UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTIN

FACULTAD DE INGENIERIA DE PROCESOS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

"OPTIMIZACION DE LA SECCION CHANCADO PARA LA RECUPERACION DE METALES PRECIOSOS EN LA REGION NORTE DEL PERU"

Tesis Presentada por la Bachiller:

CLAUDIA ROSA ENRIQUEZ RIVERA

Para Optar el Titulo Profesional de Ingeniero Metalurgista

AREQUIPA – PERU

2014

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo a mis adorados padres Rolando y Rosa por su dedicación, amor y apoyo incondicional.

A mis queridos hermanos Fernando y Javier y a mi querida familia; quienes me han alentado y estimulado siempre.

A mi apreciado Jefe Jorge; quien con sus consejos y palabras me ha alentado en la culminación de este objetivo.

A mis amigos por su comprensión y confianza depositada en mi persona.

A mis apreciados catedráticos quienes fueron los artífices de mi formación académica.

Y a todas aquellas personas que confiaron en mí plenamente.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento al Ingeniero Víctor Benigno Ascuña Rivera, por su apoyo en el desarrollo y elaboración del presente trabajo.

A mis padres, hermanos y a toda mi familia; quienes de una u otra forma colaboraron conmigo.

A mis amigos queridos por su apoyo desinteresado.

Que todos ellos encuentren aquí, el testimonio de mi más sincera gratitud y aprecio.

PRESENTACION

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería de Procesos.

Señor Director de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.

Señores Miembros del Jurado.

Pongo a consideración de Uds. El presente PLAN DE TESIS, que de ser aprobado, me permitirá optar el Titulo Profesional de Ingeniero Metalurgista.

EL presente trabajo que lleva por titulo **"OPTIMIZACION DE LA SECCION CHANCADO PARA LA RECUPERACION DE METALES PRECIOSOS EN LA REGION NORTE DEL PERU",** me permitirá proponer a la Empresa una optimización en la eficiencia del área de chancado.

He notado que existen deficiencias en los procedimientos, en la parte administrativa, así como en la parte operativa, que de ser mejoradas, beneficiara a los operadores y personal administrativo de la Empresa.

El presente trabajo consta de cuatro capítulos que los sintetizo de la siguiente forma:

En el primer capítulo planteo los objetivos, las razones de la optimización, la justificación, los beneficios que lograremos con la optimización.

En el segundo capítulo se hace la descripción de las actividades que desarrollan en la planta así como las deficiencias encontradas, su evaluación e impacto en la empresa.

En el tercer capítulo se presenta los planteamientos de solución al problema: la planificación, la evaluación del problema, selección del problema principal y su forma de resolverlo, así como los plazos establecidos para la mejora.

En el cuarto capitulo se desarrolla la implementación de la optimización, la ejecución de los proyectos, la obtención de los resultados y su evaluación.

Finalmente las Conclusiones, las Recomendaciones, la Bibliografía, los Anexos.

Es así señores integrantes del jurado pongo a vuestra disposición el presente trabajo para su revisión y aprobación.

Bach. Claudia Rosa Enríquez Rivera

"OPTIMIZACION DE SECCION CHANCADO PARA LA RECUPERACION DE METALES PRECIOSOS EN LA REGION NORTE DEL PERU"

INDICE

Dedicatoria

Agradecimiento

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1. Introducción.....01
1.1 Objetivo 02
1.1.1 Objetivo general. 02
1.1.2 Objetivos específicos 02
1.2. Ubicación de la planta 02
1.3. Accesibilidad 03
1.4. Clima e hidrografía 04
1.5. Energía eléctrica.....05
1.6. Abastecimiento de agua 05

CAPITULO II

DESCRIPCIÓN DE LAS ACTIVIDADES MINERO METALURGICAS

2.1. Caracterizacion del mineral 08
2.2 Descripcion de las areas de operación.....14
2.3. Descripción del proceso de chancado y transporte de minerales en nuestra planta.....18
2.4. Diagrama de flujo de la planta de chancado y transporte de minerales 23
2.5. Equipos de chancado 25

2.5.1. Chancado primario 25

2.5.2. Lixiviacion – cianuracion 29

2.6. Merril crowe – precipitación.....30
2.7. Refineria.....33
2.8 Análisis del proceso actual.....34
2.9. Análisis del proceso actual.....36
2.9.1 Deficiencias encontradas.....36
2.10. Evaluación de las deficiencias y su impacto en la empresa.-.....37
2.10.1 Selección del problema.....38

CAPITULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1 Granulometria del mineral.....40
3.2. Ph de la solución.....41
3.3.- Pruebas metalúrgicas.....43
3.3.1 Determinación del cianuro libre.....45
3.3.2 Control de flujo y densidad de pulpa.....46
3.3.3 Análisis de malla y gravedad específica.....46
3.3.4 Ph optimo.....47
3.4 Pruebas en laboratorio químico.....48
3.4.1 Muestreo.....48
3.4.2 Definiciones.....50
3.4.3 Análisis químico por vía seca.....53
3.4.4 Análisis por vía húmeda.....58
3.5 Pruebas de desorción.....60
3.5.1 Descripción del proceso.....61
3.5.2 Controles del proceso.....63
3.6 Detoxificacion de las soluciones cianuradas.....65
3.6.1 Procesos alternativos y aplicaciones.....69
3.6.2 Absorción mediante carbón activado.....70
3.6.3.- Determinación de variable.....72
3.6.4.- Formulación del diseño experimental.....72

CAPITULO IV

IMPLEMENTACION DE LA OPTIMIZACION

4.1 De la implementación 79
4.2 Diseño de ingeniería.....79
4.3 recolección de información detallada 79
4.4 planteamiento de las soluciones modificaciones de los chutes. 81
4.4.1 Sistema de automatización para optimización de la operación del circuito de chancado. 81
4.5. Presupuestos 82

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1. INTRODUCCIÓN

En la zona norte de nuestro país tenemos características especiales de los minerales que afloran en la corteza terrestre, para nuestro caso haremos una presentación en la que detallaremos una planta quebeneficia minerales de Oro y Plata mediante una lixiviación en valle.

Cada celda de un área de aproximadamente 10 000 m^2, son regadas por goteo, con una solución cianurada de 280 ppm,de cianuro libre por un periodo de 30 días, y con 120 ppm por los días restantes, hasta cumplir su ciclo de riego de un total de 67 días.Esto implica un ciclo de riego considerablemente alto teniendo en cuenta que el área disponible de riego disminuye a medida que el apilamiento de mineral crece, por ser esta una lixiviación tipo valle, además de notarse en la actualidad un incremento considerable en el precio del cianuro.

Lo anteriormente descrito nos motiva a buscar alternativas para mejorar nuestra operación, que nos permita incrementar la velocidad de extracción del Oro y reducir el consumo de cianuro de sodio.

El presente trabajo de investigación describe las pruebas realizadas con el objetivo de encontrar un método para poder hacer frente a esta problemática.

Actualmente los resultados obtenidos en la optimización de la sección chancado, se vienen aplicando en la operación de Lixiviación, con resultados satisfactorios y reducción enel ratio de cianuro de sodio de 0,33 a 0,08 Kg/TM, significando un gran ahorro en los costos de producción.

1.1 OBJETIVO

1.1.1 OBJETIVO GENERAL.

- Determinar el tamaño adecuado del mineral a ser ubicado en el pad, y ver la influencia que tiene la concentración de cianuro en la cinética de extracción de oro.

1.1.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar el tamaño adecuado del mineral a chancar.
- Determinar la concentración optima de cianuro, para incrementar la cinética de extracción del oro, mediante pruebas en botellas y en columnas.
- Disminuir el consumo de cianuro de sodio.
- Incrementar la ley de oro y plata en la solución rica de percolación.

1.2 UBICACIÓN DE LA PLANTA

Se encuentra ubicada en la Cordillera Negra a 425 Km. Al norte de la ciudad de Lima, políticamente pertenece al Departamento de Ancash, Provincia de Huaraz y Distrito de Jangas.

Las operaciones se realizan a una altitud de 4,200 msnm a 10 Km al noreste de la ciudad de Huaraz.

Las coordenadas que indican su ubicación dentro de la zona de derechos superficiales son las siguientes:

N 8948700 - 8956500

E 211300 – 218000

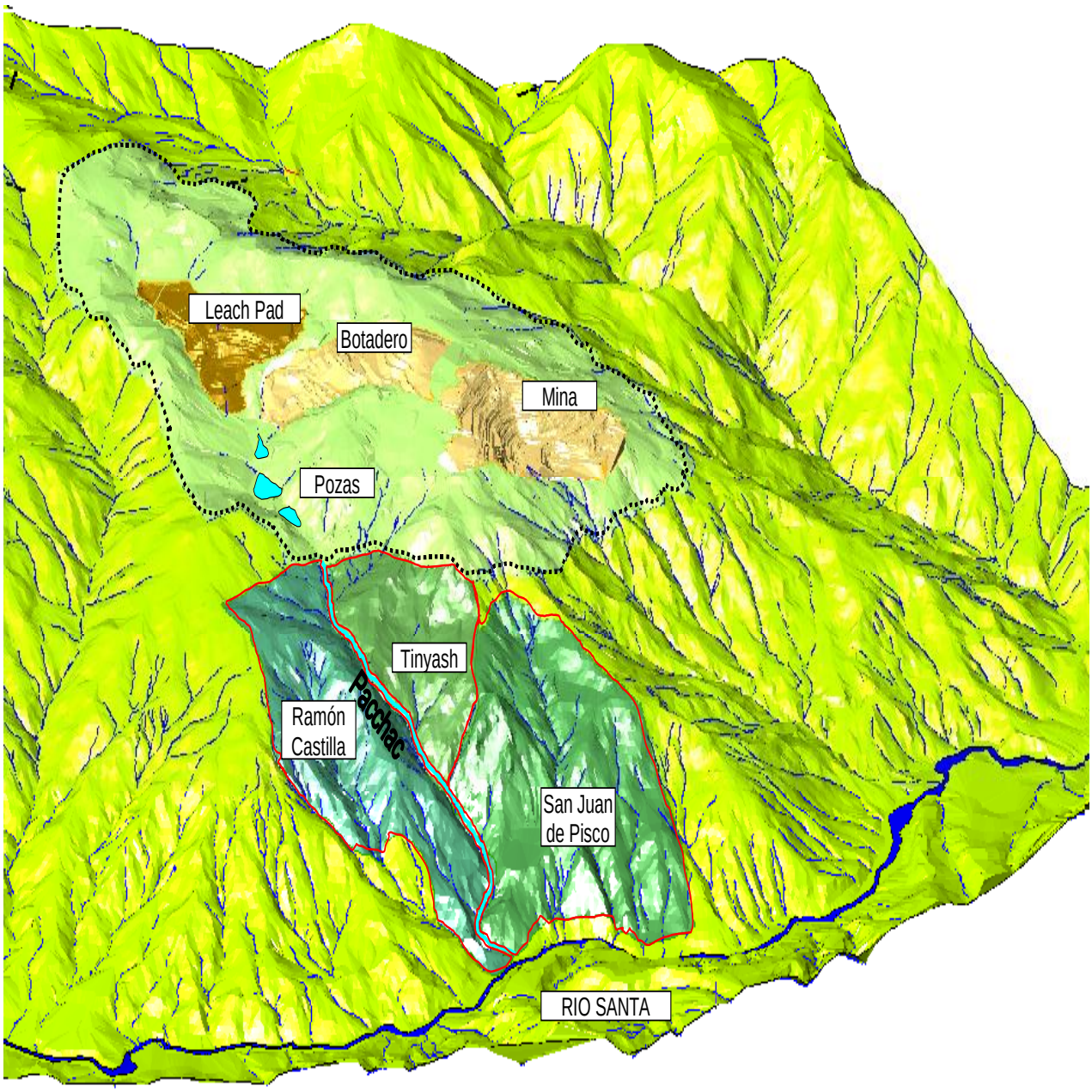
1.3. ACCESIBILIDAD

El acceso a la Planta se lleva a cabo por la carretera asfaltada por el Callejón de Huaylas, Huaraz hasta el Distrito de Jangas, aproximadamente a 36 km por el norte de Huaraz.

El tiempo que toma en trasladarse de Huaraz a la Planta es de aproximadamente una hora y media.

Ciudad de Huaraz Planta →

Distancia 36 Km Tiempo 90 min



1.4 CLIMA E HIDROGRAFIA

Zonas con clima templado y seco, se encuentran en lospisos medios de las vertientes andinas oriental y occidental así como en el Callejón de Huaylas. Frío y seco en las punas altas como es el caso de nuestra planta.

Existe presencia de lluvias durante los meses de verano.

Entre los ríos de la vertiente del Pacífico se tiene el río Santa, que en su curso superior y medio corre entre las Cordilleras Blanca yNegra, formando un valle interandino orientado de sur a norte y conocido con el nombre de "Callejón de

Huaylas". Tiene el caudalmás regular entre todos los ríos de la costa y por la masa anual descargada, es el segundo después del Chira. Los orígenes del rio Santa, seencuentran en el nevado de Tuco, donde nace con el nombre de quebrada de Tuco, la misma que penetra luego en las lagunas deAgnash y Conococha; de ésta última sale con el nombre de río Santa, que conserva hasta su desembocadura en el Pacífico, al norte deChimbote. Afluente principal del rio Santa, es el río Chuquicara. Otros ríos de la vertiente del Pacífico son el Nepeña y el Huarmey.

1.5 ENERGIA ELECTRICA

La energía eléctrica que necesita nuestra planta minera es suministrada através de una línea de 138 kilowatt conectada desde la central Hidroeléctrica del cañón del Pato, la cual produce 150 Mega watt, localizándose aproximadamente a 90 km de la Planta.

1.6 ABASTECIMIENTO DE AGUA

El agua necesaria para las operaciones y para el abastecimiento de la población y campamentos es obtenida del subsuelo, así mismo se obtiene agua de la recolección de lluvias.

El agua proveniente del subsuelo antes de ser utilizada en el proceso es analizada para conocer su grado de dureza y ser tratada si se requiere.

El agua fresca que se requiere para uso potable es abastecida a través de pozos. Dependiendo de la calidad del agua subterránea, puede usarse previo tratamiento mediante clorinación simple, luego de haber reducido su contenido de hierro con permanganato de potasio y filtrado, para asegurar su potabilidad. El agua tratada se almacena en dos tanques de 1,000 m^3 para su distribución al complejo de oficinas de administración, las instalaciones de mantenimiento de mina y la planta de procesamiento.

El agua que se utiliza en la Mina alimenta el sistema de soluciones requerido en las pilas de lixiviación, controla el nivel de polvo, el mantenimiento, el control de incendios y para proyectos en construcción.

Se reconoce que el agua es un recurso invaluable, y es por esto que se realiza un gran esfuerzo en conservar esta y minimizar el impacto que su uso pueda ocasionar.

Las actividades de conservación incluyen el uso de instrumentos de medida de control, y de la recirculación del agua mediante el sistema de circuito cerrado de la mina.

El presente trabajo se preparó con la finalidad de obtener también una mejora en los conceptos de la Administración de la Producción Moderna, de manera que la Empresa resulte una organización rentable mediante la producción. Este trabajo enfoca la optimización e incremento de la producción de la Planta de Chancado en nuestra mina.

El tema fue escogido como base del estudio debido a que fue el área productiva con mayores "cuellos de botella" dentro de la estructura de procesos de la Empresa, de manera que, después de un análisis estadístico de la situación, se reconoció que mejorando el aprovechamiento de los recursos tanto físicos de producción como del personal, y teniendo una visión general del problema, puede incrementarse la producción en la Planta de Chancado, por lo tanto; al existir esta oportunidad de mejora, se reconoció que deberíamos tener un cambio en los siguientes aspectos:

Cambios Administrativos.-

Es decir, reconociendo que la administración tradicional de la Empresa estaba enfocada a sectores productivos, haciendo que cada sector de la producción se rodeara de estrategias para lograr objetivos sectoriales. Por lo tanto, aprovechando las enseñanzas y técnicas obtenidas por otras Empresas, se está desarrollando un cambio en la Administración de manera que se plantea un sistema de organización exitosa con acciones y características de integración profesional sistemáticamente aplicados al trabajo en equipo, basado en la comunicación entre las personas de todo nivel y sobre todo, entre las personas que pueden liderar el esfuerzo de cambio.

Desarrollo de un Programa de Mejoramiento Continuo

En este plan se desarrollan varios aspectos que nos ayudan a cumplir la función de establecer una organización rentable en la producción, que no solamente corrija alguno y/o otros puntos débiles, sino que tenga en cuenta todos los factores importantes relacionados con la Administración de la Producción, es decir, a través de la Planificación, el Desarrollo y la implementación de los aspectos de Ingeniería y Control de Costos en los diferentes procesos necesarios para lograr una producción eficiente. Siendo entonces, la Planta de Chancado un proceso, donde existeuna combinación de personas, información, máquinas y materiales que necesitan una conjugación de actividades para lograr objetivos de producción de calidad.

CAPITULO II

DESCRIPCIÓN DE LAS ACTIVIDADES MINERO METALURGICAS

2.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL

El mineral que trata nuestra planta está constituido por más de 95 % de óxidos, sin embargo hay zonas que contienen minerales sulfurados que han sido encontrados en el interior del depósito, estos son en menor proporción.

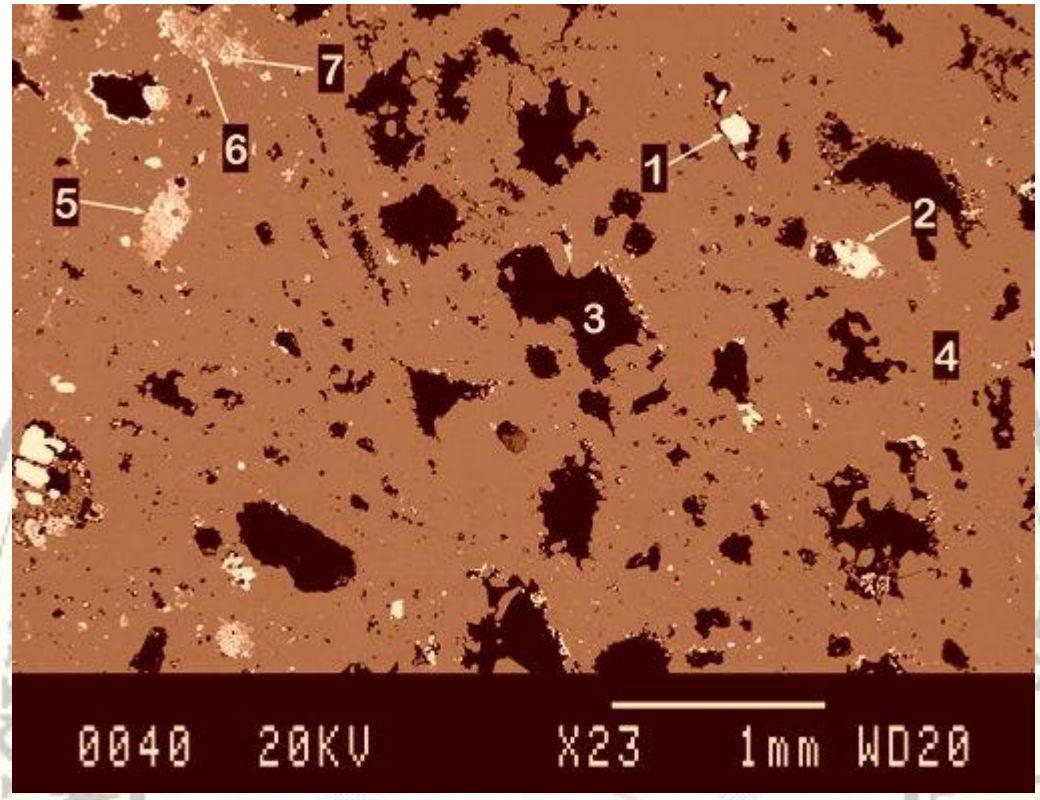
Estos cuerpos mineralizados están asociados principalmente a alteraciones de sílice (vuggy sílica) y alunita arcilla.

- **Vuggy Sílica**: Masas de cristales de cuarzo que contienen numerosos poros de tamaño aproximado de 20 µm a 1 mm; los minerales que contienen en menores cantidades son la Goethita, (oxido de fierro), barita, rutilo, zircón Ag_2Se, Ag_2S, HgS, oro nativo, galena.
- **Alunita Arcilla**: Formulaquímica ($KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$), contiene minerales como barita, caolín.

El oro se encuentra adherido en los poros del mineral de cuarzo, mas no en la matriz del cuarzo, en este mineral el oro se encuentra presente como oro nativo incluido en la goethita, mientras que la plata se encuentra como Ag_2S incluido en barita o goethita adherida al cuarzo.

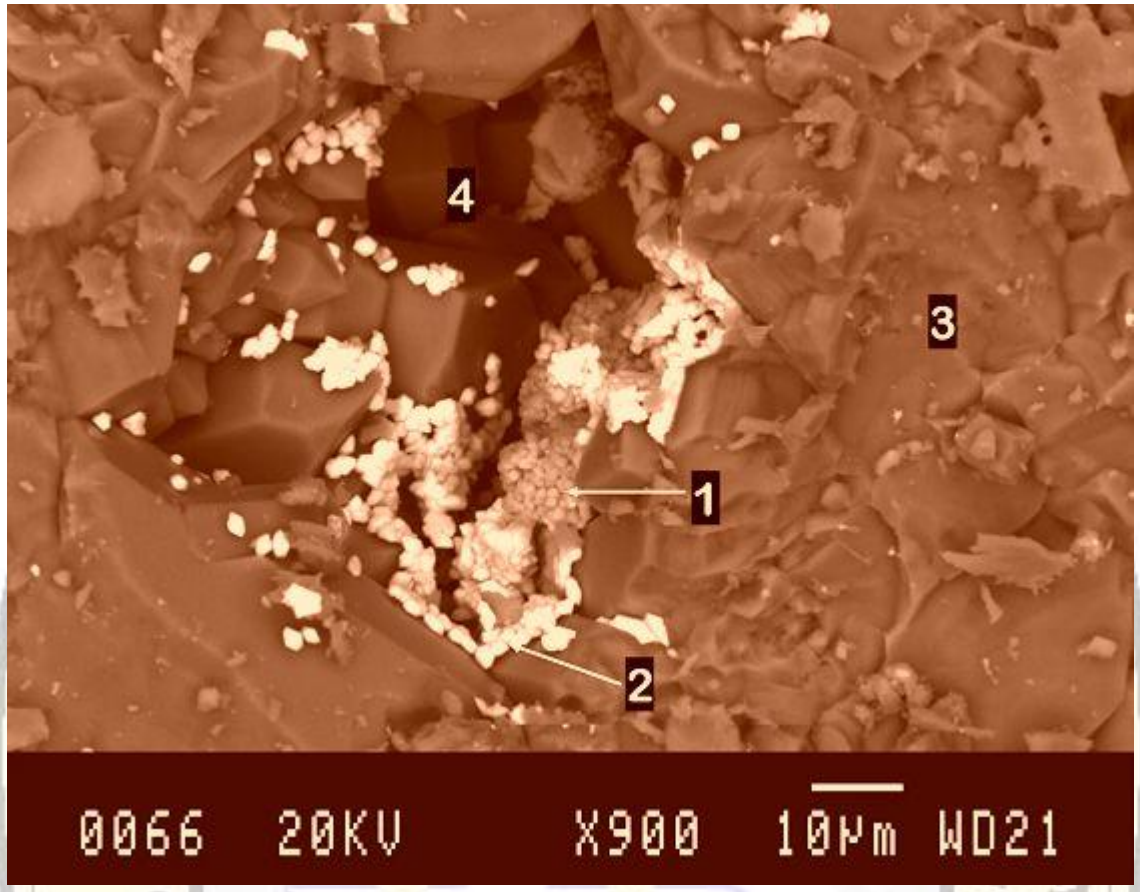
El mineral que tratamos en nuestra planta está constituido principalmente por mineral vuggy sílica.

