón cargado.

1.5.2 UBICACIÓN DE LA PLANTA

La actual empresa Procesadora NEAL SAC, se encuentra aproximadamente a 2.5 km de la capital del Distrito de Chala. En el pueblo joven de Aguadita Distrito de la provincia de caraveli en el departamento de Arequipa a 50 m.s.n.m.



FIGURA N° 1 PUEBLO DE AGUADITA

CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. RECEPCIÓN DE MATERIA PRIMA

Todo el proceso en la Planta NEAL empieza por la recepción de la materia prima a tratar, que en este caso consta de mineral o relaves provenientes de diferentes lugares, empresas o compañías como son el caso de:

- ✓ Minera Españolita
- ✓ Minera Divino Niño de Nazca
- ✓ Progreso Minero del Sur S.A
- ✓ Compañía Aurifica Eugenia
- ✓ Mollehuaca, Secocha, San Francisco, San Andrés, Relave, Moquegua, Arequipa, Puno.

2.2. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA

La operación de beneficio de la Planta de Tratamiento Metalúrgico de PROCESADORA NEAL SAC es lixiviación de minerales auríferos, por el proceso de agitación en carbón en pulpa (CIP).

La composición mineralógica es la siguiente:

- ✓ Cuarzo
- ✓ Hematitas
- ✓ Limonitas
- ✓ Jarosita
- ✓ Goetita
- ✓ Pirita

- ✓ Arsenopirita
- ✓ Pirrotita, Calcopirita, Etc.

2.3. LEY DEL MINERAL

El mineral que se compra a los proveedores tiene una ley promedio de 12 a 20 gr/TM. Los camiones previamente son pesados en la balanza electrónica de 80 TM de capacidad. Estos camiones luego de descargar el mineral son pesados sin carga para sacar la tara del camión y sacar por diferencia el peso del mineral descargado.

2.4. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

2.4.1. TARA DEL MINERAL DE INGRESO

Se cuenta con una balanza electrónica ubicada al ingreso de la planta con una capacidad máxima de 80 Tn y con un margen de error de 10 Kg, los camiones, volquetes o tráileres que traen consigo el mineral o relave son pesados en la balanza electrónica y una vez descargados son nuevamente pesados para poder tararlos y así saber el peso neto de carga que entra a la planta.



FIGURA N° 2 BALANZA EN NEAL SAC.

2.4.2. RECEPCIÓN DEL MINERAL A TOLVA

Los camiones que ingresan al área de recepción con toda su carga y almacenan el mineral en la cancha de recepción y/o alimentan directamente la tolva de gruesos.

El área de recepción cuenta con 3 canchas amplias: Una cancha se usa para descargar el mineral, la segunda cancha se usa para muestrear el nuevo mineral que será comprado. La tercera cancha se usa para juntar el mineral que será remolido (blending).

2.5. MUESTREO DE MINERALES NUEVOS

Luego se realiza la molienda de las muestras en molinos para muestras, embolsados e identificados para ser enviados al Laboratorio Químico para su análisis. Después se tendrán los certificados con los valores metálicos para ser pagados a los proveedores.



FIGURA N° 3 CANCHA DE MUESTREO NEAL SAC.

2.6. CIRCUITO DE CHANCADO

2.6.1. ALMACENAMIENTO

El mineral que ingresa se almacena en la tolva de gruesos para que pase por el circuito de chancado y así poder obtener un tamaño adecuado para la molienda.

La tolva de gruesos tiene las siguientes dimensiones:

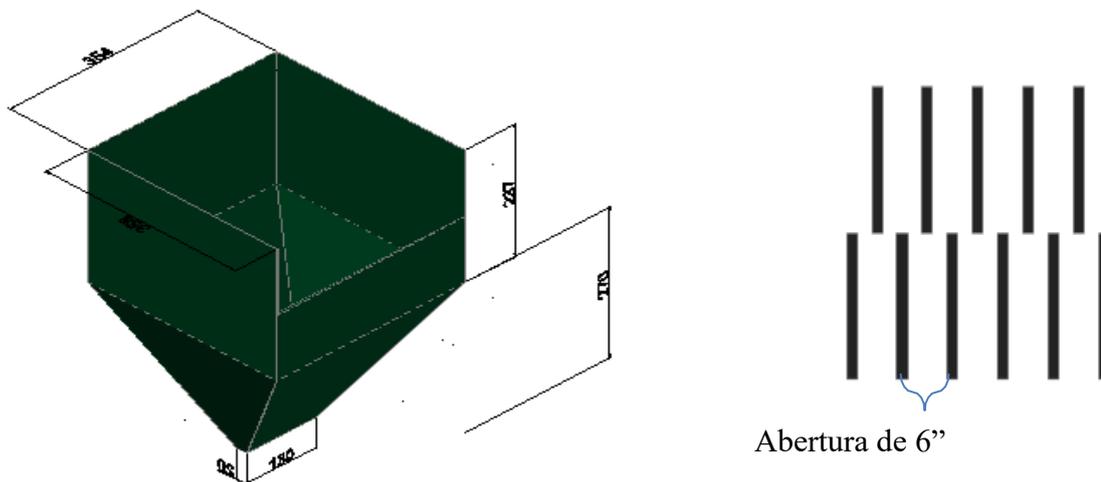


FIGURA N° 4 TOLVA DE GRUESOS.

Volumen de la tolva= Volumen paralelepípedo + Volumen pirámide truncada

$$\text{Volumen de la tolva} = (3.54 \times 3.56 \times 1.20) + 1.2/3 \times (12.6 + 0.26 + ((12.6 \times 0.26)$$

$$^{1/2})) \text{ Volumen de la tolva} = 15.1 + 5.86 = 20.96 \text{ m}^3$$

Si tomamos una densidad aparente de 1.7 y un 20 % de intersticios tenemos

$$\text{que: Volumen de la tolva} = 20.96 \times 0.8 \times 1.7$$

$$\text{Volumen de la tolva} = 28.5 = 30 \text{ TM}$$

2.6.2. CHANCADO PRIMARIO

El mineral descargado de la tolva de gruesos mediante una faja transportadora N° 1 es enviada a la Chancadora de Quijada con abertura del set de 1.5". La reducción del mineral es de 1 a ½.

2.6.3. CHANCADO SECUNDARIO

Mediante una faja transportadora N° 2 el mineral pasa a la zaranda vibratoria con la finalidad de separar los minerales que tienen mayor de ½" de tamaño; los cuales van a una chancadora secundaria (cónica) 1.8 pies, mediante la faja transportadora N° 3 y N° 4 hasta alcanzar un diámetro a ½". Los minerales menores de ½" de tamaño son transportados a la cancha de muestreo.

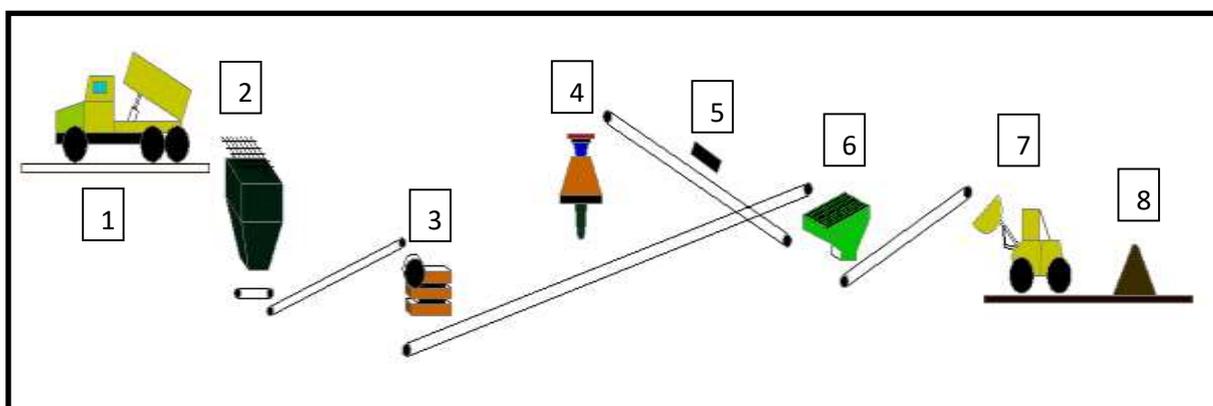


FIGURA N° 5 CIRCUITO DE CHANCADO.

- | | |
|-----------------------------------|--|
| 1.- Camión de descarga de mineral | 2.- Tolva de gruesos de 50 Ton |
| 3.- Chancadora de mandíbulas | 4.- Chancadora cónica |
| 5.- Electroimán | 6.- Zaranda vibratoria abertura de 3/8 |
| 7.- Descarga a cargador frontal | 8.- Stock pile |

2.7. CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

2.7.1. ALMACENAMIENTO DEL MINERAL

Una vez que el mineral ya ha sido chancado es colocado en su respectiva zona dependiendo si son óxidos o sulfuros.

Para su posterior tratamiento y proceso, el área de Recepción procede a mezclar todo el material entregado ya sea mineral y/o relave, juntándolos en una sola ruma para su proceso identificándolos con letras como D (difícil) F (fácil) BR (baja recuperación) J (Mineral procedente de Juliaca).

una vez que el mineral ya está mezclado y clasificado se echa en la tolva de finos de las siguientes dimensiones y capacidad.

