

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**SELECCIÓN DE UN PROCESO METALÚRGICO PARA EL  
PROCESAMIENTO DE UN MINERAL AURIFERO**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

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

PRESENTADO POR:

MIGUEL ANGEL MARTINEZ ISIDRO

ASESOR:

Ing. EDGAR FORTUNATO SEGURA TUMIALAN

**LIMA – PERU**

**2013**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo es dedicado a mis Padres por el gran apoyo constante que me brindaron.

## **RESUMEN**

El presente informe permite determinar la viabilidad metalúrgica y económica para desarrollar un proyecto para procesar minerales auríferos. Primero mediante un Estudio Metalúrgico se determinarán las posibilidades de tratamiento de este mineral, las rutas a seguir en el procesamiento, y se determinará el esquema más apropiado de beneficio.

El estudio se realizó de modo ordenado caracterizando la muestra al inicio, determinando su moliendabilidad para ver el comportamiento en gravimetría y flotación, posteriormente se estudiaron los esquemas de cianuración directa, cianuración en columnas y gravimetría-flotación-cianuración de concentrados.

En base a los resultados del estudio metalúrgico se predecirá los estimados de capital y operación a un nivel de precisión de  $\pm 25\%$ , comparándolas técnicas y económicamente.

## **ABSTRACT**

This paper aims to determine the economic and metallurgic feasibility to develop a gold treatment project. First at all, a metallurgical study was carried out in order to study the ore treatment options and to conclude a suitable process flow diagram.

The laboratory study started characterizing the ore samples in terms of their physical metallurgical properties followed by three gold extraction schemes: direct cyanidation, column cyanidation and gravimetry-flotation and concentrate cyanidation. The latter considered also a grindability study to achieve the better recoveries during the gravimetry and flotation processes.

Capital Investment was calculated based on Metallurgical Lab results and operational expenditure was determined with a  $\pm 25\%$  accuracy level.

## ÍNDICE

INTRODUCCIÓN .....	10
CAPITULO I.....	12
ASPECTOS GENERALES .....	12
1.1 Objetivo General .....	12
1.2 Definición del Problema .....	12
1.3 Justificación del Problema .....	13
1.4 Área de Investigación.....	14
1.5 Objetivo de la Investigación.....	14
1.5.1 Objetivo Principal .....	14
1.5.2 Objetivo Específicos .....	14
1.6 Hipótesis.....	15
1.7 Tratamiento de Efluentes .....	15
1.7.1 Oxidación con Peróxido de Hidrógeno .....	16
CAPITULO II .....	18
FUNDAMENTO TEORICO .....	18
2.1 Minerales de Oro.....	18
2.2 Selección del método de concentración .....	20
2.3 Tratamientos previos a la Cianuración.....	21
2.3.1 Concentración de Minerales Auríferos .....	21
2.4 Flotabilidad del Oro .....	22
2.4.1 Oro Libre.....	22
2.4.2 Minerales de Oro.....	23
2.4.3 Minerales asociados al Oro .....	23
2.4.4 Aplicaciones de la Flotación de Oro .....	23
2.4.5 Comportamiento del Oro en los Circuitos de Molienda .....	24
2.5 Separación Gravimétrica.....	25
2.6 Lixiviación .....	29
2.6.1 Cianuración de Minerales .....	29
2.6.2 Factores que afectan a la disolución del Oro .....	34
CAPITULO III.....	40

TRABAJO EXPERIMENTAL .....	40
3.1 Esquema de Estudio .....	40
3.2 Equipamiento .....	41
3.3 Preparación de Muestra.....	41
3.4 Caracterización del Mineral .....	43
3.4.1 Caracterización Física .....	43
3.4.2 Caracterización Química.....	45
3.5 Caracterización Mineralógica del Mineral.....	45
3.5.1 Estudios Mineralógicos.....	46
3.6 Pruebas Metalúrgicas .....	52
3.6.1 Cianuración en Botella.....	52
3.6.2 Cianuración en Vaso .....	53
3.6.3 Cianuración en Columna.....	56
3.6.4 Pruebas Integradas de Gravimetría - Flotación - Cianuración.....	58
CAPITULO IV.....	66
EVALUACIÓN ECONOMICA .....	66
4.1 Estimación de Recursos .....	66
4.2 Reservas Minerales .....	66
4.3 Dilución de Mina.....	67
4.4 Recuperación de Mina.....	67
4.5 Diseño y desarrollo de Mina .....	67
4.6 Vida de la Mina.....	69
4.7 Estimación de Costos de Capital (CAPEX).....	69
4.7 Estimación de Costos Operativos (OPEX) .....	71
CAPITULO V .....	76
PROCESAMIENTO METALURGICO .....	76
5.1 Bases del Diseño .....	76
5.2 Criterio de Diseño .....	76
5.2 Descripción del Proceso y desarrollo de Diagramas.....	77
5.2.1 Proceso Heap Leaching.....	77
5.2.2 Proceso Metalúrgico por Gravimetría y Flotación.....	81

CAPITULO VI.....	84
MARKETING.....	84
6.1 Venta de Dore .....	84
6.2 Perspectivas del Mercado.....	85
6.3 Fijación del Precio del Oro y Plata .....	90
6.4 Contrato de Refinación .....	91
CONCLUSIONES .....	92
BIBLIOGRAFIA .....	95

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 3. 1 : Caracterización Física.....	43
Tabla 3. 2 : Análisis Granulométrico Muestra M1 .....	44
Tabla 3. 3 : Análisis Granulométrico Muestra M2 .....	44
Tabla 3. 4 : Análisis Granulométrico Muestra M3 .....	45
Tabla 3. 5 : Ensayes químico del Mineral de cabeza .....	45
Tabla 3. 6 : Simbología de las especies minerales .....	46
Tabla 3. 7 : Especies mineralógicas presente en M1 .....	46
Tabla 3. 8 : Especies mineralógicas presente en M2 .....	48
Tabla 3. 9 : Especies mineralógicas presente en M3 .....	50
Tabla 3. 10 : Cianuración Directa 100% -10M.....	52
Tabla 3. 11 : Cianuración Directa en Vaso M2.....	54
Tabla 3. 12 : Pruebas de Pre-Oxidación.....	54
Tabla 3. 13 : Pruebas de CIL con Pre-Oxidación.....	56
Tabla 3. 14 : Pruebas de Botella de Máxima Extracción .....	57
Tabla 3. 15 : Pruebas en Columna .....	57
Tabla 3. 16 : Pruebas Estándar de Flotación .....	60
Tabla 3. 17 : Pruebas de Flotación M1 .....	61
Tabla 3. 18 : Pruebas de Flotación M2 .....	62
Tabla 3. 19 : Pruebas de Flotación M3 .....	63
Tabla 3. 20 : Pruebas de Cianuración Directa M2 .....	64
Tabla 3. 21 : Pruebas de Cianuración con Pre-Oxidación .....	64
Tabla 3. 22 : Pruebas de Cianuración con Pre-Oxidación y Adición de Carbón.....	65
Tabla 4. 1 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M1 .....	73
Tabla 4. 2 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M2 .....	74
Tabla 4. 3 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M3 .....	75
Tabla 6. 1 : Calidad Anticipada del Producto .....	84
Tabla 6. 2 : Impurezas Permitidas por Refinerías .....	85

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2. 1 :Jigs y Concentradores Centrífugos según el tamaño de partícula .....	27
Figura 2. 2 : Equipos Gekkos .....	28
Figura 2. 3 : Difusión en la reacción .....	30
Figura 2. 4 : Diagrama Eh/pH para el oro y el agua a 25° C.....	32
Figura 2. 5: Diagrama Eh/pH del sistema de Au-CN-H <sub>2</sub> O a 25° C.....	33
Figura 2. 6: Curva típica de disolución de oro y plata .....	36
Figura 2. 7: Curva típica de estabilidad de cianuro.....	39
Figura 3. 1 : Esquema general de estudio .....	41
Figura 3. 2 : Preparación Mecánica.....	42
Figura 3. 3 : Caracterización Física y Química.....	43
Figura 3. 4 : Muestra M1 .....	47
Figura 3. 5 : Muestra M1. ....	47
Figura 3. 6 : Muestra M2. ....	49
Figura 3. 7 : Muestra M2 .....	49
Figura 3. 8 : Muestra M3 .....	51
Figura 3. 9 : Muestra M3 .....	51
Figura 3. 10 : Diagrama Gravimetría - Flotación - Cianuración.....	59
Figura 4. 1 : Esquema de Explotación del domo–Vista del Vertedero Mineral .....	68
Figura 4. 2 : Esquema de Explotación del domo–Vista del Vertedero Estéril.....	60
Figura 5. 1 : Diagrama de Flujo del Proceso Heap-Leaching .....	81
Figura 5. 2 : Diagrama de Cianuración de Concentrados con Pre-Oxidación .....	83
Figura 6. 1 : Precio del Oro – London PM Fix – Gráfico de 10 años .....	86
Figura 6. 2 : Oro – London PM Fix – Gráfico 2012-2013.....	86
Figura 6. 3 : Plata – London PM Fix – Gráfico de 10 años .....	87
Figura 6. 4 : Plata – London PM Fix – Gráfico 2012-2013 .....	87
Figura 6. 5 : Demanda Total Anual de Oro año 2009.....	88
Figura 6. 6 : Oferta Total Anual de Oro año 2008.....	89
Figura 6. 7 : Promedio de 5 años del flujo de suministro de oro en Tonelas.....	90

## INTRODUCCIÓN

El oro ocurre en la naturaleza con muy pocas excepciones como metal nativo. Las propiedades importantes del oro nativo relacionadas a recuperación son: la alta gravedad específica (15 a 19.3 dependiendo de la cantidad de otros metales asociados), su alta maleabilidad, su solubilidad en mercurio ligado a la presencia de oxígeno. Casi todo el oro que ocurre naturalmente está asociado con algo de plata y como la plata tiene propiedades muy similares al oro tiende a seguir las mismas rutas como el oro en los procesos de recuperación.

A causa del agotamiento de las reservas de minerales de oro y debido al incremento en el precio de este elemento precioso, el tratamiento de minerales de bajo grado tanto como materiales de deshecho están recibiendo considerable atención en la actualidad. Algunos son tratados por técnicas convencionales, otros requieren seguimientos complejos, por lo que los metalurgistas se ven en la necesidad de desarrollar nuevos métodos de procesamiento. Así, dependiendo de la mineralogía, reservas, ley, topografía, clima, ubicación y la naturaleza de la distribución del oro dentro del mineral, un amplio rango de técnicas pueden ser consideradas para recuperar el metal precioso.

En la metalurgia del oro, especial atención merecen aquellos minerales llamados refractarios o minerales problema. Estos, incluyen al oro combinado químicamente (teluroso), oro libre atrapado o asociado en los minerales refractarios (pirita, pirrotita y especialmente arsenopirita) y el oro lixiviable que es readsorbido sobre materiales carbonáceos en el mineral. Los minerales refractarios requieren de una aplicación de técnicas de pretratamiento o una combinación de varios procesos,

aunque existen minerales que no responden satisfactoriamente inclusive a tratamientos innovados por lo que una investigación profunda será necesario.

.

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **1.1 Objetivo General**

Determinar la viabilidad del proyecto mediante evaluaciones técnicas y económicas y con el menor tiempo de retorno en el costo de inversión.

#### **1.2 Definición del Problema**

En la zona sur medio del país se procesan minerales auríferos artesanalmente, en los cuales el oro es recuperado mediante procesos utilizando mercurio. Hoy en día, considerando las estrictas leyes medioambientales este procesamiento sin tener las condiciones adecuadas ya no es viable. También las bajas recuperaciones obtenidas utilizando mercurio se recupera solo el oro libre, por tanto se necesita aumentar la eficiencia de las operaciones a un grado máximo incluyendo la minería, la metalurgia y la comercialización.

En nuestros centros de minería hay buenas posibilidades de recuperación de Valores de Minerales, Relaves Actuales y Relaves Antiguos: (La recuperación de Valores es más económica pues no hay costo de Minado, Chancado y Molienda). Se reconoce al sector minero, empresas mineras auríferas y en cierta forma a la minería aurífera informal.

Desde el punto de vista técnico conlleva a proponer un tratamiento que sea rentable en la minería del oro, para esto es necesario realizar pruebas metalúrgicas, se propone un estudio metalúrgico que determine la mejor vía de tratamiento y evaluando la factibilidad del proyecto.

### **1.3 Justificación del Problema**

En el presente estudio, se pretende obtener información para determinar la viabilidad técnica para procesar minerales auríferos; así como de los costos involucrados en este tipo de instalación industrial para el caso de la minería de oro.

El proyecto se justifica porque el Perú es un país que al tener prospectos auríferos en la zona del sur medio y también en Arequipa, al presente no los explota en su totalidad por razones técnicas económicas y de orden legal. Al estabilizarse el país desde el punto de vista de la disminución significativa del terrorismo y al iniciarse la creación de puestos de trabajo en todo nivel, creación y fortalecimiento de pequeños y medianas industrias, que se engranen con los actuales Sectores Productivos de Materia Prima.

En el Perú, todo el Oro producido con una Ley Mínima de 99.8% es comercializado fuera del país como un producto no refinado, sufriendo como consecuencia de esto, fuertes descuentos por gastos de refinación y mermas.

El Oro de alta pureza (99.99%) con el sello “Good Delivery” no se produce en el Perú, tampoco se recupera el Platino y el Paladio de la solución electrolítica y menos se recupera el Radio, el Iridio y el Rutenio que acompañan al Oro como impurezas valiosas. Este proyecto posibilitará el avance tecnológico y en el mediano plazo generará un cambio fundamental en la estructura de la producción minero metalúrgico de este país.

Este proyecto contribuirá posteriormente a crear mayor conciencia minero metalúrgico de la importancia del Oro a nivel nacional, ya que existe todavía un buen margen de mejoramiento, que se puede obtener vía la reducción de las pérdidas de oro y plata en los relaves y otros productos concentrados erráticos.

La inmediata acción podría asegurar un incremento en la producción y un mayor valor agregado de los metales preciosos. Es urgente un mayor asesoramiento tecnológico especialmente en la pequeña minería aurífera y minería artesanal.

Otras razones por los cuales se justifica este proyecto son:

- Mientras el Oro tenga buen precio en el Mercado, el desarrollo tecnológico seguirá teniendo perspectivas prometedoras para todos los involucrados.
- La obtención de productos finales auríferos de cada vez mayor calidad y cantidad nos acercará como país a lograr los beneficios que se obtienen por negociar el oro a tiempo y en los lugares oportunos.
- Si avanzamos en el Valor Agregado, en algún momento llegaremos al “Good Delivery” y esto permitirá la “Economía de gastos de refinación sufragados por el BCR.

#### **1.4 Área de Investigación**

El Estudio se inscribe dentro de la disciplina de Ingeniería Metalúrgica, área de ingeniería de proyectos, más explícitamente dentro del área de investigación y desarrollo tecnológico. El Estudio involucra el conocimiento y la aplicación de pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio y economía en proyectos de inversión.

#### **1.5 Objetivo de la Investigación**

##### **1.5.1 Objetivo Principal**

El objetivo de este proyecto es impulsar la aplicación y el desarrollo de la Tecnología Metalúrgica que posibilite la recuperación eficiente del Oro, a partir de menas auríferas.