Microfotografía 01



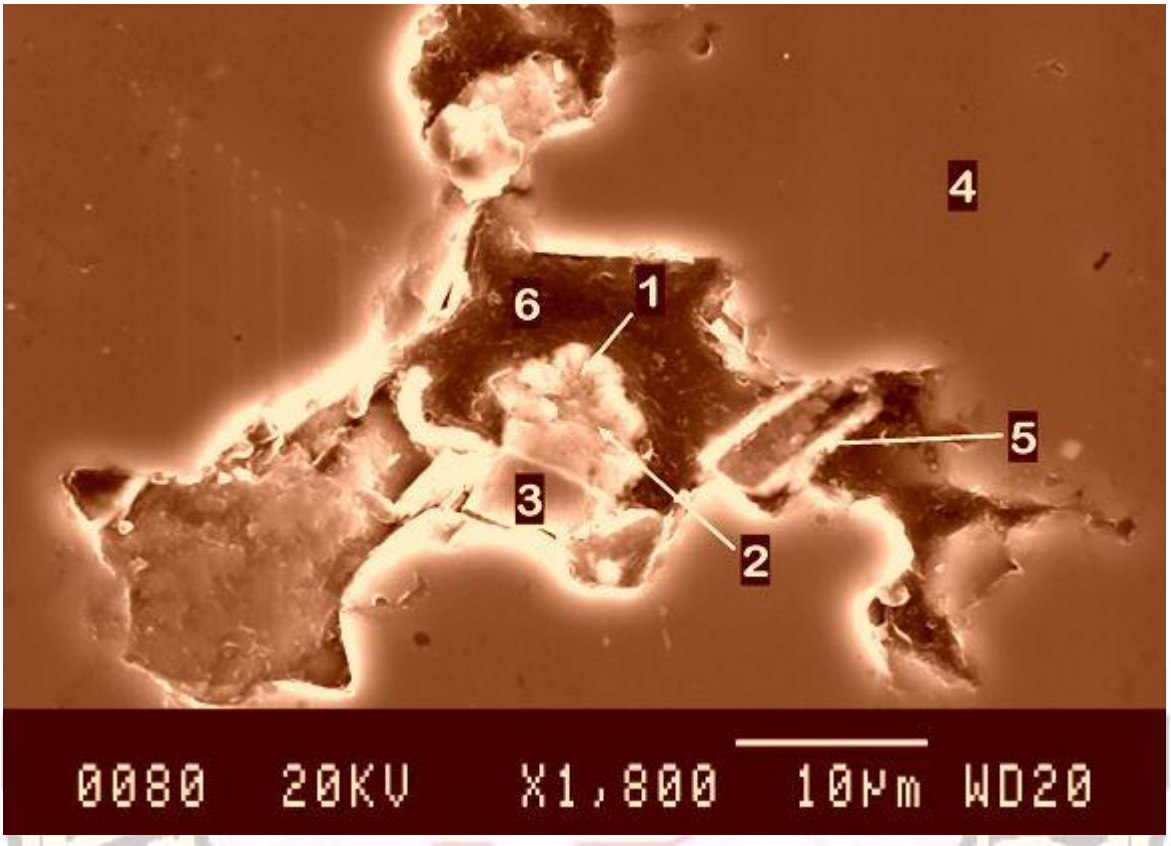
En la microfotografía 01, se puede observar al tipo de mineral tipo Vuggy Sílica, en el que se puede ver la abundancia de poros y un tamaño referencial de los mismos, como Barita (1), Rutilo (2), Poro (3), Cuarzo (4), Goethita (5), Alunita (6), Pb-Fe arsenatos (7).

Microfotografía 02



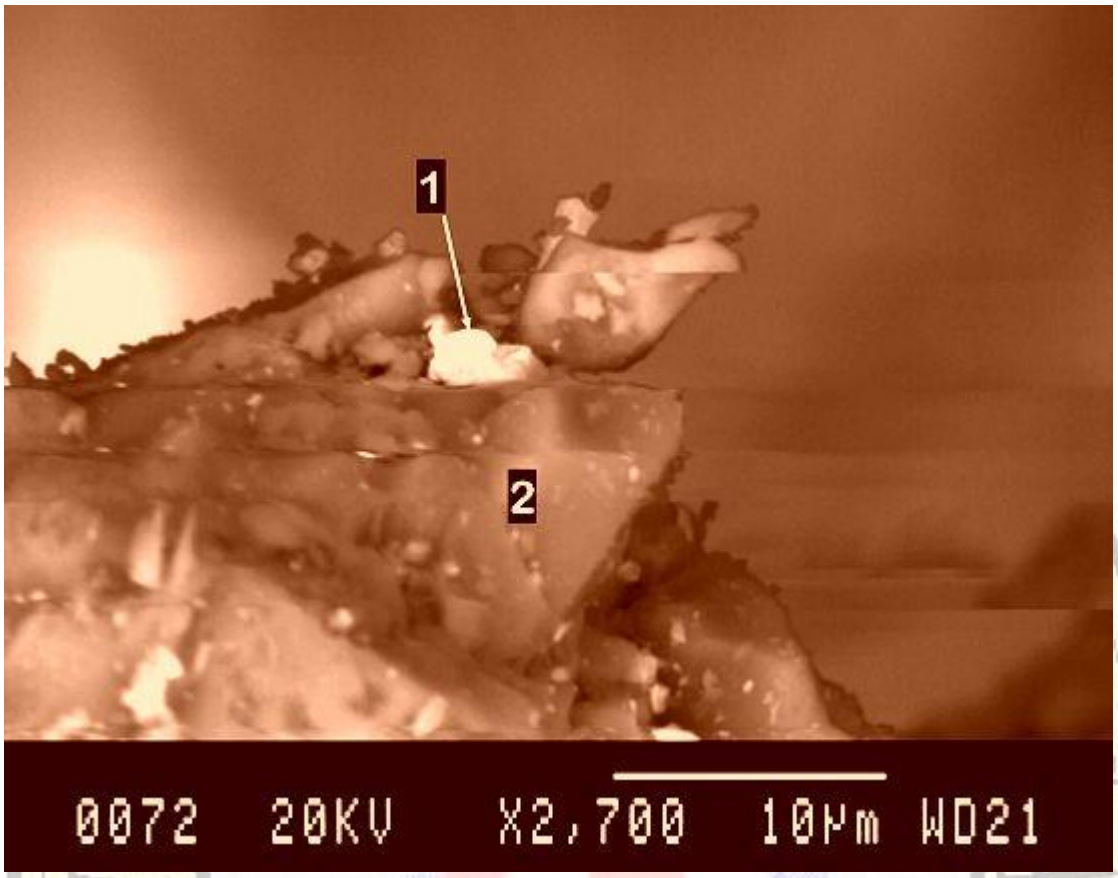
En la microfotografía 02, se puede observar un poro en particular donde se puede observar la goethita adherida en la cavidad, como Goethita (1), Pb – Fe Arsenatos (2), Cuarzo (3), Cavidad (4).

Microfotografía 03



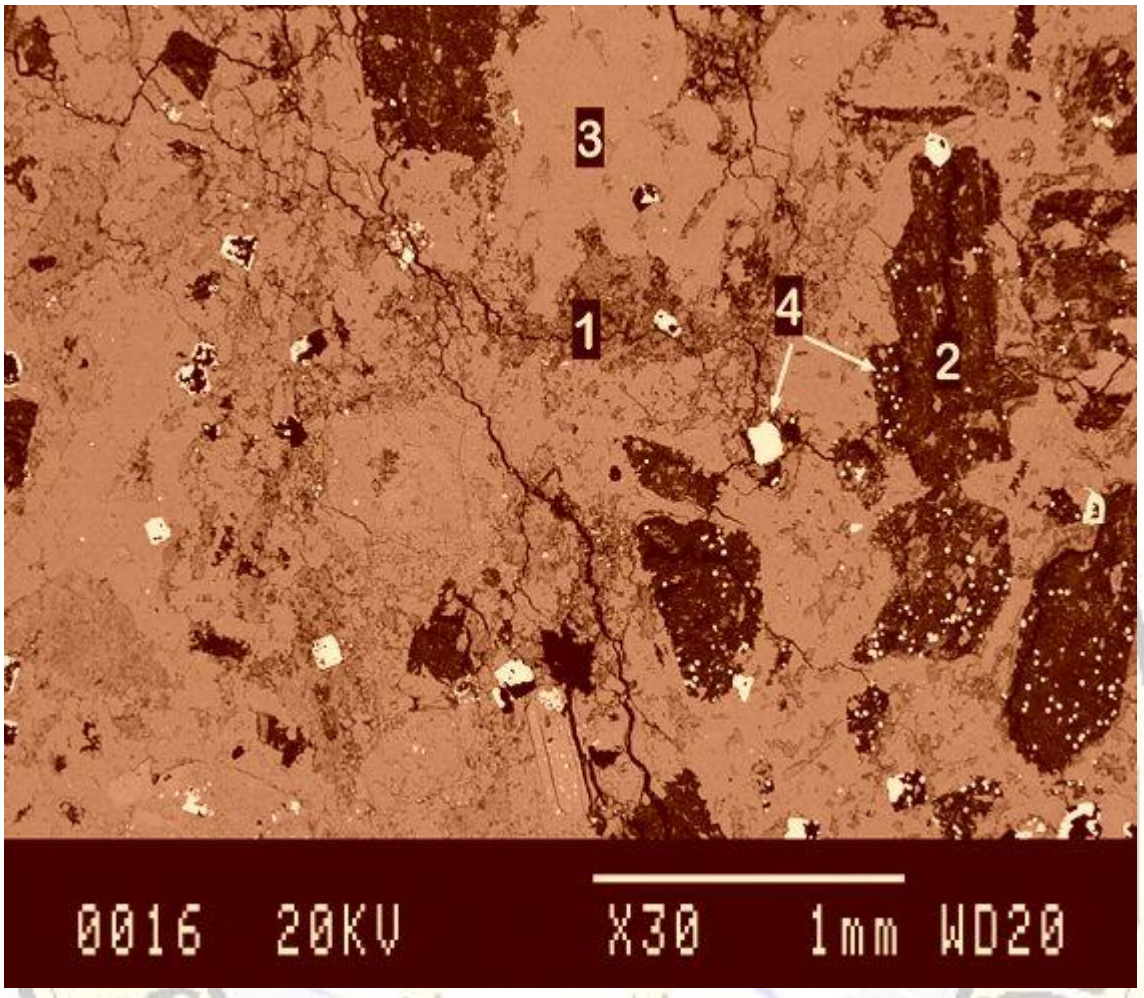
En la Microfotografía 03, se observa una mayor ampliación, en donde se puede observar la cavidad y el oro nativo adherido a las paredes de la cavidad Oro nativo (1), Goethita (2), Alunita (3), Cuarzo (4), Pb-Fe arsenato (5), Cavidad (6).

Microfotografía 04



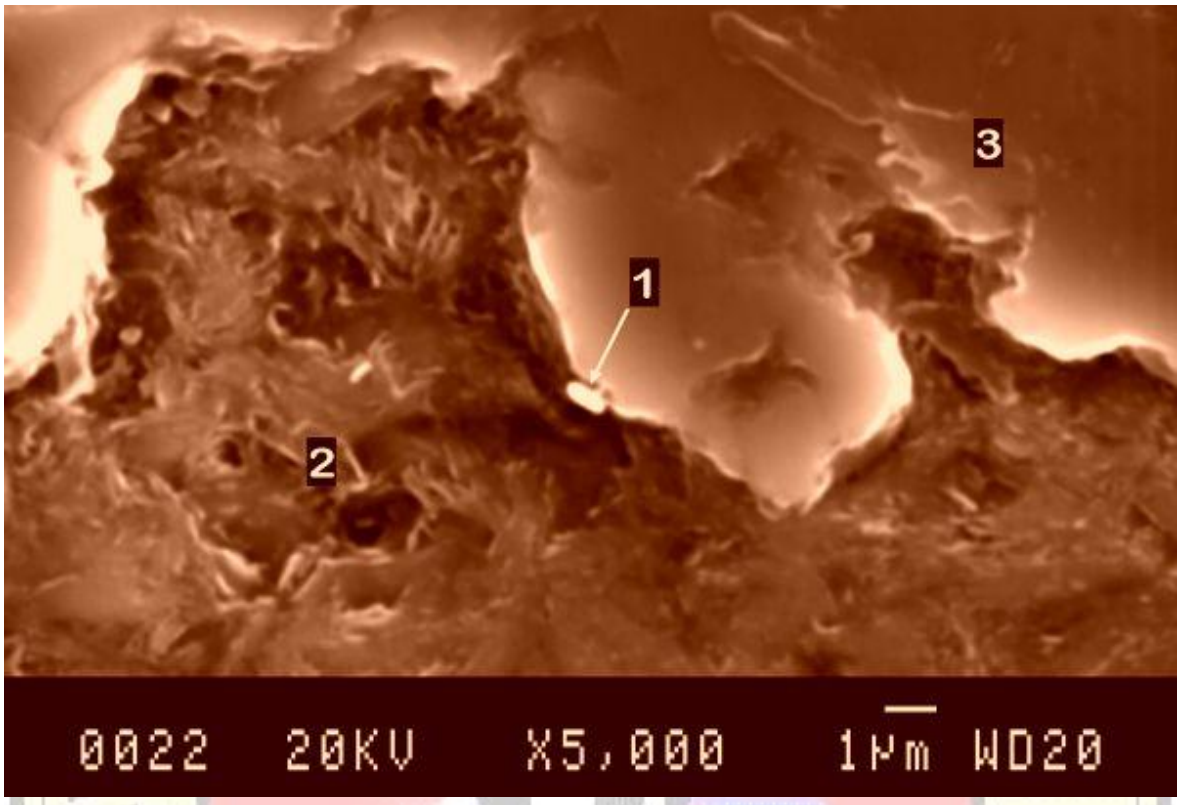
En la Microfotografía 04, se puede observar la plata adherida al cuarzo como Ag_2S (1), Cuarzo (2).

Microfotografía 05



En la Microfotografía 05, se observa un mineral de Alunita Arcilla, así mismo también se puede observar la abundancia de poros Illita (1), Caolinita (2), Cuarzo (3), Goethita (4).

Microfotografía 06



En la Microfotografía 06, se observa el mismo mineral de alunita arcilla en donde se observa la plata como Ag_2S (1), Illita (2), Cuarzo (3).

2.2 DESCRIPCION DE LAS AREAS DE OPERACIÓN

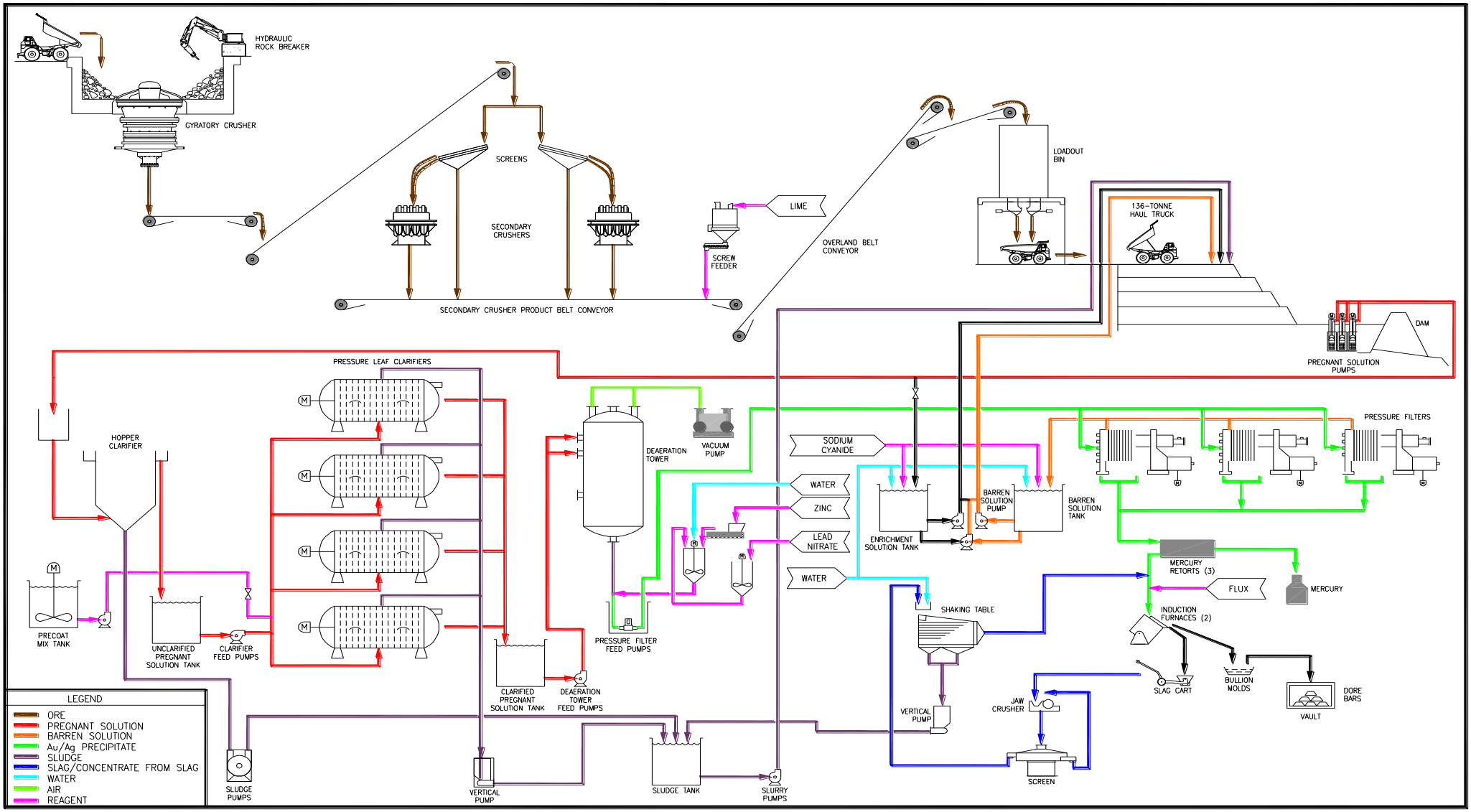
El proceso de obtención del metal valioso comprende diferentes etapas, las cuales se pueden observar en el siguiente diagrama de flujos y que posteriormente se describen.

LA TRITURACIÓN

Es una operación en el procesamiento de minerales que consiste en la reducción de tamaño de rocas grandes a más pequeñas, utilizando fuerzas de compresión y en menor proporción fuerzas de fricción, flexión, cizallamiento u otras.

Se realiza en máquinas que se mueven a velocidad media o baja en las cuales se consume una apreciable proporción de energía produciendo calor y sonido. Desde 1950 se demostró que la trituración es más eficiente que la molienda, ya que optimiza el tamaño de mineral para reducir los consumos de energía en los molinos.

La finalidad de la reducción del tamaño es liberar el material valioso para que en un proceso posterior este se pueda recuperar.


HYDRAULIC ROCK BREAKER
GYRATORY CRUSHER
SCREENS
SECONDARY CRUSHERS
SECONDARY CRUSHER PRODUCT BELT CONVEYOR
LIME
SCREW FEEDER
OVERLAND BELT CONVEYOR
LOADOUT BIN
136-TONNE HAUL TRUCK
DAM
PREGNANT SOLUTION PUMPS
PRESSURE LEAF CLARIFIERS
HOPPER CLARIFIER
PRECOAT MIX TANK
UNCLARIFIED PREGNANT SOLUTION TANK
CLARIFIER FEED PUMPS
DEAERATION TOWER
VACUUM PUMP
PRESSURE FILTER FEED PUMPS
CLARIFIED PREGNANT SOLUTION TANK
DEAERATION TOWER FEED PUMPS
SODIUM CYANIDE
WATER
ZINC
LEAD NITRATE
WATER
ENRICHMENT SOLUTION TANK
BARREN SOLUTION PUMP
BARREN SOLUTION TANK
PRESSURE FILTERS
MERCURY RETORTS (3)
FLUX
MERCURY
SHAKING TABLE
INDUCTION FURNACES (2)
SLAG CART
BULLION MOLDS
DORE BARS
VAULT
VERTICAL PUMP
JAW CRUSHER
SCREEN
SLUDGE PUMPS
VERTICAL PUMP
SLUDGE TANK
SLURRY PUMPS
LEGEND
ORE
PREGNANT SOLUTION
BARREN SOLUTION
Au/Ag PRECIPITATE
SLUDGE
SLAG/CONCENTRATE FROM SLAG
WATER
AIR
REAGENT

El término conminución es aquel con que se designa a la reducción de tamaño de rocas grandes en fragmentos pequeños. Fred Bond, el investigador que mayores aportes dio en este aspecto durante los años sesenta, define la conminución como "El proceso en el cual la energía cinética mecánica de una máquina u objeto es transferido a un material produciendo en él, fricciones internas y calor que **originan su ruptura".**

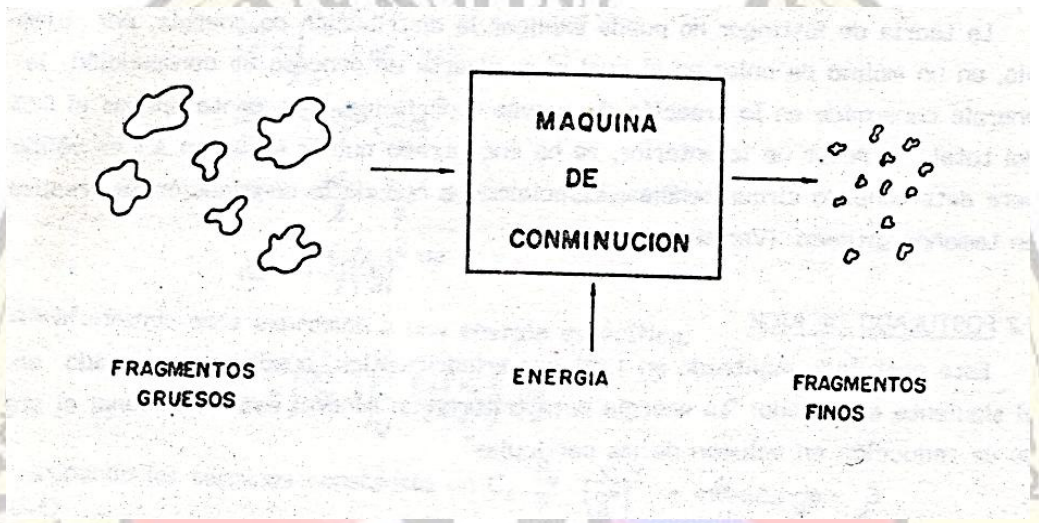


Figura 1. Representación esquemática del proceso de conminución

La importancia de esta operación para el procesamiento de minerales, radica en que mediante ella, es posible liberar los minerales valiosos de los estériles y preparar las superficies y el tamaño de las partículas para procesos posteriores de concentración.