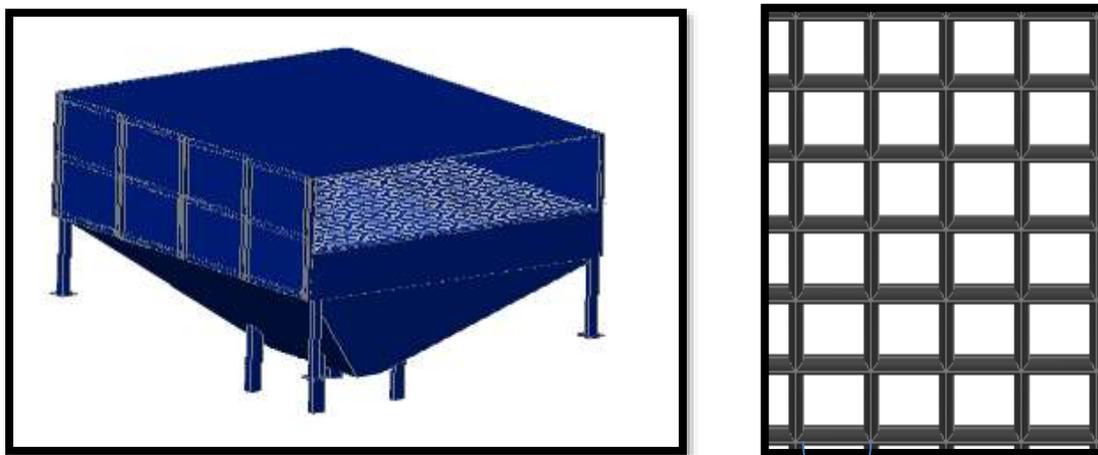


FIGURA N° 6 TOLVA DE FINOS

Volumen paralelepípedo

L1= 4.8 m L2= 3.78 m H total= 2.34 H empleada = 1.3

V paralelepípedo= 23.58 m³

Volumen pirámide

L1= 4.8 m L2= 3.78

A1=18.14 m² L₁=1.6 m

L₂=0.3 m A2 = 0.48 m²

H= 2.3 m

V Pirámide truncada =16.54m³

Volumen de tolva = V paralelepípedo + V pirámide
Volumen de tolva =23.58+ 21.77

Volumen de tolva = 45.35 m³

Volumen útil de tolva (considerando 10% de espacios libres)

= 40.815 m³ Capacidad de tolva = 40.815 x 1.7

(Densidad aparente) Capacidad= 69.4 = 70 TMH

La cantidad de material pasante de la tolva hacia la faja es ajustable mediante un sistema de compuerta inclinada que nos permite regular el peso de ingreso que irá hacia el molino y que a su vez nos dará el corte de faja.



FIGURA N° 7 DESCARGA DEL MINERAL

2.7.2. ALIMENTACIÓN DE FAJAS TRANSPORTADORAS

Se cuenta con dos fajas trasportadoras; una faja 1 de alimentación, proveniente de la tolva de finos y una faja 2 que alimenta al molino primario.

Faja N°1

- Motor WEG de 5HP, Correas o fajas B-30

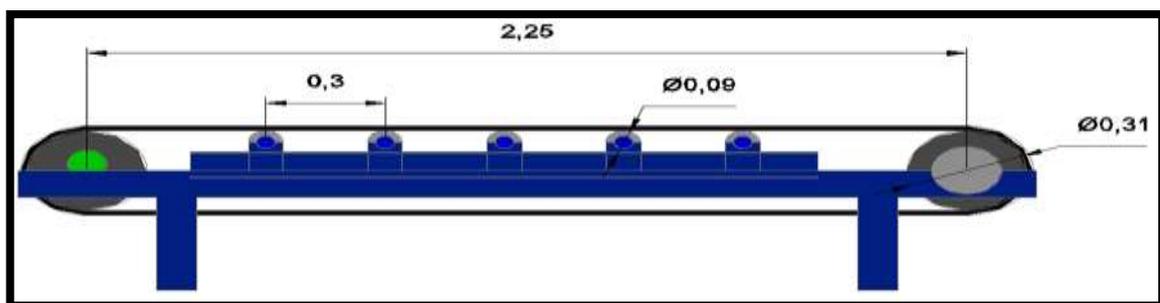


FIGURA N° 8 DIMENSIONES DE LA FAJA 1

Velocidades Faja N°1

- Tambor = 5.5 RPM
- Faja tarda en dar la vuelta completa= 1 vuelta/min
- Velocidad de faja. Tomando como distancia 1 metro el tiempo fue:

	Segundo's
1	10.78
2	10.89
3	10.73
4	10.71
5	10.78
6	10.85
7	10.73

8	10.84
---	-------

- Promedio 10.79 s.
- Velocidad Faja N°1 = 0.09 m/s

Faja N°2

-Motor WEG de 3HP, Correas o fajas B-42

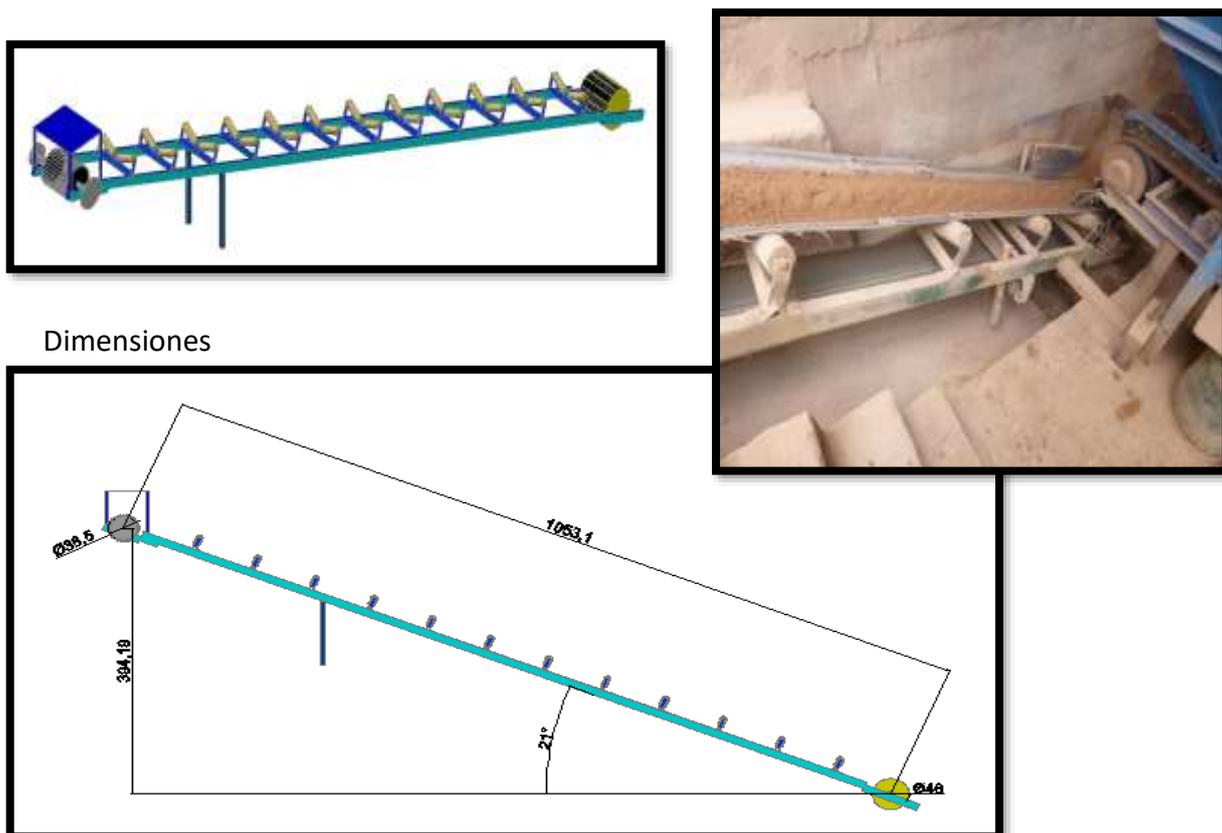


FIGURA N° 9 FAJA TRANSPORTADORA 2

La faja N° 2, al ser la faja de alimentación directa podemos obtener un factor de faja, el cual nos sirve para poder obtener las toneladas procesadas al día de una manera más fácil. Este factor de faja lo obtenemos tomando la velocidad de la faja (m/s) y el peso del corte de faja.

Este corte de faja es variable dependiendo de si se pasa mineral puro o si es mezclado con relave ya que sus pesos y gravedad específica cambiarán

2.7.3. FACTOR DE FAJA Y TONELAJE PROCESADO

Para hallar el factor de faja se toma una distancia específica, una distancia de corte y se toma el tiempo que tarda la faja en recorrer la distancia tomada.

El corte de faja lo hacemos mediante un cortador de fierro que nos permite tomar una muestra representativa de la faja, que en este caso la distancia es de 29 cm.

(Dimensiones cm)

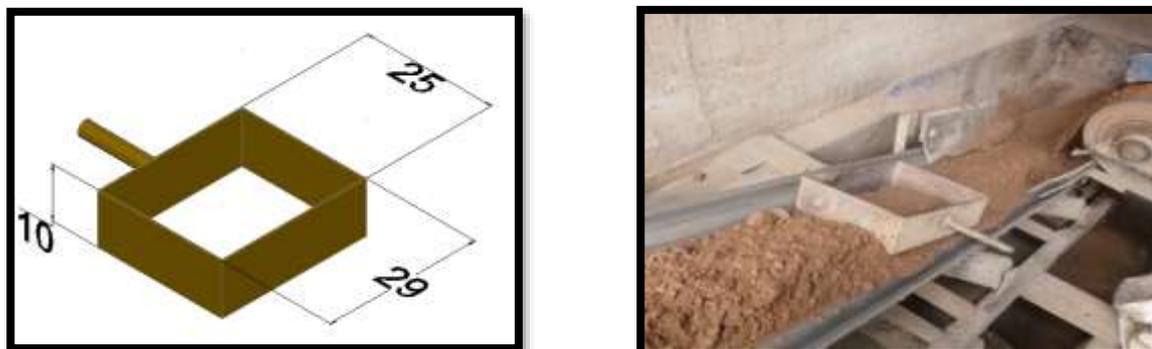


FIGURA N° 10 CORTADOR

Ahora bien, la velocidad de la faja al igual que el material a tratar es cambiante, es decir que la velocidad no se mantiene constante, ya sea por el tipo de material o por algún inconveniente mecánico, con lo cual el factor de faja también cambiara.