##### **1.5.2 Objetivo Específicos**

El objetivo principal puede desglosarse en otros objetivos parciales:

- Plantear un Esquema de procesamiento para el Tratamiento de un mineral aurífero. Determinar los factores principales para la selección de diagramas de flujo adecuado para beneficiar minerales complejos de oro.
- Estimar el costo de inversión para el Tratamiento de un mineral de oro con una aproximación de más o menos de 25%.

## **1.6 Hipótesis**

El mineral a tratar requiere un diagrama de flujo de tratamiento metalúrgico complicado y combinaciones de métodos de tratamiento para llegar a obtener resultados satisfactorios, oro diseminado o en solución sólida en los sulfuros de hierro como pirita, arsenopirita y pirrotita, en carbonatos, telurios, arsénico, antimonio y/o sulfuros básicos de Pb, Cu, y Zn, en estos minerales ya no es posible aplicar lixiviación directa, requieren procesos de oxidación que son costosos y complicados de llevar a la práctica, entre estos procesos disponibles podemos mencionar: Preaireación, oxidación, acción bacteriana.

## **1.7 Tratamiento de Efluentes**

Al terminar un proceso de lixiviación para la recuperación de metales preciosos (en este caso oro y plata) es necesario neutralizar el cianuro dentro del sistema. Los compuestos de cianuro que se encuentren en el mineral agotado y en las soluciones estériles son tóxicas e inestables y al ser liberados al ambiente causarían un impacto potencial a la calidad del agua y de los recursos subterráneos acuíferos.

Se conocen dos alternativas para la degradación del cianuro presente después de un proceso de lixiviación y estos son:

- Degradación natural.
- Desintoxicación química del cianuro.

Según la terminología utilizada en la descripción de los procesos de desintoxicación del cianuro se refiere a las diferentes formas en que este se encuentre como residuo. El objetivo de la desintoxicación química del cianuro, es lograr bajos niveles de residuos en los efluentes y satisfacer las siguientes condiciones operacionales:

- Destruir rápidamente el cianuro.
- Minimizar los volúmenes de los efluentes.
- No generar compuestos o derivados metaestables del cianuro.
- Limitar la construcción de procesos químicos adversos a sus productos de degradación/ reacción en los efluentes.

El tratamiento químico a realizar será la oxidación con peróxido de hidrogeno.

### 1.7.1 Oxidación con Peróxido de Hidrógeno

El peróxido de Hidrogeno ( $H_2O_2$ ) oxida el cianuro libre y complejos débiles en un solo paso, dando productos no tóxicos, como lo muestra la siguiente reacción:



El cianato generado es hidrolizado a amonio y carbonato, oxidándose el amonio a nitrato. En el caso de los complejos débiles, el ión metal precipita como hidróxido.



Cualquier exceso de  $H_2O_2$  se descompone rápidamente para dar agua y oxígeno, conforme la siguiente ecuación:



Griffiths en 1988 observó que los complejos cianuro-ferro se eliminan del sistema por la adición de iones divalentes de cobre en forma de sulfato de cobre, formando ferrocianuro de cobre:



El  $Cu_2Fe(CN)_6$  es menos soluble en pH más bajos. No obstante hay ciertos excesos de cobre en el sistema que pueden ser precipitados, como hidróxidos de cobre, y estos si son solubles en pH más bajos. Para asegurar un contenido bajo de cianuro total y de cobre en los efluentes tratados, se utiliza un pH óptimo, el cual minimice dichas concentraciones. El valor del pH es alrededor de 8.5, el cual es también el pH natural de la mayoría de los estanques de cola.

Mantener un buen control del pH no es fácil en la práctica y se permanecen aún concentraciones residuales de cobre disueltos en un rango menor a 1 hasta 5 ppm, es necesario añadir un siguiente paso al proceso de desintoxicación, el cual reduzca los niveles de cobre final y permita más flexibilidad en el rango del pH.

La operación en la mina requiere que el cianuro libre que quedó en el mineral procesado sea reducido a un nivel de seguridad ambiental de 0.2 mg/l. La destrucción del cianuro se realiza en un ciclo de 10 días siguientes a la lixiviación, por ejemplo dos días para drenado, seis días para el tratamiento de Clorinación alcalina y dos días para el drenado final. Para ahorro de costos, el hipoclorito de calcio o cloro se prepara en el sitio. El cloro se consume a una velocidad de 1800 Kg/d. La cal se añade a una velocidad de 3600 Kg/d. la solución resultante tiene una concentración de cloro de aproximadamente 1000 ppm de cloro libre.

La solución se rocía sobre los montones usando el mismo sistema de aspersion utilizado en la lixiviación. Después la solución se percola a través del montón, se colecta en el estanque de cloro donde se recicla directamente al sistema de neutralización.

## **CAPITULO II**

### **FUNDAMENTO TEORICO**

#### **2.1 Minerales de Oro**

El oro nativo tiene una densidad de 19.3 gr/cm<sup>3</sup>. Sin embargo en la naturaleza tiene una densidad de 15 gr/cm<sup>3</sup>, entre sus propiedades físicas posee baja dureza, gran maleabilidad, además es de destacar su resistencia a la oxidación y al ataque de los ácidos.

La principal ocurrencia mineralógica del oro es como oro nativo y fino en forma de inclusiones dentro de otros minerales: piritas, arsenopirita, calcopiritas, esfaleritas, limonitas, cuarzo y en materia carbonosa.

Las características de los depósitos minerales y su asociación con otros minerales determinan los métodos de minado y los requerimientos en los procesos de extracción. El oro nativo se presenta generalmente aleado con plata como la principal impureza y en aleaciones con plata, cobre y hierro. Además con telurios, selenio, mercurio, platino y bismuto.

De acuerdo al tipo de ocurrencia se debe distinguir el oro libre posee bordes de contacto propio con otros minerales, el Oro encapsulado se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño bastante mayor. Un tratamiento hidrometalúrgico tendrá más posibilidades de éxito cuando se trate de oro libre que cuando se trate de oro encapsulado.

Los estudios mineralógicos del oro con fines de tratamiento metalúrgico deben responder a:

- ¿Cuál es el tipo de ocurrencia?
- ¿Qué tamaño de partícula presenta?
- ¿Cuáles son los minerales acompañantes?

Las respuestas obtenidas determinan el proceso más adecuado a las características de las menas como el tamaño de grano el proceso metalúrgico aplicable está en función del tamaño de partícula del oro. Es conveniente diferenciar entre oro “visible” e “invisible”, el límite entre ambos tamaños pueden ser fijados en una micra. La naturaleza de los minerales acompañantes del Oro (tanto los que encapsulan, como los que están entrecrecidos con el) debe ser tomada muy en cuenta, sea que se trate de seleccionar un proceso y/o optimizar su eficiencia se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Forma mineralógica y ocurrencia del oro
- Distribución de tamaño de grano de oro
- Tipo de ganga y mineral huésped
- Asociación con otras especies minerales
- Alteración de minerales
- Electrum: Cuando el contenido de plata es 20 % o más.
- Minerales oxidados: La oxidación y otras alteraciones hidrotérmicas permite el rompimiento de la estructura de la roca, incrementando su permeabilidad.
- Minerales sulfurados: Asociaciones comunes con piritas, arsenopiritas
- Minerales carbonáceos: Los componentes de carbón adsorben el oro disuelto durante la lixiviación (preg robbing)
- Teluros: Química de tratamiento compleja. Formas comunes Sylvanita, Calaverita, Petzita.

**Los minerales principales asociados al oro son:**

- Plata nativa
- Arsenopirita
- Cuarzo

- Piritas
- Limonitas
- Chalcopirita
- Carbón.

### **Los yacimientos Auríferos**

- Vetas y Filones
- Placeres
- Diseminados
- Oro como sub-producto.

#### Oro en Vetas

- El oro se encuentra atrapado dentro del no valioso
- Debe triturarse/molerse para ser liberado.

#### Oro en Placeres

- No necesita de trituración ya que el grado de liberación es alto.

#### Oro diseminado

- El oro se encuentra libre, fino y esparcido o diseminado en grandes extensiones de terreno formando bolsones
- El cuerpo mineral está cubierto por una capa de poco espesor de material no mineralizado.

#### Oro como sub-productos

- El oro asociado a sulfuros (ejemplo Chalcopirita) que fue concentrado juntamente con el metal base (cobre), tratado por métodos piro metalúrgico y separado en los procesos de electro refinación.

### **Selección del Método de concentración**

- La forma de ocurrencia del mineral define el método
- El método no se debe imponer al mineral.

## **2.2 Selección del método de concentración**

Se selecciona el método de concentración de acuerdo a la ocurrencia del oro.

Oro en Veta (necesita liberación)

- Flotación
- Cianuración
- Gravimetría.

Oro en Placeres (liberado por la naturaleza)

- Gravimetría + otros.

Oro disseminado (libre y limpio)

- Cianuración.

### **2.3 Tratamientos previos a la Cianuración**

Entre las principales Tecnologías de procesamiento de minerales auríferos tenemos:

- Concentración Gravimétrica
- Concentración por Flotación
- Amalgamación
- Fusión Directa
- Cianuración
- Procesos combinados Flotación- Cianuración.

#### **2.3.1 Concentración de Minerales Auríferos**

La recuperación de la máxima cantidad de oro parte desde la trituración y molienda de la mena a fin de liberar las partículas de oro para luego aplicar la técnica adecuada de concentración.

#### **Trituración de minerales Auríferos**

La trituración es la primera etapa mecánica en el proceso de conminución en la cual el principal objetivo es la liberación de los minerales valiosos de los minerales considerados como gangas, generalmente es en seco y normalmente se realiza en dos o tres etapas. Los minerales poco permeables deben ser triturados para mejorar la exposición del oro a la solución lixivante. Los minerales deben ser triturados hasta un tamaño compatible con el proceso que se va a aplicar. En algunos casos el mineral es procesado al tamaño ROM (run of mine).

### **Molienda de minerales Auríferos**

La liberación casi completa del oro se logra mediante la molienda de la mena. Las propiedades del oro no permiten que el oro se fracture sino se lamina en el interior del molino.

### **Minerales Auríferos Refractarios**

Los minerales de oro refractarios no lixivian en solución alcalina de NaCN, luego de una molienda fina a malla - 200. El oro refractario es aquel que a pesar de presentarse en tenores interesantes en el mineral, no responde satisfactoriamente a determinado proceso considerado convencional.

### **Requerimientos para una buena disolución**

Oro en partículas finas y libres presente en matrices porosas con fácil contacto con la solución. Ausencia de especies mineralógicas interferentes que originen reacciones paralelas (consumo de Oxígeno y cianuro) y ausencia de materiales que absorben el oro disuelto

## **2.4 Flotabilidad del Oro**

La flotación como medio para recuperar el oro, es establecida y también documentada ampliamente en la literatura. El oro se puede agrupar típicamente en tres categorías principales, a saber: como oro libre, mineral de oro y minerales asociados al oro.

### **2.4.1 Oro Libre**

Bajo este grupo de oro libre, se puede agrupar típicamente al oro aluvial (tipo placer), oro nativo, aleaciones con el metal: Oro nativo (Au), Electrum (Au, Ag), Auroestibita (AuSb<sub>2</sub>), Auricuprita (AuCu<sub>3</sub>), Maldonita (Au<sub>2</sub>Bi). El oro visible pertenece a este grupo, típicamente mayores a 0.1micrones, también es caracterizado por el concepto de GRG (oro recuperable por gravedad) según lo definido por A.R. La plante. El oro libre es naturalmente hidrofóbico, y exhibe un carácter no polar y flota por lo tanto bien.

### **2.4.2 Minerales de Oro**

Entre los minerales de oro, típicamente son los telururos, con contenidos importantes de oro como cociente fijo. Calaverita ( $\text{AuTe}_2$ ), Montbragita ( $\text{Au}_2\text{Te}_3$ ), Krennerita ( $(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}_2$ ), Petzita ( $\text{Ag}_3\text{AuTe}_2$ ), Sylvanita ( $\text{AgAuTe}_4$ ).

### **2.4.3 Minerales asociados al Oro**

Este grupo corresponde a los minerales sulfurados y oxidados que llevan al oro como componente de trazas, en solución sólida con los minerales o en forma coloidal encapsulada en el mineral. Este oro también a menudo se le refiere como oro invisible.

Entre los más conocidos tenemos: Pirrotita ( $\text{Fe}_7\text{S}_8$ ), Pirita ( $\text{FeS}_2$ ), Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), Arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ), Tetraedritatenantita ( $\text{Cu}_{12}(\text{Sb}, \text{As})_4\text{S}_{13}$ ), Bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), Calcocita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ).

### **2.4.4 Aplicaciones de la Flotación de Oro**

La aplicación del diagrama de flujo de la flotación en el proceso de recuperación de oro está en función de factores mineralógicos, ambientales y económicos.

#### **Flotación como Etapa Primaria de Concentración**

Cuando el oro está asociado principalmente con minerales refractarios o encapsulados, de muy baja concentración, o cuando puede ser recuperado adicionalmente el mineral recirculante. El concentrado de la flotación es tratado como flujo principal.

#### **Flotación como Etapa Scavenger**

La flotación es aplicada a los relaves de lixiviación para recuperar el oro asociado con minerales refractarios o encapsulados.

#### **Flotación como Etapa de concentración para la Fundición Final de Oro**

La flotación es adicionada al circuito gravimétrico para incrementar la ley gravimétrica, para la fundición posterior del concentrado de oro

### **Flotación en el Circuito de Molienda**

La recuperación de oro en los circuitos de molienda es deseable, porque reduce los inventarios de recirculación, produce un concentrado específico para ser tratado separadamente y ser más económico; o reducir la carga circulante del proceso de la fracción más refractaria, o permitir la adopción de un flujo de caja más rentable o simplemente lo más importante incrementar la recuperación total del oro.

La flotación en el circuito de molienda puede ser dirigido específicamente a recuperar el oro libre, solo con el uso de reactivos muy específicos.

#### **2.4.5 Comportamiento del Oro en los Circuitos de Molienda**

El oro exhibe características muy inusuales en el circuito de molienda. Ello se aprovecha con la separación gravimétrica y la flotación unitaria.

#### **Oro libre**

El oro pesado se acumula preferencialmente en el under flow de los ciclones. El mecanismo de molienda es un laminador de oro por su propiedad de maleabilidad. El proceso de reducción de tamaño es de seis a veinte veces más lento que los minerales y gangas. Algunas láminas se van al over flow por arrastre. Estas láminas grandes se pierden generalmente a los relaves puesto que, en la parte inferior de las celdas de flotación no se suspenden por su diseño ni están preparados para la flotación de partículas gruesas.

El oro libre exhibe características excelentes en la flotación. Ello se debe a que las partículas laminadas de oro se unen generalmente más fácilmente a las burbujas de aire, y tienen un excelente ángulo del contacto, y la extensión de la superficie del área de contacto, y también porque los bordes aserrados permiten la penetración fácil de la película del líquido alrededor de la burbuja de aire.

#### **Minerales de Oro y Minerales asociados de Oro**

Estos minerales se caracterizan por su rápida moliendabilidad, más que el oro libre. Típicamente los clivajes ocurren a lo largo de los bordes de grano de los cristales.

Estos minerales son a menudo muy amorfos o frágiles, tendiendo a acumularse en las fracciones finas. La sobre molienda conduce a las pérdidas en las fracciones finas, pues las máquinas de la flotación no se ajustan necesariamente hacia la flotación de las partículas finas (Hilario Gorvenia, 2006).