La conminución requiere de un elevado consumo de energía que en muchos casos representa más del 60% de los costos operativos de las plantas concentradoras, por lo que un conocimiento cabal de sus leyes y relaciones empíricas o fenomenológicas ayuda a optimizar los gastos de energía de plantas en operación o a dimensionar adecuadamente equipos para plantas que se encuentren en etapa de diseño.

De entre todas las teorías existentes, estudiaremos solamente la de Bond por ser la más difundida y que a pesar de no tener sustento teórico, constituyen un excelente logro empírico.

2.3. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE CHANCADO Y TRANSPORTE DE MINERALES EN NUESTRA PLANTA

La chancadora primaria y la planta de chancado reciben el mineral proveniente de la mina y su función es reducir las partículas a un tamaño que permita la lixiviación. El tamaño óptimo de partícula producido en chancado, que alimentará a la lixiviación se definió mediante pruebas metalúrgicas, que determinaron las relaciones entre los factores físicos (tamaño de partículas), factores químicos (recuperación de oro) y aspectos económicos (costo del chancado). Las pruebas y las evaluaciones de ingeniería han determinado que un tamaño aceptable de partículas para lixiviación en Pierina es 100 por ciento menor a 75 mm (3 pulgadas), con un 80 por ciento de partículas de mineral inferiores a 38 mm (1½pulgadas). Este tamaño de partículas se obtiene al chancar el mineral en dos etapas sucesivas, llamadas: chancado primario y secundario. Después del chancado, el mineral se transporta a una distancia de 2,360 metros hasta la tolva de almacenamiento de mineral chancado. Esta tolva descarga el mineral directamente a los camiones de transporte, que llevan el mineral a las pilas de lixiviación y lo depositan en las celdas de apilamiento, completada la celda, el mineral es nivelado mediante tractores, se instala la tubería de distribución por encima del mineral y se aplica solución de lixiviación para comenzar el proceso de lixiviación.

Este módulo trata el mineral chancado desde el tamaño ROM hasta un 80 por ciento inferior a 38 mm (1½pulgadas), el transporte de mineral chancado mediante la faja transportadora sobre tierra y camiones hacia las pilas de lixiviación.

Las operaciones de chancado se dividen en los siguientes sistemas:

a).- Chancado primario

b).- Zarandeo y chancado secundario

c).- Faja transportadora sobre tierra y carga de camiones

La planta de chancado está diseñada para una tasa de chancado de 32000 toneladas diarias, operando con dos turnos de 12 horas al día. Los operadores pueden controlar la planta de chancado mediante tres paneles de control: CP-3, ubicado en la sala de control del chancado primario junto a la boca de vaciado;

CP-4, ubicado en la sala de control del chancado secundario del edificio del chancado secundario y el panel de control de carga, ubicado en la tolva de mineral chancado. También se puede controlar todo el sistema de chancado primario y secundario desde la computadora ubicada en el cuarto de control del primario y el sistema de la faja sobre tierra y descarga de la tolva desde el cuarto de control del ore bin.

El mineral será acarreado desde el tajo abierto por medio de camiones de 153 TON. Que descargarán directamente al chute de la chancadora primaria giratoria 42" – 65" "SVEDALA".

El mineral será reducido a un tamaño nominal de 150mm (6" de Øpromedio). El mineral chancado pasará luego a través de dos zarandas (simplicity) de doble malla 8' X 24', el piso superior de malla de 4" y la inferior de 1½".

Los productos menores de 1½" (undersize), pasan directamente a la correa transportadora N°2 y las mayores a 1½" (oversize) pasan a la chancadora secundaria de cono marca "Nordberg", que reduce el material a 100% -1½", descarga a la faja transportadora N°2, esta a su vez descarga al overland conveyor faja N°3 que transporta al mineral a lo largo de 2,8 Km. Para descargar a la faja N°4 quien transfiere el mineral a la tolva de 3000 TM de capacidad.El mineral de la tolva será cargado en camiones para su acarreo hacia las pilas de lixiviación.

Chancadora Primaria

Para el control del polvo en la chancadora primaria, las chancadoras secundarias, la zaranda y los distintos puntos de transferencia en el sistema de fajas se utilizan supresores de polvo y chisguetes de agua y aire.

En la descarga de la chancadora secundaria se tiene instalado un sistema de alimentación de cal. Se agrega cal según se requiera (0,5 kg/ton) para mantener el PH de la solución por encima de 9,5. La cal se almacenará en una tolva de 300 Ton y se transferirá a la faja transportadora mediante un alimentador de tornillo de velocidad variable. La adición varía en proporción directa con el Tonelaje que pasa por la faja y el contenido de azufre en el mineral.

El peso de mineral se registrará a través de una balanza instalada en la faja transportadora que informará en forma continua del tonelaje que va al proceso de lixiviación.

DESCRIPCION DE EQUIPOS

Dentro del sistema de chancado tenemos los siguientes equipos principales:

a. **Taladro de roca hidráulica: código de equipo 205 – 4050 – 001 tiene las** siguientes características:
   Motor principal de 56 KW y 75 HP
   Motor del ventilador de 1.5 KW y 2 HP

Este equipo es usado para romper rocas sobredimensionadas que no puedan pasar por la boca de alimentación de la chancadora primaria, la roca es rota por golpes sucesivos de una broca, que baja y sube actuando sobre la roca, con fuerzas de compresión y tracción, la fuerza de compresión es la que origina el quebrado de la roca.

b. **Tolva de descarga:** Tiene una capacidad de 200 Ton
c. **Grúa:** De 10 Toneladas de capacidad. Código 205 – 4440 – 011, usada para el mantenimiento de la chancadora.
d. **Soplador de aire con sello:** Código 205 – 4093 – 001B1
e. **Sistema de lubricación tipo araña:** Código 205 – 4093 – 001C2

f. **Chancadora giratoria Svedala:** Código 205 – 9093 – 001 es una chancadora de 42” X 65” y accionada por un motor con 373 KW y de 500 HP.

g. **Cajón de impacto “SKEGA” yalimentador de correa:** De velocidad variable 0 – 1 m/s con 2000 T/H de capacidad de diseño y código (205 4461001).

h. **Correa magnética motorizada:** Código (205 4320 002) con motor 5 KW 7,5 HP Para el motor del conveyor y 1,5 Kw 2 HP para el magnético.

i. **Correa transportadora de alimentación:** A la chancadora secundaria código (205 4403 001), 60” de ancho tonelaje de diseño 2000 T/H motor de 56 Kw y 75 HP

j. **Detector de metales:** código (205 432 2 001).

k. **Balanza c/w calibración:** código (205 4450 001)

l. **Ducto de tres salidas:** Con compuertas operadas por cilindros hidráulicos

m. **Criba de dos pisos:** De 4” de abertura en el piso superior y 1½” abertura en el piso inferior, con motor de 22,5 Kw y 30 HP su código de equipo es (210 4112 001 y 002).

n. **Chancadora de cono:** Con motor de 300 Kw y 300 HP código (210 4092 001 y 002).

o. **Correa trasportadora del producto:** De la chancadora secundaria código (210 44003 002) motor 93 Kw 125 HP Capacidad de diseño 2000 T/H.

p. **Tolvas de cal:** de 150 ton de capacidad cada uno código(210-2310-001 y2).

q. **Alimentador de tornillo:** Dos para cal velocidad variable código (210 4405 001 y 2).

r. **Correa trasportadora por tierra:** Completa con descargador de emergencia “overland conveyor” código 215 4404 001 motor de 2500 Kw 3360 HP Tonelaje de diseño 2000 T/H.

s. **Compresor de aire:** Tipo tornillo rotatorio código 205 4160 001 C1 motor de 224 Kw y 300 HP.

t. **Correa transportadora de alimentación a la tolva:** De mineral “ORE BIN FEED” motor de 261 Kw y 350 HP capacidad de diseño 2000 T/H.

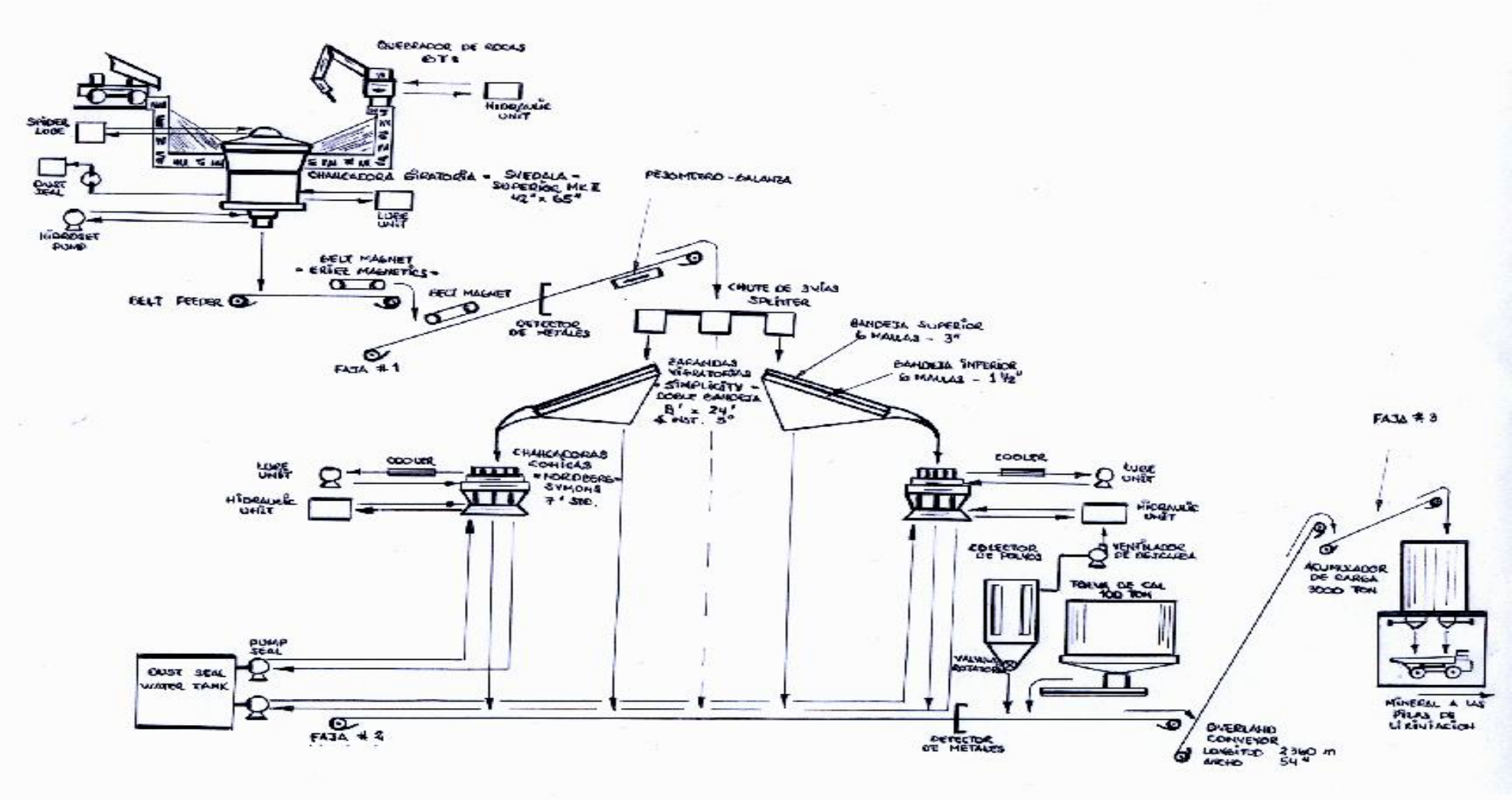
u. **Mecanismo operado por aire comprimido:** Para inclinar la correa de alimentación de la tolva de mineral chancado código 220 4403 003.

v. **Tolva de mineral chancado:** Capacidad de 3000 ton código (220 2310 001)

VARIABLES DEL PROCESO

Sistema de proceso	Variable de proceso	Rango	Método de control	Efecto en el Proceso
Chancado primario	Salida del mineral	6" de ϕ	Abertura de la salida del mineral por la chancadora	Reduce o aumenta la capacidad de la chancadora secundaria al tener sobre carga. Mayor desgaste del piso de los tamices
Zarandeo (Tamizado)	Tamaño de partículas del zarandeo	4" de ϕ piso superior y 1,5" piso inferior	Reemplazo de las mallas de zarandeo desgastados	Un producto grande aumenta la carga de la chancadora secundaría por lo tanto aumenta la energía y desgastes en los elementos de chancado aumentando los costos de manera innecesaria
Chancado secundario	Salida del mineral	100% menos 1½"	Ajuste de la abertura de la chancadora cónica	Un setdemasiado alto reduce la extracción en lixiviación. Set Demasiado cerrado ocasiona consumo de energía innecesaria y posible problemas de percolación el lixiviación
CAL	Flujo de alimentación	0,5 Kg/T	Variando la velocidad del alimentador	Al incrementar la cal se produce un consumo en los costos al disminuir la cal se produce bajas recuperaciones del oro y se pueden producir gases tóxicos en lixiviación
Lubricación	Flujo de aceite	Bomba dosificación	Presión	Parada de la chancadora.

2.4. Diagrama de Flujo de la Planta de Chancado y Transporte de Minerales



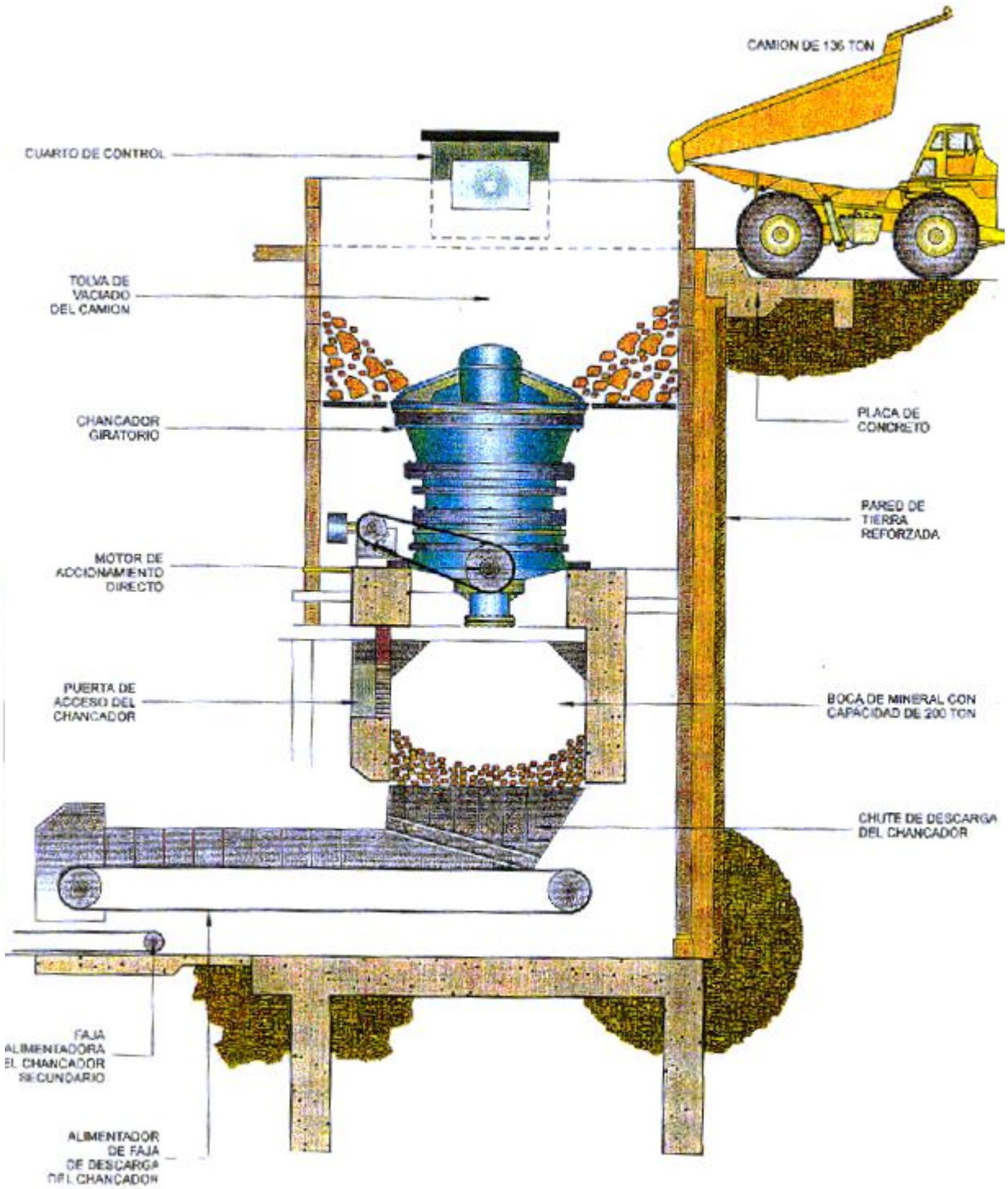


FIG. 2 : Disposición del vaciado hacia la chancadora primaria

2.5. EQUIPOS DE CHANCADO

2.5.1. CHANCADO PRIMARIO

El mineral alimentado de la mina, con un tamaño máximo de 850 mm (34”), se envía al chancado primario (205-4093-001) de 1,067 por 1,650 mm (42 por 65”) en camiones de 136 toneladas de capacidad. Los camiones de transporte vacían directamente a la tolva de alimentación del chancado primario, la que tiene una pequeña capacidad de almacenamiento de mineral y dirige el mineral hacia la abertura de alimentación del chancado. La Fig.N°19 ilustra la disposición de la boca de alimentación y del chancado giratorio.

El operador de la chancadora controla el vaciado de mineral activando un semáforo para indicar a los conductores de camiones cuándo deben vaciar el mineral. El operador debe controlar la velocidad de vaciado de mineral de tal manera que alimente al chancador con una cantidad de mineral lo suficientemente alta sin sobrecargar el chancador primario, las zarandas, los chancadores secundarios o las fajas transportadoras posteriores.

Chancador Giratorio

A. Principio de operación

El chancador primario es un Chancador Giratorio Superior de 1,067 mm por 1,650 mm (42 por 65”), fabricado por Svedala Industries. La dimensión de 1,067 mm (42”) es la abertura de alimentación en su punto más ancho y la dimensión de 1,650 mm (65”) es el ancho del mantle en su base (ver la Fig.N°20). En una instalación típica, un 80 % de la alimentación al chancador debe ser inferior a dos tercios del tamaño de la abertura de alimentación, o en este caso, de 712 mm (28”). Al alimentar mineral inferior a 712 mm (28”) en cualquier dimensión, reduce la posibilidad de bloquear la abertura del chancador y permite un mejor llenado de la cámara de chancado, lo cual distribuye en forma pareja las presiones en los cojinetes.

En un chancador giratorio, el extremo superior del eje principal se sujeta en la araña y el extremo inferior pasa por un buje de excéntrica. Cuando el tren de accionamiento hace girar la excéntrica, la parte inferior del conjunto del eje principal realiza un movimiento giratorio. El mantle del eje principal se acerca y se aleja alternadamente de la superficie de chancado estacionario exterior, o cóncavas. Cuando el mantle se aleja del casco, cae mineral a la abertura. Cuando la cabeza chancadora vuelve a acercarse al casco, se chanca el mineral.

El tamaño del producto chancado puede cambiarse subiendo o bajando el conjunto del eje principal y del mantle. Al subir el eje principal disminuye la distancia entre las cóncavas y el mantle y, por lo tanto, se entrega un producto más fino. Al bajar el eje principal aumenta la distancia entre las cóncavas y el mantle y, por lo tanto, se entrega un producto más grueso. La distancia menor entre el mantle en movimiento y las cóncavas es el ajuste del lado cerrado. Del mismo modo, la distancia mayor entre el mantle y las cóncavas es el ajuste del lado abierto. El tamaño del producto de un chancador giratorio es aproximadamente un 90 por ciento más pequeño que una abertura cuadrada equivalente al ajuste del lado abierto.