Se tomaron distintas mediciones en distintas fechas para demostrar como el factor de faja cambio en diferentes ocasiones.

$$\text{Factor de faja} = \frac{\text{kg}}{(\text{dist corte})\text{m}} \times \frac{(\text{veloc})\text{m/s}}{\text{s}} \times \frac{3600\text{s}}{1\text{h}} \times \frac{\text{TM}}{1000 \text{ kg}}$$

Distancia tomada 1.40 m, corte de faja 0.29 cm

TABLA N° 1 MUESTRAS PARA EL FACTOR DE FAJA

1,4 mts en ¿? Segundos					
	15-jun	15-jul	17-ago	18-ago	18-sep
1	12.36	12.72	12.96	13.24	10.43
2	12.14	12.72	13.10	13.27	10.52
3	12.18	12.89	12.87	13.35	10.42
4	12.21	12.83	12.76	13.20	10.46
5	12.14	12.87	12.93	13.19	10.53
6	12.21	13.08	12.92	13.19	10.54
7	12.18	12.83	12.93	13.27	10.40
8	12.21	12.92	12.96	13.21	10.45
9	12.18	12.89	12.88	13.18	10.52
10	12.18	12.78	12.91	13.22	10.43
Promedio	12.20	12.85	12.92	13.23	10.47
Veloc(m/s)	0.115	0.109	0.108	0.106	0.134
F.F	1.42	1.35	1.34	1.31	1.66

Una vez que tenemos el factor de faja mediante una serie de muestras de faja tomadas a lo largo del día obtenemos un promedio del peso que pasa en la faja por corte:

TABLA N° 2 MUESTRAS PARA FAJA

Dia		Noche	
Hora	Faja	Hora	Faja
06:30 a.m.	4600	06:30 p.m.	4500
07:30 a.m.	4500	07:30 p.m.	4600
08:30 a.m.	4600	08:30 p.m.	4600
09:30 a.m.	4500	09:30 p.m.	4600
10:30 a.m.	4600	10:30 p.m.	4600
11:30 a.m.	4600	11:30 p.m.	4600
12:30 p.m.	4700	12:30 a.m.	4600
01:30 p.m.	4600	01:30 a.m.	4600
02:30 p.m.	4600	02:30 a.m.	4700
03:30 p.m.	4600	03:30 a.m.	4600
04:30 p.m.	4700	04:30 a.m.	4600
05:30 p.m.	4600	05:30 a.m.	4600
Promedio	4600	Promedio	4600
Promedio gral 4600			

FACTOR DE FAJA N° 2		TIEMPO
Veloc.	10.47 seg	1 10.43 s
Corte de faja	29 cm	2 10.52 s
Corte de faja	0.29 m	3 10.42 s
Peso Faja	4.6 kg	4 10.46 s
Ton/dia	183 TN/dia	5 10.53 s
Factor de faja	1.66	6 10.54 s
Veloc m/s	0.134 m/s	7 10.40 s
		8 10.45 s
		9 10.52 s
		10 10.43 s
		Promedio 10.47

2.7.4. MOLIENDA

El mineral chancado que se encuentra en la tolva de finos de 30 TM mediante dos fajas transportadoras que dirige el mineral al Molino de bolas 6 x 8.

En el molino 6 x 8 se adiciona agua y reactivos en solución (Cianuro de Sodio 4% y Soda Cáustica con un ph 14 que fue previamente preparado en dos cilindros de capacidad de 1m³ y 0.6 m³ y juntos conforman la pulpa y dan inicio al proceso de molienda.

La pulpa resultante sale con una densidad de 1,700 a 1850 gramos/litro y tamaños de 50 a 70% de malla -200. La pulpa que sale del molino 6 x 8 en enviado por la bomba 4 x 3 sello seco a un hidrociclón D-6; donde el over se descarga a la zaranda de pulpa y por ende al tanque N°1 y el under retorna a la remolienda 4x4 en un circuito cerrado.

Por otro lado, se ejecutan los muestreos en la entrada a los tanques de agitación, cuyas características de la pulpa son:

- Densidad: 1300 a 1350 gr/litro
- pH: 11.2 -11.5 -Básico
- CNNa: 0.10% a 0.15%
- % de Malla -200: 80 a 95%

En la etapa de molienda el material debe tener una densidad promedio para que se pueda dar la reducción de tamaño y de este modo la liberación de partículas; ya que si la densidad es muy alta se puede formar una cama de pulpa tan densa que las billas lleguen a flotar sobre esta sin que se dé la reducción deseada y así el proceso bajaría su

recuperación ya todo depende de la molienda.

El material BR posee un gran peso, pero a su vez es dócil a la molienda es decir alcanza un grado de liberación en un tiempo no muy largo, lo malo es que por su propio peso tiende a asentarse muy rápido lo que dificultara el proceso del mismo

A diferencia de otros materiales tratados, la densidad en cada punto del circuito varía considerablemente.

Al tratar este material como se puede observar los cuadros la densidad alcanzada para cada punto del circuito de molienda-clasificación es muy alta por lo cual para poder bajar la misma se debe aumentar el flujo de agua para así poder estabilizar un poco más el over de descarga a los tanques.

Todo esto afecta directamente al consumo de agua de la planta ya que se necesita más metros cúbicos para poder tratar este material.

A continuación, se muestra un cuadro comparativo entre un material que se procesó el mes de junio que poseía una G.E de 2.9 en el que hubieron problemas de asentamiento de gruesos en los cajones comparándolos con el material BR tal como entro y el mismo con el aumento de agua.

TABLA N° 3 COMPARACIÓN CON EL MINERAL BR

	Material Pesado	BR	BR + Agua
Salida M. DELTA	1830	1840	1810
Salida M. REMOLIENDA DELTA	1910	2860	1750
Over Ciclón	1300	1380	1300
Under Ciclón	1910	2780	2730

- Debido a que este material es pesado y muy fácil de asentarse se empiezan a sentir los problemas en la etapa de clasificación ya que las bombas impulsoras de pulpa de sello húmedo empiezan a incrementar su amperaje de operación de un rango de 19 a 20 llegando a un rango de 24.3 a 26.7 Amp, ya que necesitan más fuerza para poder bombear la pulpa que en este caso es muy pesada y por ende el amperaje de los motores de los molinos también se incrementan. Esto se transmite en un incremento de uso de energía y a su vez en un desgaste más rápido de los impulsores de la bomba ya que se reduce su tiempo de vida a causa del material y

lo que trae consigo un gasto en material y pérdida de tiempo en paradas de planta por cambio o fallo de las bombas.

- En el recorrido de la pulpa por el circuito molienda clasificación también se dio el problema de atoros en las tuberías de retorno del over del ciclón ya que, en la Tubería de retorno al cajón de la remolienda, poco a poco se fue asentando el material de modo que se llegó a tapan lo que ocasiono un rebalse del cajón de descarga por un exceso de carga circulante en el Over del ciclón.
- Con el transcurso de las horas se puede apreciar el incremento de la densidad en la descarga del over que alimenta los tanques de agitación. Después de un periodo de tiempo se tiene que bajar más aun la carga para poder estabilizar la malla y a su vez debido a un asentamiento en los cajones que provoco que estos se llenen.
- Una vez que se cambian varios parámetros en todo el proceso de molienda-clasificación como son la abertura de alimentación, aumento en el caudal de agua y cianuro de sodio, se trata de estabilizar la descarga de Over hacia los tanques de agitación a una densidad de 1300.

TABLA N° 4 MUESTRAS TOMADAS

Hora	Densidad	Peso	Malla -200
04:30 p.m.	1340	112.48	77.25%
05:30 p.m.	1350	125.4	76.11%
06:30 p.m.	1300	81.49	81.32%
07:30 p.m.	1315	99.68	78.24%
08:30 p.m.	1340	117.6	76.22%
09:30 p.m.	1325	109.26	76.88%
10:30 p.m.	1325	118	75.03%
11:30 p.m.	1310	110.62	75.46%
12:30 a.m.	1300	101.27	76.49%
01:30 a.m.	1300	92.55	78.79%
02:30 a.m.	1300	85.5	80.48%
03:30 a.m.	1300	81.04	81.42%
04:30 a.m.	1300	72.25	83.44%
05:30 a.m.	1300	70.72	83.79%
06:30 a.m.	1300	66.44	84.24%

Se baja carga por Cajón



FIGURA N° 11 DENSIDAD VS HORA

- Se puede observar que el porcentaje de malla aumenta no por una buena clasificación sino más bien debido a que se asentó el material lo que hizo que el over reporte un incremento de malla ya que solo pasaban fino por el over del ciclón.



FIGURA N° 12 REVALSE DE LA PULPA

2.7.5. PREPARACIÓN DE CIANURO DE SODIO

Se preparan usualmente 200 Kg de cianuro de sodio

$$\text{Concentración de cianuro} = \frac{200 \text{ kg}}{5000 \text{ lt}} \times 100$$

$$\text{Concentración de cianuro} = 0.04 \times 100 = 4 \%$$

2.7.6. VELOCIDAD DE LOS MOLINOS

- Velocidad crítica MOLINO DELTA 6 x 8

$$V_c = \frac{42.3}{(D)^{1/2}} = \frac{42.3}{(6 * 0.3046)^{1/2}} = 23.11 \text{ rpm}$$

- Velocidad Operación

Para un molino la velocidad será de 65 a 80%. En nuestro circuito trabajamos al 80%.

$$V_o \text{ máx} = 0.80 * 23.11 = 18.50 \text{ rpm}$$

2.7.7. CARACTERISTICAS GENERALES DE LOS MOLINOS

Los dos molinos funcionan gracias a un Variador de velocidades o frecuencia F7 marca YASKAWA en el cual se puede controlar su frecuencia por ende sus rpm y velocidad crítica operacional. También se cuenta con un tablero de control general de todos los equipos en planta.



FIGURA N° 13 MEDIDORES DE LOS MOLINOS

Siempre se da el suceso de corte de energía, y en ciertas ocasiones son por tiempos muy prolongados y para el funcionamiento de la planta no se vea afectado se cuenta con un grupo electrógeno que permite un trabajo continuo.



FIGURA N° 14 CASA FUERZA

2.7.8. GRADO DE LLENADO DE CARGA DE BOLAS

Es la proporción del volumen del molino que llena la carga, en la practica el grado de llenado viene limitado por la altura del borde de rebose del molino

$$\emptyset = (360 / x) * \arcseno [2(h/D)*(D/h - 1) ^{0.5}]$$

Donde:

\emptyset = ángulo que se forma entre el punto central del molino y hacia los 2 extremos que está ocupado por la carga de bolas.

D = es el diámetro efectivo interno del molino

h = es la altura promedio no ocupada por la carga del molino

x = π () = 3.1415

$$J = 100*(\emptyset/360) - (4/x)*(h/D)*(h/D - 0.5)*(D/h - 1) ^{0.5}$$

Donde:

J = sería el porcentaje de llenado del molino.

$$D = 5 \text{ pie (1.52 m)}$$

$$h = 2.89 \text{ pie (0.8822 m)}$$

$$\emptyset = (360 / \pi())*\arcseno(2(2.89/5)*(5/2.89 - 1) ^{0.5}) = 161.85$$

$$J = 100*(161.85/360)-(4/\pi())*(2.89/5)*(2.89/5 - 0.5)*(5/2.89 - 1) ^{0.5}$$

$$J = 40.00\%$$

CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. CIANURACIÓN – AGITACIÓN

3.2. MÉTODOS DE CIANURACIÓN.

La decisión de aplicar tal o cual método de Cianuración a los minerales para recuperar el oro, es eminentemente económica, previa evaluación metalúrgica, para cada uno de los casos tenemos los siguientes métodos.