## **2.5 Separación Gravimétrica**

Los primeros procesos de tratamiento, hasta la llegada de la flotación, fueron especialmente gravimétricos, y en ocasiones hidrometalúrgico. Las caídas de los precios de los metales, tienen con frecuencia efectos positivos, en cuanto obligan a las empresas productoras, y técnicos metalurgistas a optimizar los procesos de concentración, buscando menores costes operativos.

Sin lugar a duda el mayor coste en el proceso global de tratamiento de cualquier mineral se centra en la etapa de reducción de tamaños, y concretamente en las etapas de molienda. Los procesos gravimétricos, basados en la diferencia de densidades entre mena y ganga, permiten la concentración o requerimiento de minerales pesados o carbón, desde tamaños inferiores a 100 mm, y en general desde granulometrías inferiores a 15 mm con bastante eficiencia, y muy eficientemente con tamaño de partículas inferiores a 2 mm. Lo mismo podría decirse de los procesos hidrometalúrgicos.

La concentración gravimétrica de fracciones finas, inferiores a 1 o 2 mm, mediante espirales, se presenta como una promisorio alternativa frente o como complemento al proceso convencional de flotación, pues permite prescindir o reducir las etapas de molienda fina, de costes elevados, tanto de inversión como operativos.

Minerales metálicos, como Cobre, Zinc, Plomo, Hierro y Oro, pueden incluir en sus procesos, espirales, al menos como etapas de pre concentración. Los primeros procesos de concentración de minerales fueron gravimétricos, seguidos de procesos piro metalúrgico para obtener los metales; en ocasiones los concentrados gravimétricos obtenidos eran refinados con procesos hidrometalúrgicos, como en el caso del oro y el cobre.

El yacimiento aurífero español de Las Medulas de origen romano, es un extraordinario ejemplo de gravimetría en gran escala. La explotación debió comenzar en el siglo I a.C y terminó a fines del siglo II d.C. Para dar una idea de la magnitud de la explotación valgan las cifras siguientes: se movieron más de 200 millones de  $m^3$  con un contenido medio de oro de 2 g/t y se debieron producir más de 4 toneladas anuales de oro metal, hay galerías visitables de más de 650 m de longitud, y se estima que el número de trabajadores fue del orden de 7000. Para esta explotación el agua era esencial, por lo que la trajeron de los montes Aquilanos cercanos al yacimiento, existiendo 400 km de canalizaciones con ocho acueductos, y una capacidad de almacenamiento de agua superior a 20 000  $m^3$ .

Al desarrollarse la flotación para el tratamiento de minerales metálicos, los procesos gravimétricos no desaparecieron pero pasaron a un segundo plano, a excepción de los minerales conocidos como "pesados" como el wolframio, estaño, hierro, etc., que siguieron tratándose por gravimetría, con etapas de refinado por flotación para eliminar la piritita y arsenopiritita, siempre ligada a estos minerales.

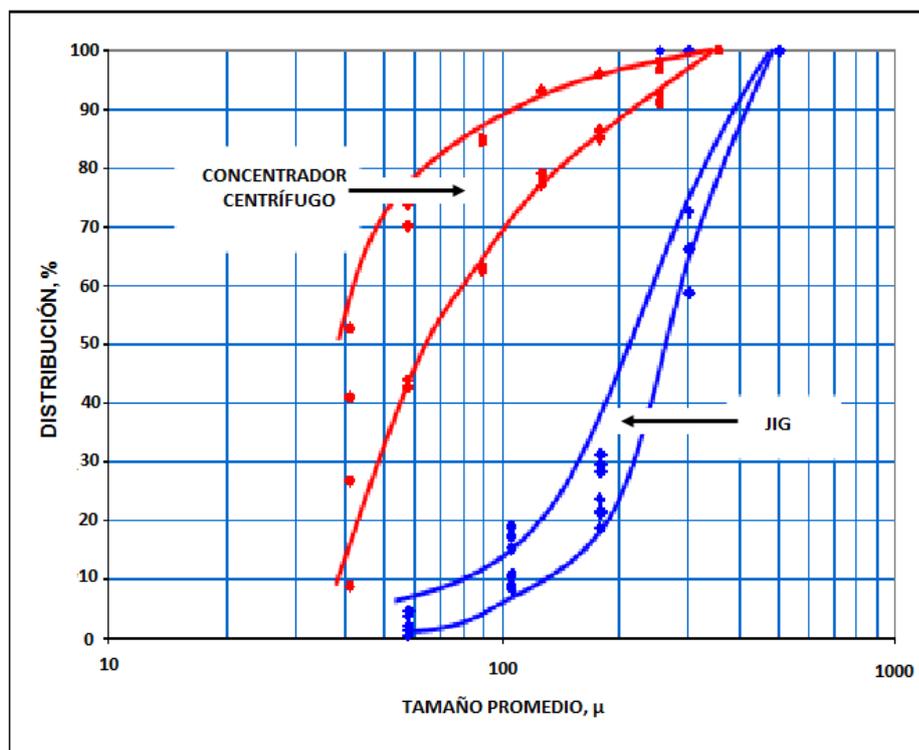
Una buena combinación de ambos procesos podría significar buena recuperación a bajo costo. Un aspecto positivo de los procesos gravimétricos es su posibilidad de aplicación a partir de granulometrías gruesas, pudiéndose tratar partículas de hasta 100 mm, lo que significa que se puede prescindir de las etapas de molienda. El lado negativo es su mal comportamiento con las partículas finas, tanto en términos de recuperación como de capacidad de tratamiento.

Por supuesto la aplicación de la gravimetría va condicionada a la existencia de liberación de la mena de la ganga, aunque sólo sea parcialmente; según el grado de liberación de las diferentes especies minerales en el mineral bruto, podrán producirse pre concentrados o concentrados finales.

Si la liberación no es suficiente, la gravimetría permite obtener pre concentrados intermedios que posteriormente pueden ser molidos y reducidos al tamaño necesario, de modo que con una etapa de concentración posterior, bien gravimétrica, de

flotación, o con cualquier otro proceso puede producirse un concentrado final reduciendo considerablemente el tamaño de las etapas de molienda.

La concentración gravimétrica se usa ampliamente en la recuperación de oro libre y oro asociado con minerales pesados. Existe variedad de equipos disponibles, y los recientes desarrollos buscan mejorar la recuperación de tamaños alrededor o por debajo de 10 micrones. Los concentrados resultantes pueden ser tratados por cianuración directa, fundición, amalgamación o cianuración intensiva, dependiendo de su mineralogía.



**Figura 2. 1 :** Operación de los Jigs y los Concentradores Centrífugos en función del tamaño de partícula

Entre otros equipos gravimétricos que existe es el jig presurizado en línea (IPJ) es único en concepto y diseño. La unidad trabaja totalmente encapsulada y presurizada, combinando una cama circular con la acción de una malla móvil. La encapsulación le permite al IPJ ser completamente cargado con pulpa y agua. Como resultado la velocidad de la pulpa es disminuída y la tensión superficial del agua eliminada, lo

cual incrementa la recuperación potencial del equipo. La zaranda es impulsada verticalmente por un sistema de eje hidráulico donde amplitud, frecuencia y velocidad pueden ser variadas y ajustadas de acuerdo a las necesidades de cada aplicación. La apertura de malla y las dimensiones o peso específico de la media utilizada también pueden ser ajustados de acuerdo a las características del mineral tratado.

La separación del mineral, gemas y partículas minerales ocurre basada en el principio de densidad relativa, tamaño de partícula y forma de la misma. Partículas de alto peso específico fluyen hacia la zona de concentrado desde donde son continuamente descargadas. La ganga más liviana es descargada por el rebalse o salida del cono del jig. Ambos materiales, concentrado y colas son descargados por efecto de la presión interna del equipo.



**Figura 2. 2 :** Equipos Gekkos

El jig presurizado en línea o “In Line Pressure Jig (IPJ)” es una unidad compacta de proceso continuo y bajo costo que requiere una mínima infraestructura y soporte logístico. En adición a su bajo costo de capital, también posee un bajo costo operacional por volumen tratado y bajos requerimientos de energía. El agua de fluidificación puede ser suplida por agua de mar, río, espesadores, agua recuperada de diques, etc., pudiendo contener hasta 2% de sólidos en peso sin que esto afecte la

performance del jig. El IPJ requiere aproximadamente un 10% del consumo de agua que normalmente utiliza un jig convencional.

## 2.6 Lixiviación

La Lixiviación es el Proceso por el cual se logra la disolución selectiva del metal valioso desde el mineral, además del material sólido, interviene el solvente acuoso y ocasionalmente un agente externo que actúa como oxidante o reductor y participa mediante un cambio en los potenciales oxido-reductores de la solución. También puede realizarse en presencia de presión y temperaturas altas.

### 2.6.1 Cianuración de Minerales

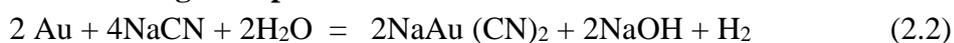
La química del proceso se basa en que, bajo condiciones oxidantes el oro y la plata pueden disolverse y acomplejarse en soluciones de cianuros alcalinos.

El ión cianuro ( $\text{CN}^-$ ) es en realidad el que tiene la acción de solvente, y la base alcalina (sodio, potasio) simplemente le da la estabilidad química al compuesto. Existen varias propuestas a la interpretación química de la cianuración:

#### Ecuación de Elsner



#### Ecuación sugerida por Janin



#### Ecuación de Bodlaender



Industrialmente se prefiere usar NaCN por su mayor contenido de CN-activo por unidad de peso: 53% versus 40% en el caso de KCN.

El  $\text{Ca}(\text{CN})_2$  no es usado a pesar de tener buen porcentaje de ión  $\text{CN}^-$  activo: 56.5% dado que suele comercializarse con un mayor contenido de impurezas que los otros casos.

### La difusión en la reacción de lixiviación

Las reacciones heterogéneas son controladas por la velocidad de la reacción química propiamente tal o por la transferencia de masa de los diversos reactantes hacia la superficie de contacto de las 2 fases.

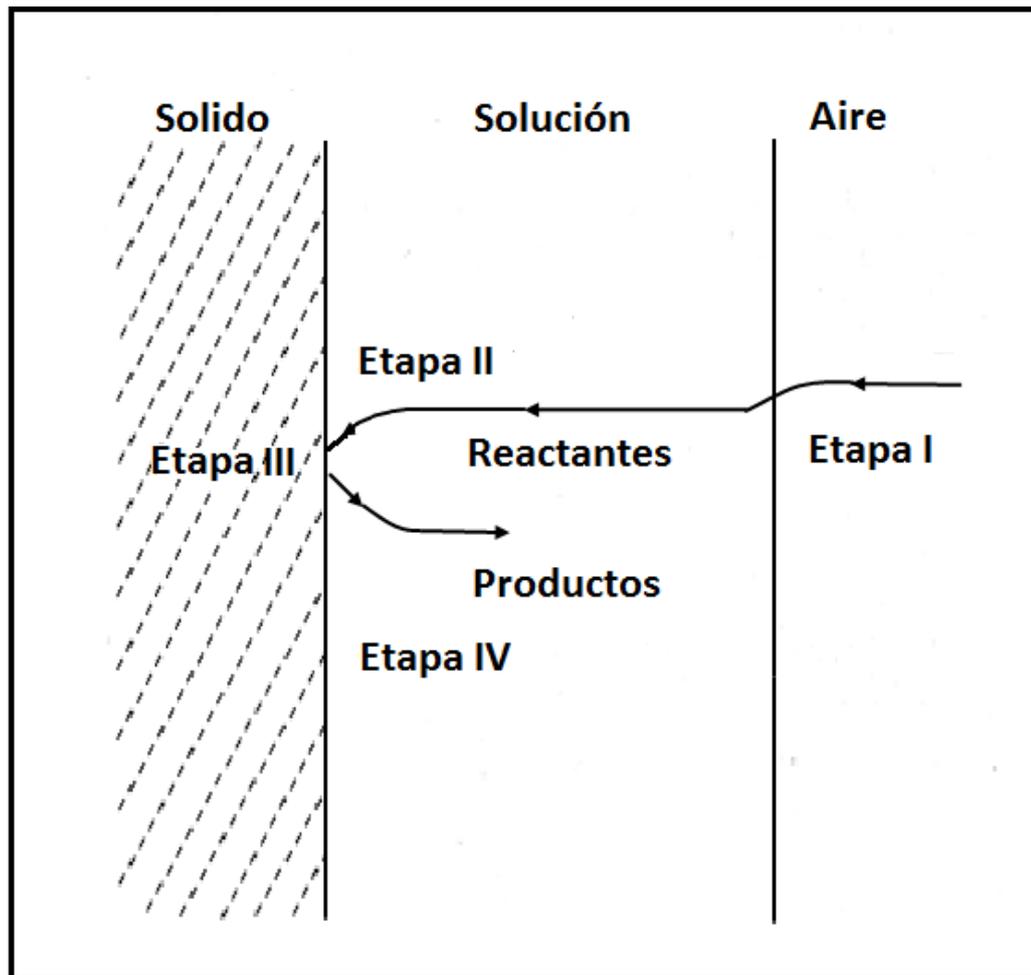


Figura 2. 3 : Difusión en la reacción

### Etapas de la reacción de lixiviación

- Transporte de masa de los reactantes gaseosos a través de la interfase aire-líquido y posterior disolución.
- Transporte de masa de los reactantes a través de la capa límite solución-sólido, hacia la superficie del sólido.

- Reacción química o electroquímica en la superficie del sólido, incluyendo adsorción y desorción en la superficie del sólido y/o a través de la doble capa electroquímica.
- Transporte de masa de las especies producidas a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

### Representación esquemática de la disolución del Oro

#### Area Anódica



#### Area Catódica



### Termodinámica de la cianuración

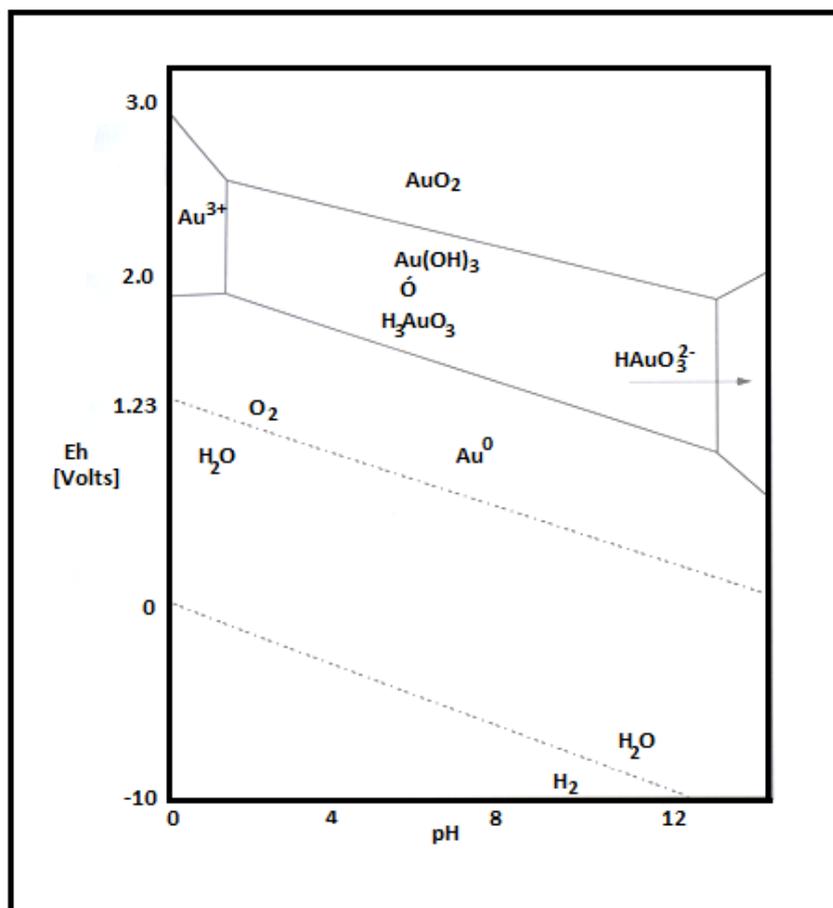
Las mejores condiciones termodinámicas para disolver el oro son:

- Presión parcial de O<sub>2</sub> elevada
- Concentración de cianuro elevada
- Concentración de iones OH baja (pH moderadamente alcalino)

Estas condiciones son difíciles de conseguir a nivel industrial. De acuerdo al diagrama de Pourbaix se aprecia que las formas oxidadas del oro existen sólo a potenciales mayores que la línea superior del campo de estabilidad del agua.