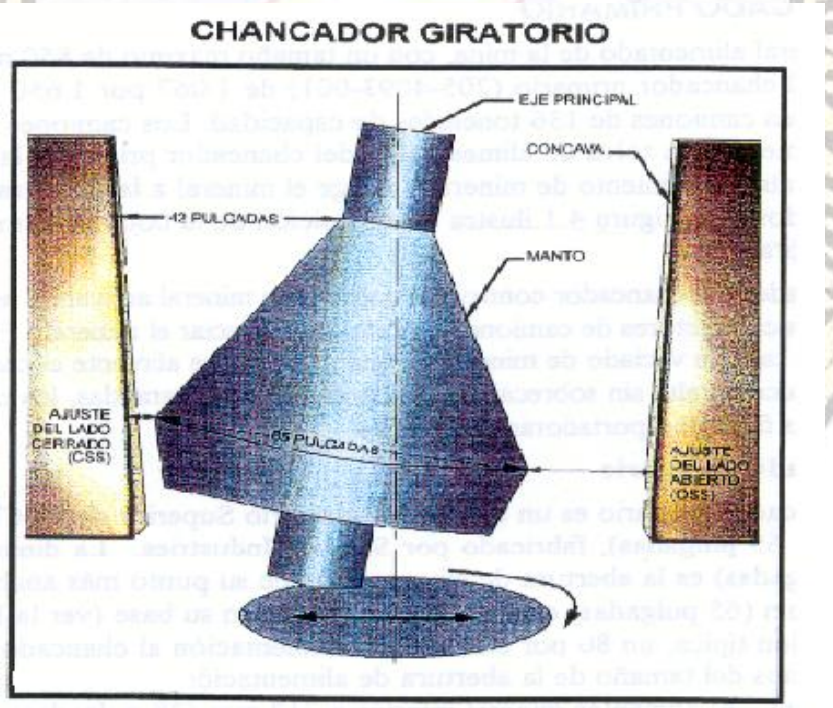


Figura N°3.- Esquema del chancador giratorio**.**

El ajuste del lado abierto debe regularse periódicamente para compensar el desgaste de las cóncavas y del mantle durante la operación normal del chancador. El eje principal también puede bajarse para aliviar el chancador cuando chatarra de acero queda atrapada entre las cóncavas y el mantle y causa una detención por sobrecarga.

En ocasiones, el chancador puede obstruirse con mineral o con chatarra de metal. El chancador normalmente puede limpiarse bajando el eje principal con el sistema hydroset. Si esto falla, puede usarse el rompedor de rocas hidráulico o una grúa móvil para remover la roca. Si la obstrucción es causada por metal, el personal corta el metal en el lugar usando procedimientos de seguridad adecuados.

Se recomienda vaciar mineral en una dirección alineada con los brazos de la araña del chancador giratorio para que el mineral ruede hasta la cámara de chancado con un impacto mínimo en la araña y con la tapa de la araña y se proteja de daños al eje principal.

B.Componentes de un chancador giratorio

El cuerpo de la chancadora consta de un conjunto de cascos superior e inferior. El tren de accionamiento consta del motor, el eje del piñón y el piñón; que hace girar la excéntrica. Excéntrico significa descentrado, y la excéntrica proporciona el movimiento oscilatorio (o giratorio) del mantle y del eje principal. El mantle es la cabeza chancadora del chancador giratorio. El interior del casco superior forma la cámara de chancado cónico, cubierta de revestimientos cóncavos de acero y resistentes al desgaste (o cóncavas).

El eje principal va inserto en la excéntrica en la parte inferior del chancador y se sostiene en la parte superior mediante el conjunto de la araña. El conjunto de la araña incorpora un buje coneado que posiciona el extremo superior del eje principal e impide que éste se mueva en forma lateral. Los brazos de la araña se extienden por la abertura de alimentación del chancador y junto con la tapa de la araña, protegen el buje de la araña y el eje principal ante daños por el impacto de bolones grandes. El eje principal está cubierto de un mantle fabricado de acero resistente al desgaste.

El extremo inferior del eje principal pasa por el buje de la excéntrica. El alineamiento del eje principal está descentrado con respecto a la línea central del chancador, debido al alineamiento descentrado, la rotación de la excéntrica hace que el extremo inferior del eje principal se mueva hacia atrás y hacia adelante en un pequeño recorrido circular, que abre y cierra la abertura entre las cóncavas y el mantle.

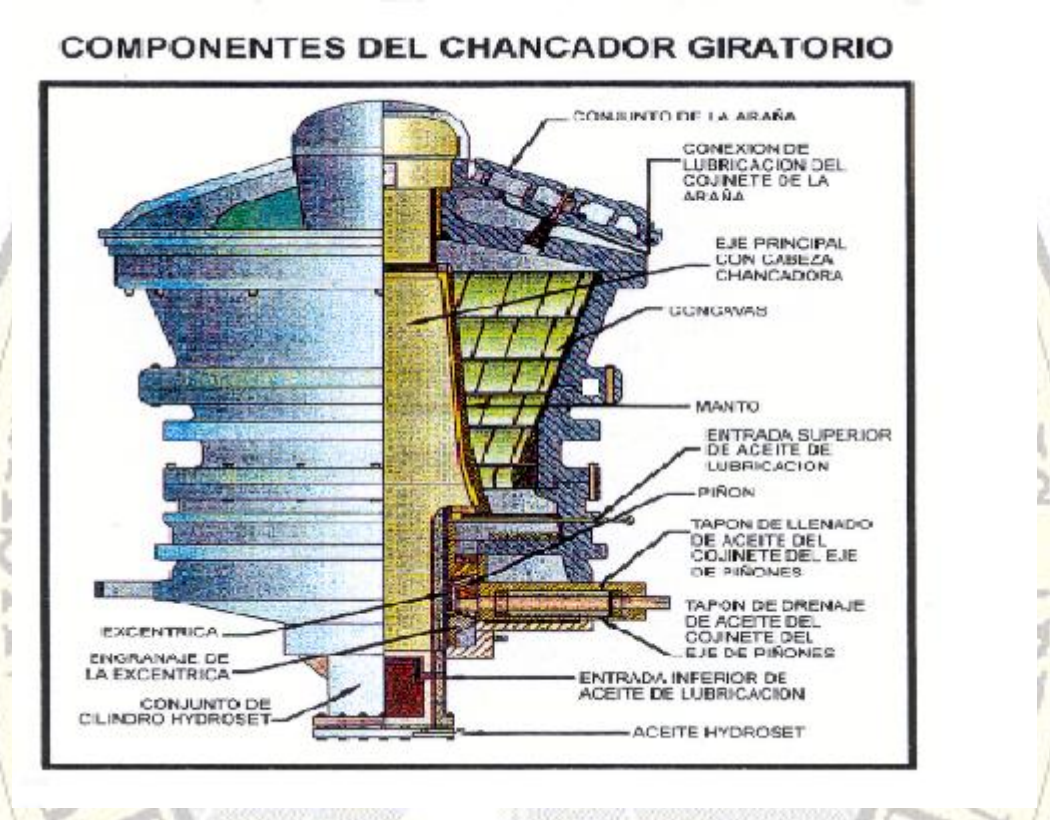


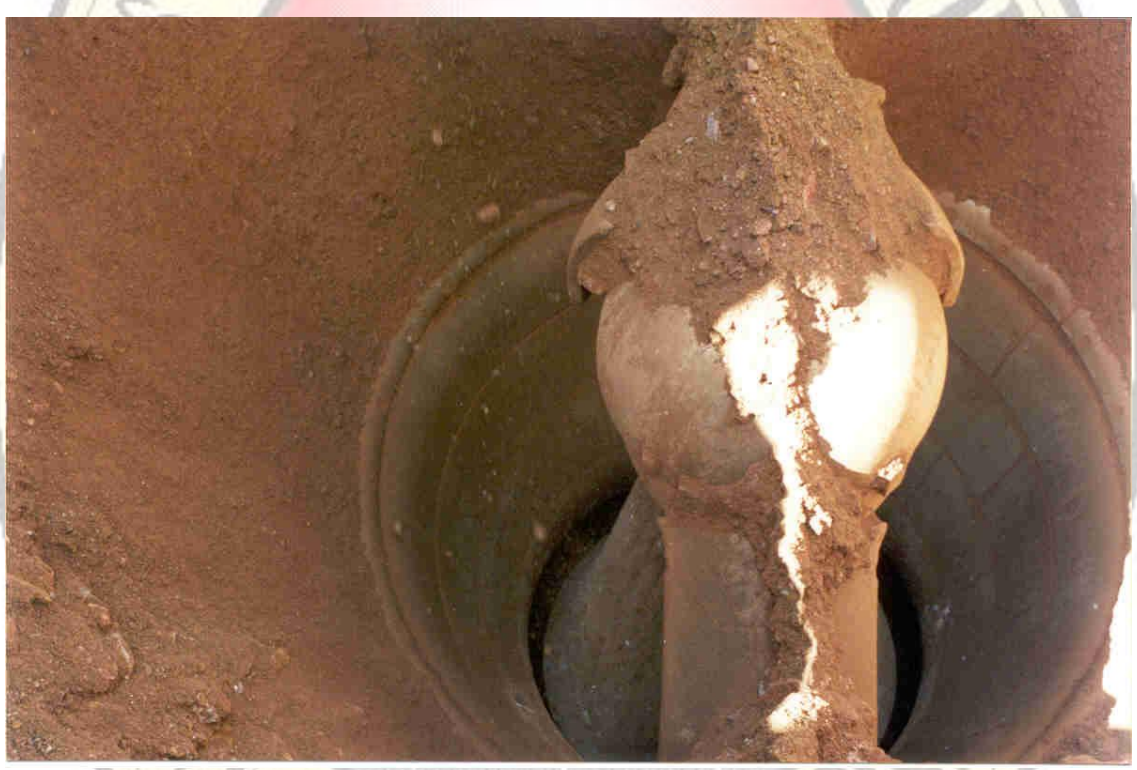
Figura N°4.- partes de la chancadora giratoria.

El chancador giratorio cuenta con un sistema de lubricación y con un conjunto de soporte hidráulico que posiciona y sostiene el eje principal. Este conjunto de soporte se llama sistema hydroset. La Fig. N°22 ilustra la circulación de aceite del sistema de lubricación e hydroset y la Fig.N°23 ilustra la operación del cilindro de equilibrio hydroset.La temperatura del aceite lubricante se controla mediante un ventilador y un intercambiador de calor de aire a aceite para enfriamiento, más un calentador por inmersión en el depósito de aceite para el calentamiento. Cuando la temperatura del aceite que vuelve del chancador alcanza los 43°C, se cierra un interruptor de temperatura alta (TSH-0208) y se pone en marcha el ventilador del enfriador de aire a aceite. El enfriador de aceite sigue funcionando hasta que la

temperatura del aceite baja a 38°C. con tiempo frío, es probable que la temperatura del aceite baje a menos de 38°C.

Cuando la temperatura baja a menos de 30°C, un interruptor de temperatura alta (TSL-0209) activa un calentador de aceite por inmersión para calentar el aceite. El calentador sigue funcionando hasta que el aceite alcance los 32°C.

El producto del chancador giratorio varia en tamaño, pero cerca de un 83 por ciento de la descarga del chancador debe ser inferior a 150 mm (6 pulgadas). Este descarga en el bolsillo de descarga (surge pocket), ubicado inmediatamente debajo del chancador.



Spider de la Chancadora Primaria

2.5.2. LIXIVIACION - CIANURACION

El proceso de lixiviación, consiste en hacer pasar una solución diluida de cianuro de sodio a través de la pila de mineral chancado para permitir que el cianuro pueda hacer contacto con las partículas de oro y plata, y disolverlas.

Se detalla la ecuación global balanceada de la cianuración del oro:

$$4Au + 8CN^- + O_2 + 2H_2O \quad = \quad 4Au(CN)_2^- + 4\ OH^-$$

El mineral chancado cae a una faja transportadora conocida como Overland Conveyor, la cual transporta el mineral 2 360 metros. La faja entrega el mineral a una tolva (Ore Bin), la cual tiene una capacidad de 3 000 TM secas de mineral. Por la parte inferior de la tolva de almacenamiento de mineral se cargan los volquetes de 153 TM de capacidad que llevan el mineral con destino a las celdas de lixiviación (Pad).

Nuestra planta, utiliza el método de llenado en valle para la lixiviación en pilas. Las pilas de lixiviación son inicialmente construidas en la parte baja del valle. A medida que el mineral es acumulado en capas de 10 metros de alto, la zona de lixiviación se expande gradualmente en el valle, ocupando más área.

2.5.2.1 VARIABLES PRINCIPALES DEL PROCESO.

- Granulometría (80 % 1,5 pulgadas)
- Altura de la pila (10 metros)
- Ciclo de lixiviación (67 días)
- PH de la solución (10,5)
- Flujo de riego (7,5 litros/m^2/hora)
- Tiempo de llenado (5 – 7 días)
- Concentración de cianuro libre (280 ppm)
- Inventario de solución de lixiviación.

2.6. MERRIL CROWE – PRECIPITACION

La solución rica proveniente de las pilas de lixiviación es filtrada en los filtros clarificadores hasta lograr una solución cristalina menor de 5 ppm de sólidos; El filtrado resulta esencial para remover los sólidos finos que pueden obstruir rápidamente la línea de precipitado o pasivar al zinc. El filtro es revestido por una película de tierra diatomea antes de proceder al filtrado. Esto permite al filtro remover partículas inferiores a una micra de tamaño y continuar filtrando una buena cantidad antes de saturarse.

Luego de la filtración, la solución rica es desoxigenada. La solución rica varía en su contenido desde 5 a 8 mg/l de oxígeno, esta debe ser reducida a 0,5-1,0 mg/l, para una buena producción del Barren y usar cantidades razonables de zinc.

Para conseguir esto, se circula la solución filtrada a través de una torre de vacío (o Crowe) que contiene empaques de plástico (packing), estos interrumpen el flujo de la solución formando capas muy finas.

La solución desoxigenada debe ser drenada desde la torre de vacío con una bomba sellada para fluidos, de modo que se asegura que no se produzcan filtraciones de aire a la solución. Generalmente los problemas de precipitación pueden ser reducidos considerablemente con una bomba de vacío perfectamente sellada.

Luego, el polvo de zinc es agregado a la solución desoxigenada de oro cianurado, el zinc es disuelto oxidándose y el oro se reduce y sale de la solución como sólido fino (precipitado). Estos sólidos son filtrados desde la solución, generalmente a través de un filtro de placas, para la remoción de oro. Los sólidos son removidos periódicamente de la prensa, siendo fundidos para recuperar el oro. El Barren efluente del filtro prensa es regularmente analizado para determinar el oro presente y para asegurar que seestá precipitando adecuadamente. Esta solución Barren debiera ser normalmente menor de 0,01g/m^3 de Au y Ag.

El polvo de zinc es agregado a un cono, este es diseñado de tal forma que no haya agitación o remolinos en la superficie que induzca oxígeno dentro de la solución. La cantidad de zinc requerido depende de la solución rica.

La dosificación de zinc al cono se realiza por alimentadores de tornillo. Para efectos de una apropiada adición de zinc, es necesario que haya una cantidad suficiente de cianuro libre en la solución para disolver el zinc agregado y además, para que todos los metales pesados presentes en la solución se mantengan en esta.

La mayoría de los problemas en la precipitación de zinc pueden ser debido a 3 causas:

1. **Demasiado oxígeno en la solución**(vacío insuficiente en la torre de vacío o cono de precipitación succionando aire).
2. **Insuficiencia de zinc** (la cantidad de oro en la solución ha aumentado o la solución está contaminada).
3. **Insuficiencia de cianuro libre o cal en la solución**. Es posible que haya mucho cianuro libre en la solución, pero esto dará como resultado un excesivo uso de zinc. A un pH neutral la precipitación será escasa, es necesario tener el pH adecuado en el rango de (9 a 12)

2.6.1. VARIABLES DE OPERACIÓN

- Sólidos en suspensión Turbidez (< 1 NTU)
- Oxígeno en solución (< 1 ppm)
- Ratio de Zinc (1,35 Kg/m^3)
- Adición de antincrustante (< 1 ppm)

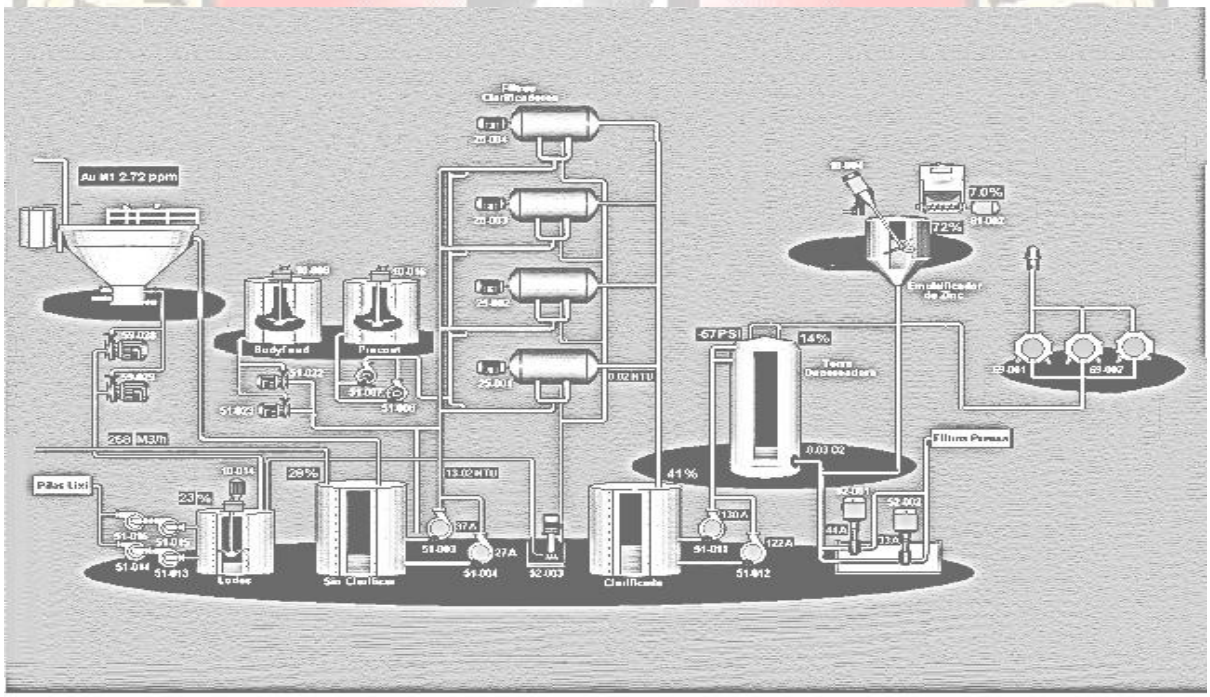


Figura 5.- Flowsheet de Planta Merril Crowe

2.7. REFINERIA

En la sección Refinería, el proceso comienza con la recolección del precipitado proveniente de la planta de Procesos, el cual ha sido retenido en cuatro filtros prensa Perrin. La solución filtrada, que se denomina Solución Barren, que contiene menos de 0,02 ppm de Au y Ag, es enviada a un tanque y luego bombeada al Pad de Lixiviación para cumplir su función de lixiviar nuevamente el mineral o realizar el riego en las pilas. El sólido retenido es recogido cada 6 ó 7 días, dependiendo de la cantidad precipitada, y es recepcionado en bandejas. Este precipitado tiene una humedad de 35% y un contenido promedio de 25% Au, 57% Ag y 10% Hg.

Luego, el precipitado es trasladado a cuatro Hornos de Retortas Lochhead-Haggerty. La finalidad de estos es secar el precipitado colectado y recuperar todo el mercurio que se encuentra en él, por ello se trabaja con rampas de temperatura hasta alcanzar un máximo de 550ºC. El ciclo total de la Retorta es de 24 Hrs. y se trabaja bajo una condición de vacío de 7” de Hg. El mercurio removido es colectado por un sistema de condensadores enfriados por agua, luego, es almacenado en un colector, que es descargado al final del ciclo, a contenedores especiales de Hg (flash) para su almacenamiento seguro. A fin de remover eventuales remanentes de mercurio gaseoso que puedan ir al medio ambiente, el flujo de vacío pasa a través de un post-enfriador enfriado por agua, ubicado inmediatamente después del colector. Luego, este flujo pasa a través de columnas de carbón activado y un separador de agua antes de ir a la bomba de vacío, de donde recién es descargado a la atmósfera. La saturación de los carbones se controla mediante monitoreos constantes. La recuperación actual de mercurio está en valores por encima del 99%.

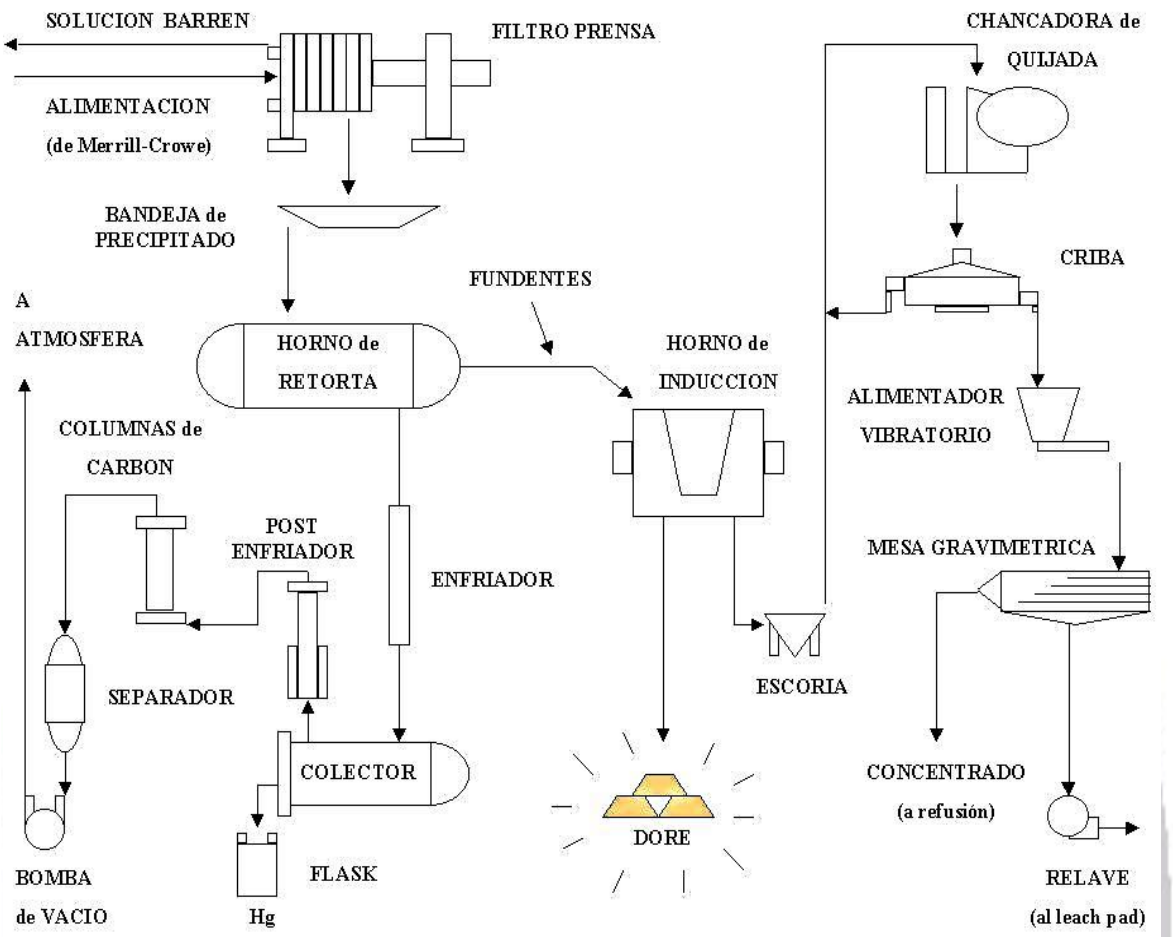


Figura.6.- Flowsheet de la Planta de Refinería

El precipitado desmercurizado, es retirado de la copela, disgregado y frío, es mezclado con los fundentes necesarios y es cargado a dos Hornos de Inducción Inductotherm. Se requiere cerca de 2 horas para que la carga se funda completamente y llegue a una temperatura de 1300ºC (aprox.). Con el fin de realizar las escorificaciones y la colada final para obtener las barras doré, se utiliza el sistema de colada en cascada. Las barras de Doré obtenidas, son limpiadas, enumeradas y guardadas en la bóveda hasta el momento de su despacho.