- Método de cianuración tipo DUMP LEACHING.
- Método de cianuración tipo HEAP LEACHING.
- Método de cianuración tipo VAT LEACHING.
- Método de cianuración tipo AGITACIÓN CARBÓN EN PULPA (CIP).

En todos los métodos de Cianuración del oro se va a obtener una solución cargada de oro, la recuperación o captación del oro en solución se logra en dos formas una es la del Carbón activado en CIC (Carbón en columna) o en CIP (Carbón en pulpa).

La otra forma de recuperar el oro en solución es la del Merrill Crowe, que es la precipitación del oro con polvos de Zinc.

3.2.1. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “DUMP LEACHING”.

Este método consiste en el amontonamiento del mineral tal como sale de la Mina, con el menor manipuleo del material, se procesan en gran volumen (millones de toneladas) con camas de una altura de más de 80 metros, su sistema de riego es por goteo con soluciones cianuradas de bajísima concentración, los contenidos de oro en los minerales son bajo están alrededor de 1 gramo por tonelada de mineral. La recuperación de oro en solución la realizan usando el Merrill Crowe, el cemento de oro y plata obtenido lo funden y lo comercializan.

3.2.2. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “HEAP LEACHING”.

Este método es similar al Dump Leach, es el apilamiento o lo que es La formación de pilas de mineral para ser rociadas por soluciones cianuradas por el sistema de goteo o aspersion.

El volumen de material es menor que el Dump pero los contenidos de au son mayores a 1 gramos por tn, lo que permite en la mayoría de las operaciones Heap una etapa de chancado a un tamaño de $\frac{1}{4}$ de pulgada al 100 %.

3.2.3. MÉTODO DE CIANURACIÓN TIPO “VAT LEACHING”.

El nombre del método está referido a que el mineral está en un recipiente tipo Batea, entonces el Vat leaching sería el acumulamiento de mineral en una batea o un equivalente que puede ser pozas de concreto o mantas transportables, en el que se agrega las soluciones cianuradas por INUNDACIÓN, las operaciones pueden ser de diverso tamaño, las leyes en oro deben justificar la molienda, previamente a los riegos de soluciones cianuradas, se realiza una aglomeración al material molido.

Este método mayormente se aplicó a los relaves de amalgamación de la zona, por los costos bajos y la metodología casi artesanal, en el sistema de mantas transportables.

3.2.4. MÉTODO DE CIANURACIÓN POR AGITACIÓN, CARBÓN EN PULPA (CIP).

La Cianuración por Agitación es el Método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro, si el oro es más expuesto a las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro.

Aplicable a pulpas salientes de cianuración por agitación, se trata sin separación sólido/líquido, en tanques separados en varias etapas y en contracorriente.

Finalmente, hay que usar algunas técnicas como la Desorción del carbón activado, La electro deposición del oro y la Fundición y Refinación del oro para obtener el oro de alta pureza.

La recuperación de oro de las soluciones “ricas” se realiza en dos formas. Una es la del Carbón activado (CIP) y la otra técnica es la de precipitar con polvos de zinc (Merrill Crowe).

3.3. EL PROCESO DE CIANURACIÓN

Después que toda la pulpa ha pasado por el circuito de molienda – clasificación el over del ciclón es dirigido a una zaranda vibratoria con malla # 40 con la finalidad de separar solidos gruesos, desperdicios y basuras especialmente de madera y plásticos que siempre se encuentran en el mineral recepcionado.

La pulpa entra a un cajón distribuidor para que salga de manera que se explaye en toda la zona de la zaranda y el operador con ayuda de un badilejo retira lo inservible depositándolo en un balde para luego ser eliminado.

La pulpa que alcanza a pasar esta malla es desembocada en un cajón receptor también de malla # 40 y la pulpa pasante entra directamente al tanque para su agitación y cianuración



FIGURA N° 15 DESCARGA DEL OVER

Las partículas de oro ya empiezan a lixivarse desde que entran a los molinos, pero no llegan a liberarse totalmente debido a eso siguen lixiviándose en los tanques de agitación ya que el Oro nativo, Plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, regidas por la siguiente ecuación:



3.4. REACTIVOS A UTILIZAR

- **CIANURO DE SODIO (NACN)**

El producto es proporcionado en latas de 50 y 1000 Kg de capacidad para ser alimentado al proceso de disolución el Cianuro de Sodio. Para tal efecto el cianuro es descargado en un tanque de 1.1 m³ de capacidad.

- **SODA CÁUSTICA**

Es un producto químico que es un NaOH que se utiliza en el proceso para regular el pH de la pulpa que debe mantenerse entre 10 y 12 de PH

- **CARBÓN ACTIVADO**

El carbón activado tiene la propiedad de adsorber los metales disueltos por el cianuro durante el proceso de lixiviación, el mismo que se encuentra en los tanques de agitación.

El carbón activado puede cargar hasta 60 gr de metal por cada kilo de carbón. Normalmente el carbón activado se retira de los tanques, para ser llevado al proceso de desorción.

• PRODUCTO FINAL A OBTENER

Nuestro producto final a obtener será el carbón activado; que será recuperado en cada cosecha que se realice para después tratarlo en el proceso de desorción

3.5. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO

La lixiviación o cianuración de las menas de oro se tratan mediante el proceso CIP (carbon in pulp) o carbón en pulpa, esto significa que el flujo de la pulpa es descendente y el trayecto del carbón es inverso es decir que en el proceso CIP el carbón va en contracorriente.

Se cuenta con 6 tanques de agitación todos de agitación continua y cianuración de la pulpa siendo el tanque 1 de cianuración y a la vez de cosecha

3.5.1. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO EN LOS TANQUES

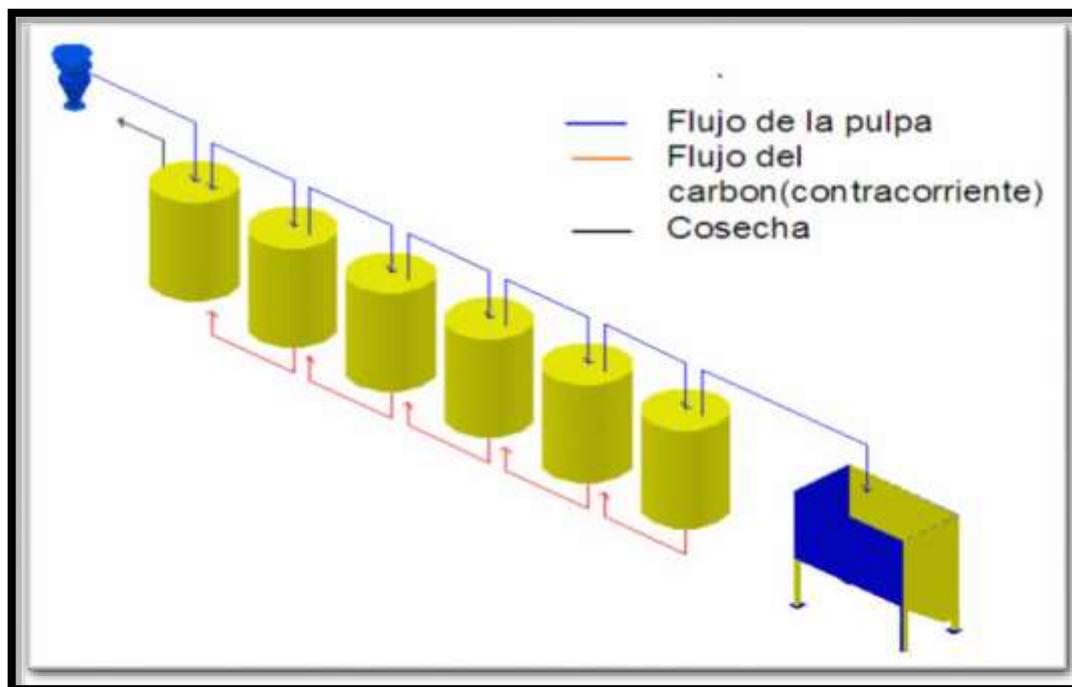


FIGURA N° 16 CIRCUITO DE LIXIVIACIÓN



FIGURA N° 17 TK 1, TK 2

Una vez que la pulpa entra al tanque 1 es agitada hasta que alcanza su tiempo de residencia y pasa por rebalse al tanque 2 y así sucesivamente al 3,4,5 a travessando una canastilla con malla # 30 en la tapa y #40 en la periferie y la canastilla del tanque 6 que descarga a la cola usa malla # 40 en todo lado para evitar que se pase carbón fino a la cola , esta transferencia a través de las canastillas se da con ayuda de aire insuflado desde una compresora para que de este modo se evite el paso del carbón que se adicionara.

Así sucesivamente la pulpa cumple su tiempo de residencia en todos sus tanques y se transfieren al siguiente pasando siempre por medio de la canastilla evitando así el paso del carbón depositado en el tanque

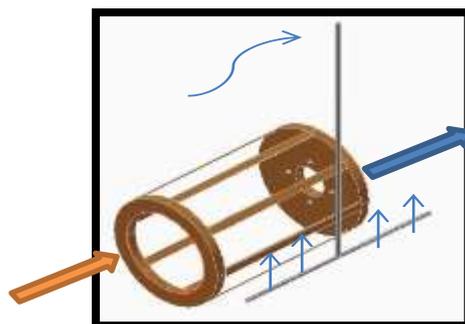


FIGURA N° 18 CANASTILLA DE TANQUE

La pulpa entrante a los tanques es muestreada cada hora por el personal para comprobar el porcentaje de malla pasante -200, la fuerza de cianuro entrante y a que ph esta la solución, y todo es reportado para tomar la decisión si se le agrega más flujo de cianuro a la entrada o si necesita una preparación con más concentración tanto en cianuro de sodio como en Soda Caustica.