De allí hacia arriba el agua no es estable se oxida a oxígeno y pasa a reducir cada una de la formas oxidadas de oro a oro metálico.

Se concluye que el oro no es oxidado por el oxígeno disuelto en agua, aunque esté en presencia ya sea de ácidos o álcalis fuertes, ya que su poder oxidante no es suficiente para ello.

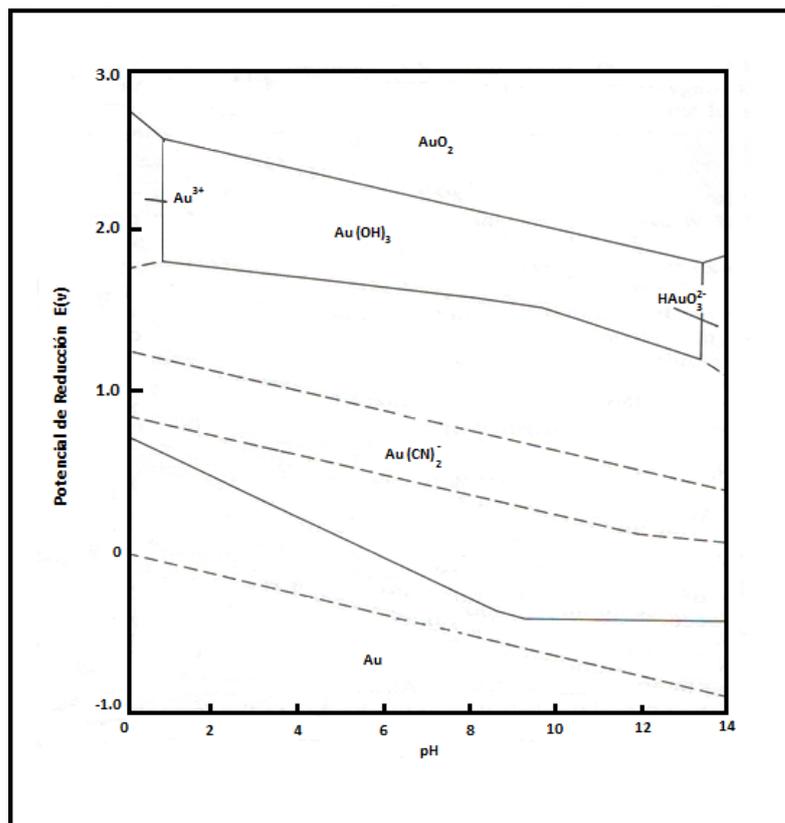


**Figura 2. 4 :** Diagrama Eh/pH para el oro y el agua a 25° C

Tal como lo demuestra el diagrama de equilibrio Potencial – pH del sistema Au-H<sub>2</sub>O, el oro es un metal muy noble, es decir, difícilmente oxidable porque su dominio de estabilidad recubre todo el dominio de estabilidad del agua.

Para comprobar los mecanismos fisicoquímicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a una revisión de sus principales propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y metaestables, representado en la figura 2.5.

Este diagrama muestra que compuestos como el Au(OH)<sub>3</sub>, AuO<sub>2</sub>, HAuO<sub>3</sub><sup>2-</sup> y también el ion Au<sup>3+</sup> requieren elevados potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de este último.



**Figura 2. 5:** Diagrama Eh/pH del sistema de Au-CN-H<sub>2</sub>O a 25° C

Del diagrama Eh-pH para el oro y el auro-cianuro se concluye:

- El gráfico muestra que los compuestos  $\text{Au(OH)}_3$ ,  $\text{Au}^{3+}$ ,  $\text{HAuO}_3^{2-}$  son reducidos por la introducción del cianuro.
- El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a 9) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico.
- Todo proceso de cianuración se requiere de condiciones de operación oxidantes.
- Todo proceso de cianuración en la práctica se realiza entre 10-11.5.
- El ión aurocianuro es extremadamente estable, mostrando así la fuerte afinidad de acomplejamiento del oro por el ión cianuro.
- Se puede observar que el oro puede ser oxidado por el oxígeno en un potencial de -0.52 V y ser soluble en soluciones alcalinas de cianuro.

## **2.6.2 Factores que afectan a la disolución del Oro**

### **Tamaño de partícula**

Cuando en los minerales se encuentra oro libre grueso, la práctica usual es separarlo por medio de sifones o trampas (traps), cribas hidráulicas (jigs), mantillas (blankets), etc.; antes de la cianuración. De lo contrario, las partículas gruesas no podrían ser disueltas completamente en el tiempo disponible para la cianuración.

Otra práctica, para reducir el tamaño de las partículas de oro que son alimentados al proceso de cianuración, es la molienda y clasificación de los minerales de oro en circuitos cerrado. En el, las partículas de oro que son gruesas y pesadas retornan al molino hasta que tengan el tamaño o espesor suficientemente pequeño para rebosar del clasificador hacia el circuito de cianuración.

Cuando se utilizan cribas hidráulicas en los circuitos de molienda, es posible coleccionar partículas de oro tan finas como las de malla 65. Una pieza de oro de 44 $\mu$ m de grosor (equivalente en grosor a la malla 325 Tyler Standard) no tomaría más de 13 horas para disolverse, y una de 149  $\mu$ m de grosor (malla 100 TS) no más de 44 horas para disolverse.

Plata metálica de los mismos espesores que el oro tomaría el doble de tiempo para disolverse. Estos valores son bajo condiciones ideales de aereación y agitación; con un mineral real y bajo condiciones de planta, la velocidad de disolución es afectado por factores como la asociación del oro y de la plata, esto es, que se encuentre o no completamente liberada, recubrimiento de la superficie del metal y la eficiencia de la solución de cianuro.

### **Concentración de cianuro**

La velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluídas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución del oro, debido probablemente a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados. Estas variaciones, incluyen tales factores como la razón del volumen de la solución a la superficie del

oro, grado de agitación, velocidad de aereación. Si es empleado un gran volumen de solución de cianuro y la superficie expuesta por el oro a la solución cianurada relativamente pequeña y si la agitación es suficientemente intensa para separar los productos de la reacción de la superficie del oro tan rápidamente como ellos son formado, entonces el factor restrictivo que gobierna la velocidad de disolución del oro, sería la concentración de oxígeno en la solución en contacto con el oro.

Si el aire utilizado como fuente de oxígeno y los ensayos o práctica de cianuración se lleva a cabo al nivel del mar, la máxima concentración de oxígeno en la solución sería 8 mg/L.

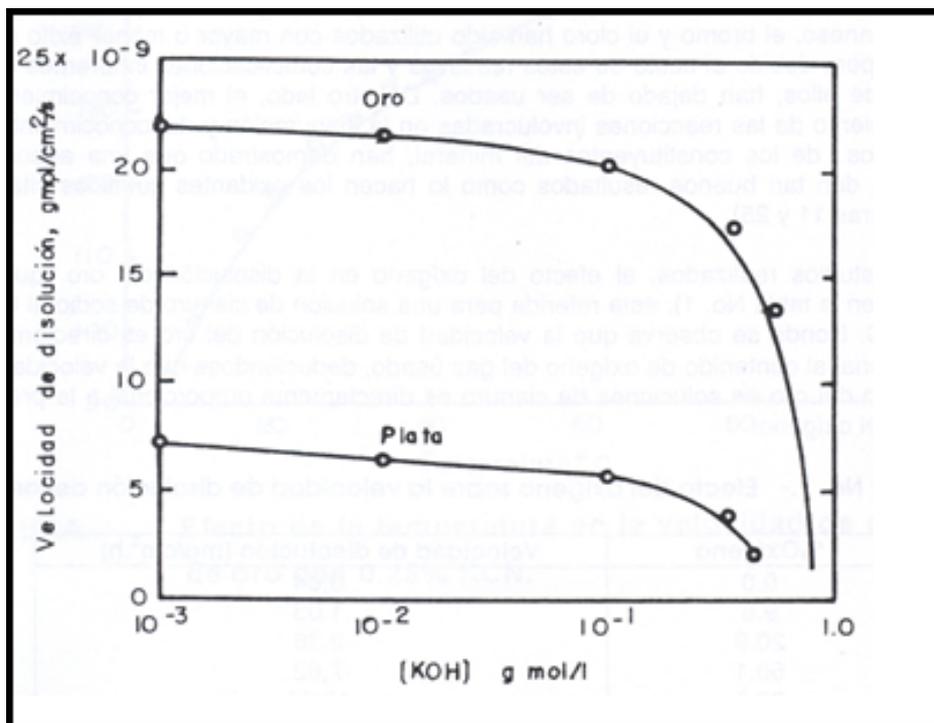
Esta concentración es menor a medida que la altitud sea mayor y aumenta la temperatura. Entonces, de acuerdo a la ecuación de Elsner, por cada 392 partes en peso de oxígeno, para que se alcance la proporción estequiometría.

Esto significa, que no habría ninguna ventaja en tener más de 392 partes en peso de cianuro de sodio (NaCN) por cada 32 partes de oxígeno, o 98 partes de cianuro de sodio por cada 8 partes de oxígeno en la solución de cianuro de sodio.

En otras palabras, la máxima velocidad de disolución del oro, bajo condiciones ideales de agitación y aereación tendría lugar en soluciones que contienen 0.0098 por ciento de cianuro de sodio.

Los concentrados sulfurados de oro, obtenidos por la concentración en mesas vibratorias o flotación, son frecuentemente tratados con soluciones de mayor concentración. Estos concentrados, generalmente requieren un estudio integral.

La velocidad de disolución de oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluídas. Las soluciones diluídas de  $\text{CN}^-$  tienen el mismo efecto práctico que una solución más concentrada.



**Figura 2.6:** Curva típica de disolución de oro y plata, mostrando el efecto de la concentración de cianuro

### Concentración de oxígeno

El uso de oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el peróxido de sodio, dióxido de manganeso, bromo y cloro, han sido utilizados con mayor o menor en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones inherentes en el manejo de ellos, han dejado de ser usados. De otro lado, el mejor conocimiento y entendimiento de las reacciones involucradas en la cianuración y el conocimiento más completo de los efectos que juegan los diferentes constituyentes indeseables en los minerales, han demostrado que la adecuada aereación bajo las condiciones apropiadas dará tan buenos resultados como el uso de oxidantes químicos.

El uso de oxígeno puro hoy en día no es costoso, por lo que el aire es la fuente usual del gas oxígeno requerido. Existen referencias del uso del ozono, pero no ha sido adaptado a escala industrial debido a su costo. Para la disolución eficiente, es necesario que el aire se ponga en contacto físico con las partículas de oro.

El uso de oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Una adecuada aereación da tan buenos resultados como lo hacen algunos agentes químicos

### **La temperatura**

Cuando se suministra calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos afectan la velocidad de disolución. El incremento de la temperatura, es de esperar, que aumenta la actividad de la solución, incrementándose por consiguiente la velocidad de disolución del oro (factor cinético de la disolución). Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye, debido a que la solubilidad de los gases decrece al aumentar la temperatura (factor físico-químico de la disolución).

La disolución del oro en soluciones de KCN al 0.25%, alcanza la máxima velocidad a 85°C, aún cuando el contenido de oxígeno en la solución a esta temperatura es menor que la mitad de aquel a 25°C. Así mismo, a 100°C, la velocidad de disolución del oro es ligeramente inferior que la máxima, a pesar de que la solución ya no contiene oxígeno. La explicación de este fenómeno que se aparta de lo que es considerado una velocidad de reacción normal para la disolución del oro, donde el oxígeno es considerado esencial, es que la capacidad de un electrodo para absorber o retener hidrógeno en su superficie es menor en una solución caliente que en una solución fría. De esta manera, la máxima fuerza electromotriz en oposición debido a la polarización viene a ser cada vez menor, a medida que la solución es calentada, hasta que la fuerza electromotriz del oro que se disuelve sobre balancea la polarización, y la disolución del oro procede sin la presencia de oxígeno.

Esto significa, que la polarización puede ser prevenida por el oxígeno, el mismo que oxida al hidrógeno en la superficie del oro y permite la disolución del oro a bajas temperaturas; o puede ser prevenido por el calor, el que desaloja el hidrógeno de la superficie del oro (factor de adsorción) y permite que el oro se disuelva sin usar oxígeno. En el último caso, la disolución del oro estaría acompañado por la generación de hidrógeno, por consiguiente, la Ec. de Janin para la disolución del oro

en soluciones de cianuro, es sustancialmente correcta para soluciones calientes. En la práctica, el uso de soluciones calientes para la extracción del oro de un mineral tiene muchas desventajas, tales como: el costo de calentamiento de la solución y del mineral, el incremento en el consumo de cianuro debido a la reacción acelerada entre cianidas, como: sulfuros de cobre, hierro, etc.

El suministro de calor a la solución de cianuro en contacto con oro, produce fenómenos opuestos que afectan la velocidad de disolución. La temperatura tienen un efecto favorable hasta los 85 °C, más allá empieza a disminuir la solubilidad del oxígeno y la velocidad de disolución decrece. Normalmente la cianuración convencional se realiza a temperatura ambiente.