2.8ANÁLISIS DEL PROCESO ACTUAL.

Nuestra Empresa así como la mayoría de las Empresas en el mundo que quieren pasar a ser grandes y mantenerse en el tiempo, está sometida a competencias que garanticen un nivel de calidad confiable. Este concepto se analizó en nuestra

organización y se encontró, que lamentablemente en muchos casos las medidas y decisiones que se tomaron en forma unilateral es decir, en forma departamental, en la que cada unidad de producción difundía y trabajaba para mejorar su producción y costos unilateralmente, por ello no se tuvo el éxito que se esperaba.

Al realizar un análisis del problema se encontró que la sumatoria de los resultados unilaterales no eran los esperados por la Corporación, por lo tanto; podíamos mejorar el rendimiento de nuestros equipos y mejorar nuestra gestión humana dentro del contexto de la modernidad.

---Sobre la base del concepto expuesto, se planteó la organización de los procesos de trabajo de la división Mina y Planta de Chancado, enmarcados en cumplir la función de la producción con calidad a través de la planificación, el desarrollo y entendimiento de los diferentes procesos realmente necesarios para lograr una producción de calidad y eficiente.

Esta reorganización fue llamada por nosotros Programa de Mejoramiento Continuo que involucraba actividades como:

- Integración de los procesos de producción.
- Movimiento de mineral; aprovechando mejor nuestros recursos, orientándose a una visión general de la producción.
- Comunicación Eficiente y Eficaz.
- Planificación cruzada.

Con toda esta reorganización de actividades no se podía garantizar el desarrollo eficiente del proyecto y por lo tanto el crecimiento de nuestra Empresa, por ello se tuvo en cuenta **con quienes se ha de organizar,** para que se cumplan los objetivos en forma oportuna y rentable. Por lo tanto, lo más importante para tales fines son las personas, quienes, en definitiva racionalizan la utilización eficiente de los recursos, de manera que se debe tener **la gente adecuada en el lugar adecuado,** y para ello nuestra empresa comienza a crear una cultura de disciplina, porque los grandes resultados sostenidos dependen de crear una cultura llena de personas autodisciplinadas que emprendan acciones disciplinadas basadas en pilares fundamentales como:

- Trabajo en equipo, que se logró a través de una cooperación apropiada y

- buenas relaciones interpersonalesnecesitan una conjugación de actividades para lograr objetivos de producción de calidad.

2.9. ANÁLISIS DEL PROCESO ACTUAL.

Sobre la base del concepto expuesto, se planteó la organización de los procesos de trabajo de la división Mina y Planta de Chancado, enmarcados en cumplir la función de la producción con calidad a través de la planificación, el desarrollo y entendimiento de los diferentes procesos realmente necesarios para lograr una producción de calidad y eficiente.

- Comunicaciones abiertas entre los equipos de trabajo donde prevalece prioritariamente la confianza.
- Entrenamiento, este fue fundamental, porque de esta manera se enseñó a mejorar el lugar de trabajo y comprender las demás actividades de los otros Departamentos "ponerse en los zapatos de los demás"

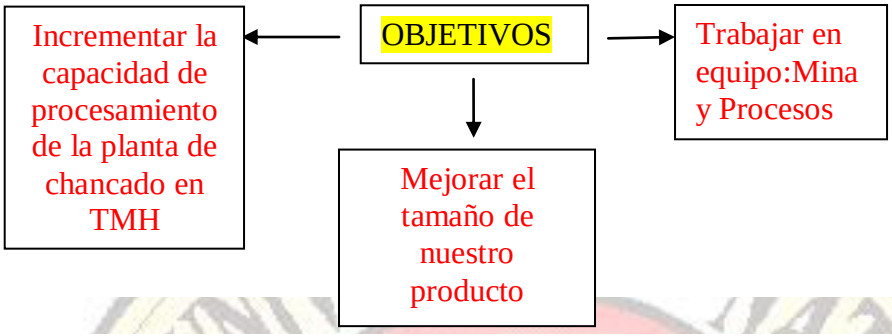
2.9.1 Deficiencias encontradas

El primer paso a seguir antes de reorganizar algo, es encontrar los problemas de oportunidades de mejora, es decir, un problema debe tomarse como una oportunidad de mejora.

El proceso de mejora que se plantea no es en toda la organización de la Empresa, sino de dos grandes sectores de la producción, Mina y Planta de Chancado, y para ello se encontró tres grandes desventajas que se constituyeron en objetivos de mejoras para nosotros.

1. Baja disponibilidad y utilización de nuestros equipos en Mina y Chancado.
2. Deficiencias de coordinación entre los Departamentos de Mina y Procesos.
3. Deficiente tamaño se redujo de (3 a 1,5”) en el Chancado, lo que afecta la recuperación de oro en el pad de lixiviación.

Estos tres problemas encontrados se convierten para nosotros en tres objetivos



2.10. Evaluación de las deficiencias y su impacto en la empresa.-

El objetivo de la evaluación no es ni más ni menos, quela búsqueda de la solución inteligente a un problema que tiende a crear y analizar por sí mismo en forma sistemática, un conjunto de antecedentes que nos permite juzgar cualitativa y cuantitativamente las ventajas y desventajas de asignar recursos a las iniciativas planteadas que ayudarán a solucionar las deficiencias encontradas.A través de un estudio estadístico realizado por dos meses consecutivos, se obtuvo data confiable

CAUSAS DE PERDIDA DE TIEMPO		Tiempo	%
1	Demora de camiones a la chancadora	32	**20**
2	Bloqueos de las chancadoras (mineral húmedo, fino, duro, etc.)	29	18
3	Cambio de Guardia	19	11
4	Fallas técnicas en el equipo	18	11
5	Limpieza de spiitter y chutes (mal diseño)	17	10
6	Paradas por voladura	14	9
7	Equipos parados por falta de fluido eléctrico	8	5
8	Fallas en el equipo crítico, rock breaker	/	**4**
9	Atoro en zarandas	**7**	4
10	Limpieza de plataforma	**3**	**2**
11	inspecciones de losequipos	2	**1**
12	Otros	8	5
Total		164	

Haciendo un análisis de las causas, según el cuadro ilustrativo anterior, éstas constituyen en oportunidades de mejora de la producción, sin inversiones significativas, ya que se pueden realizar con una simple reorganización que puede ser aplicada fácilmente.

Sin embargo, toda decisión implica un riesgo, pero lo fundamental en la toma de decisiones es que, ésta se encuentre cimentada en antecedentes básicos que hagan que las decisiones se adopten conscientemente y con el más pleno conocimiento para que las estadísticas mejoren al término de aplicar las soluciones a los problemas.

El gráfico mostrado muestra la estadística de producción del año 2 005:

De acuerdo al estudio realizado a la fecha, el impacto que se puede lograr es realmente notorio, como se puede observar más adelante en el desarrollo del presente trabajo.

Sin embargo, realizando un cálculo cuantitativo, se halló que se puede incorporar a la producción 2900000 ton más al circuito, lo que significa una gran oportunidad de mejora (30% más de producción).

2.10.1 SELECCIÓN DEL PROBLEMA

Antes de comenzar con la solución del problema, para nuestro Programa de Mejoramiento Continuo, éste se definió como una desviación existente entre lo que debería estar sucediendo y lo que realmente sucede, con una importancia y urgencia que amerite su corrección.

Situación presente:

El enfoque que desarrollamos para la solución del problema es inductivo, porque el método trata de determinar las causas que originan el problema, haciéndose siempre la pregunta ¿Por qué?También es importante señalar que para resolverlo se cumple las condiciones siguientes:

- Las metas fueron claramente establecidas.
- Se recabó información estadística básica.

- Se determinó claramente la relación entre las causas y efectos de los problemas.

Las soluciones se orientaron a eliminar las causas raíces del problema.

Se establecieron métodos de control para asegurar la efectividad y continuidad de las soluciones.

CAPITULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1 GRANULOMETRIA DEL MINERAL

Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de trampas hidráulicas(gravimétricas), lo que llamamos comúnmente la concentración gravimétrica, antes de la cianuración, de lo contrario, las partículas gruesas no podrán ser disueltas completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de disolución.

En nuestra planta la granulometría a nuestro criterio el tamaño de partícula es muy grande y mucha de la materia prima no se está aprovechando, ya que la intención es disolver todo el contenido de los metales preciosos, y para ser extraída la parte valiosa en este caso de oro y plata, y que por el tamaño toda la parte valiosa no se llega a disolver todo lo que hay en la parte interior de las partículas de mineral, conllevando esto a error en el procesamiento; error del tamaño con el que se alimenta el mineral a la cancha es muy grande, por lo tanto debemos corregir el tamaño del mineral que se alimenta a la planta de lixiviación, ya que tiene el mineral que se alimenta las canchas de lixiviación, actualmente es de (80% - malla 1,5”), como consecuencia de esto el tiempo que se riega el

mineral se está manejando como parámetro en 67 días; a pesar de ello no se logra recuperar todo el oro y plata que vienen en el mineral.

Otra práctica para reducir el tamaño de las partículas de oro, es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuito cerrado, donde las partículas de oro grueso son reducidos de espesor y quebrantados, logrando rebosar del clasificador.

Una partícula de 45 micras de espesor de oro, no tardaría más de 12 horas para disolverse y una de 150 micras de espesor no tardaría más de 48 horas para disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardaría el doble de tiempo para disolverse.

La velocidad de disolución está además condicionada a otros factores como: la aireación, agitación, composición química, concentración de cianuro, grado de liberación del oro, etc.

3.2. PH DE LA SOLUCION

Las funciones del Hidróxido de Calcio (incremento de pH), en la cianuración son las siguientes:

1. Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.
3. Neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio.
4. Descomponer los bicarbonatos del agua antes de su uso en la cianuración.
5. Neutralizar los constituyentes de la mena.
6. Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
7. Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que puedan separarse, la solución rica clara de la mena cianurada.

En la práctica se usa soda cáustica o cal, pero por su bajo costo se prefiere la cal para neutralizar la acidez de la mena y contrarrestar los efectos dañinos de los

cianicidas. La acción de la cal en la neutralización de los productos de descomposición se muestra en las siguientes ecuaciones:

$H_2SO_4 + CaO \longrightarrow CaSO_4 + H_2O$ (formación de yeso)

$CaO + CO_2 \longrightarrow CaCO_3$

Descomposición del Cianuro

El ácido cianhídrico es uno de los más débiles conocidos y tiende a ser separado de sus bases por la acción de todos los ácidos minerales y orgánicos. El anhídrido carbónico descompone el cianuro en presencia del agua:

$2NaCN + CO_2 + H_2O \longrightarrow 2HCN + Na_2CO_3$

En soluciones diluidas el cianuro de sodio (NaCN) sufre acción hidrolítica (disolución en agua), disociándose en ácido cianhídrico (HCN) e hidróxido de sodio (NaOH):

$NaCN + H_20 \longrightarrow HCN + NaOH$

El ácido cianhídrico se disocia incompletamente de acuerdo a la siguiente reacción:

$$HCN \longleftrightarrow H^+ + CN^-$$

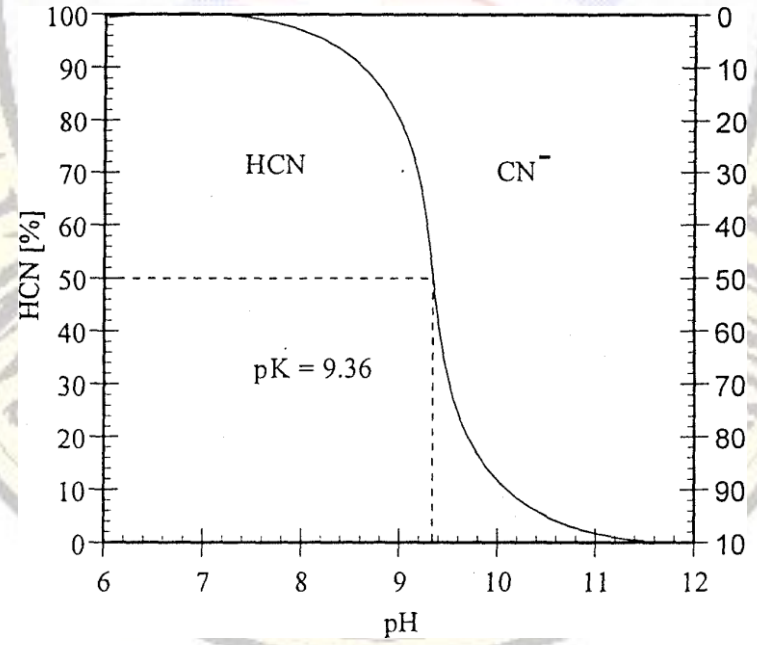


Grafico 1.- formación del HCN y el CN^-

- A un pH = 8,4 más del 90% de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN).

- A un pH = 9,3 la mitad del total de cianuro existe como ácido cianhídrico (HCN) y la otra mitad como iones cianuro libre (CN^-).
- A un pH = 10,2 más del 90% del total de cianuro existe como iones(CN^-)

3.2.1. CONCENTRACION DE CIANURO

La Velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de la solución es 0,020% de NaCN y cuando dicha solución está saturada de oxígeno.

La solubilidad del oro en la solución de cianuro depende principalmente de la proporción en que esté presente el oxígeno. La concentración de la solución para una rápida disolución es de 0,05% de NaCN.

En las condiciones ordinarias de trabajo las soluciones no están saturadas de oxígeno; por consiguiente la potencia disolvente del cianuro puede resultar disminuida, y reducir la velocidad del ataque del oro.

3.3.- PRUEBAS METALURGICAS

El objetivo de la parte experimental es la aplicación en el laboratorio del proceso de HeapLeaching al mineral aurífero, con la finalidad de optimizar la recuperación, determinar los parámetros óptimos que intervienen en el proceso de cianuración. Se tenía una recuperación de alrededor del 75% en el oro, esto debido a que el mineral se reducía de tamaño a 1 pulgada, así se trataba el mineral planteamos que se debe reducir con un molino esto nos asegurara la liberación de las partículas, el oro es el material que más nos interesa la idea es mejorar esta recuperación. Para eso se hace la evaluación.

No todos los minerales de oro y plata son dóciles a la extracción por cianuración usando métodos de lixiviación en HeapLeaching, para hacerlo el mineral aurífero debe tener las siguientes características:

- Los valores de oro y plata deben reaccionar con el cianuro, bien sea por la exposición a través de la porosidad natural de la mena o como resultado de la reducción de tamaño para exponer los minerales con contenido de oro y plata.
- El mineral debe estar libre de material carbonoso, el cual puede absorber cianuro de oro y plata y causar una prematura precipitación de valores.

- El material debe estar libre de constituyentes ácidos y que causan un alto consumo de cal.
- El mineral no debe contener cantidades excesivas de finos o arcillas que pueden impedir el filtrado de la solución, si existen finos en excesos pueden eliminarse algunas veces por aglomeración.

PRUEBAS EN LABORATORIO DE CIANURACIÓN.

El laboratorio de cianuración dispone de equipos para los análisis físicos y químicos, y lo realiza personal capacitado, bajo instrucciones específicas de procedimientos, los resultados y conclusiones son descritos por un profesional, y su aplicación la ejecutara otra o más personas de la planta de operación en el proceso.

La actividad que cumple el laboratorio de cianuración es el de mantener en forma óptima el desarrollo del proceso, es por ello que se realiza diversos controles tales como:

- Determinación de cianuro en molinos y tanques
- Control de flujos y densidad de pulpa, análisis de malla y gravedad especifica
- pH optimo en el proceso

Los procesos tales como: Concentración de carbón en los tanques, transferencia de carbón, cosecha de carbón cargado, y la activación de carbón desorbido, lo realiza el laboratorista conjuntamente con un operario.

3.3.1 Determinación del Cianuro Libre.

El presente método establece el procedimiento para la determinación de concentración de NaCN en soluciones, para el tratamiento de minerales auríferos por el proceso de cianuración.

Este método consiste en la titulación de cianuro con una solución estándar de nitrato de plata, usando como indicador gotas de yoduro de potasio. El método está basado en la formación de un precipitado de yoduro de plata insoluble en ausencia de cianuro en el punto final de la titulación.

Materiales:

- Frasco gotero
- Vaso pirex de 100 ml
- Probeta de 10 ml
- Bureta de 10 ml
- Matraz erlenmeyer
- Embudo acanalado de vástago largo.

Reactivos:

- Yoduro de potasio, solución al 5%
- Nitrato de plata, solución a 6,5 g/l
- Agua destilada
- Papel filtro

Procedimiento para determinar cianuro libre:

Se toma 10 ml de la solución debidamente filtrada, se agrega 3 gotas de yoduro de potasio y se homogeniza. Se titula con solución valorada de nitrato de plata hasta el punto final, este punto final se logra cuando la solución toma un color amarillento con una tonalidad de opalescencia amarillenta.

Este control es realizado cada hora, durante toda la guardia y se determina el porcentaje de cianuro libre en la entrada y salida del tanque 1, así como de la salida del Pachuca 4 y también en el T-6.

Expresión de los resultados:

El porcentaje o la concentración en gramos por litro o ppm del cianuro libre o remanente, se calcula como sigue.

De la estequiometria:

$$AgNO_3 + 2NaCn \leftrightarrow Ag\ Na\ (CN)_2 + NaNO_3$$

De la reacción se desprende que 169,9 g de $AgNO_3$ saturan 98 g de NaCN o 6,5 g de $AgNO_3$ Saturan 3,75 g de NaCN.

1 cc $AgNO_3$ (6,5 g/l) = 0,00375 g NaCN

Ahora si en 10 ml de muestra hay "x" g de NaCN y al titular, nos da "y" ml de $AgNO_3$, entonces:

X = 0,00375 * y

3.3.2 Control de Flujo y Densidad de Pulpa.

El control de flujo se realiza en forma manual, en un balde de 23 litros de capacidad y con la ayuda de un cronómetro se toma el tiempo de llenado del balde.

Se determina el flujo de entrada al tanque 2 y en ese punto se toma la densidad de pulpa.

Este control se realiza cada ½ hora y durante toda la guardia.

3.3.3 Análisis de Malla y Gravedad Específica.

Para obtener una buena recuperación de oro en los molinos se requiere de una molienda adecuada, es por ello que los factores como: alimentación (mineral,

agua y reactivos), consumo de bolas (3 Kg/TM), revisión de los ciclones, la relación de sólidos a los líquidos se calcula en base a la densidad y la velocidad de trabajo del molino, hace posible esto.

Todos estos factores hacen que sea posible extraer el 80 a 85 % de oro en los molinos a una granulometría de 80 a 85 % - malla 200, dependiendo de la mena, reduciendo el tiempo de tratamiento en los tanques.

Procedimiento

Se toma una muestra del Overflow del ciclón A, B y relave final, respectivamente. Cada muestra es filtrada y debidamente secada. Se pesa 40 g de cada muestra y se deslama en húmedo (malla 200). El Overflow del tamiz (+malla 200) es debidamente secada y deslamada en seco. Posteriormente se pesa el Overflow del tamiz "a" y se calcula el % -malla 200 como sigue:

$$\% \text{ -malla } 200 = [(40 - a)/40] * 100$$

Este control se realiza cada cuatro horas en el Overflow de cada ciclón, y cada 12 horas en el relave final.

La gravedad específica es calculada por el método de la probeta cada 12 horas. Debido a que la planta trata diversos minerales no se tiene una gravedad específica exacta pero se maneja un rango de 2,4 a 2,6

3.3.4 pH Optimo.

Se requiere trabajar en un medio básico para evitar la transformación CN^- en HCN (gas) el cual es extremadamente tóxico.

El rango de pH, con el que se trabaja en la planta de cianuración es de 9,5 a 10,5 para ello se realiza el control de pH tanto en la entrada del tanque Pachuca (1) como en la salida del tanque Pachuca (4) del circuito de agitadores verticales.

Este control se realiza 3 veces por guardia.

3.4 PRUEBAS EN LABORATORIO QUÍMICO

En la Empresa Minera, su laboratorio químico dispone de equipos para el análisis físico y químico.

De las muestras de mineral y las muestras del proceso metalúrgico. Los análisis están a cargo de personal capacitado, el cual recibe instrucciones y asesoramiento de un profesional.

La función que cumple el Laboratorio Químico, es el de control de calidad de producción, y para el cumplimiento de este objetivo, es de vital importancia la ejecución adecuada de los trabajos de preparación de muestras y análisis físicos, así como las correspondientes etapas del ensaye químico.

3.4.1 Muestreo.

Si el análisis ha de tener utilidad, la muestra que se analiza debe ser, no sólo homogénea, sino verdaderamente representativa del material que se analiza. El método de obtener la muestra está condicionado por el método de análisis que se vaya a utilizar. Los análisis efectuados con muestras diferentes deberán ser lo suficientemente concordantes con los análisis repetidos de una misma muestra. Las diferencias en cuanto a composición, densidad y dureza de los materiales sólidos, las variaciones en cuanto a tamaño de la partícula, la segregación de impurezas en las aleaciones, la suspensión de sólidos en líquidos y otras variables, complican el problema de muestreo, de tal forma que cada material, puede necesitar un tratamiento diferente.