Los parámetros que deben mantenerse para una buena cianuración de oro son:

- Densidad = 1300 gr/lit
- % malla – 200 = 80%
- Fuerza de cianuro= 0.1% o 10 de CN libre en titulación
- Ph = 11-1

3.6. TANQUES AGITADORES

La pulpa que viene de la sección Molienda es enviada a los Tanques agitadores empezando por TK1-CIP (Carbón en Pulpa) de 20 x 20 pies de 25 HP, pasando luego al TK2-CIP de 20 x 20 pies de 25 HP, para luego continuar al TK3-CIP de 12 x 12 pies de 12.5 HP, después al TK4-CIP de 12x 12 pies de 10 HP y al TK5-CIP de 15 x 16 pies de 25 HP finalmente al TK6-CIP de 15 x 16 pies de 25 HP. En este punto se finaliza con el proceso de agitación. Se adiciona aire comprimido mediante una compresora de aire (cuyo motor es de 10 HP al TK1-CIP de 20x20, TK2-CIP de 20x20, TK3-CIP 12x12 pies y al TK5-CIP de 15x16 pies) con la finalidad de aumentar la oxigenación que ayuda la cinética del proceso.

El tiempo de residencia en los agitadores es aproximadamente de 72 a 80 Horas dependiendo de su densidad de pulpa. Finalmente, las pulpas sin valor metálico (relaves) son enviados a la Cancha de Relaves mediante una bomba de 2.5” x 2” de 10 HP.

TABLA N° 5 DIMENSIONES DE LOS AGITADORES

AGITADOR	DIMENSION		volumen pie ³	volumen metro ³	volumen útil 93.5%
	diámetro	altura			
TQ 1	20	20	6283.2	177.94	166.37
TQ 2	20	20	6283.2	177.94	166.37
TQ 3	12	12	1357.1712	38.44	35.94
TQ 4	12	12	1357.1712	38.44	35.94
TQ 5	15	16	2827.44	80.07	74.87
TQ 6	15	16	2827.44	80.07	74.87

TABLA N° 6 REPORTE DIARIO

Hora	Densidad	Peso	Malla	CN	Ph
06:30	1300	100.30	79.40%	11.00	11
07:30	1300	99.97	79.47%	10.50	11
08:30	1310	101.23	79.88%	9.80	10.5
09:30	1295	98.00	79.54%	10.00	10.5
10:30	1300	87.87	81.96%	9.50	10.5
11:30	1305	98.38	79.80%	9.60	10.5
12:30	1300	89.43	81.64%	10.00	11

Aparte se muestrea cada 6 horas la fuerza de cianuro y ph de cada uno de los tanques para poder saber cómo se está llevando a cabo el proceso de cianuración y si es necesario agregar más cianuro o soda directamente al tanque para que este dentro de los parámetros correctos.

TABLA N° 7 MUESTRAS DE LOS TANQUES

TK-1			TK-2			TK-3		
Hora	CN	Ph	Hora	CN	Ph	Hora	CN	Ph
06:00 a.m.	7.2	11.0	06:00 a.m.	6.2	11.0	06:00 a.m.	5.7	10.5
12:00 p.m.	6.9	11.0	12:00 p.m.	6	10.5	12:00 p.m.	5.4	10.5
Promedio	7.1	11.0	Promedio	6.1	10.8	Promedio	5.6	10.5
TK-4			TK-5			TK-6		
Hora	CN	Ph	Hora	CN	Ph	Hora	CN	Ph
06:00 a.m.	4.2	10.5	06:00 a.m.	3.0	10.0	06:00 a.m.	2.1	10.0
12:00 p.m.	3.9	10	12:00 p.m.	2.7	10	12:00 p.m.	1.9	9.5
Promedio	4.1	10.3	Promedio	2.9	10.0	Promedio	2.0	9.8



FIGURA N° 19 MUESTRAS PARA LA TITULACIÓN

Ya realizada toda la lixiviación de la pulpa y una vez que paso por todos los tanques, la pulpa desemboca en un cajón de cola de 5.8 m^3 , y esta pulpa también es muestreada para saber el porcentaje de solidos que lleva y la ley con la que está saliendo.

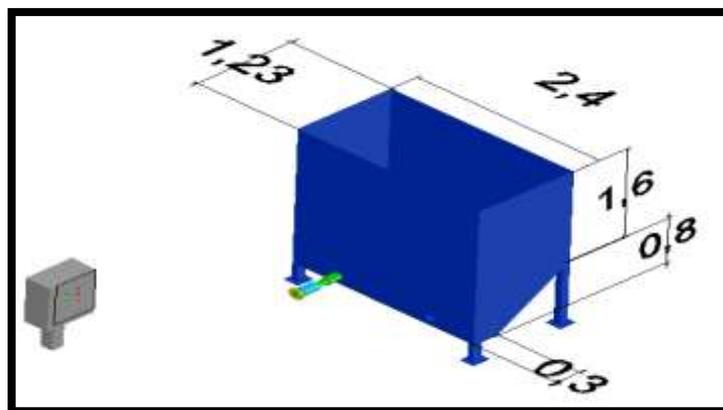


FIGURA N° 20 CAJÓN DE COLA

$$\text{Volumen paralelepípedo} = 1.23 \times 2.4 \times 1.6 = 4.7 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen paralelepípedo} = 0.8 \times 2.4 \times 0.3 = 0.576 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen del triángulo} = (0.93 \times 0.8 \times 2.4) / 2 = 0.864 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen total} = 4.7 + 0.576 + 0.89 = 6.14 \text{ m}^3$$

$$\text{Considerando un espacio libre del 5\%} = 6.14 \times 0.95 = 5.8 \text{ m}^3$$

3.7. GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL

Al ser una planta de acopio de minerales no se tiene la misma caracterización de mineral es por eso que cada mineral tiene diferente gravedad específica lo que se traduce en diferente comportamiento y análisis en el circuito.

Para lo siguiente se analizó diferentes tipos de rumas obteniendo los siguientes datos:

Gravedad específica Mineral BR (Método de la fiola)

Peso de muestra: 300 gr

Peso de la fiola: 250 gr

Volumen del agua: 1 lt

Peso total = 1459

Densidad = 1209

$$\% \text{ de solidos} = \frac{\delta - 1000}{\delta(G.E - 1/G.E)}$$

$$\% \text{ de solidos} = = \frac{1209-1000}{1209(G.E-1/G.E)}$$

$$0.32 = = \frac{250}{1250(1-G.E)}$$

$$781.25 = 1250 (1-1 / G.E)$$

$$0.625 = 1-1/G.E.$$

$$0.375 = 1/G.E.$$

$$G.E. = 2.66$$

Peso Específico

Peso del mineral = 100 gr

Volumen agua = 1 lt

Volumen de mezcla = 182 ml

Volumen del mineral = 182-150= 32ml

Pe = 100 gr /32ml = 3.125

Mineral de Baja Recuperación (BR)

A diferencia de otros tipos de material que se procesa en la planta metalúrgica este tipo de mineral posee características diferentes como son: abundante contenido de fierro que en este caso se comporta como un cianicida y una gravedad específica alta por lo mismo que el mineral posee un alto peso, al ser un material sulfuroso el proceso de lixiviación no es conveniente para una buena recuperación ya que este debería ser tratado por el proceso de flotación.

Como se puede ver este material tiene una gravedad específica de 3.2 a diferencia de los otros tratados en los que se trabaja a una G.E de 2.7 por consiguiente la tabla que se empleará para el porcentaje de malla -200 variará en peso a una misma densidad.

TABLA N° 8 COMPARACIÓN DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA

2.7			
Densidad	% Solidos	Dilución	Peso solido

1285	36.01	1.78	462.70
1290	36.50	1.74	470.80
1295	36.98	1.70	478.90
1300	37.46	1.67	487.00
1305	37.94	1.64	495.10
1310	38.41	1.60	503.20

3.2			
Densidad	% Solidos	Dilución	Peso solido
1285	32.26	2.10	414.55
1290	32.70	2.06	421.82
1295	33.13	2.02	429.09
1300	33.57	1.98	436.36
1305	33.99	1.94	443.63
1310	34.42	1.91	450.90

3.8. LIXIVIACIÓN EN TANQUES

3.8.1. OVER

Al realizar el análisis del over de ingreso a los tanques se pudo comprobar el excesivo consumo de cianuro del mineral BR ya que a medida que pasaban las horas, este se iba incrementando llegando hasta límites de 23.5 de fuerza de cianuro.



FIGURA N° 21 HIDROCICLÓN

TABLA N° 9 REPORTE DE LA FUERZA DE CN DEL OVER

Hora	CN	CN	CN
	25-jul	26-jul	27-jul

07:00 a.m.		8.5	10.0
08:00 a.m.		9.6	7.2
09:00 a.m.		21.0	12.0
10:00 a.m.		20.0	20.5
11:00 a.m.		23.5	12.5
12:00 p.m.		10.5	13.5
01:00 p.m.		14.0	13.5
02:00 p.m.		15.2	9.5
03:00 p.m.		17.0	14.0
04:00 p.m.	13.0	10.5	15.0
05:00 p.m.	11.0	10.0	14.0
06:00 p.m.	11.5	12.0	16.0
07:00 p.m.	8.0	6.0	18.0
08:00 p.m.	6.5	6.5	11.0
09:00 p.m.	8.0	7.0	
10:00 p.m.	8.5	8.0	
11:00 p.m.	9.0	10.0	
12:00 a.m.	9.5	5.5	
01:00 a.m.	8.0	6.2	
02:00 a.m.	9.5	14.0	
03:00 a.m.	9.5	14.5	
04:00 a.m.	9.5	8.0	
05:00 a.m.	6.0	24.0	
06:00 a.m.	12.0	22.0	



FIGURA N° 22 CONTRÓL DE LA FUERZA DE CIANURO

Como se puede observar el consumo de cianuro de este material es muy elevado por lo que se tiene que adicionar más cianuro de sodio de lo normal lo que conlleva a un mayor gasto en los insumos requeridos para el procesamiento.

• Una vez que el material ya se encontraba en los tanques, en los controles de fuerza de cianuro que se realizan cada 6 horas a la descarga correspondiente de cada uno, se pudo notar que se iba consumiendo cada vez más por lo que también se tuvo que agregar más cianuro para poder estabilizarlos y haya una disolución mayor de oro ya que el material se lo consumía todo.

TABLA N° 10 REPORTE DE LA FUERZA DE EN LOS TANQUES.