#### **Alcalinidad de la solución**

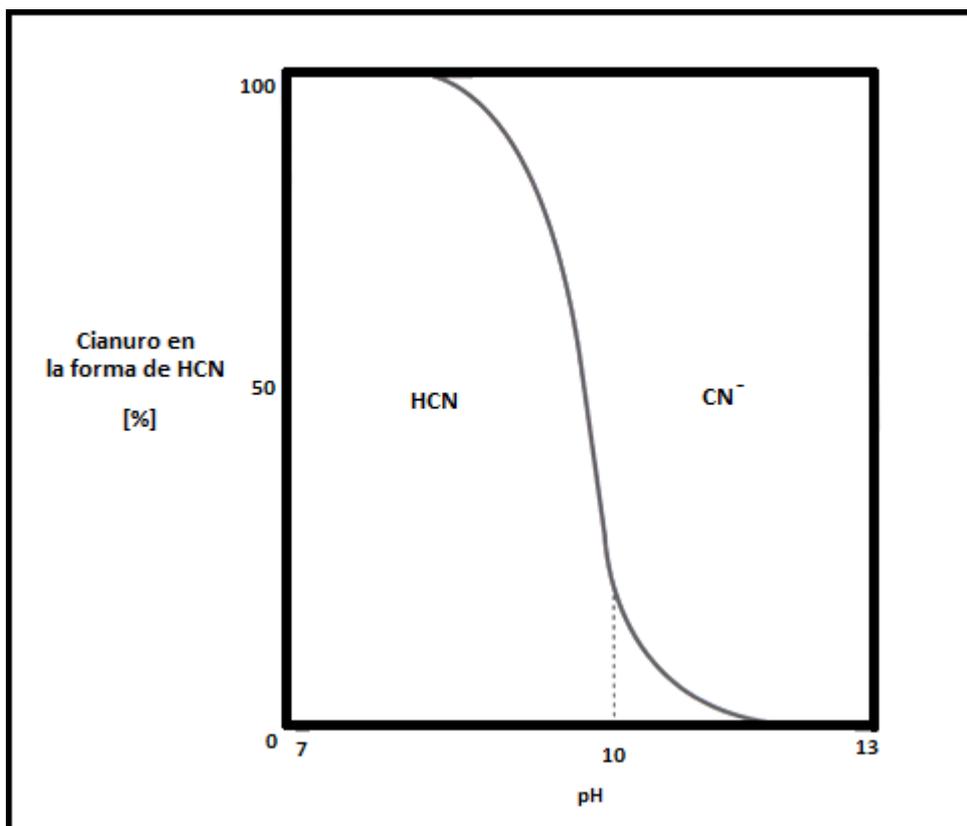
Para reducir la cantidad de cianuro que se descompone en la solución de cianuro, se adiciona cal o lechada de cal para mantener una alcalinidad protectora. Es usual, mantener esta alcalinidad de 0.5 a 1.5 lb. de cal por tonelada corta de solución. La cal tiene el efecto benéfico posterior de acelerar la sedimentación de las partículas finas de impurezas o lamas, y también precipita ciertas sustancias indeseables. En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente no son agentes de sedimentación efectivos.

Aún cuando el uso de un álcali es esencial en la cianuración, se ha demostrado mediante trabajos experimentales, que los álcalis como el hidróxido de sodio y particularmente el hidróxido de calcio, retardan la disolución del oro en las soluciones de cianuro. Cuando se utiliza hidróxido de calcio, la velocidad de disolución decrece rápidamente cuando la solución de cianuro tiene un pH cercano a 11, y la disolución es despreciable a pH de 12.2. El efecto del hidróxido de sodio es mucho menos pronunciado, y la velocidad de disolución no comienza a decrecer hasta que se alcance el pH de 12.5; y aun, a pH de 13.4, la disolución es más rápida que aquella en una solución de la misma concentración de cianuro que contiene hidróxido de sodio a un pH de 12.2. Para que se produzca el efecto total del retardo

de la disolución del oro en las soluciones de cianuro es necesaria la presencia tanto de los iones de calcio como hidroxilo.

Varias de estas variables, como: aereación, agitación, nivel de concentración del cianuro y pH, se conoce que interactúan entre sí, por lo que resulta más compleja la expresión de velocidad para la disolución del oro y de la plata. La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante la adición de cal (alcalinidad protectora).

A un pH cercano a 9.3 la mitad del cianuro total se encuentra como HCN mientras que el resto se presenta como cianuro libre ( $\text{CN}^-$ ). A pH 10.2, más del 90% del cianuro total se encuentra como  $\text{CN}^-$  y, a pH 8.4 sobre el 90% está como HCN.



**Figura 2. 7:** Curva típica de estabilidad de cianuro

## **CAPITULO III**

### **TRABAJO EXPERIMENTAL**

#### **3.1 Esquema de Estudio**

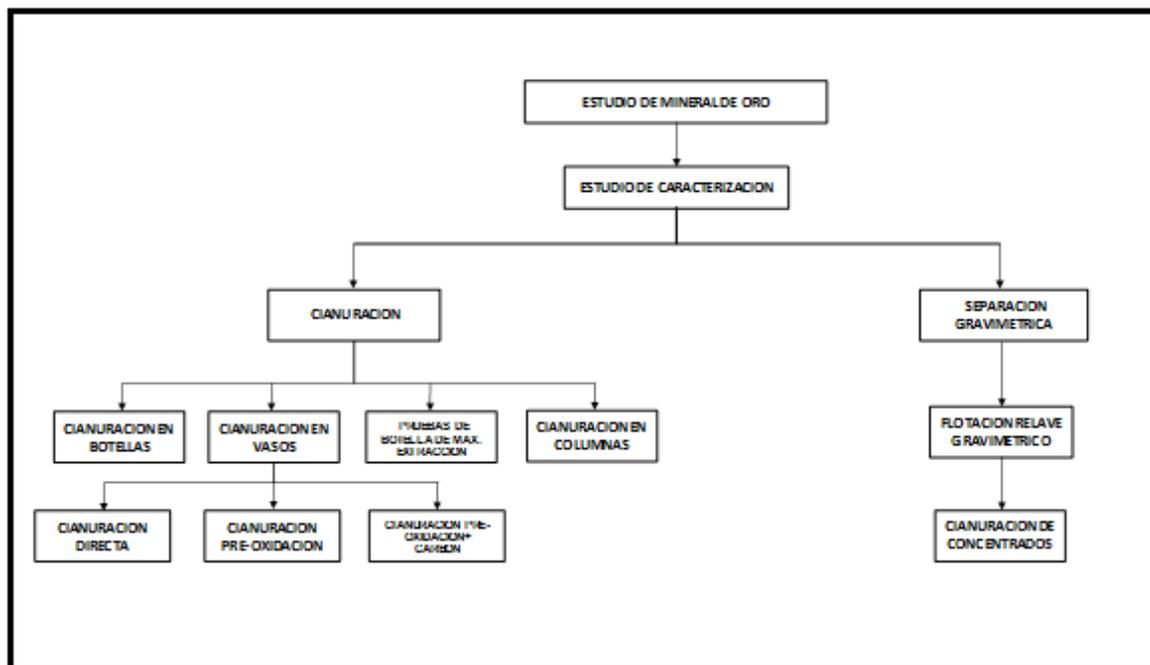
El estudio del mineral se ha realizado en función de los contenidos mineralógicos y químicos de cada muestra, esto para obtener resultados satisfactorios.

El proceso o procesos que se aplicaron para recuperar el metal precioso de la muestra mineral tuvo varias formas de tratamiento, las cuales fueron la cianuración directa, cianuración con pre-oxidación directa al mineral y la concentración de mineral (mediante gravimétrica y flotación).

El estudio también contempla la cianuración directa con y sin pre-oxidación a los concentrados obtenidos como producto de la flotación.

En la Figura 3.1 se observa el esquema que se seguirá en el presente estudio. Iniciando por un estudio de caracterización de los minerales a tratar, para luego continuar una rama la cual es la Cianuración la cual se divide en cuatro esquemas: en botella a 10 M, en vasos (con y sin pre-oxidación) y cianuración en vaso con pre-oxidación y adición de carbón, Cianuración directa en botellas grandes a una granulometría igual a la empleada en la columna hasta obtener una máxima extracción y en columnas.

Finalmente la otra rama de la Separación Gravimétrica – Flotación de relaves Gravimétricos – Cianuración de Concentrados de Flotación así como también Cianuración de los Concentrados de Flotación (con y sin pre-oxidación) y adición de carbón activado.



**Figura 3. 1 :** Esquema general de estudio

### 3.2 Equipamiento

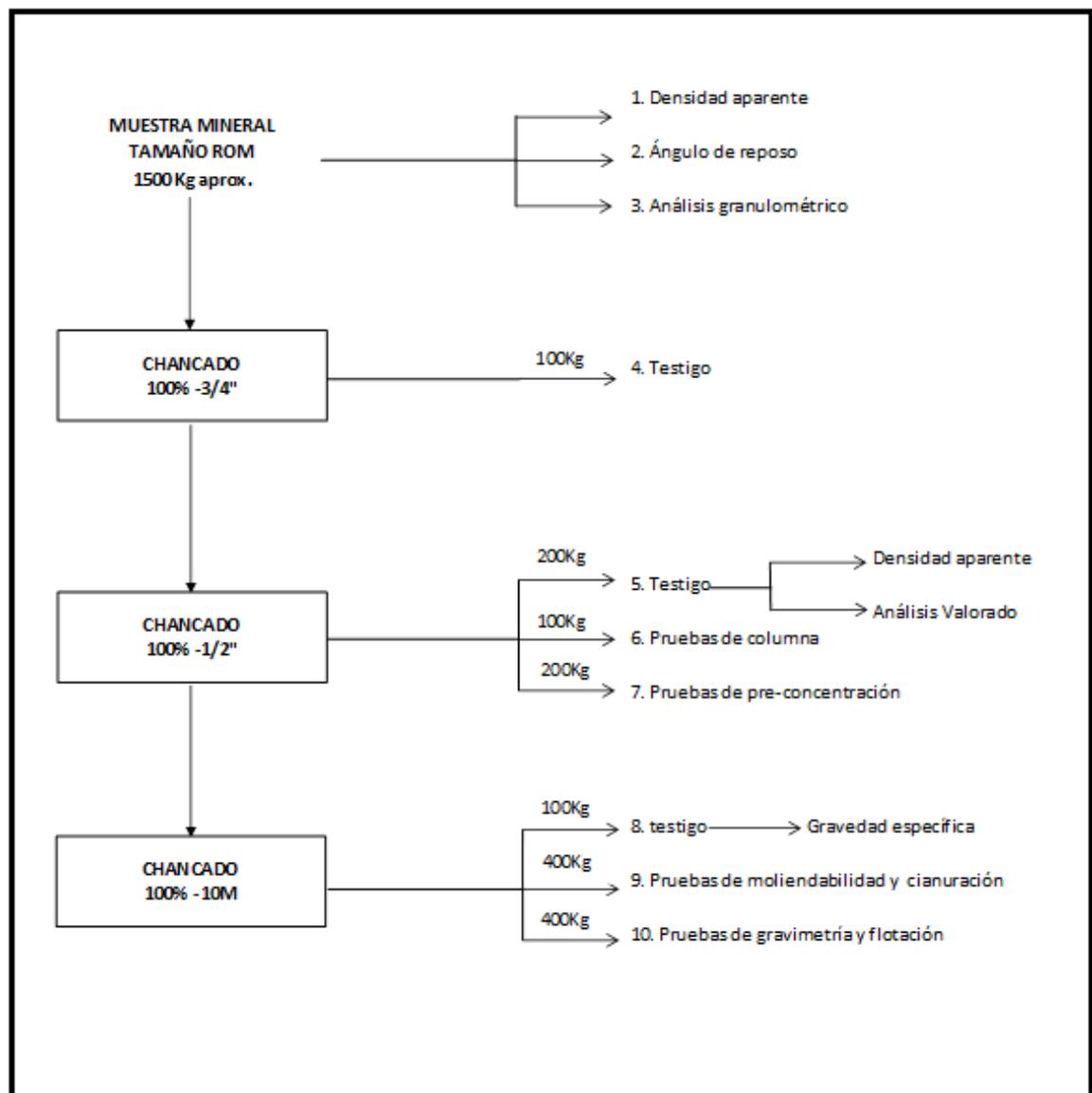
El laboratorio metalúrgico cuenta con lo siguiente:

- Chancadora de Quijadas.
- Chancadora de Rodillos
- Molino de Bolas
- Concentrador Centrífugo Falcon
- Celdas de Flotación
- Agitador de Rodillos
- Balanzas electrónicas
- Potenciómetro digital
- Ro-Tap
- Mallas serie Tyler.

### 3.3 Preparación de Muestra

Se recibieron 3 muestras de minerales con aproximadamente 1500 kilos cada una previamente identificadas como M1, M2 y M3 ya que correspondían a diferentes zonas de muestreo por consiguiente con diferentes leyes en Au.

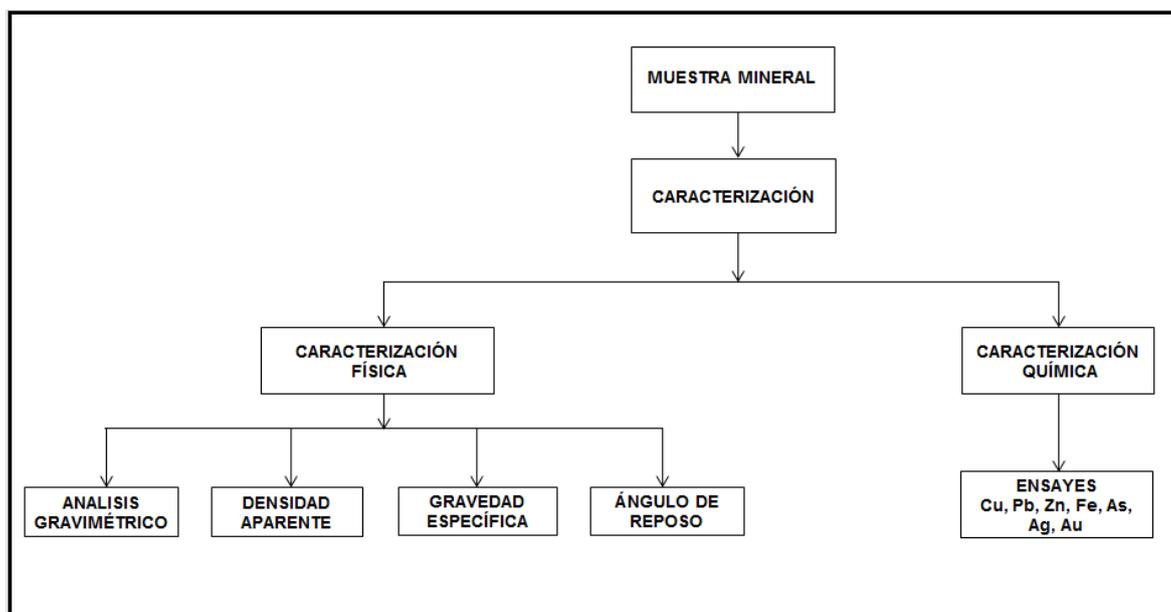
Fueron llevados a una reducción granulométrica empleando para ello una chancadora de quijada y una chancadora de rodillos de laboratorio, luego homogenizadas, cuarteadas y distribuidas por granulometría según las pruebas a realizar como se muestra en la Figura 3.2.



**Figura 3. 2 : Preparación Mecánica**

### 3.4 Caracterización del Mineral

Las muestras fueron sometidas a caracterización física y química de acuerdo al siguiente esquema.



**Figura 3. 3 :** Caracterización Física y Química

#### 3.4.1 Caracterización Física

Se determinó el Angulo de reposo ROM, densidad aparente ROM, densidad aparente a 1/2" y la gravedad específica, los valores obtenidos nos servirán de base para el dimensionamiento de algunos equipos como por ejemplo el diseño de la tolva de recepción. A continuación se muestra dichos valores obtenidos.

**Tabla 3. 1 :** Caracterización Física

Origen de Muestra	Unidad	M1	M2	M3
Angulo de Reposo ROM	Grados	35°	36°	34°
Densidad Aparente ROM	T/m <sup>3</sup>	1.56	1.53	1.52
Densidad Aparente a 1/2"	T/m <sup>3</sup>	1.41	1.44	1.44
Gravedad Especifica		2.71	2.73	2.76

### Análisis Granulométrico del ROM (Run of Mine)

Se realizó un análisis granulométrico de las muestras y de esta manera poder determinar la distribución de las partículas que presentan.