Los errores de muestreo pueden clasificarse en dos grupos: errores sistemáticos y errores al azar.

Los **errores sistemáticos** son los que resultan de la preferencia repetida de un componente en el seno de un material. Es ejemplo de ello, la toma de cada muestra del seno de un líquido tranquilo en reposo, desde cerca de la superficie, cuando en realidad pueden existir gradientes de concentración a diferentes niveles o preferir grandes trozos de una mezcla de partículas sólidas, cuando de

hecho los trozos grandes pueden diferir, considerablemente en su composición de los trozos pequeños.

Los **errores al Azar** son los que exactamente dan tanto resultados altos como bajos. Este tipo de error es menos peligroso que el sistemático por dos razones: los resultados de una serie de muestras por duplicado puede brindar algo acerca de la magnitud de ocurrencia de errores sistemáticos, así mismo, se puede reducir al mínimo los errores al azar en el muestreo, tomando más muestras o muestras mayores, pero este procedimiento no reduciría necesariamente al mínimo, un error sistemático.

La Exactitud y la Precisión.- En la teoría del muestreo de minerales se utilizan las nociones de exactitud y precisión.

En términos estadísticos estos conceptos corresponden respectivamente a la media, la cual debe ser insesgada(exactitud) y a la varianza del error, la cual debe ser pequeña (precisión)

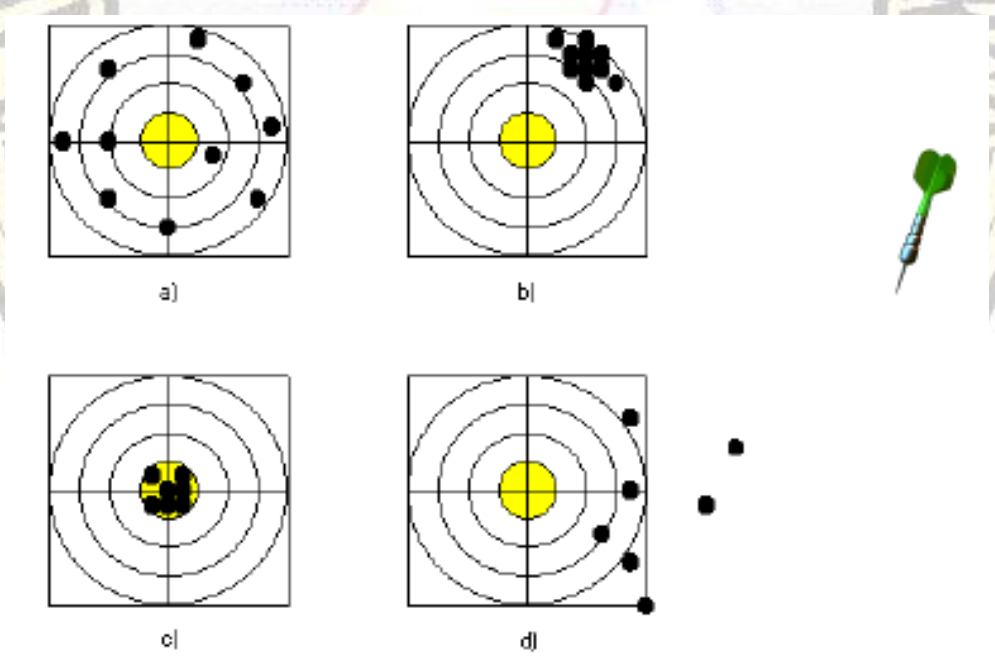


Figura 1.1 muestra la Exactitud y la Precisión

a)Exactitud sin precisión.

b) Precisión sin exactitud.

c) Exactitud y precisión.

d) Ninguno.

3.4.2 DEFINICIONES

3.4.2.1 Muestra: Es una parte ó porción extraída de un conjunto por métodos que permiten considerarla como representativa del mismo.

3.4.2.2 Muestreo: es la acción de recoger muestras representativas de la calidad ó condiciones medias de un todo ó la técnica empleada en esta selección ó la selección de una pequeña parte estadísticamente determinada para inferir el valor de una ó varias características del conjunto.

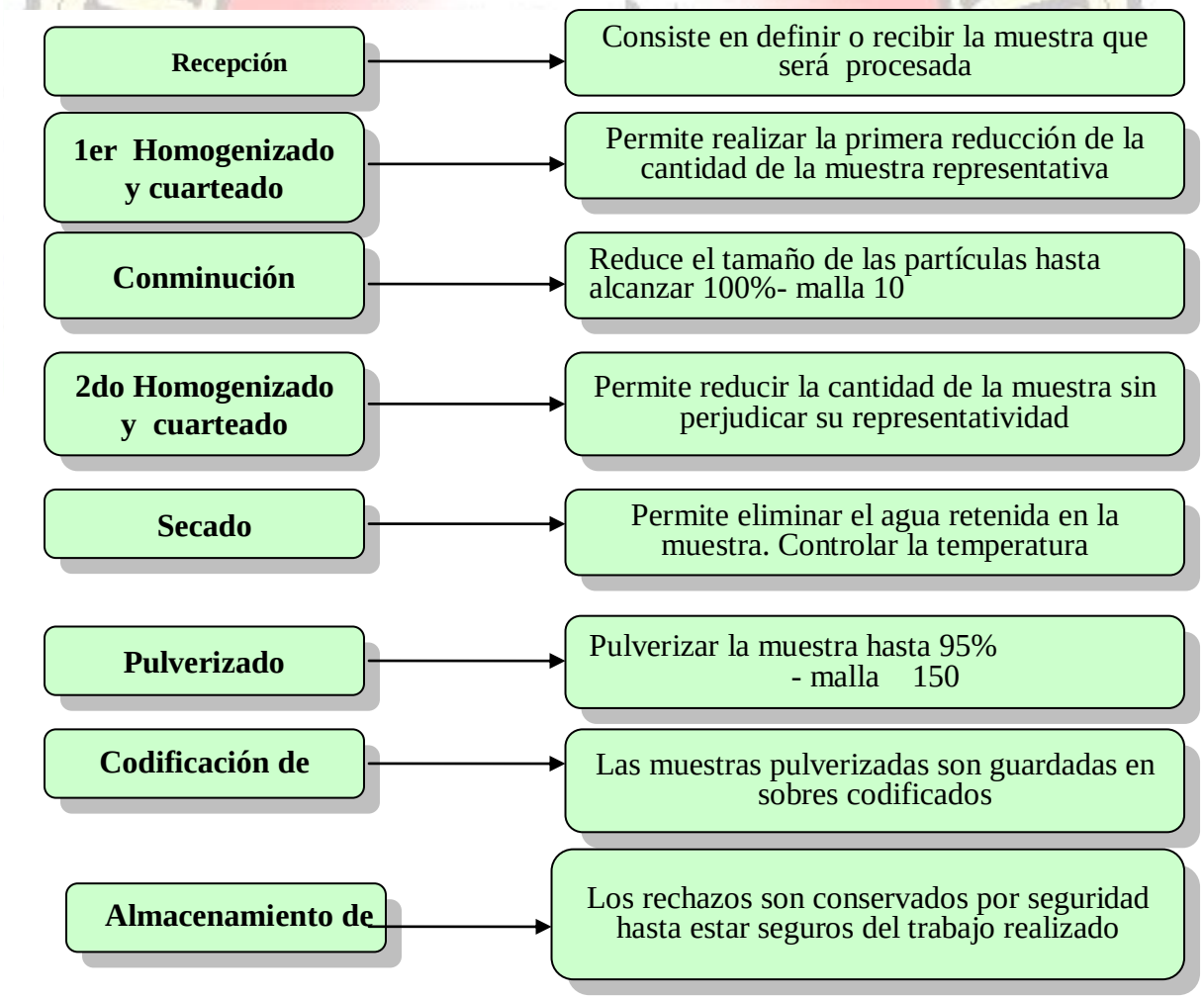


Diagrama 3.1 de bloques muestra el procedimiento para realizar el muestreo.

3.4.2.3 Población ó lote: es el conjunto completo de observaciones que deseamos estudiar.

El muestreo estadístico es diferente del muestreo de minerales:

- En el muestreo estadístico, el lote ó población está compuesto por objetos de igual peso.
- En el muestreo de minerales, el lote está compuesto de objetos de diferentes pesos y tamaños.

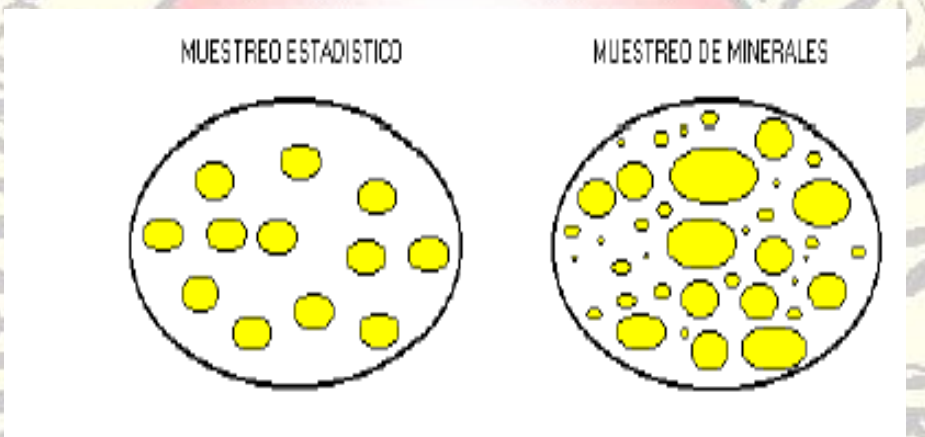


Figura 1.2: Muestreo estadístico y muestreo de minerales.

3.4.2.4Muestras compósitos: Una muestra compósito es aquella compuesta de 2 o más tomas y puede ser considerada como una forma especial de intentar producir una muestra representativa. Muchos procesos de muestreo se basan en el hecho de que la composición promedio es la única información que se desea. Tales promedios pueden ser promedios de la muestra en bruto, promedios tiempo - pesada y promedios de flujo proporcional. Esto se puede obtener por medición de un Compósito adecuadamente preparado o colectado. Procedimientos elaborados que involucran trituración, molienda, mezclado y homogenización, han sido desarrollados y aun más normalizados para la preparación de compósitos sólidos.

3.4.2.5 Muestra total: También llamada muestra en bruto y muestra en lote. Con uno o más incrementos de material tomados de un lote mayor. Estas muestras pueden ser tomadas para ensayos o simplemente para registros.

3.4.2.6 Homogeneidad: Es el grado de distribución de una propiedad o sustancia a través de todo el material. La homogeneidad depende del tamaño de las unidades ha considerarse; por consiguiente, una mezcla de dos minerales puede no ser homogénea a niveles moleculares o atómicos, pero puede ser homogénea a nivel de partícula.

3.4.2.7 Incremento: Llamada a la porción individual de material colectado mediante una sola operación de muestreo, partiendo de partes de un lote separados en tiempo o espacio. Los incrementos podrían ser ensayados ya sea individualmente o combinados (Compósito) como una unidad.

3.4.2.8 Individuales: llamada a las partes unitarias que conforman una población o el material en su conjunto. Por ejemplo en minería se llamará muestras individuales a cada una de las partículas que conforman la MENA del mineral.

3.4.2.9 Muestra de laboratorio: La muestra utilizada para ensayo o análisis, preparada a partir de una muestra total u otra forma. La muestra de laboratorio deberá conservar la composición de la muestra total. Usualmente se requiere la reducción del tamaño de partícula, conforme se va reduciendo la cantidad de material.

3.4.2.10 Reducción: Proceso de separación de una o varias sub-muestras partiendo de una muestra grande o muestra completa.

3.4.2.11 Sub-muestra: Porción tomada de una muestra. La muestra para laboratorio puede ser una sub-muestra o muestra total. Normalmente, la muestra recibida por el laboratorio de análisis es mayor que la requerida para una sola medición, por consiguiente es de algún sub-muestreo. Usualmente las porciones son tomadas para efectuar replicas de medición o para la determinación de otros componente y la caracterización en general.

3.4.2.12 Muestra final: Es la muestra obtenida después de haber terminado la preparación específica de división y/o reducción herméticamente sellados, empaquetados e identificados con la información requerida. Muestra representativa del lote.

3.4.2.13 Muestra para análisis químico: Proporción representativa de muestra tomada para la determinación de composición química de un lote o sub lote.

Una porción de muestra que ha sido tomada de una muestra final para utilizar el análisis químico se llama "Porción de muestra para análisis químico".

3.4.2.14 Reserva de muestras: Las muestras después de preparadas y selladas deben ser reservadas en general por tres meses, si son transacciones nacionales y por seis meses, si son transacciones internacionales.

Para su reserva, las muestras deben ser selladas herméticamente para no cambiar la calidad y teniendo cuidado que el lugar de almacenaje considere los efectos de temperatura, luz solar directa, humedad, etc.

3.4.3 Análisis Químico por Vía Seca.

3.4.3.1. Reactivos empleados

Litargirio (PbO). Es el reactivo más importante en la fundición. Una parte del litargirio se reduce a plomo metálico mediante el almidón o cualquier otro reductor. Desempeña el papel de colector de oro y la plata contenida en el mineral. El resto del litargirio actúa en parte oxidando las impurezas metálicas o bien pasa a formar la escoria al estado de silicato de plomo, o también, es muy posible, puede formar plumbatos con los óxidos metálicos.

Carbonato de sodio (Na_2CO_3). Es un poderoso fundente básico; al combinarse con la sílice o aluminio produce silicatos y aluminatos fundibles, fundido tiene la propiedad de disolver o mantener en suspensión a materiales refractarios de la ganga; en algún grado también actúa como oxidante y agente desulfurante.

$$Na_2CO_3 + SiO_2 \leftrightarrow Na_2SiO_3 + CO_2$$

Bórax ($Na_2B_4O_7.10\ H_2O$). Es un fundente acido, disuelve un gran número de óxidos metálicos como: el oxido ferroso, oxido de aluminio, oxido crómico y además disuelve grandes cantidades de sílice. Se explica el poder de disolución, si se examina la fórmula del bórax constituido por dos moléculas de metaborato y una de anhídrido bórico:

$Na_2B_4O_7 \leftrightarrow 2\ NaBO_2 + B_2O_3$

Sílice (SiO2). La sílice actúa como escorificador del fierro principalmente:

$SiO_2 + FeO \leftrightarrow FeSiO_3$

Reaccionan además con el PbO, carbonato de sodio; etc.

$SiO_2 + Pb \leftrightarrow PbSiO_3$

$SiO_2 + Na_2CO_3 \leftrightarrow Na_2SiO_3 + CO_2$

Nitrato Potásico. Se usa como oxidante en los minerales piritosos. Se prefiere el nitrato potásico al nitrato sódico por no ser higroscópico.

Plata metálica. Se usa plata metálica, pura laminada, para incuartar en los análisis de oro, a fin de obtener así una aleación de oro y plata con un exceso de este ultimo metal, para poder separar bien el oro de la plata que contenga el mineral, es necesario recordar que la plata es un metal que acompaña siempre al oro en los minerales, en mayor o menor proporción.

Crisoles. Para fundir el mineral con la mezcla de reactivos necesarios, se usan crisoles de arcilla, siendo los más aconsejables para los análisis de oro los crisoles de 30 g

Copelas. Las copelas son fabricadas de ceniza de hueso y magnesia. Se utilizan para separar el oro y la plata del plomo que ha actuado como colector, además de las otras impurezas metálicas que generalmente acompañan al botón auro-argentífero.

3.4.3.2. Preparación del Fundente

Fundentes para sulfuros (Muestra 12,5 g)

Se mezclan las siguientes partes:

Litargirio:	3 460 g
Carbonato de sodio:	1 000 g
Sílice:	400 g
Bórax:	130 g

Adicionar 4 g de harina y de 6 a17 g de nitrato de potasio

Fundente para mineral y Relave (Muestra: 25 g)

Se mezclan las siguientes partes:

Litargirio:	2 550 g
Bórax:	1 600 g
Carbonato de sodio:	600 g
Harina:	250 g

Fundente para líquido y Carbón (Muestra: 25 g)

Se mezclan las siguientes partes:

Litargirio:	1 290 g
Bórax:	644 g
Harina:	64 g

3.4.3.3 Reacciones

Reacciones de Reducción

Los sulfuros como la pirita, la derrotita, la arsenopirita, la calcopirita, la estibina, la galena, la blenda, y otros, reducen el litargirio a Pb metálico. Las diferentes reacciones de reducción experimentan ciertas variaciones, según sea el flujo de fundición empleado, como podemos observar considerando la pirita como ejemplo:

a) En presencia de litargirio y carbonato de sodio:

$$2\ FeS_2 + 15\ PbO \leftrightarrow Fe_2O_3 + 4\ SO_3 + 15\ Pb$$

$$4\ SO_3 + 4\ Na_2CO_3 \leftrightarrow 4\ Na_2SO_4 + 4\ CO_2$$

b) En presencia de una menor cantidad de litargirio y de menor cantidad de carbonato de sodio:

$FeS_2 + 7\ PbO \leftrightarrow FeO + 2\ SO_3 + 7\ Pb$

$2\ SO_3 + 2\ Na_2CO_3 \leftrightarrow 2\ Na_2SO_4 + 2\ CO_2$

c) En presencia de Litargirio y ausencia de carbonato de sodio no se forma sulfato:

$FeS_2 + 5\ PbO \leftrightarrow 2\ SO_2 + 5\ Pb + FeO$

Reacciones de Oxidación

Es indispensable la oxidación de las impurezas para que se forme la escoria con los reactivos de fundición y no pasen al botón de plomo.

$7\ PB + 6\ KNO_3 \leftrightarrow 7\ PbO + K_2O + 3\ N_2 + 4\ O_2$

$5\ C + 4\ KNO_3 \leftrightarrow 2\ K_2O + 5\ CO_2 + 2\ N_2$

$2\ FeS_2 + 6\ KNO_3 \leftrightarrow Fe_2O_3 + SO_3 + 3\ K_2SO_4 + 3\ N_2$

$SO_3 + Na_2CO_3 \leftrightarrow Na_2SO_4 + CO_2$

Como se ha visto, por las reacciones que hemos anotado, el proceso de fundición tiene por objeto concentrar el oro y la plata en un botón de plomo; este último metal actúa como un colector de estos metales preciosos. Además, este proceso elimina las impurezas, que acompañan a estos metales en los minerales en forma de compuestos oxidados en la escoria. Esta escoria esta formada además, por boratos, silicatos y plumbitos de metales alcalinos y otros.

Resumiendo:

(Mineral Aurífero o Argentífero) + Flux+ Reductor ↔Botón de plomo + (Au + Ag + impurezas Metálicas + Escoria)

3.4.3.4 Fundición

El crisol conteniendo los 25 g de muestra, se le agrega 70 a100 g de fundente a la misma, adicionando una pequeña porción de plata (incuartación), nitrato de plata, bórax y urea en cantidades a criterio del fundidor. Después es colocado en el horno de fundición.

Se da por terminada esta operación al cabo de 45 minutos. Se saca el crisol del horno con unas tenazas y se vacía su contenido en una lingotera, se golpea suavemente sobre la mesa de fierro con el fin de que todo el plomo se junte en el fondo. Se deja enfriar y con un martillo se golpea la escoria que ha quedado en la parte superior del molde cónico. Posteriormente el botón auro-argentífero se golpea sobre un yunque con el fin de eliminar la escoria adherida y además para darle una forma cúbica que lo deja más cómodo para ser tomado después con una tenaza para la copelación.

3.4.3.5 Copelación

El proceso de copelación tiene por objeto la oxidación, del plomo y de las otras impurezas metálicas existentes, que mezcladas con mayor o menor cantidad de PbO, son absorbidas por la copela. El 98,5 % del PbO es absorbido por la copela, el resto se volatiliza.

Para la copelación es indispensable que la copela, este bastante caliente, solo en estas condiciones es colocado el botón de plomo. Se cierra la puerta del horno y cuando se ha fundido se observa su superficie brillante, se entreabre un poco la puerta y se deja que se efectúe el proceso de copelación por un espacio de 30 minutos, luego se sacan con las tenazas y se deja enfriar, se separa el botón de la copela con unas pinzas y sobre el yunque se le dan unos golpecitos a fin de laminarlo y ofrecer una mayor superficie para el ataque con acido nítrico.

(Botón de Pb + Au + Ag) + Impurezas Metálicas+ O_2 ←→ (Au + Ag)+ (PbO + Oxido metálico que son absorbidos por la copela)

3.4.3.6 Separación del oro y la Plata

Se coloca el botón auro-argentífero en un crisol de porcelana, se agrega acido nítrico (4:1) y se calienta para que se disuelva la plata. La reacción que ocurre es:

$(Au + Ag) + 2\ HNO_3 \leftrightarrow AgNO_3 + Au + H_2O + NO_2$

Se lava por decantación con agua destilada hasta por 3 veces y luego se calcina fuertemente hasta obtener el oro, se deja enfriar y se pesa en la balanza de precisión.

Su Ley se expresa Así:

Ley de Au (Oz/TC) = Peso de Au (mg x 1,166)

3.4.4 Análisis por Vía Húmeda.

Por el método de vía húmeda, se analizan las soluciones filtradas de cabeza, relave final y solución eluyente.

El método se basa en la precipitación del oro y plata de las soluciones de cianuro por medio del cinc en polvo, en presencia de acetato de plomo. La precipitación ocurre según la reacción siguiente:

a). **Según "Dorr en TheGranamideProcess"**

$2\ NaAu(Cn)_2 + Zn \leftrightarrow Na_2Zn(CN)_4 + 2\ Au$

b). **Según "Clenel"**

$NaAu(CN)_2 + 2NaCN + Zn + H_2O \leftrightarrow Na_2Zn(CN)_4 + Au + NaOH + H$

El acetato de plomo reacciona con el Zn, según la ecuación:

$$(CH_3COO)_2Pb + Zn \leftrightarrow Pb + Zn(CH_3COO)_2$$

El oro de la solución se precipita debido al par galvánico Pb/Zn además el plomo reducido sirve de colector de oro y la plata. Si no se añade acetato de plomo la precipitación es muy lenta debido a la dificultad de formarse el otro par galvánico H/Zn de la reacción del Zn con el NaOH de la solución:

$$2\ NaOH + Zn \leftrightarrow Na_2ZnO_2 + H_2$$

Procedimiento:

Al medio litro de solución debidamente filtrada se añade 15 cc de NaCN al (10 %), luego es colocada la muestra en la estufa. Posteriormente se agregan 15 cc de solución de acetato de plomo (10 %) y en seguida una cucharada de Zn en polvo en suspensión en agua. Se Agita fuertemente hasta que se disuelva el Zn. El Plomo reducido se aglomera formando una masa esponjosa que contiene el oro precipitado de la solución, se filtra, y seca. Después esta muestra se coloca en el crisol con el fundente correspondiente y se continúa la secuencia descrita líneas arriba.