	TK 1	TK 2	TK 3	TK 4	TK 5	TK 6
	CN	CN	CN	CN	CN	CN
06:00 a.m.	6.0	4.2	3.8	3.3	2.5	2.2
12:00 p.m.	5.0	3.8	3.1	2.9	2.3	2.0
06:00 p.m.	3.5	3.0	2.5	2.3	2.0	2.2
12:00 a.m.	6.4	4.9	4.3	3.3	2.7	2.2

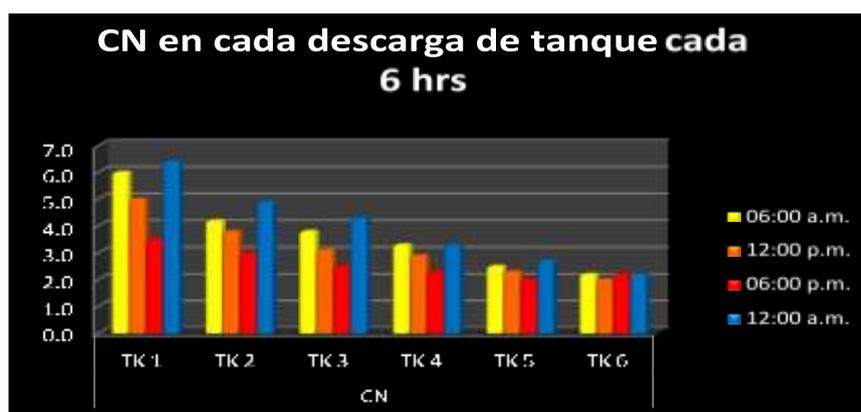


FIGURA N° 23 CONTRÓL DEL CN EN DESCARGA DE LOS TANQUES

El grafico nos muestra cómo va descendiendo la fuerza de cianuro con el paso de las horas lo que obliga a preparar y agregar más cianuro de lo acostumbrado.

TABLA N° 11 CANTIDADES PREPARADAS.

	Hora	CNNa	NaOH
25-jul	10:00 p.m.	250	200
26-07	05:00 a.m.	200	175
	10:30 a.m.	250	200
	02:30 a.m.	250	200
	09:00 p.m.	300	250
27-jul	03:00 a.m.	250	225
	09:00 a.m.	200	175

	03:00 p.m.	300	250
		2000	1675

Aparte de lo preparado se tuvo que agregar más cianuro de sodio a los tanques para poder estabilizar la fuerza de cianuro en la descarga:

TK	Cantidad
Tk 1	100 kg
Tk 2	50 kg
Tk 3	25 kg
Tk 4	25 kg
	200 kg

- Otro de los inconvenientes se dio en el tanque de agitación N° 1 y 2 ya que a medida que transcurría el tiempo el material se iba asentando en el fondo del tanque, lo que provocó que no haya una correcta agitación en la zona periférica del tanque quedando así, solo solidos finos en suspensión.

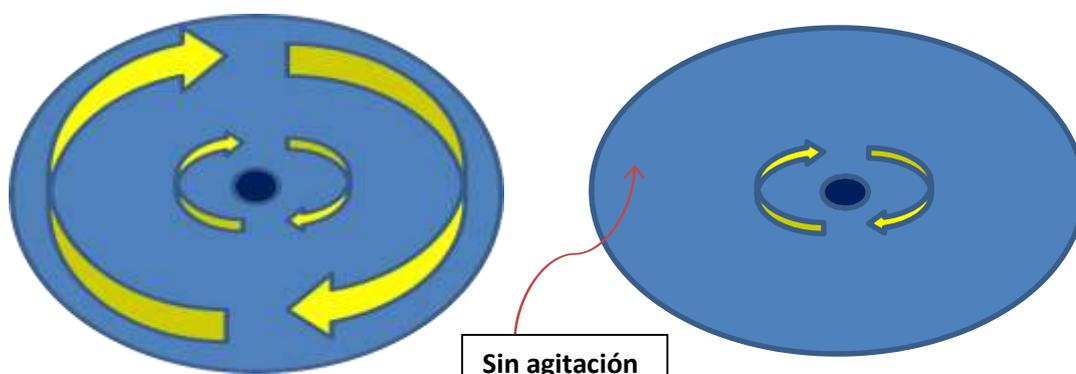


FIGURA N° 24 COMPARACIÓN DE LIXIVIACIÓN EN TANQUE

- El hecho que el material se haya asentado se manifiesta en la transferencia de pulpa entre tanques, ya que como el mineral se asienta muy rápido este se queda en el fondo del tanque y en la parte superficial solo se agitan los finos, lo que ocasiona que en la descarga de tanques la densidad sea muy baja. Se tomó la densidad de la descarga del tanque 1 hacia el tanque 2 obteniendo:

TABLA N° 12 CONTROL DE LA DESIDAD TK1 AL TK2

	Densidad	Peso	malla %
TK1 descarga	1220	15.4 gr	95.18%

- Esto nos da a conocer efectivamente que todo el material queda asentado en el fondo del tanque ya que es muy baja la cantidad de sólidos que pasan al siguiente tanque.

3.9. CAJÓN DE COLA

- Después de 3 días de transferencia de los tanques este material llega al cajón de cola ocasionando un asentamiento muy elevado en este, provocando que la bomba de sello seco que manda este material a la relavera falle, lo que se ve reflejado en una parada de planta de 50 min.
- A medida que este material sigue llegando al cajón de cola vuelve a asentarse al día siguiente provocando nuevamente otra parada de planta esta vez de 2 horas.
- Este material a su vez provoco un incremento en el amperaje de la bomba de sello seco ya que esta bomba opera normalmente en un rango de 12 a 12.5 amp y con este material llego a un rango de 14.5 a 16 amp.

CONCLUSIONES:

- Este análisis del comportamiento en planta del material BR nos da a conocer que este material no es adecuado para el proceso CIP; ya que al ser un sulfuro debería tratarse por flotación por lo cual es muy difícil su tratamiento por lixiviación.
- Debido a que este material causa un elevado consumo de reactivos y provoca un mal funcionamiento de los equipos, sería recomendable no acopiar este material, ya que poco a poco la operatividad de la planta disminuirá y sus equipos probablemente podrían dañarse lo que provocaría más gastos operacionales y en equipos.
- Para poder bajar la gravedad específica del material se podría mezclar con un relave rojo de baja ley para poder bajar así su peso y evitar algunos problemas de sedimentación.

Gravedad específica Mineral BR (Método de la fiola)

Peso de muestra: 340 gr

Peso de la fiola: 250 gr

Volumen del agua: 1 lt

Peso total = 1469

Densidad = 1219

$$\% \text{ de solidos} = \frac{\delta - 1000}{\delta(G.E - 1/G.E)}$$

$$\% \text{ de solidos} = = \frac{1219 - 1000}{1219(G.E - 1/G.E)}$$

$$0.2789 = = \frac{219}{1219(1 - G.E)}$$

$$785.227 = 1219 (1 - 1 / G.E)$$

$$0.644 = 1 - 1/G.E.$$

$$0.3558 = 1/G.E.$$

$$G.E. = 2.81$$

Peso Específico

Peso del mineral = 100 gr

Volumen agua = 150 lt

Volumen de mezcla = 185 ml

Volumen del mineral = 185-150= 35ml

Pe = 100 gr /35ml = 2.85

Gravedad específica Mineral BR (Método de la fiola)

Peso de muestra: 400 gr

Peso de la fiola: 250 gr

Volumen del agua: 1 lt

Peso total = 1500

Densidad = 1250

$$\% \text{ de solidos} = \frac{\delta - 1000}{\delta(G.E - 1/G.E)}$$

$$\% \text{ de solidos} = \frac{1209 - 1000}{1209(G.E - 1/G.E)}$$

$$0.32 = \frac{250}{1250(1 - G.E)}$$

$$781.25 = 1250 (1 - 1 / G.E)$$

$$0.625 = 1 - 1/G.E.$$

$$0.375 = 1/G.E.$$

$$G.E. = 2.66$$

Peso Específico

Peso del mineral = 100 gr

Volumen agua = 150 lt

Volumen de mezcla = 187 ml

Volumen del mineral = 187-150= 37ml

Pe = 100 gr /32ml = 2.7 gr /ml

Se estima trabajar con una gravedad especifica de 2.7 para el análisis de malla y lo que se busca es una densidad de 1.300 el porcentaje de solidos que tenemos es el siguiente

$$\% \text{ de solidos} = \frac{\delta - 1000}{\delta(G.E - 1/G.E)}$$

$$\% \text{ de solidos} = \frac{1300 - 1000}{1300(2.7 - 1/2.7)}$$

$$\% \text{ de solidos} = \frac{300}{1300(1 - 1/2.7)}$$

$$\% = \frac{300}{1300(1 - 0.37037)}$$

$$\% = \frac{300}{1300(0.6296)}$$

$$\% = \frac{300}{818.5186}$$

$$\% \text{ DE SOLIDOS} = 36.65\%$$

TABLA N° 13 TABLA OBTENIDA.

Densidad	% Solido	Dilucion	Peso solido	Densidad	% Solido	Dilucion	Peso solido
1.200	26.47	2.78	317.65	1.260	32.77	2.05	412.94
1.205	27.02	2.70	325.59	1.265	33.27	2.01	420.88
1.210	27.56	2.63	333.53	1.270	33.77	1.96	428.82
1.215	28.10	2.56	341.47	1.275	34.26	1.92	436.76
1.220	28.64	2.49	349.41	1.280	34.74	1.88	444.71
1.225	29.17	2.43	357.35	1.285	35.23	1.84	452.65
1.230	29.70	2.37	365.29	1.290	35.70	1.80	460.59
1.235	30.22	2.31	373.24	1.295	36.18	1.76	468.53
1.240	30.74	2.25	381.18	1.300	36.65	1.73	476.47
1.245	31.25	2.20	389.12	1.305	37.12	1.69	484.41
1.250	31.76	2.15	397.06	1.310	37.58	1.66	492.35
1.255	32.27	2.10	405.00	1.315	38.05	1.63	500.29

3.10. TIEMPO DE RESIDENCIA EN LOS TANQUES



FIGURA N° 25 TIEMPO DE RESIDENCIA

3.11. COSECHA DE CARBÓN

El carbón del tanque 1 que es de cosecha es muestreado todos los días en el turno de noche y enviado a laboratorio para su análisis siendo reportado todos los días para conocer la carga del mismo, cuando este lleva una ley de 4 a 5 gr/kg se inicia la cosecha.