**Tabla 3. 2 : Análisis Granulométrico Muestra M1**

Mallas		Peso, Kg	Peso, %	Pasante Ac, %	Ac. Reten, %
Tyler	Micrones				
4"	101600	0	0	0	100
3"	76200	4.75	1.82	1.82	98.18
2"	50800	41.49	15.90	17.72	82.28
1"	25400	52.65	20.18	37.90	62.10
3/4"	19050	38.28	14.67	52.57	47.43
1/2"	12700	16.84	6.45	59.02	40.98
3/8"	9423	18.93	7.25	66.28	33.72
1/4"	6350	17.15	6.57	72.85	27.15
8	2360	25.14	9.63	82.48	17.52
10	1700	7.21	2.76	85.25	14.75
20	850	7.48	2.87	88.11	11.89
-20	-	31.02	11.89	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		260.91	100.00		

**Tabla 3. 3 : Análisis Granulométrico Muestra M2**

Mallas		Peso, Kg	Peso, %	Pasante Ac, %	Ac. Reten, %
Tyler	Micrones				
4"	101600	0	0	0	100
3"	76200	21.78	8.68	8.68	91.32
2"	50800	56.13	22.36	31.03	68.97
1"	25400	58.3	23.22	54.25	45.75
3/4"	19050	43.875	17.48	71.73	28.27
1/2"	12700	9.51	3.79	75.52	24.48
3/8"	9423	14.325	5.71	81.22	18.78
1/4"	6350	12.825	5.11	86.33	13.67
8	2360	15.625	6.22	92.56	7.44
10	1700	3.545	1.41	93.97	6.03
20	850	4.255	1.69	95.66	4.34
-20	-	10.89	4.34	100	0
<b>TOTAL</b>		251.06	100		

**Tabla 3. 4 : Análisis Granulométrico Muestra M3**

Mallas		Peso, Kg	Peso, %	Pasante Ac, %	Ac. Reten, %
Tyler	Micrones				
4"	101600	0	0	0	100
3"	76200	9.27	3.77	3.77	96.23
2"	50800	26.13	10.7	14.46	85.54
1"	25400	51.08	20.77	35.23	64.77
3/4"	19050	40.7	16.55	51.78	48.22
1/2"	12700	22.23	9.04	60.81	39.19
3/8"	9423	18.605	7.56	68.38	31.62
1/4"	6350	17.485	7.11	75.48	24.52
8	2360	25.72	10.46	85.94	14.06
10	1700	6	2.44	88.38	11.62
20	850	6.15	2.5	90.88	9.12
-20	-	22.435	9.12	100	0
<b>TOTAL</b>		245.985	100		

### 3.4.2 Caracterización Química

Se presenta el resultado de los análisis químicos de las muestras del mineral de cabeza.

**Tabla 3. 5 : Ensayes químico del Mineral de cabeza**

Zona de Origen	LEYES (g/t)						
	Au	Ag	Cu (%)	Pb	Zn	Fe (%)	As
M1	0.79	0.29	0.003	17.77	90.28	3.50	140.62
M2	1.14	0.07	0.003	14.59	103.42	3.20	271.52
M3	1.95	0.17	0.002	6.39	39.27	3.70	144.41

### 3.5 Caracterización Mineralógica del Mineral

Se realizó el Estudio Metalúrgico a tres minerales de diferentes zonas de extracción diferenciando las mismas el contenido de oro o ley de cabeza del mineral por lo tanto poseen características mineralógicas cualitativas similares y sólo varían las proporciones en que las especies minerales están presentes, como partículas libres o mixtas. En los Estudios Mineralógicos por Microscopía Óptica se han determinado los porcentajes estimados de los minerales libres e intercrecidos (o mixtos), y los tipos de intercrecimientos. Los estudios mencionados corresponden a lo observado en la sección pulida de cada muestra.

**Tabla 3. 6 :** Simbología de las especies minerales

Nombre	Abreviatura
Arsenopirita	apy
Bornita	bn
Calcopirita	cp
Covelita	cv
Esfalerita	ef
Gangas	GGs
Grafito	gf
Hematita	hm
Ilmenita	ilm
Limonitas	LIMs
Marcasita	mc
Melnicovita	mlc
Oro	Au
Pirita	py
Pirrotita	po

### 3.5.1 Estudios Mineralógicos

#### Muestra 1 (M1)

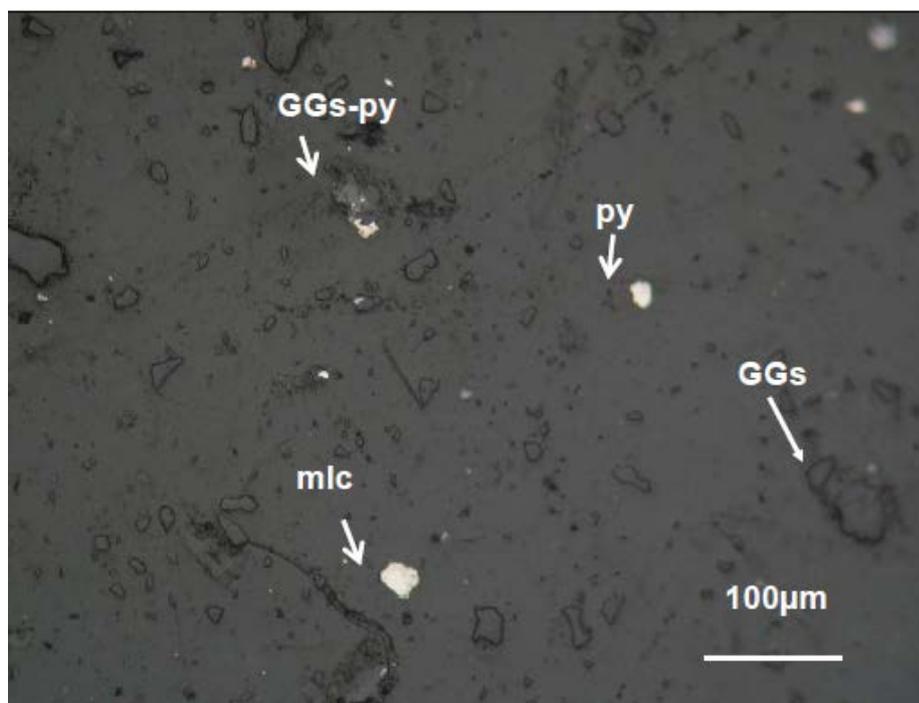
Las especies mineralógicas presente en la muestra M1, se resumen en la siguiente tabla.

**Tabla 3. 7 :** Especies mineralógicas presente en M1

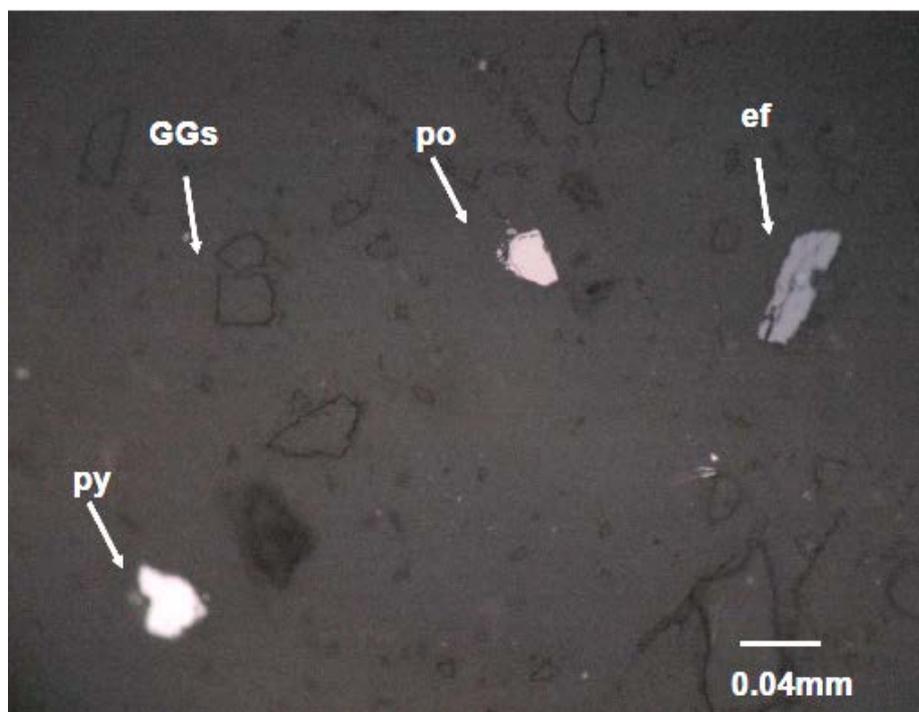
Minerales Libres	Porcentaje, %	Composición Química
Gangas	80	Variada
Arsenopirita	10	FeAsS
Pirita	4	FeS <sub>2</sub>
Pirrotita	Trazas	Fe <sub>(1-x)</sub> S
Limonitas	Trazas	FeOOH

Se observan fragmentos esencialmente de minerales no metálicos y escasos fragmentos de minerales metálicos de variada granulometría.

De los minerales libres, las gangas se presentan en un porcentaje aproximado al 80%, la pirita en un 4% aproximadamente y la arsenopirita 10%. Entre los minerales mixtos, la py-mlc ocurre en un porcentaje aproximado al 1% mientras que los otros se presentan como trazas.



**Figura 3. 4 : Muestra M1.** Granos de gangas (GGs) y escasos granos de pirita (py), melnicovita (mlc) y gangas con pirita (GGs-py)



**Figura 3. 5 : Muestra M1.** Granos libres de gangas (GGs), seguida de pirita (py), esfalerita (ef) y pirrotita (po)

### Muestra 2 (M2)

Las especies mineralógicas presente en la muestra M2, se resumen en la siguiente tabla.

**Tabla 3. 8 :** Especies mineralógicas presente en M2

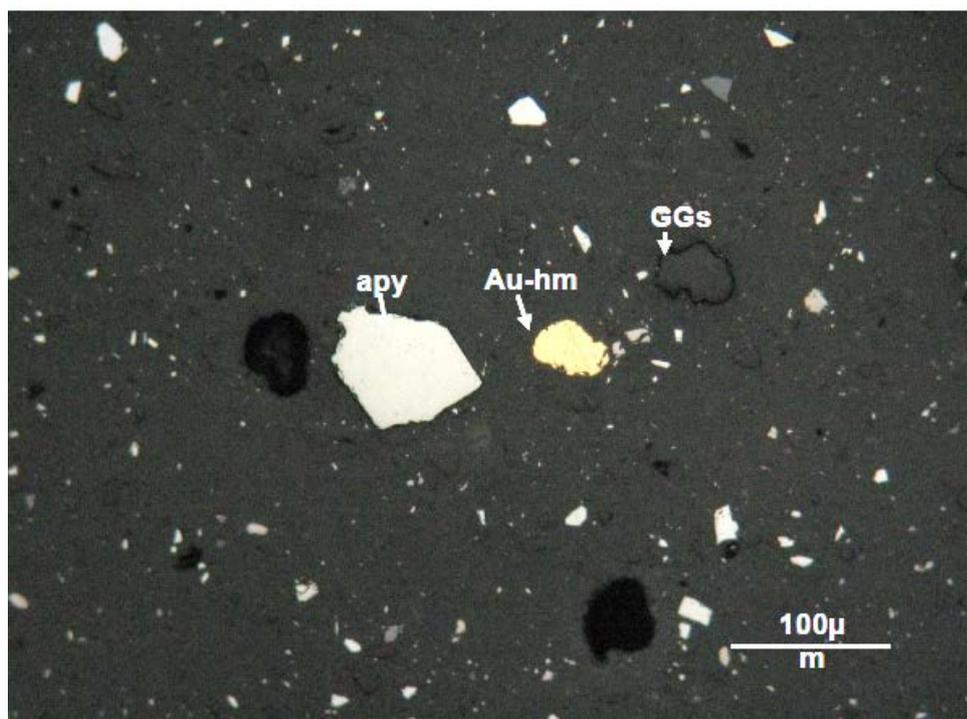
Minerales Libres	Porcentaje, %	Composición Química
Gangas	62	Variada
Arsenopirita	20	FeAsS
Pirita	5	FeS <sub>2</sub>
Pirrotita	7	Fe <sub>(1-x)</sub> S
Melnicovita	Trazas	FeS <sub>2</sub>
Ilmenita	Trazas	FeTiO <sub>3</sub>
Oro	Trazas	Au
Limonitas	1	FeOOH

Se observan fragmentos de minerales metálicos y no metálicos con granulometría que varía de 0.002 mm a 0.22 mm.

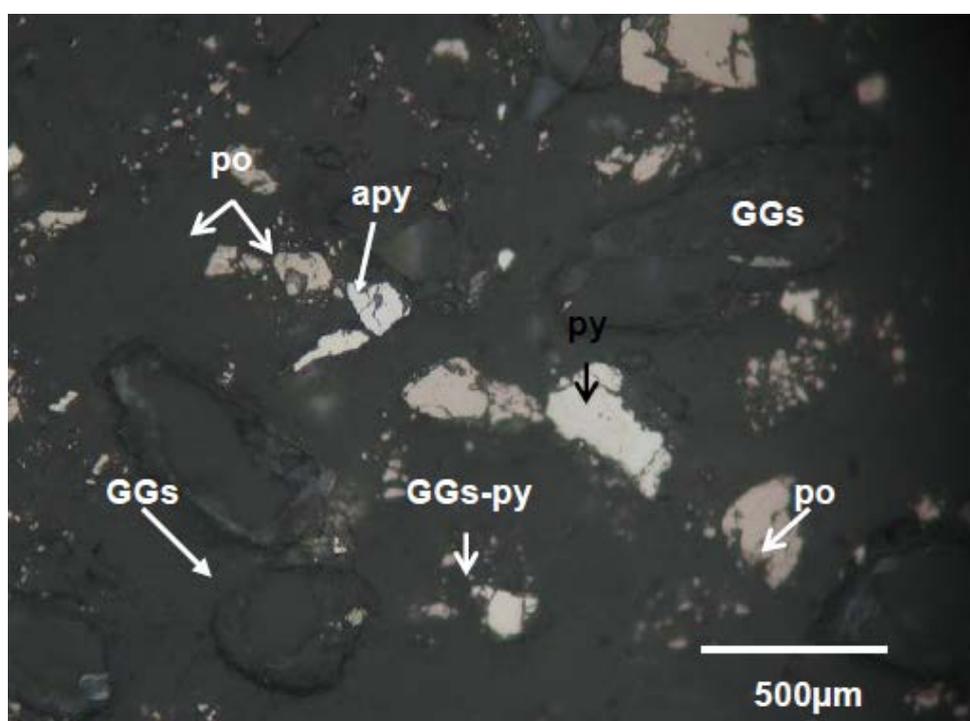
Entre los minerales libres, los más abundantes corresponden a las gangas con un porcentaje aproximado al 62% seguido de arsenopirita con aproximadamente 20%, pirrotita con el 7% y pirita 5% aproximadamente.

La limonita está presente en la muestra abarcando el 1% mientras que especies mineralógicas como la melnicovita, la ilmenita y el oro se encuentran en forma de trazas.

Se observaron dos granos de oro de 0.14 mm x 0.08 mm y 0.10 mm x 0.04 mm. Entre los minerales mixtos el más abundante es el de GGs-po-apy con un porcentaje aproximado a 1%, encontrándose un grano de GGs-LIMs-Au-po-apy en el cual el oro mide 0.10 mm x 0.04 mm.