Cálculo del contenido de oro. Su ley se expresa en gramos por litro de solución, aplicando la siguiente proporción:

$$\text{Ley}_{Au(g/l)} = [(\text{peso}_{Botón\text{-}Au}) / (\text{cc}_{solución})] * 100$$

3.4.4.1 Análisis de cobre

Se toma un gramo de muestra, se agrega 5 cc de HCl y HNO_3 respectivamente o también en la relación de 1 a 1 según el criterio del analista.

Se calienta hasta que hierva, momento en el cual se le agrega 10 cc de agua destilada. Posteriormente se deja enfriar y se le agrega 5 cc de amoniaco.

Se filtra y se titula con NaCN hasta que la solución tenga una tonalidad incolora.

% Cu = gasto titulado x 0,13

3.4.4.2 Prueba Metalúrgica

Esta prueba se aplica a todo mineral complejo con el fin de saber si es económicamente tratable, en base a su consumo de cianuro y el porcentaje de recuperación.

Para ello se toma en cuenta los parámetros que ocurren en planta, llevando de escala industrial a escala de laboratorio (escalamiento) en un circuito similar.

Procedimiento:

Se toma 2 kg de muestra, a la cual se le agrega 2,5 litros de agua y 0,5 Kg de carbón activado. Los reactivos son añadidos según el tipo de material como se observa en el cuadro siguiente:

Prueba Metalúrgica	NaCN (g/Kg de muestra)	NaOH (g/Kg de muestra)
Mineral de Oxido	30	5
Mineral de Sulfuro	45	5
Relave	25	5

Cuadro 3.2 Los reactivos son añadidos según el tipo de material

Nota: Estos gramos de Cianuro agregados al inicio son referenciales, ya que el objetivo de la prueba es observar el consumo de cianuro.

Toda esta mezcla es puesta en agitación por un tiempo de 48 horas, llevando un control del consumo de cianuro cada hora.

3.5 PRUEBAS DE DESORCIÓN.

Es una de las pruebas más importantes de la empresa y de poco acceso, en esta sección se realizan los procesos de: la Desorción, la electrodeposición, la refinación, y la fundición del oro. Además de ello se llevan diversos controles como:

- **Control de la solución Eluyente**:
  - Consumo de cianuro
  - Consumo de soda
  - Temperatura
  - pH

- **Control del producto final**

  Este laboratorio cuenta con dos operadores además del jefe de sección, el cual se encarga de supervisar cada proceso y llevar un control adecuado de los parámetros de operación.

3.5.1 Descripción del Proceso.

3.5.1.1 Etapa de Desorción

En el transcurso de la recepción del carbón cargado en el reactor de Desorción, se toma una muestra tanto del carbón cargado como de la solución electrolítica, ambas muestras conjuntamente con la muestra de carbón desorbido, son enviados al laboratorio químico para ser analizadas y con esto llevar un estricto control sobre el balance de la campaña.

Para la recuperación del oro del carbón cargado utilizamos el método de Desorción con solución alcohólica alcalina, en donde el carbón es desorbido con una solución alcalina de cianuro de sodio y etanol, cuya composición química más óptima es 0,6 % de NaCN, 2 % NaOH y 12 % C_2H_5OH (en volumen), a una temperatura promedio de 80 °C. La solución caliente se deja a través de la capa de carbón cargado para resorber los metales preciosos y iones de cianuro.

Los metales preciosos contenidos en la solución originada es la etapa de desorción, son recuperados por electrólisis, reciclando el electrolito previo calentamiento a la columna de carbón. Luego de 20 horas de Desorción y electrolisis simultáneos, resorberá hasta el 70 % de los metales preciosos (Au y Ag) adsorbidos por el carbón activado.

3.5.1.2 Electrodeposición

Los metales preciosos contenidos en la solución, se recuperan en la celda de electrodeposición. Esta celda, es una tina de metal recubierta con fibra de vidrio, la composición de la solución da la conductividad eléctrica apropiada y la corriente continua la da el rectificador de corriente SIEMENS a través de dos platinas de cobre a las cuales se conectan 9 ánodos (acero inoxidable) y 8 cátodos (entramado de acero inoxidable y lana de acero), respectivamente.

Cada cátodo, está protegido con una malla de nylon que hace la función de aislador eléctrico, en el caso de juntarse dos placas continuas, se puede causar un corto circuito que deterioraría la operación en la celda.

Como cualquier proceso de electrodeposición, las reacciones de oxidación que tiene lugar en el ánodo generan electrones, los cuales son consumidos por el cátodo para depositar el metal. Las reacciones son:

$$4\ OH^- \Rightarrow O_2 + 2\ H_2O + 4\ e^- \quad \text{Ánodo}$$

$$e^- + Au(CN)2^- \Rightarrow Au + 2\ CN^- \text{Cátodo}$$

Ocurren otras reacciones de menos importancia en la que se produce la deposición de otros metales como plata cobre por ejemplo.

El consumo de energía eléctrica es de 2 voltios y 380 a 400 Amperios.

3.5.1.3 Refinación y Fundición

Después de 20 horas de deserción, se obtiene la electrodeposición, el cemento de oro, el cual es filtrado y posteriormente secado en la retorta, con el fin de recuperar Hg. De esta manera queda listo el material para llevarlo a la fundición y la obtención del dore.

Debido a que la refinación se realiza con acido nítrico, la presencia de plata es indispensable en el dore para aplicar este tipo de refinación, para ello se realiza la incuartación, que consiste en agregarle, plata químicamente pura, con el fin de que la plata se disuelva muy fácilmente en presencia de acido nítrico caliente. La proporción en peso de dore y plata que se utiliza en esta etapa es de 1 a 3,5. Posteriormente es fundido nuevamente todo este conjunto y después granallarlo, con el fin de obtener una mayor área de ataque en el proceso de refinación química.

La refinación que se aplica es por acción del acido nítrico, en la que se disuelve la mayor parte de la plata, de acuerdo a la siguiente reacción química:

$$3\ Ag + 4\ HNO_3 \leftrightarrow 3\ AgNO_3 + 2\ H_2O + NO^*$$

Luego se decanta el nitrato de plata con un sifón y los residuos nuevamente se someten a la acción del acido nítrico.

Todos los líquidos de nitrato de plata se juntan y se precipita la plata al estado de cloruro por medio del cloruro de sodio, según la reacción:

$$AgNO_3 + NaCl \leftrightarrow AgCl + NaNO_3$$

Después de lavar el precipitado y reducirlo por el polvo de Zn en presencia de agua acidulada con acido clorhídrico, se lava la plata, se exprime, se seca y se funde.

$$AgCl + Zn \leftrightarrow 2\ Ag + ZnCl_2$$

El oro que queda como residuo igualmente se lava, se exprime, se seca y se funde en lingotes listos para la exportación.

3.5.2 Controles del Proceso.

3.5.2.1 Control de la solución Eluyente

Se realiza el análisis de la solución rica mediante el método polimétrico, una solución rica de color violeta nos indica que esta ocurriendo la Desorción, mientras una solución barren de color té nos indica que se esta produciendo la electrodeposición.

El **análisis de cianuro** se realiza tomando 10 ml de la solución rica a la cual le agregamos 3 gotas de yoduro de potasio al 5%, homogenizamos y titulamos con una solución valorada de nitrato de plata (13 g/l). El punto final se logra con una opalescencia amarillenta.

El **análisis de hidróxido de sodio** se realiza tomando 10 ml de la solución rica, los cuales son diluidos en 250 ml de agua destilada. De esta nueva solución se toma 25 ml a la cual se le agrega 25 ml de cloruro de bario (24%) y 10 gotas de fenoltaleina, homogenizamos y titulamos con acido clorhídrico patrón. El punto final se logra con el cambio de color, de cereza a blanco lechoso.

La temperatura es controlada por un dispositivo acoplado al calentador (termostato), mientras que la alcalinidad de la solución es controlada mediante cintas de pH.

3.5.2.2 Control del producto final

El jefe de sección se encarga de pesar y tomar una muestra de la barra de oro refinado. Este control se lava acabo cada campaña en la cual se obtiene de 2 a 3 barras de oro (dependiendo de la ley que tiene en el carbón cargado), que al final se juntan para obtener una sola barra.

Los análisis de contenido de oro de carbón cargado, carbón desorbido, porcentaje de humedad del carbón y solución electrolítica, los realiza el laboratorio químico con el fin de obtener un aproximado del peso de oro por campaña.

El esquema de cálculo se hará en base a variables ya que con esto se requiere mantener la privacidad de la Empresa Minera.

Sean:
Porcentaje de humedad del carbón: “a”
Contenido de oro en el carbón cargado (g de Au/Kg de carbón): “b”
Contenido de oro en el carbón desorbido (g de Au/Kg de carbón): “c”
Contenido de oro en la solución eluyente (g de Au/m^3 de solución): “d_{ACTUAL}”
Contenido de oro en la solución eluyente (g de Au/m^3 de solución): “$d_{ANTERIOR}$”
Ley de oro en la escoria reunida en dos campañas: “g”
Peso de barra obtenida de la escoria: “h”
Peso de carbón desorbido (Kg): “e”
Volumen de la solución eluyente: “f”

Peso total teórico de campaña = $(b-c)*(1-a)*e + (d_{ACTUAL}-d_{ANTERIOR})*f + g*h/2$

Este peso se compara con el peso total real de la campaña habiendo una pequeña diferencia, que se debe a los errores sistemáticos y errores al azar que se comenten en planta y laboratorio.

Datos de recuperaciones

OXIDO		
TONELAJE	LEY	REC
650,913	0,588	88,66

SULFUROS		
TONELAJE	LEY	REC
269,732	0,822	87,61

RELAVE:		
TONELAJE	LEY	REC
5,49	0,753	88,91

Al final de cada mes se realiza la parada de planta, en la cual se hace un balance general, de cuanto de oro debió obtenerse en el mes, debido al tonelaje tratado, los kg de oro por campaña y el contenido de oro que queda en los tanques tanto en la pulpa como en el carbón cargado.

3.6 DETOXIFICACION DE LAS SOLUCIONES CIANURADAS

La solucion en exceso proveniente de laslluvias es enviada desde la linea de Solucion Barren hacia la Planta de Detoxificacion de Exceso de Agua. Los valores del agua tratada despues de esta Planta cumple los Requerimientos ambientales del Gobierno del Peru y de Organismos Internacionales (IFC, ONU, etc); en ese sentido los estandares son realmente exigentes (ver cuadro siguietne) y venimos constantemente mejorando el proceso para poder tener una operación estable y facil de controlar. Como ejemplo se muestra en el cuadro siguiente los limites exigidos por MYSA.

Limites maximos permitidos para efluentes de MYSA			
PH	6,5 – 8,5	Sulfatos	250 mg/l
Solidos disueltos	500 – 1000 mg/l	Arsenico	0,05 mg/l
Solidos suspendidos	25 mg/l	Bario	1 mg/l
WAD Cyanide	0,2 mg/l	Cadmio	0,01 mg/l
Free Cyanide	0,1 mg/l	Cromo	0,05 mg/l
Total Cyanide	1 mg/l	Cobre	0,3 mg/l
Alcalinidad total	ND	Fierro	0,3 - 0,6 mg/l
Calcio	ND	Plomo	0,05 mg/l
Magnesio	125 - 150 mg/l	Manganeso	0,05 – 0,1 mg/l
Potasio	ND	Mercurio	0,002 mg/l
Sodio	ND	Selenio	0,01 mg/l
Cloro	250 - 450 mg/l	Plata	0,05 mg/l
Fluor	2 mg/l	Zinc	1 mg/l
Nitratos	10 mg/l		

La solucion Barren que va ala detoxificacion necesita tratamiento en cuanto a pH, solidos suspendidos, cianuro, arsenico, cobre, mercurio y selenio; y la Planta de detoxificacion es capaz de efectuarlo siguiendo los paramentros que se detalla mas abajo; sin embargo existe un tipo mas de solucion que requiere ser tratado antes de la descarga deun sistema de lixiviacion el cual es el agua proveniente de lavados de pilas de lixiviacion cuando esta se encuentre en proceso de cierre; por el momento no vamos a tocarlo ya que el procedimiento es mas sencillo que el presente trabajo.

La etapa que consta el proceso de detoxificacion son tres: Clorinacion Alcalina, Precipitacion de Mercurio, Coprecipitacion de metales y Clarificaion; en el diagrama siguiente se muestra el esquema del proceso de detoxificacion usado en Minera Yanacocha.

a. Clorinacion Alcalina

La clorinacion Alcalina es muy bien conocido como simple, efectivo y rapido metodo para destruir al cinauro en soluciones limpias (como la solucion barren

que sale de los filtros de precipitado del Merril Crowe), la solucion debe ser alcalina por que se necesita evitar la volalitizacion del gas cianogeno que resulta al destruir el cianuro en medio acido. Las reacciones que gobiernan la etapa son las siguientes:

1 $2NaCN + Cl_2 + 2H_2O \Longleftrightarrow 2ClCN + 2\ NaOH + H_2$

2 $4ClCN + 6NaOH + 6\ H_2O \Longleftrightarrow 2(NH_4)_2CO_3 + 2NaCO_3 + 4NaCl + H_2$

En la reaccion N°1 el cianuro de sodio es oxidado rapidamento por clor gaseoso formando cianogeno de clor; luego en la reaccion N°2 este compuesto se hidroliza en medio alcalino formando carbonato de amonio.

Estequiometricamente 1 mol de clor es suficiente para destruir 02 moles de cianuro de sodio, es decir 1 ppm de cloro destruye 1.4 ppm de cianuro de sodio; sin embargo en las operaicones de la Planta de detoxificacion para destruir el ion cianuro debajo de los limites permisibles de 0.2 mg/l se necesita 8 partes de cloro por cada parte de cianuro de sodio.

b. Precipitacion de Mercurio

Los grandes depositos de mineral donde suele ocurrir el oro diseminados de similares caracteristicas al deposito de Yanacocha usualmente viene acompañado con presencia de mercurio; cuando se efectua la disolucion deloro resulta tambien la disolucion del merucurio y otros metales al lado de este.

Como la concentracion de mercurio requerida para evacuar agua del sistema de lixiviacion es extremadamente baja, menos de 0,002 mg/l, se hace necesario que el proceso de precipitacion sea lo mas perfecta posible, sabiendo que la concentracion de mercurio en la solucion barren es de 10 a 20 veces mas que el nivel permitido (20 - 40 ppb)

El mercurio reacciona con el Hidrosulfuro de sodio formando un precipitado altamente estable; sin embargo se ha comprobado en recientes estudios del departamento de Investigaciones de Newmont Gold Corporation que el precipitado de mercurio proveniente de sulfuros organicos es aun mas estable y no se disuelve con el tiempo en soluciones cianuradas.

La reaccion es la siguiente:

3) $NaSH + Hg(CN)2 + NaOH \Longleftrightarrow 2NaCN + HgS + H2O$

La cantidad de mercurio necesaria para llevar la concentracion de la solucion debajo de 0,002 mg/l en la planta de detoxificacion es de 10 moles de NaSH por mol de mercurio

c. **Co-Precipitacion de Metales:**

El arsenico y algunas otras trazas de metales como el selenio y antimonio son co-precipitados con fierro a pH alcalinos. La reaccion reduce el pH de acuerdo a la formula estequiometrica mostrada mas abajo usando cloruro ferrico acuoso:

4) $FeCl3 + 3\ NaOH$ ----- $Fe(OH)3 + 3HCl$

El Hidroxido de Fierro formado en la reaccion anterior forma floculos que remueven los metales por absorcion metalica sobre la superficie del floculo o del precipitado

La Recirculacion de los floculos del Tanque Separador solido/liquido hara crecer en forma paulatina los floculos de hidroxido de fierro y tambien juega un rol importante en la disminucion del consumo del reactivo del cloruro ferrico.Una dosificacion de 5 ppm de cloruro ferrico fue necesario para disminuir el arsenico a valores debajo de 0,005 mg/l.

d. Separacion Solido/liquido:

Es la fase final del proceso de detoxificacion de exceso de agua, en esta fase todo el liquido tratado es enviado hacia un gran tanque llamado Reactor Clarificador donde se efectua la separacion solido/liquido mediante procesos combinados de decantacion y filtracion. En el tanque, por tener 20 metros de diametro se efectua la decantacion y tambien por trabajar con un lecho filtrante formado por floculos de hidroxido de fierro la separacion solido/liquido es realizado perfectamente.

La pulpa que ingresa al Reactor Clarificador tiene alrededor de 5% de solidos (mediante recirculacion del lecho filtrante se ha hecho aumentar la cantidad de solidos que ingresa) y el liquido claro que rebalsa tiene menos de 2 ppm de solidos suspendidos. Ocasionalmente el lecho filtrante es descartado cuando llega a saturarse de metales y se envia hacia la Pila de Lixiviacion.

Todo el agua tratada se analiza escrupulosamente por los elementos mencionados en la tabla de "limites maxmos permisibles para efluentes de Minera Yanacocha" antes de ser descargados del Sistema de Lixiviacion.

Tambien empresas privadas que se encargan de fiscalizar la Conduccion del Programa de Control del Medio Ambiente de parte del Ministerio de Energia y Minas tienen un plan de muestreo de las vertientes que salen del area de Operaciones de Minera Yanacocha y dan fe de la calidad de agua que se obtiene en la Planta de detoxificacion de excesos de agua.

3.6.1 PROCESOS ALTERNATIVOS Y APLICACIONES

A continuación se enumera en forma general, las aplicaciones para el grupo principal de procesos.

- La **degradación natural** puede aplicarse en forma universal, aunque su eficacia se limita a concentraciones bajas de cianuro y al tratamiento de complejos hierro – cianuro.
- Los **procesos de oxidación** se aplican con ciertas limitaciones La clorinación alcalina no puede eliminar en forma efectiva los compuestos de hierro – cianuro que se encuentran en los residuos. Por lo general el peróxido de hidrógeno no es aplicable al tratamiento de las pulpas debido al alto consumo de reactivos. La ozonización está limitada por el alto costo de capital y la necesidad de generar ozono in situ usando electricidad que generalmente es costosa en lugares remotos.
- Los procesos de **absorción y precipitación** no están en condiciones de producir un efluente adecuado sin un proceso complementario.

- La **absorción en carbón activado** por lo general solo tiene utilidad en aplicaciones especiales de baja concentración.
- El **tratamiento biológico** está limitado a aplicaciones de baja concentración de CN^- en las que se dispone de una fuente de calor.
- La tecnología de **reciclaje de cianuro** que implica acidificación, volatilización y neutralización (AVR), así como electrólisis e intercambio iónico depende de las concentraciones la química de la solución y de la recuperación potencial de productos derivados. Puede ser aplicada para operaciones en las que el consumo de cianuro de sodio sea alto.
- El proceso del **ácido de caro** tiene aplicaciones para soluciones clarificadas y para pulpas y es muy eficiente.

La selección de un proceso de tratamiento para una aplicación en particular depende de los siguientes factores:

- Concentración de cianuro en la solución.
- Presencia y/o ausencia de sólidos.
- Forma de cianuro en la solución (libre, complejos, metales presentes).
- Concentración de cianuro de hierro en la solución.
- Volumen a ser tratado.
- Presencia y tipo de otros contaminantes, tales como tiocianato, amoniaco, arsénico, compuestos orgánicos.
- Potencial de recuperación de sub - productos valiosos.
- Costo de tratamiento.

3.6.2 ABSORCIÓN MEDIANTE CARBÓN ACTIVADO

Es un proceso viable para eliminar contenidos traza de cianuro (<2,0 mg/l) y cobre, del agua de decantación después de la reducción mediante tratamiento o atenuación natural. Puede emplearse carbón nuevo y una vez agotado reciclarlo en un circuito de carbón en pulpa. Este procedimiento puede encontrar aplicación en algún caso específico cuando deban depurarse caudales pequeños del agua de proceso excedente, antes de la descarga.

En muchos casos en que se utiliza carbón activado para recuperar oro residual de disoluciones de decantación, se ha observado la reducción de los contenidos de cianuro disociable en ácido débil y de metales.

En un estudio, en el que se utilizó una columna de carbón activado con flujo ascendente continuo y agua de decantación, dieron los siguientes resultados.

Compuesto .y/o elemento	Inicial (mg/l)	Final (mg/l)
CN_T	1,7	< 0,15
WAD	1,2	<0,002
Cobre	0,39	0,02
Plata	0,9	0,005
Mercurio	0,014	<0,005

Fuente: Smith y Mudder

Las mejores aplicaciones corresponden a efluentes en las que existan inicialmente complejos cianurados de metales, y deben tratarse a caudales pequeños con bajas concentraciones.

3.6.2.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL TRATAMIENTO

1. Las ventajas

- Proceso es simple en la instalación y el funcionamiento.
- Niveles bajos de cianuro y metales.
- Proceso puede integrarse en los circuitos de CIP, CIL.
- No se usa reactivos al tratamiento del efluente.
- Los costos con que opera son bajos y el carbono no requiere la regeneración por separado.
- Requiere mínimo control en cuanto a operación y monitoreo.
- Los equipos son sencillos para que pueda familiarizarse el personal minero.

2. Las desventajas

- Proceso no es conveniente para el tratamiento de concentraciones elevadas de cianuros y metales. Si se requiere la regeneración por separado del carbón puede ser muy costoso.
- No es conveniente para la remoción de tiocianato y cianato, amoníaco o nitrato.

3.6.3.- DETERMINACION DE VARIABLE

Se realizaron pruebas experimentales con mineral de tamaño de 1 pulgada, concentración de cianuro entre 0.1 a 0.2 % y un PH que se encuentra en el rango de 10.5 a 11 con tiempo de tratamiento de prueba de 4 a 12 días.

Siendo el tiempo de disolución, el pH de la solución y la concentración de la solución, las variables más importantes en el proceso de cianuración.