El carbón en el proceso CIP es cosecha mediante la técnica de AIRLIFT (levantamiento por aire) y este da introduciendo un tubo de 4” de diámetro e insuflando aire por un tubo

de menor diámetro para que de este modo por desplazamiento el carbón salga por el tubo de mayor diámetro dirigiéndose a un DSM con malla # 30 donde el flujo es compartido en un cajón distribuidor y lavado con agua a presión para eliminar la tierra o sólidos que contenga para posteriormente ser arrojado a unos sacos.



FIGURA N° 26 COSECHA DE CARBÓN

3.11.1. SECADO Y PESADO DE CARBÓN

Una vez que ya se cosecho el carbón en sacos mineros es transportado hacia una loza de secado separando el carbón en tres zonas para su secado rápido y luego mezclándolos para ser embidonados. Una vez que todo está en bidones se muestrea cada bidón para luego sacarle el porcentaje de humedad.

Luego se pesan los bidones con carbón luego se tara y se saca el porcentaje de humedad, una vez enviado se reporta el peso seco llegado a lima ya que en el transcurso del viaje pierde humedad y ese es el peso seco entregado a desorción

Se cosecharon 44 bidones

Ley Au = 5.692

Ley Ag= 5.469

Peso húmedo + bidones= 5430

Peso bidones= 257.84

Peso húmedo = 5172.16

% Humedad = 21.09% Peso seco = 4083.42

Peso seo lima = 4090.51

$4090.51/5.692=718.64$ gr Au

$718.64\text{gr}/31.1$ Oz troy= 23.1 oz troy

3.12. RECUPERACIÓN DE AMALGAMAS

El material que entra a la planta no solo es mineral, sino que también conlleva relaves que ya han sido tratados antes por quimbalete, es decir un proceso en el cual se usa Mercurio por lo que en los relaves traídos a la planta aún están presentes.

Este Mercurio capta el oro formando una Ay esta se va quedando en distintos puntos del circuito depositándose en zonas metálicas de entrada o salida de pulpa ya que la amalgama a su vez tiene afinidad por el metal y se da en trompos de molinos, cajones de descarga de los molinos, bombas, tuberías o codos de fierro

Otra forma en la que se recupera amalgama es en las trampas que se colocan antes de la entrada al ciclón ya que por gravedad estas caen a la trampa.

La recuperación de amalgamas se da cuando la planta esta parada y estas son recogidas por personal encargado luego son pesadas para tomarlas en cuenta en el balance de mes.

FIGURA N° 27 RECUPERACIÓN DE AMALGAMAS.



3.13. DEPOSITO DE RELAVES

El relave es recepcionado en un depósito de relaves, es utilizada para que pueda recircular la solución barren y el agua pueda utilizarse en planta.

Los relaves cianurados estarán depositados sobre una geomembrana impermeable de 500 micras que asegura que no existe ningún tipo de filtración de soluciones hacia los suelos.

Las pulpas sin el valor metálico es decir los relaves, son enviados a un depósito de relaves mediante una bomba de 2.5" x 2" sello seco de 12.5 HP, mediante una tubería a una distancia aproximada de 300 m donde se encuentra la cancha relaves, acumulándose los relaves por el sistema Aguas abajo; es decir, las soluciones clarificadas deben reciclarse y enviarse a la Planta de Beneficio efectuando el circuito cerrado

FIGURA N° 28 RELAVERA 1.



CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PRUEBA METALURGICA EN PLANTA

4.2. OBJETIVO.

Obtener una muestra representativa del mineral que ingresa a planta de beneficio y así poder realizar las diferentes pruebas de lixiviación; se aplicó la técnica de muestreo por cuarteo y homogenización, el mineral se encuentra en cancha.

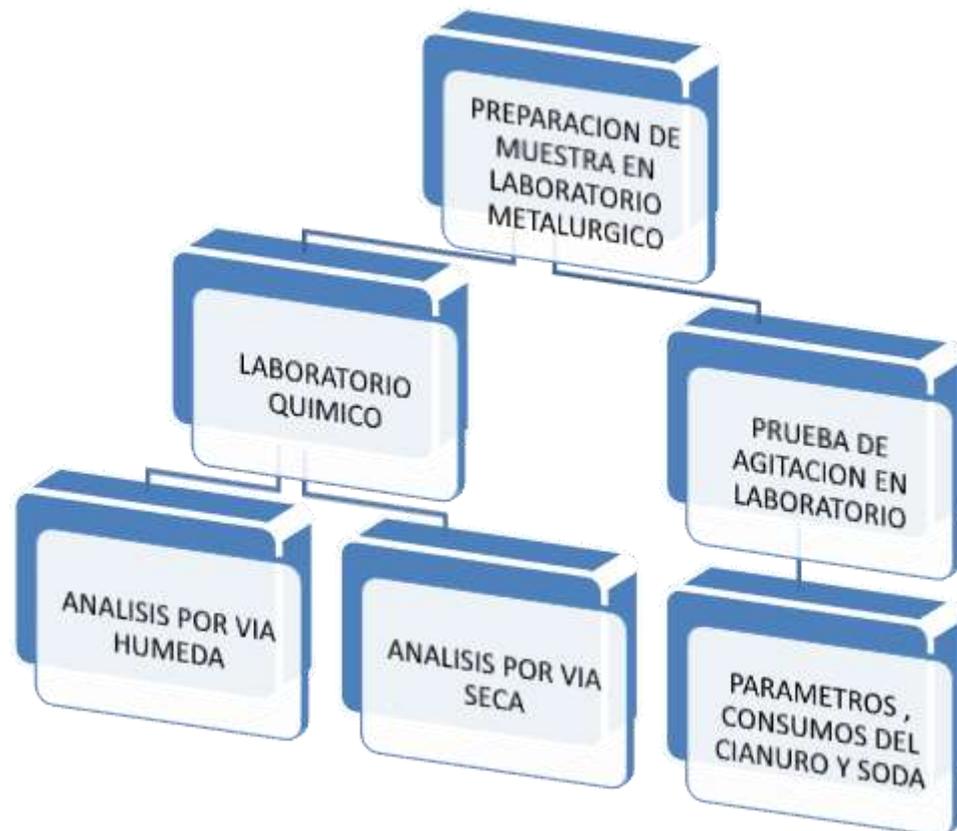
4.3. PRUEBA EXPERIMENTAL DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN LABORATORIO METALURIGICO.

4.3.1. PROCEDIMIENTO:

Se procedió de la siguiente manera:

- primero se pampeo la ruma de mineral ubicada en cancha
- se muestreo sacando mineral de diferentes puntos o también realizando el muestreo de cuarteo
- se llevó el mineral a cuarto de muestreo
- se pasó el mineral por la chancadora pequeña obteniendo mineral de $\frac{1}{4}$ “

- se sacó la humedad del mineral como fuego a gas
- una vez seco se vuelve a muestrear por cuarteo para obtener 7 kg de mineral
- se introduce el mineral al tambor para que pulvericé a malla -200 40 min a 50 min
- una vez obtenido el mineral a malla -200 se homogeniza
- se prepara bolsas para 1kg, 6 ejemplares, 1.5 se manda a laboratorio metalúrgico, 3 a laboratorio químico, 1 se queda de testigo, 1 se lleva el cliente.



4.4. HERRAMIENTAS Y EQUIPOS PARA LA PRUEBA DE MUESTREO



FIGURA N° 29 PALA



FIGURA N° 30 CARRETILLA



FIGURA N° 31 GEOMEMBRANA 3 m²



FIGURA N° 32 GAS



FIGURA N° 33 COCINA



FIGURA N° 34 RECIPIENTE PARA SECAR EL MINERAL



FIGURA N° 35 TAMBOR



FIGURA N° 36 BOLSA

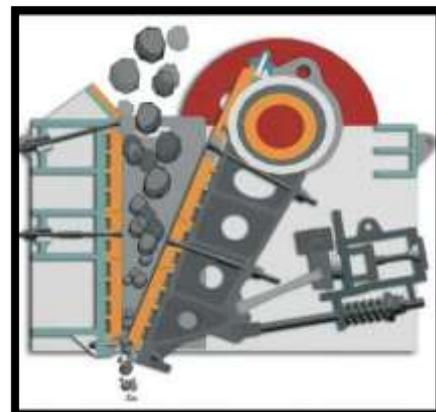


FIGURA N° 37 CHANCADORA NIVEL LABORATORIO

4.5. INSUMOS

Los materiales o insumos a usarse en el proceso son los siguientes:

- Cianuro de Sodio
- Hidróxido de Sodio
- Carbón Activado
- Petróleo
- Nitrato de Potasio
- Nitrato de Plomo
- Nitrato de Plata

4.6. METODOLOGIA

Tipo y Diseño de Investigación La investigación realizada es experimental cuantitativa, porque se aplicaron los conocimientos existentes de la caracterización del mineral, procesos metalúrgicos y cianuración, en la solución de problemas de mayor recuperación de oro en cuanto a optimizar el proceso de recuperación de oro.

La investigación es experimental, deductiva y cuantitativa, porque se realizaron pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio, tomando como base las teorías y antecedentes en el procesamiento de minerales de la minería en base al proceso de cianuración de mineral de oro.

Unidad de Análisis El análisis de unidad de investigación se efectuó en la zona de Chala Arequipa, teniendo en cuenta la forma de acumulación de material por tratamiento de mineral y servicio metalúrgico que se presta a mineros de la zona y de otras regiones.

Las operaciones involucradas en la actividad de la extracción, chancado, molienda y cianuración para realizar la recuperación controlando el pH y la densidad como parámetros de operación. Dicha actividad la realizan personas naturales, agrupación de socios y asociaciones.

Población de Estudio La población de estudio es el mineral de cabeza, extraído de la corteza terrestre de parte de los mineros artesanales de la zona de Chala – Arequipa.

Los estudios de la investigación y caracterización del mineral, se realizaron en los laboratorios de metalurgia de la Empresa.

4.7. PREPARACIÓN DE MUESTRA PARA LAS PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN

4.7.1.- OBJETIVO

Preparar el mineral proveniente del cuarto de muestreo para realizar las pruebas de lixiviación a malla -200, para obtener los parámetros del mineral, el consumo de soda caustica y cianuro.