**Figura 3. 6 : Muestra M2.** Se observa un grano de oro con inclusión de hematita (Au-hm) y minerales libres de arsenopirita (apy) y gangas (GGs)



**Figura 3. 7 : Muestra M2.** Ocurren fragmentos de pirrotíta (po), Gangas (GGs), arsenopirita (apy) y pirita (py). Se pueden observar también un grano mixto de ganga con pirita (GGs-py)

### Muestra 3 (M3)

Las especies mineralógicas presente en la muestra M3, se resumen en la siguiente tabla.

**Tabla 3. 9 :** Especies mineralógicas presente en M3

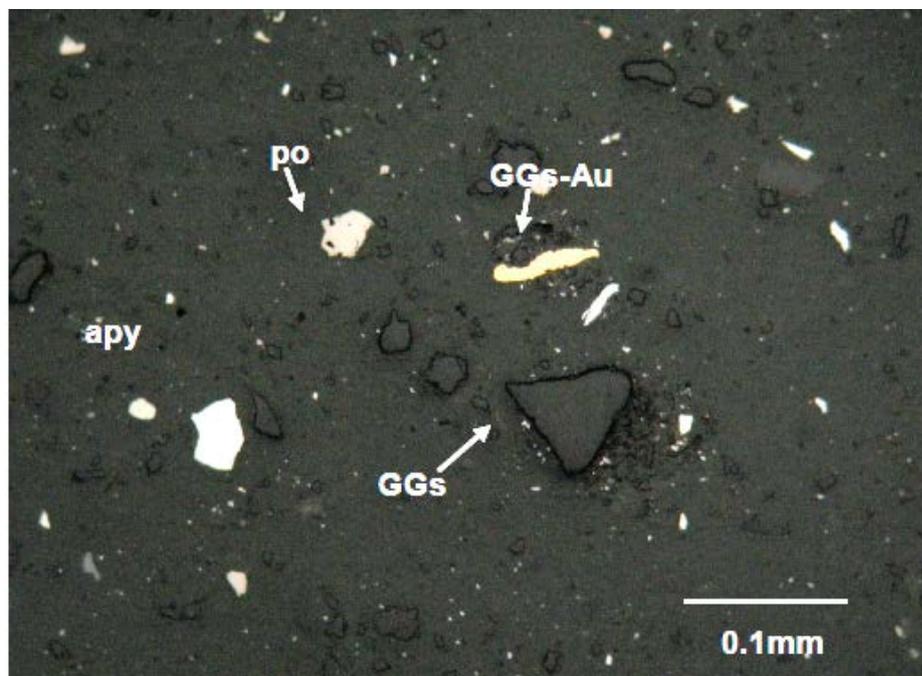
Minerales Libres	Porcentaje, %	Composición Química
Gangas	70	Variada
Arsenopirita	12	FeAsS
Pirita	5	FeS <sub>2</sub>
Pirrotita	5	Fe <sub>(1-x)</sub> S
Melnicovita	1	FeS <sub>2</sub>
Ilmenita	Trazas	FeTiO <sub>3</sub>
Oro	Trazas	Au
Limonitas	Trazas	FeOOH

La muestra está constituida por fragmentos de diversas granulometrías tanto de minerales no metálicos como metálicos.

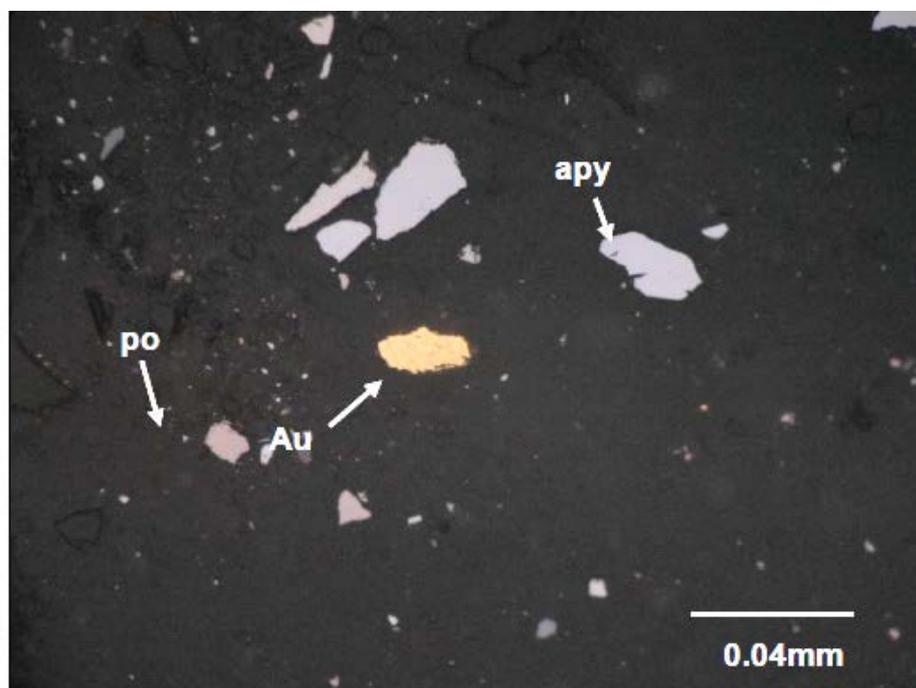
Entre los granos de minerales libres los cuales están en mayor abundancia se presentan a las gangas con un porcentaje aproximado al 70%, luego arsenopirita con aproximadamente 12%, pirita con 5% y pirrotita con 5%.

El porcentaje de melnicovita en la muestra es de 1%, mientras que otras especies mineralógicas como la ilmenita, la limonita y el oro se encuentran presentes en la muestra en forma de pequeñas trazas.

Se observó un grano de oro libre de 0.03 mm x 0.01 mm. Entre los minerales mixtos se encuentran py-mlc en un porcentaje aproximado al 1%, GGs-apy-po en 1% y GGs-Au como trazas en el cual el oro mide 0.12 mm x 0.03 mm.



**Figura 3. 8 : Muestra M3.** Se presentan granos libres de arsenopirita (apy), pirrotita (po) y gangas (GGs) así también grano de oro asociado a gangas (GGs-Au)



**Figura 3. 9 : Muestra M3.** Se presentan granos libres de arsenopirita (apy), pirrotita (po) y gangas (GGs) así también grano de oro asociado a gangas (GGs-Au)

### 3.6 Pruebas Metalúrgicas

Las pruebas metalúrgicas proporcionan los datos requeridos para el diseño de una planta a nivel de Estudio de Pre - Factibilidad (“PFS” Pre - Feasibility Study) y para determinar un diagrama de flujo óptimo para el proceso. El programa de pruebas metalúrgicas del PFS considera pruebas de flotación, gravimetría, cianuración convencional, ratios de percolación y estudios de molienda.

Los resultados metalúrgicos del programa de pruebas se utilizaron para desarrollar el diagrama de flujo a nivel de Estudio de Pre - Factibilidad.

El Programa de pruebas metalúrgica a nivel de Pre - factibilidad forma la base para preparar los criterios de diseño, los diagramas de flujo del proceso, el balance de masas y el dimensionamiento de equipos.

#### 3.6.1 Cianuración en Botella

Se efectuarán tres pruebas de cianuración en botella (una para cada muestra) a una granulometría de 100%-10M (2000  $\mu$ ) y a una fuerza de cianuro de sodio de 1000 ppm, en un rango de pH 10.5 a 11 y un porcentaje de sólidos de 33% para las tres zonas en estudio.

El tiempo de lixiviación que se usó en todas las pruebas fue de 48 horas. En la Tabla 3.10; se muestran los resultados de éstas pruebas:

**Tabla 3. 10 : Cianuración Directa 100% -10M**

Descripción	Unidad	M1	M2	M3
Cabeza Calculada	Au g/t	0.81	1.10	2.04
Extracción	%	84.01	69.01	77.48
Consumo de NaCN	Kg/t	3.26	3.90	4.52
Consumo de Cal	Kg/t	0.48	0.84	1.01

De acuerdo a la Tabla 3.10, la zona M1 presenta una mejor extracción alcanzando un 84% de disolución de Au en 48 horas de tratamiento a pesar de la granulometría gruesa, podemos observar que la muestra M2 tiene menor extracción comparada con las otras dos zonas lo que indicaría que posiblemente mayor cantidad de Oro se encuentre encapsulado en esta zona.

La zona M3 (ley de oro en la cabeza: 1.95 g/t) y la zona M2 (Ley de oro en la cabeza: 1.14 g/t), muestra ambas una descripción mineralógica que poseen pirrotita pero en diferentes concentraciones, es decir, M3 presenta 5% y M2 7% lo que indicaría que parte del oro se encuentra diseminado en pirrotita guardando cierta relación proporcional con la ley de oro.

Teniendo en cuenta que la pirrotita tiene un efecto negativo en la cianuración por ser consumidora de reactivos, su mayor presencia retarda la disolución de oro, agotado el efecto negativo de la pirrotita, la disolución del oro continúa con el oro libre y/o liberado por efecto de la molienda. Este comportamiento se presenta en todas las pruebas de cianuración.

### **3.6.2 Cianuración en Vaso**

Se realizaron pruebas de cianuración en vaso sin pre-oxidación (cianuración directa) y con pre-oxidación para determinar el posible efecto que pudiera observarse en la recuperación del mineral.

Las pruebas fueron realizadas a un tamaño de partícula  $P_{80}$  de 75  $\mu\text{m}$ . El tiempo de lixiviación que se usó en todas las pruebas fue de 48 horas.

#### **Cianuración Directa en Vaso**

La prueba de cianuración en vaso sin pre-oxidación se realizó solo a la muestra M2 y con las siguientes fuerza de cianuro de sodio de 1000 ppm, 1500 ppm y 2000 ppm, el tiempo de agitación para cada una de las pruebas fue de 48 horas obteniéndose los siguientes resultados.

**Tabla 3. 11 : Cianuración Directa en Vaso M2**

Descripción	Unidad	Valor	Valor	Valor
Fuerza NaCN	ppm	1000	1500	2000
Cabeza calculada	Au g/t	1.15	1.20	1.16
Extracción	%	80.03	81.72	84.54
Consumo de NaCN	Kg/t	4.80	7.12	9.42
Consumo de Cal	Kg/t	1.36	0.88	0.57

Si realizamos una comparación de la extracción con respecto a la granulometría podremos observar que la muestra M2, presenta una extracción de 69% de Oro a una granulometría de 100% - 10M mientras que una granulometría de P<sub>80</sub> de 75 µm se ve mejoras alcanzando una extracción mínima de 80% y máxima de 84% de oro.

El aumento en la recuperación a un a granulometría más fina va de la mano con el aumento en la fuerza de cianuro, es decir se observa mayor extracción de oro al aumentar la fuerza del cianuro.

### Cianuración en Vaso con pre-oxidación

Se realizaron 8 pruebas de cianuración con pre-oxidación 3 pruebas a la muestra M1, 3 a la muestra M2 y 2 pruebas a la muestra M3, empleando las fuerzas de 1000, 1500 y 2000 ppm de cianuro de sodio. Los resultados se detallan a continuación en el siguiente cuadro.

**Tabla 3. 12 : Pruebas de Pre-Oxidación**

Descripción	Unid	M1			M2			M3	
Fuerza NaCN	ppm	1000	1500	2000	1000	1500	2000	1000	1500
Pre-oxidación	ppm O <sub>2</sub>	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0
Cabeza Calculada	Au g/t	0.85	0.87	0.87	1.10	1.20	1.19	2.13	2.10
Extracción	%	85.85	89.62	91.93	83.64	86.68	88.22	88.27	92.37
Consumo de NaCN	Kg/ t	3.84	5.46	7.43	4.04	5.86	6.72	4.36	6.06
Consumo de Cal	Kg/t	0.95	1.80	1.74	1.72	1.79	1.96	1.73	1.86

La prueba inicia con un tamaño de partícula de  $P_{80}$  de 75  $\mu\text{m}$  y con un flujo de oxidación de la pulpa de 0.25 L/min de oxígeno por un período de 12 horas, hasta mantener una concentración de oxígeno de 12 ppm en la pulpa. Luego se procede a lavar la pulpa y lixiviar a las diferentes concentraciones indicadas anteriormente.

La muestra M1 tiene una extracción mínima de 85% y una máxima de 92% lo que podría indicar que a mayor fuerza de cianuro se puede obtener mayor extracción de valores en esta muestra.

Para la zona de M2, se comparó con los resultados obtenidos en la tabla 3.11 se puede ver el incremento en la extracción de oro en un promedio de 3.0% al mismo tamaño de grano manteniéndose el comportamiento para las tres fuerzas de cianuro de sodio con las que se trabajó.

La extracción del mineral M3 es buena teniendo en cuenta el tamaño de grano ( $P_{80}$  de 75  $\mu\text{m}$ ) lo que hace que haya mayor superficie de contacto con el cianuro, incrementándose la extracción hasta en 10% comparado con un tamaño de grano 100% -10M.

Para una fuerza de cianuro de 1000 ppm, se logra una extracción de oro de 88%, al incrementar la fuerza de cianuro de sodio a 1500 ppm, la extracción de oro se incrementa hasta 92%.

### **Cianuración en Vaso con pre-oxidación y adición de Carbón**

Se llevaron a cabo 6 pruebas de lixiviación en vaso adicionales con oxidación previa (inyección de oxígeno) similar a las desarrolladas en el punto anterior para las muestras M1, M2 y M3 empleando fuerza de cianuro de sodio de 1000 ppm y 1500 ppm( fuerzas para cada una de las muestras); pero para este caso, transcurridas 12 horas de cianuración, se agregó carbón activado a la pulpa para un tiempo adicional de contacto de 20 horas además de seguir cianurando hasta el término de 32 horas de tratamiento; en la Tabla 3.13 se puede observar los resultados obtenidos para cada una de éstas pruebas.

**Tabla 3. 13 : Pruebas de CIL con Pre-Oxidación**

Descripción	Unidad	M1		M2		M3	
Fuerza NaCN	ppm	1000	1500	1000	1500	1000	1500
Pre-oxidación	ppm O <sub>2</sub>	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0
Cabeza Calculada	Au g/t	0.87	0.93	1.11	1.11	2.07	1.99
Extracción a 12 horas	%	74.59	85.54	78.99	79.23	78.83	85.31
Extracción	%	85.85	89.62	81.93	83.64	86.68	88.22
Adsorción en Carbón	%	83.68	89.01	81.79	83.01	87.81	89.87
Consumo de NaCN	Kg/ t	3.78	5.85	4.45	6.04	4.24	6.24
Consumo de Cal	Kg/t	1.41	1.53	1.63	1.76	1.80	1.93

Los valores obtenidos en tabla, para el caso del carbón, la recuperación se encuentra en función al concentrado como si fuera una nueva muestra, es decir, sí se logra extraer 85.85% de oro en la cianuración, de este solo se alcanza recuperar el 83.68% de Oro en el carbón, la diferencia aún se encuentra en la solución; esta manera de cálculo se aplicó para cada una de las muestras. Podemos apreciar también que a las 12 horas de tratamiento, a 1500 ppm se logra gran parte de la extracción en comparación al total.

### 3.6.3 Cianuración en Columna

Previo a las pruebas de Columnas, se desarrollaron pruebas de Botellas de Máxima Extracción para obtener máximos consumos en cal y cianuro, permitiéndonos determinar los parámetros necesarios para el cargado de la columna. Las botellas se trabajaron con mineral a una granulometría de 100% -1/2”, a una dilución de 33.3% de sólidos.

El tiempo de cianuración dependió de la ley de oro en la Solución Rica, ya que el objetivo de esta prueba es alcanzar la Máxima Extracción de oro posible, las concentraciones con las que se trabajaron las botellas fueron de 750 ppm para M3 y M2 y 500 ppm para el caso del mineral de M1.