Variable	Nivel Inferior (-)	NivelSuperior (+)	Centro Diseño
Tiempo días	4	12	8,0
pH	10,5	11	10,75
NaCN%	0,1	0,2	0,15

3.6.4.- FORMULACION DEL DISEÑO EXPERIMENTAL

Se empleará el método del Diseño Factorial en 2^K con tres variables con replicas en el centro aplicado a la lixiviación de mineral auríferos.

Se procede a calificar las variables con rango codificado que varía entre -1 a +1 codificando las variables

Para tres variables a experimentar (K=3), el número de experimentos (N) a dos niveles es:

$$N = 2^K = 2^3 = 8$$

Significa que serán ocho experimentos que se realizaran.

En losCuadros Nº 2.6 y 2.7 contiene la matriz del diseño con tres replicas en el centro y sus respectivas respuestas experimentales.

Cuadro Nº3.6 Resultado Pruebas Experimentales

Pruebas Nº	Combinación			Variables			Recuperación %
	A	B	C	Tiempo días	pH	NaCN%	
1	-	-	-	4	10,5	0,1	65,50
2	+	-	-	12	10,5	0,1	68,60
3	-	+	-	4	11,0	0,1	61,00
4	+	+	-	12	11,0	0,1	73,00
5	-	-	+	4	10,5	0,2	71,00
6	+	-	+	12	10,5	0,2	79,80
7	-	+	+	4	11,0	0,2	63,10
8	+	+	+	12	11,0	0,2	81,00

Cuadro Nº 3.7. MATRIZ DEL DISEÑO FACTORIAL CON REPLICAS EN EL CENTRO DEL DISEÑO Y RECUPERACIÓN

N° PRUEBAS	DÍAS	pH	CNNa %	X 1	X 2	X 3	X1X 2	X1X 3	X2X 3	X1X2X 3	RECU P.
1	14	10,5	0,1	-1	-1	-1	+	+1	+1	-1	65,50
2	21	10,5	0,1	+1	-1	-1	-1	-1	+1	+1	68,60
3	14	11,0	0,1	-1	+1	-1	-1	+1	-1	+1	61,00
4	21	11,0	0,1	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1	73,00
5	14	10,5	0,2	-1	-1	+1	+1	-1	-1	+1	71,00
6	21	10,5	0,2	+1	-1	+1	-1	+1	-1	-1	79,80
7	14	11,0	0,2	-1	+1	+1	-1	-1	+1	-1	63,10
8	21	11,0	0,2	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	81,00
9	17,5	10,75	0,15	0	0	0					69,59
9	17,5	10,75	0,15	0	0	0					69,60
9	17,5	10,75	0,15	0	0	0					69,58
PROMEDIO GENERAL (EXCEPTO PUNTOS MEDIOS)										*TOTAL*	**70,375**

Cuadro Nº 3.8.Análisis de la Varianza para Recuperación

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado medio	F-Ratio	P-Valor
A: Tiempo	218,405	1	218,405	2184050,00	0,0000
B: pH	5,78	1	5,78	57800,00	0,0000
C: NaCN	89,78	1	89,78	897 800,00	0,0000
AB	40,5	1	40,5	405 000,00	0,0000
AC	16,82	1	16,82	168 200,00	0,0000
BC	5,445	1	5,445	54 450,00	0,0000
ABC	0,005	1	0,005	50,00	0,0194
ajuste	1,34449	1	1,34449	13444,91	0,0001
Error Puro	0,0002	2	0,0001		
Total (corr)	378,08	10			

R-cuadrado = 99,6443 por ciento

R-cuadrado (ajustado para g.l.) = 98,8145 por ciento

Error Estándar de Est. = 0,01

Error absoluto de la media = 0,311405

Estadístico Durbin-Watson = 0,458637 (P=0,0413)

Auto correlación residual Lag 1 = 0,628162

Coef. de regresión para Recuperación

Constante	=	453,486
A: Tiempo	=	-26,4714
B: pH	=	-37,0
C: NaCN	=	739,0
AB	=	2,48571
AC	=	2,14286
BC	=	-76,0
ABC	=	0,571429

El StatAdvisor

Esta ventana muestra la ecuación de la regresión que se ajustado a los datos

La ecuación del modelo ajustado es:

Recuperación = 453,486 – 26,4714 * Tiempo – 37,0 * pH + 739,0 * NaCN + 2,48571 * Tiempo * pH + 2,14286 * Tiempo * NaCN – 76,0 * pH*NaCN + 0,571429 * Tiempo * pH * NaCN

Respuesta Optimizada

Meta: maximizar Recuperación

Valor Optimo = 80,7859

Factor	Inferior	Mayor	Óptimo
Tiempo	4,0	12,0	12,0
pH	10,5	11,0	11,0
NaCN	0,1	0,2	0,2

El StatAdvisor

Esta tabla muestra la combinación de niveles de factores para maximizar recuperación por encima de la región indicada. Utilice el cuadro de diálogo Opciones del Análisis para indicar la región en la que se realizará la optimización. Puede determinar el valor de uno o más factores para una constante fijando los límites inferior y superior en ese valor.

Grafico N° 1

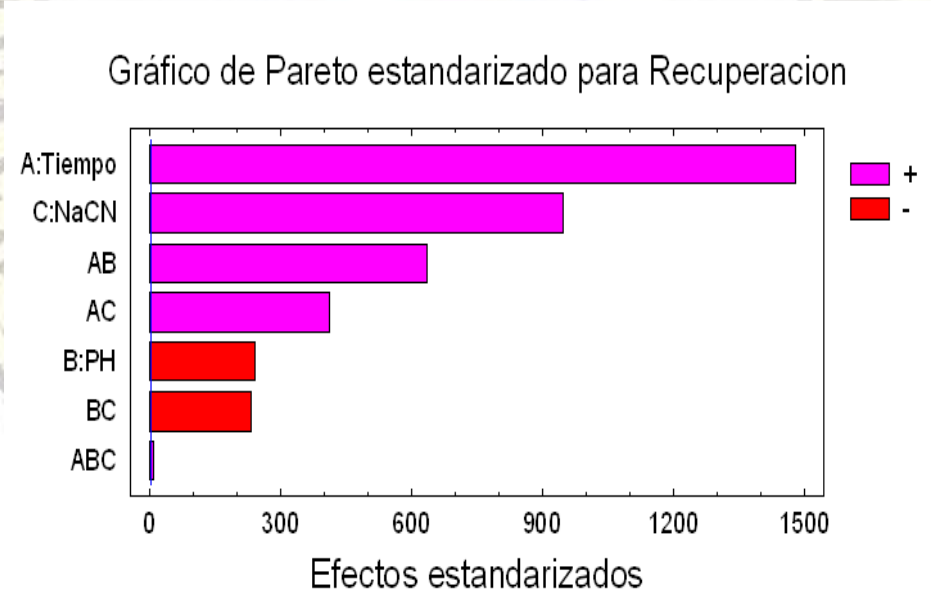


Grafico N° 2

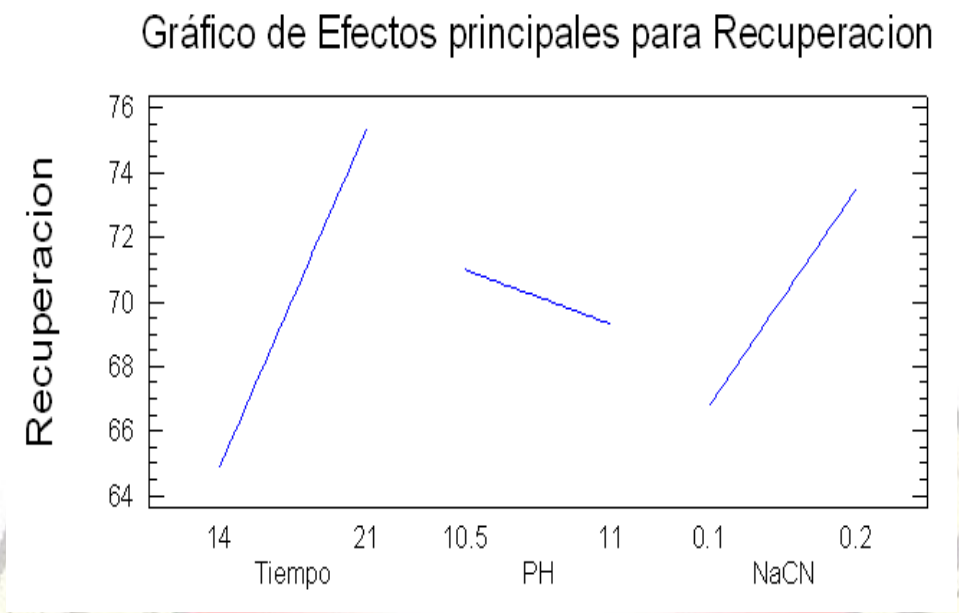


Grafico N° 3

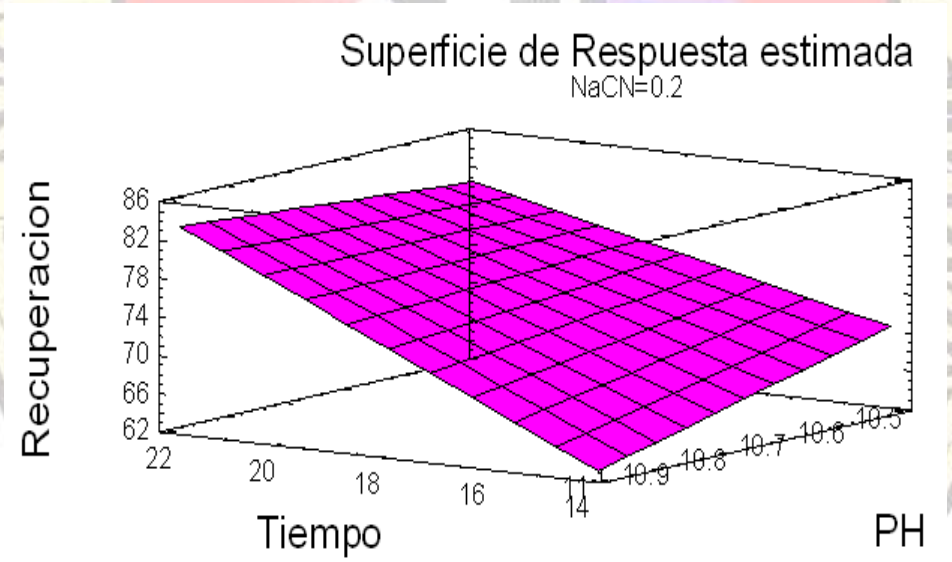
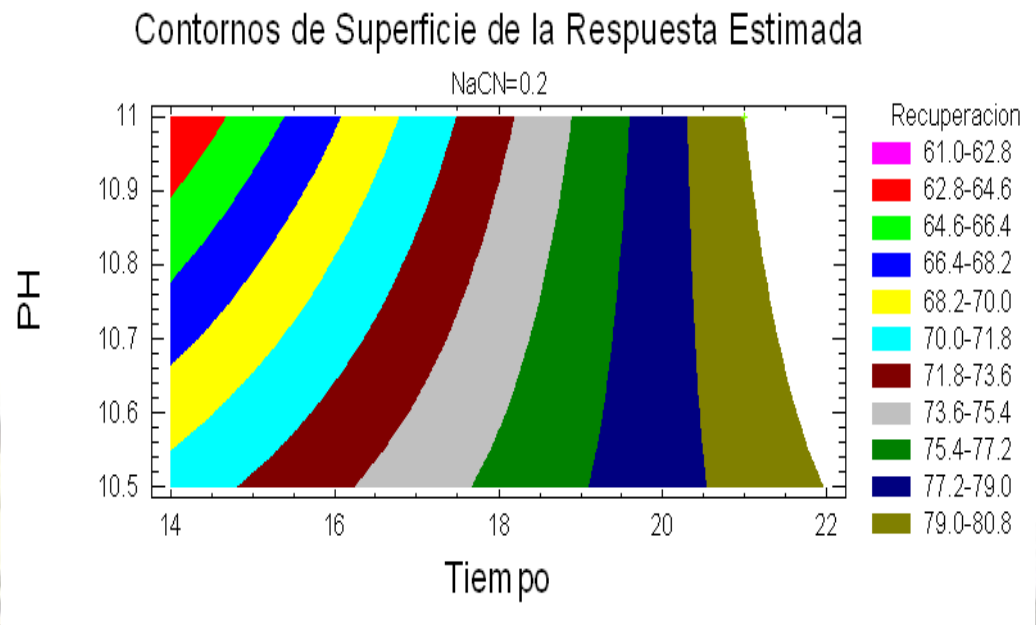


Grafico N° 4



- En el ANAVA se observa y se evidencia que las variables que tienen incidencia en el proceso son: el tiempo de riego expresado en días, la concentración de cianuro de sodio y la interacción del tiempo y pH. De la tabla podemos deducir que estos efectos son altamente significativos ya que sus P-VALUE (máxima probabilidad de cometer error tipo I) es <0,01.
- En el grafico N° 1, PARETO se visualiza la importancia relativa de los factores sobre la recuperación siendo el tiempo y la concentración de cianuro las variables más importantes, y el lugar que ocupa la curvatura indica que no tiene significancia en el proceso por lo tanto no hay necesidad de escalamiento en el diseño.
- El tiempo es una variable importante, el aumento del tiempo en la lixiviación posee el mejor parámetro para mantener recuperaciones, manteniendo la alcalinidad constante.
- En el grafico N° 2, se puede ver la tendencia de los efectos de cada factor sobre la recuperación, en el caso del tiempo de cianuración y la concentración de cianuro se observa que las pendientes son positivas, lo que significa que a mayor tiempo y concentración de cianuro mayor recuperación,ambas son directamente proporcionales a la recuperación Todo lo contrario con el efecto

del pH donde la pendiente es negativa y es inversamente proporcional a la recuperación es decir a mayor pH menor recuperación.

- Nuestro modelo matemático tiene un coeficiente de correlación de 99,6443% lo que significa que los resultados de las recuperaciones obtenidas en las diferentes pruebas quedan explicadas en un 99,6443% por el tiempo de riego, concentración de cianuro y pH. Por lo tanto podemos afirmar que el modelo propuesto es el adecuado.
- En el grafico N° 3, Superficie de Respuesta Estimada (Representación gráfica del modelo matemático) podemos observar que a medida que aumenta el tiempo aumenta la recuperación mientras que a medida que aumenta el pH disminuye la recuperación manteniendo una concentración de cianuro de 0,2%.
- En el grafico N° 4, Contornos de Superficie de la Respuesta Estimada, podemos ver claramente para obtener recuperaciones mayores a 79% debemos mantener el cianuro a un tiempo >20,5% y un pH que va entre10,5 a 11 y una concentración de cianuro de 0,2%.
- En conclusión las variables óptimas para obtener una recuperación máxima de 80,7859, que se usara en la futura planta será en un tiempo de riego de 12 días, concentración de cianuro de 0,2 y un pH de 11,0. Esta es una opción de mejora la otra es la que presentamos a continuación.

CAPITULO IV

IMPLEMENTACION DE LA OPTIMIZACION

4.1DE LA IMPLEMENTACIÓN

Para efectos de la implementación se tuvo que convencer primero al jefe de guardia luego al jefe de sección después al jefe de planta así hasta al gerente; debido a que esta planta ya se encuentra en plan de cierre. Con la implementación y con la aplicación de estos cambios se lograra ampliar el tiempo de vida de esta planta por un tiempo que no se tenía planificado y que será de mucho provecho para la empresa y para la comunidad ya que se seguirá trabajando por un tiempo más. A pesar de que los altos mandos de decisión de la empresa no lo manifestaron por escrito se va ha aplicar.

4.2 DISEÑO DE INGENIERIA

El diseño de ingeniería se realiza verificando el diseño actual de la planta y verificando las acciones a tomar para solucionar los cuellos de botella existentes en el circuito de chancado.

4.3 RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN DETALLADA

El tonelaje promedio diario ha incrementado, la capacidad diaria puede incrementarse en base sostenida en épocas lluviosas o secas, incrementando el número promedio de corridas en horas diarias por día (disponibilidad).

Se puede incrementar un número razonable de horas implementando a los métodos de operación existentes, mayor instrumentación y mejorando el sistema de las tolvas receptoras. La Tabla siguiente muestra el resumen de mejoras potenciales y provee un estimado aproximado de horas que pueden ahorrarse.

Resumen de Mejoras Potenciales por Mejoras Técnicas

ÍTEM	Descripción de tiempos perdidos	Costo estimado	Tiempo perdido promedio	Tiempo promedio estimado,
PERDIDAS DE TIEMPO PLANEADO				
1	Tiempo perdido por días no laborables. Mejorar		**264**	**96**
2				
	Mejorar inspeccion		588	540
	Rapidez en chancador		200	108
TIEMPO PERDIDO POR IMPREVISTOS				
3	Esperando por mineral		6	4
	Bloqueos		3	2
	Overland - Belt -feeder		1	1
Total Horas estimadas				**1537**

4.4 PLANTEAMIENTO DE LAS SOLUCIONES MODIFICACIONES DE LOS CHUTES.

- Incrementando la capacidad viva que ayudará a minimizar los tiempos muertos, permitiendo así que los camiones descarguen su carga completa. El operador de chancado estará en la posibilidad de focalizar y correr la faja alimentadora a una velocidad mejorada.

4.4.1 SISTEMA DE AUTOMATIZACIÓN PARA OPTIMIZACIÓN DE LA OPERACIÓN DEL CIRCUITO DE CHANCADO.

Comprende los siguientes controles:

a.- Controles de nivel en los chutes: que mejorarán el trabajo del operador, lo que permitiría mejorar el tonelaje con mayor seguridad.

b.- Balanza en la Faja Transportadora N° 2.

- La alimentación a las chancadoras secundarias depende de las zarandas por lo tanto, una alimentación intermitente a cualquiera de las chancadoras es una ocurrencia normal.

La adición de balanzas bajo la faja transportadora ayudará a monitorear el comportamiento y maximizar la eficiencia de ambas chancadoras.

c- Distribuidor de carga en el Splitter- Esto permite una distribución de carga homogénea a las dos chancadoras, es decir, este equipo debe estar enlazado a los amperajes de las chancadoras.

d- Analizador de imágenes- Una nueva tendencia en la industria minera es incorporar análisis de imágenes para leer la distribución de tamaños en las fajas.

Este equipo nos brindará como beneficio el control automático del producto de chancado.

4.5. PRESUPUESTOS

La tabla mostrada nos indica el presupuesto aprobado para realizar los cambios propuestos en el circuito de chancado.

Tabla de Costos

ITEM	COSTO US$		Comentarios
Modificación de Chutes	de la capacidad y luidez del mineral	425 000	
Controles de nivel en los chutes y splitter	Traductores de nivel VFD para 75 HP	10 000	Controlados por sistema Bausy
Medidor de peso, faja 2	Balanza de 2400 ton/hora	20 000	
Distribuidor de carga	Hidráulicos y sistema de control	18 000	Polín singular, precisión *+1 / -1%*
Analizador de imagines	Cámara, software y computadora	75 000	Incluye estructuras
Sub-total (US$)		548 000	
Contingencias, 20%		109 600	
Total (US$)		**657 600**	

CONCLUSIONES

1. Las pruebas de cianuración realizadas demuestran que se debe reducir el tamaño del mineral a trabajar de 1.5 pulgadas a 1 pulgada para obtener una mayor recuperación de oro total.
2. Mediante la prueba de cianuración se demostró que la recuperación de oro se incrementó de 78% a 81%.
3. Según los resultados obtenidos nos da un indicativo que el mineral aurífero es dócil a la cianuración, porque se demuestra experimentalmente que el consumo de cianuro llego a 0.2 Kg/TM con resultado de recuperación eficiente.
4. Las pruebas experimentales realizadas demuestran que el consumo de cianuro se debe mantener en 0.2 Kg/TM para obtener una recuperación eficiente.
5. En las pruebas de lixiviación el mineral demostró ser bastante permeable.
6. La Lixiviación en Pila con soluciones de cianuro, con un procedimiento simple y económico.
7. En las pruebas a nivel piloto se hizo un escalamiento en base a los parámetros obtenido en laboratorio a un pH 11 una concentración de cianuro del 0.2% y un tiempo de riego de 12 días.

RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar trabajos de geología y mina posteriores; los cuales permitirán disponer la caja necesaria para implementar una planta de beneficio mediante el proceso cianuración por agitación

BIBLIOGRAFIA

1. ALFARO D. Edmundo. Estadística Aplicada a los Procesos Metalúrgicos; Diseños Experimentales, Arequipa 1997.
2. ASTUCURY, Venancio. Principios de Hidrometalurgia y algunas Aplicaciones Fundamentales, Lima - Perú, 1989.
3. CHIA AQUIJE, Luis y Juan. Hidrometalurgia, Tomos I y II, Lima - Perú
4. CHIA AQUIJE, Luis y Juan. Operaciones Unitarias de Procesamiento de Minerales, Lima - Perú, 1983.
5. Curie, Jhon M. "Operaciones Unitarias en Procesamientos de Minerales"; 1993.
6. DIEZ CANSECO, Ernesto. Metalurgia del Oro y la Plata, Lima - Perú, 1981.
7. INGEMMET "Tecnologías de Explotación y Procesamiento de Oro en el Perú"; -1989.
8. Linares G., Nataniel **"**Procesos Hidrometalúrgico del Oro**"** 1992
9. Linch. A. J. "Circuitos de Trituración y Molienda de Minerales"; 1993.
10. Minera Barrick Misquichilca S.A. **"**Memoria Anual Procesos**"** Superintendencia Operaciones Procesos, 2004
11. Minera Barrick Misquichilca S.A. **"**Módulos de Chancado, Leach Pad y Merrill Crowe**"** Departamento de capacitación – Área Procesos UEA Pierina, 2005.
12. MISARI Fidel. Metalurgia del Oro, Tomos I y II. Lima – Perú.
13. Missari Ch. Fidel Sergio "Metalurgia del Oro"; Volumen I y II. 1 993.
14. MUNDO MINERO. Edición 177, 15 Agosto/15 Setiembre 1997
15. Programa de capacitación Tecsup **"**Hidrometalurgia del Oro (Fundamentos, procesos y aplicaciones), 2005.
16. QUIROZ NUÑEZ, I. Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales, Lima - Perú, 1980.
17. Vargas Gallardo, Juan. "Metalurgia del Oro y la Plata";1992.
18. VARGAS GALLARDO, Juan. Metalurgia del Oro y la Plata, Lima - Perú, 1980.