4.7.2. PROCEDIMIENTO:

- lo primero es introducir el mineral al molino pequeño unos 20 min para asegurarnos que el mineral este a malla -200
- se pesa 1 kg de mineral y se hecha al balde
- se añade 3 lt de agua al mineral
- se pesa 3 gr se soda caustica para añadir al balde
- se lleva a las celdas de lixiviación, pasados un par de min de controla el pH.
- Una vez estabilizado el pH a 12 añadimos 10gr de cianuro.
- Luego se hace el control en cuaderno midiendo la fuerza de cianuro por titulación, pH. por 48hrs.

4.7.3. RESULTADOS

Se controló por 48hrs la prueba de lixiviación.

El pH

La soda caustica se añade poco a poco hasta llegar a un pH 12



FIGURA N° 38 Ph

Determinación de La fuerza de cianuro

- **Materiales:**

- 1.- probeta
- 2.- Bureta
- 3.- soporte universal
- 4.- matraz universal
- 5.- vaso precipitado
- 6.- Pipeta
- 7.- Embudo
- 8.- Hoja Filtro
- 9.- pH
- 10.- Jeringa

- **Reactivos:**

- 1.- solución (que se va a titular)
- 2.- Nitrato de plata
- 3.- yoduro de potasio

PROCEDIMIENTO

- Consiste en la titulación del cianuro con una solución estándar de Nitrato de Plata.
- El matraz deberá contener un embudo con el papel filtro para ser vertida la pulpa.



FIGURA N° 39 MUESTRAS PARA TITULAR.

- se saca 5 ml de solución, a la que se debe agregar 3 gotas de solución KI (indicador),

- se titula con solución nitrato de plata $AgNO_3$ hasta el punto en que la solución se opaca.
- El gasto de nitrato es el que deberá ser multiplicado por un factor que indica el cianuro presente.

Fórmula para sacar la fuerza de cianuro

$$\% \text{ CN} = 3.8 * 5 / 100$$

$$\% \text{ CN} = 0.19$$

Determinación del consumo de cianuro

Se determina al final de la prueba 48 hrs cumplidas.

CIANURACION			PRUEBA N°		IP-2/22		
Molienda, % 200m			Tiempo de Molienda		45:00 - 50		
Peso de Muestr. gr.			consumo de CN_{Na} (gr/TM mineral)		25.62		
Peso de Agua. Lt.			consumo de $NaOH$ (gr/TM mineral)		6.00		
FECHA	HORA	HORAS ACUM.	%CN- libre	PH	REACTIVOS		OBS.
					CN_{Na}	$NaOH$	
25-0-15	18:10		0.64		25.99	6.00	
25-0-19	17:15.00 m		0.40	12	25.43		
25-0-6	17:15.00 m		0.39				
25-0-11	18:10		0.86		51.42	6.00	

FIGURA N° 40 LECTURA DE UNA PRUEBA CORRIDA

- **Fórmula para hallar el consumo de cianuro**

$$\text{Ultima titulación} * 100 = 86$$

$$86 / 10 * 3 - \text{cianuro consumido (51.42) Rpta. 25.62 gr / Ton}$$

- **Determinación del consumo de soda caustica**

El consumo de soda es la suma de lo utilizado en la prueba 6.00 gr / Ton

- **Calculando el porcentaje de humedad peso del mineral.**

$$\% \text{ humedad} = \frac{\text{peso de muestra Humeda} - \text{peso de muestra seco}}{\text{peso de muestra humeda}} \times 100$$

$$\%huemdad = \frac{502 - 443}{502} \times 100$$

$$\%huemdad = 11.75$$

- **Prueba de cianuración con Molino y Remolienda-planta**

Condiciones:

- Peso de muestra: 30 tn D. (Malla – 200)
- Agua: 180 000 cc
- PH: 12
- Tiempo: 12 hrs
- Producto obtenido: 93.35% - 200M

- *Uso del cianuro*

Condiciones

Peso muestra: 100 Kg.

Relación L/S: 4 a 1

Agua: 400 cc

Fuerza de cianuro: 0.14%

Tiempo: 12 Hr.

- *Uso de la Soda caustica*

Condiciones

Peso muestra: 50 Kg.

Relación L/S: 3 a 1

Agua: 150 cc

Tiempo: 12 Hr

- *Cálculos:*

TABLA N° 14 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MOLINO DELTA 6X8

	MOLINO 6X8
--	------------

		ALIMENTACION	DESCARGA
MALLA	ABERTURA μm	PESO (G)	
1/2	12 700	107.64	0
3/8	9525	101.05	0
1/4	6350	201.5	0
1/8	3969	260.11	0
8	3175	133.02	4.43
18	2362	84.25	20.65
50	833	129.96	66.96
70	297	65.48	22.88
100	236	78.5	22.98
140	149	56.74	21.36
200	106	45.39	18.52
-200	74	39.68	24.78
	TOTAL	1303.02	202.36
	DENSIDAD (g/l)		1880

TABLA N° 15 ANALISIS GRANULOMETRICO REMOLIENDA DELTA 4X4

		REMOLIENDA 4X4	
		ALIMENTACION	DESCARGA
MALLA	ABERTURA μm	PESO (G)	
1/2	12 700	0	0
3/8	9525	0	0
1/4	6350	0	0
1/8	3969	0	0
8	3175	0.05	0.4
18	2362	5.16	2.82
50	833	81.7	58
70	297	33.36	36.87
100	236	26.7	35.19
140	149	19.76	26.45
200	106	12.66	18.17
-200	74	21.3	27.1
	TOTAL	200.69	205
	DENSIDAD (g/l)	2000	1910

TABLA N° 16 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL HIDROCICLON D-6

		CICLON D-6		
		Alimentación	OVER	UNDER
MALLA	ABERTURA μm	PESO (g)	PESO (g)	PESO (g)
1/2	12700	0	0	0
3/8	9525	0	0	0
1/4	6350	0	0	0
1/8	3969	0	0	0
8	3175	0.05	0	0.05
18	2362	5.37	0.21	5.16
50	833	90.43	8.73	81.7
70	297	54.45	21.09	33.36
100	236	64	37.3	26.7
140	149	63.87	44.11	19.76
200	106	57.13	44.47	12.66
-200	74	71.89	50.59	21.3
	TOTAL	407.19	206.5	200.69
	DENSIDAD (g/l)	1735	1370	2100

TABLA N° 17 RESULTADO OBTENIDO.

DELTA	
F80	8433.06
P80	642.21
V	440
A	65
Cos \emptyset	0.85
Rr	6.84

TABLA N° 18 BALANCE METALURGICO – REMOLIENDA. 24 HRS

		Au		Ag	
Mineral	Zona	Oz/TC	gr / tm	Oz/TC	gr / tm
mineral	Faja	0.481		2.42	
Over	Solución		6.88		6.812
	relave	0.047		1.302	
Cola	Solución		0.04		0.847
	Relave	0.026		0.847	

TABLA N° 19 CONSUMO DE CN CON REMOLIENDA

Tiempo Hr	NaCN adicionado
Inicio	50 kg
6.0	
12.0	25 kg
18.0	10 kg
24.0	15 kg
Total	100 kg

TABLA N° 20 BALANCE METALURGICO – REMOLIENDA 36 HRS

		Au		Ag	
Mineral	Zona	Oz/TC	gr / tm	Oz/TC	gr / tm
mineral	Faja	0.481		2.42	
Over	Solución		6.87		6.812
	relave	0.046		1.302	
Cola	Solución		0.04		0.847
	Relave	0.025		0.847	

• **CONDICIONES OPERATIVAS**

En el ensayo se han sistematizado las condiciones de trabajo

- Peso de muestra: 30 tm
- Relacion L/S: 4 a 1
- Agua: 120 m3
- NaCN inicial: 25kg
- pH: 11 – 12

CONCLUSIONES

- 1.- Se Determinó que la influencia de la densidad de pulpa es fundamental para la recuperación de oro
- 2.- Se Determinó que la influencia del pH y su control es importante para mejorar la recuperación de oro.
- 3.- La Instalación de un o dos tanques de agitación de 20' x 20' y el incremento de tiempo, permite optimizar el tiempo de residencia y recuperación, incrementando la producción.
- 4.- Los resultados de la prueba de cianuración con el mineral con parámetros de. Peso de muestra: 30 tn por día Relación L/S: 4 a 1, Agua: 120 m³, NaCN: 25kg y pH: 11 – 12 son parámetros de la optimización que permite utilizar adecuadamente los reactivos e insumos químicos.

RECOMENDACIONES

- 1.- En el incremento de tiempo de residencia se sugiere mantener el parámetro en 24Hrs. Ya que nos da los resultados óptimos a 96% de recuperación en minerales mixtos.
- 2.- Se recomienda mejorar las instalaciones del circuito del proceso de lixiviación en tanques de agitación y dar mantenimiento a 15 días en circuito chancado, molienda y agitación.
- 3.- Es necesario la optimización de los procesos metalúrgico para incrementar la producción implementando tecnologías limpias y sostenibles.
- 4.- Es necesario la mejora en uso de los EPP's en cualquier lugar de trabajo para la seguridad y bienestar de los trabajadores en la Planta.

REFERENCIAS

- ARENAS F.A. (1984) “Apuntes de la hidrometalurgia del oro y la plata Universidad del norte de Antofagasta. 1ra Edición.
- ESTEBAN M. DOMIC M. (2001) “Hidrometalurgia” fundamentos procesos y aplicaciones, Santiago de Chile primera Edición
- MISARI F.S. (1994) “Hidrometalurgia del oro” Centro de Estudios y promoción en Ciencias de la Tierra, Lima 2da Edición
- MERELLO R. (1986) “Cianuración en pilas de Minerales de oro y plata: Una nueva herramienta para la pequeña minería” Revista Minerales Vol. 38 N° 164
- PORRAS CASTILLO Procesamiento de minerales 2da edición
- SAMASAH K. “Anión Exchange Studies of Radioactive trace Elements in Sulfuric Acid. Solution” Aktiebolgel Atomenergi Report AE-103-1999.
- SHENDY MIVHAEL. (2001) “Case Studies in Applying RECOFLO for Exchange Technology”. “. Of Metales, vol. 50, n” pág. 66-69, Octubre.
- TECSUP (2005) Proceso químico y metalúrgico Tomo IV 4ta Edición.
VANZYT DIRK EDITOR “CYNIDE AND THE ENVIRONMENT”
1989. selección de trabajos de la conferencia de la Universidad de Arizona:
Cynide and the Environment” Tucson, AZ., ed. U. of Az. EEUU.