Las columnas se cargaron con un peso aproximado de 100 Kg y con una humedad promedio de 4% en cada uno de los tres tipos de muestras, se usó granulometría de 100% -1/2". Las tres columnas tuvieron un diámetro de 8", y una altura promedio de 2.3 metros. Adicionalmente se evaluó la percolación del mineral en cada una de las pruebas.

En las pruebas de Botellas de Máxima Extracción se logró extracciones de 89.12%, 49.08% y 51.83% para las zonas de M1, M2 y M3 respectivamente. Los resultados se muestran en la Tabla 3.14.

**Tabla 3. 14 : Pruebas de Botella de Máxima Extracción**

Zona de origen	Granulometría pulgada	Fuerza NaCN ppm	Cabeza Calculada Au g/t	Relave Au g/t	Extracción %	Consumo Kg/t	
						NaCN	Cal
M1	½	500	0.83	0.09	89.12	1.54	1.06
M2	½	750	1.08	0.55	49.08	2.52	1.75
M3	½	750	2.03	0.98	51.83	3.08	0.96

El tiempo promedio de cianuración continua, fue de 10 días presentándose consumos de Cal de 1.06, 1.75 y 0.96 Kg/t y cianuro de 1.54, 2.52 y 3.08 Kg/t para las zonas de M1, M2 y M3 respectivamente.

En las pruebas de Columna se logró extracciones de 80.36%, 31.38% y 37.80% para las zonas de M1, M2 y M3 respectivamente tal como se puede observar en la Tabla 3.15.

**Tabla 3. 15 : Pruebas en Columna**

Zona de Origen	Granulometría pulgada	Fuerza NaCN ppm	Cabeza Calculada Au g/t	Relave Au g/t	Extracción %	Consumo Kg/t	
						NaCN	Cal
M1	½	500	0.72	0.14	80.36	1.16	1.25
M2	½	750	1.03	0.71	31.38	1.74	1.77
M3	½	750	1.76	1.10	37.80	3.16	1.62

Los consumos de Cal fueron de 1.25, 1.77 y 1.62 Kg/t y cianuro de 1.16, 1.74 y 3.16 Kg/t para las zonas de M1, M2 y M3 respectivamente. El mineral de M3 permaneció más días en la etapa de cianuración (59 días) seguido por el de M2 (42 días) y M1 (39 días), siendo esta última la que presenta mejor extracción.

#### **3.6.4 Pruebas Integradas de Gravimetría - Flotación - Cianuración**

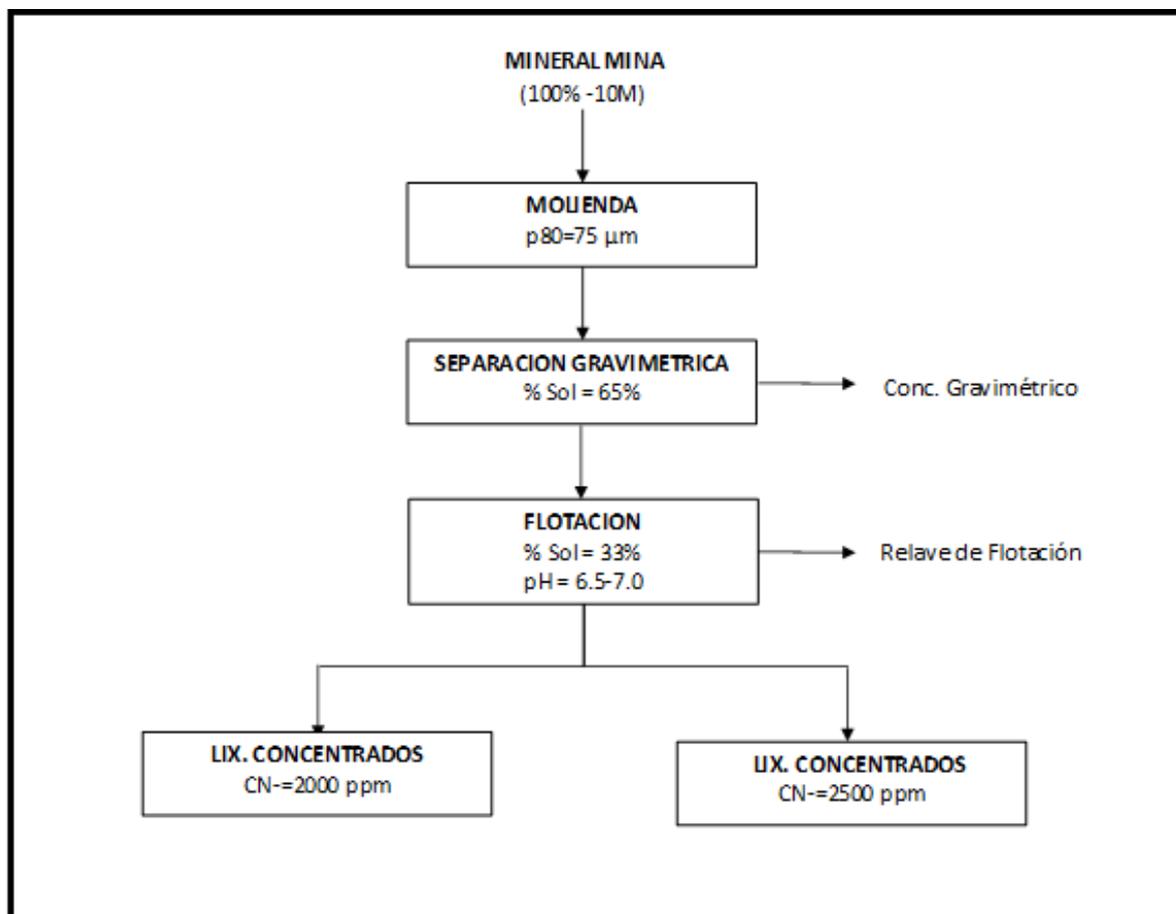
El desarrollo de las pruebas se llevó a cabo en tres pasos o procesos continuos. Primero se realizó una separación gravimétrica en un concentrador Falcon a un tamaño de partícula  $P_{80}$  de 75  $\mu\text{m}$  y un porcentaje sólidos de 65%; en segundo lugar, se lavó y flotó la cola de la separación gravimétrica a un rango de pH 6.5 a 7.0 y un porcentaje de sólidos de 33% a 35% haciendo uso de AP - 4037 y Xantato Amílico de Potasio (PAX) como colectores de Oro, Sulfato de Cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) como activador y Aceite de Pino como espumante, para un tiempo total de 18 minutos (Acondicionamiento de reactivos más flotación).

Finalmente, se realizó la cianuración de los concentrados obtenidos en la etapa de flotación. Los concentrados obtenidos fueron lixiviados a dos fuerzas de cianuro de sodio: 2000 ppm y 2500 ppm.

Al realizar el análisis granulométrico de los concentrados presentaban un tamaño de partícula aproximada de 94%  $-37 \mu\text{m}$ , razón por la cual no se llevó a remolienda de concentrados antes del proceso de cianuración.

La Cianuración se realizó a tres condiciones diferentes: Cianuración directa, Cianuración con pre-oxidación (Inyección de oxígeno), y Cianuración con pre-oxidación (Inyección de oxígeno) y adición de carbón activado para la recuperación del Oro.

En la Figura 3.12 se puede observar el esquema seguido para la realización de las pruebas integradas, la cual está conformada por Gravimetría – Flotación – Cianuración de los concentrados obtenidos en la flotación.



**Figura 3. 10 :** Diagrama Gravimetría - Flotación - Cianuración

### Selección de Reactivos de Flotación

Se desarrolló una prueba inicial para cada zona de estudio siendo estas indicadas como estándar de flotación.

Para el desarrollo de las pruebas se usó como colectores al Xantato Amílico de Potasio (PAX) y el Isopropilmetilén Tionofosfato de Sodio (AP-4037) al 0.5% de concentración en peso cada uno. Como reactivo activador se usó el Sulfato de Cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) al 5% de concentración en peso. Espumante: Aceite de Pino y como modificador de pH se usó cal industrial con un 88% de pureza.

Todas las pruebas se llevaron a cabo con agua para consumo humano; el tiempo de flotación fue de 18 minutos divididos en tres etapas: Rougher 1, Rougher 2 y una

etapa scavenger cada una de 5 minutos, y entre etapa y etapa 1 minuto de acondicionamiento de reactivos.

En la Tabla 3.16 se muestran los resultados obtenidos de recuperación de los concentrados gravimétricos y de las pruebas estándar de flotación de los relaves gravimétricos para las tres zonas en estudio.

**Tabla 3. 16 : Pruebas Estándar de Flotación**

Descripción	Unidad	M1	M2	M3
<b>Cabeza Calculada</b>	Au g/t	0.78	1.14	2.08
<b>Ley Concentrado Gravimétrico</b>	Au g/t	38.98	30.86	110.72
<b>Recuperación Conc. Gravime</b>	%	<b>46.48</b>	<b>34.93</b>	<b>53.8</b>
<b>Ley Conc. Flotación</b>	Au g/t	3.41	5.86	6.36
<b>Recuperación Flotación</b>	%	<b>28.74</b>	<b>38.68</b>	<b>26.68</b>
<b>Recuperación Total</b>	%	<b>75.22</b>	<b>73.61</b>	<b>80.47</b>
<b>Consumo PAX</b>	g/t	45	45	45
<b>Consumo AP-4037</b>	g/t	100	100	100
<b>Consumo Aceite de Pino</b>	g/t	15	30	45
<b>Consumo CuSO<sub>4</sub></b>	g/t	90	90	90
<b>Consumo de Cal</b>	g/t	0	68	10

De estas pruebas preliminares se procedió a variar la dosificación de los colectores así también como del activador con la finalidad de incrementar la recuperación de oro, es decir hallar una dosificación óptima en la flotación del relave gravimétrico de la etapa anterior, que dé como resultado la obtención de la mayor cantidad de oro extraído del relave gravimétrico, se realizaron 6 pruebas adicionales a cada muestra para alcanzar dicho objetivo, como se podrá ver a continuación en las siguientes tablas 3.17 , 3.18 y 3.19.

### Muestra M1

Los resultados obtenidos en las pruebas de flotación se muestran en la siguiente Tabla:

**Tabla 3. 17 : Pruebas de Flotación M1**

Descripción	Und	Estándar	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5	Prueba 6
Cabeza Calculada	Au g/t	0.78	0.83	0.83	0.80	0.79	0.78	0.77
Ley Conc. Gravimétrico	Au g/t	38.98	38.98	38.98	38.98	38.98	38.98	38.98
Recuperación Conc. Gravimé.	%	<b>46.48</b>	<b>43.97</b>	<b>44.00</b>	<b>45.33</b>	<b>45.85</b>	<b>46.57</b>	<b>47.23</b>
Ley Conc. Flotación	Au g/t	3.41	3.21	3.75	2.20	2.03	3.01	2.20
Recuperación Flotación	%	<b>28.74</b>	<b>33.08</b>	<b>32.70</b>	<b>24.38</b>	<b>32.40</b>	<b>31.33</b>	<b>31.05</b>
Recuperación Total	%	<b>75.22</b>	<b>77.05</b>	<b>76.70</b>	<b>69.70</b>	<b>78.25</b>	<b>77.90</b>	<b>78.28</b>
Consumo PAX	g/t	45	45	45	90	140	45	45
Consumo AP-4037	g/t	100	100	100	100	100	125	150
Consumo Aceite de Pino	g/t	15	30	30	22.5	22.5	22.5	7.5
Consumo CuSO <sub>4</sub>	g/t	90	180	250	90	90	90	90
Consumo de Cal	g/t	0	0	0	0	0	0	0

De la Tabla 3.17 observamos que de todas las pruebas realizadas la mejor recuperación total se obtiene en la prueba número 4 y 6 mediante pruebas de concentración gravimétrica y flotación del relave obtenido en la prueba de gravimetría, logrando un porcentaje de extracción de hasta un 78.25% y 78.28% al incrementar la dosificación de los colectores Xantato amílico de potasio (PAX) y AP-4037 respectivamente.

Se optó como la mejor de las dos pruebas, el número 4 por la característica del colector (PAX), de tal manera que aseguramos la recuperación del oro además de tener en cuenta su costo y presencia en el mercado.

## Muestra M2

La Tabla 3.18 muestra los resultados obtenidos en las pruebas de flotación para de esta zona:

**Tabla 3. 18 : Pruebas de Flotación M2**

Descripción	Und	Estándar	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5	Prueba 6
Cabeza Calculada	Au g/t	1.14	1.16	1.16	1.17	1.21	1.24	1.14
Ley Conc. Gravimétrico	Au g/t	30.86	30.86	30.86	30.86	30.86	30.86	30.86
Recuperación Gravimetría	%	<b>34.93</b>	<b>34.44</b>	<b>34.4</b>	<b>34.1</b>	<b>33.04</b>	<b>32.15</b>	<b>34.91</b>
Ley Conc. Flotación	Au g/t	5.86	6.26	5.92	5.2	4.36	4.49	3.8
Recuperación Flotación	%	<b>38.68</b>	<b>41.95</b>	<b>37.16</b>	<b>43.84</b>	<b>45.52</b>	<b>45.6</b>	<b>41.67</b>
Recuperación Total	%	<b>73.61</b>	<b>76.39</b>	<b>71.56</b>	<b>77.93</b>	<b>78.56</b>	<b>77.75</b>	<b>76.58</b>
Consumo PAX	g/t	45	45	45	90	140	45	45
Consumo AP-4037	g/t	100	100	100	100	100	125	150
Consumo Aceite de Pino	g/t	30	30	30	30	30	30	30
Consumo CuSO <sub>4</sub>	g/t	90	180	250	90	90	90	90
Consumo de Cal	g/t	68	60	60	65	65	70	65

Los resultados de las pruebas desarrolladas para poder obtener la mejor recuperación de oro variando los reactivos en función de la dosificación de los mismos utilizados en la flotación estándar se presenta en la tabla anterior.

De las 6 pruebas de flotación practicadas al mineral de esta zona, se determinó como la mejor prueba a la número 4 logrando obtener una recuperación total de 78.56% incrementando el consumo de Xantato amílico de potasio en aproximadamente 3 veces la dosificación del reactivo en función al estándar.

### Muestra M3

La Tabla 3.19 muestra los resultados de las pruebas de flotación de esta muestra.

**Tabla 3. 19 : Pruebas de Flotación M3**

Descripción	Und	Estándar	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5	Prueba 6
Cabeza Calculada	Au g/t	2.08	2.02	2.04	2.13	2.02	2.07	2.03
Ley Conc. Gravimétrico	Au g/t	110.72	110.72	110.72	110.72	110.72	110.72	110.72
Recuperación Gravimetría	%	<b>53.80</b>	<b>55.32</b>	<b>54.74</b>	<b>52.44</b>	<b>55.35</b>	<b>53.98</b>	<b>55.24</b>
Ley Conc. Flotación	Au g/t	6.36	6.40	7.19	6.94	5.09	5.28	4.99
Recup. Flotación	%	<b>26.68</b>	<b>29.15</b>	<b>27.41</b>	<b>28.09</b>	<b>25.77</b>	<b>22.55</b>	<b>26.00</b>
Recuperación Total	%	<b>80.47</b>	<b>84.47</b>	<b>82.16</b>	<b>80.52</b>	<b>81.12</b>	<b>76.52</b>	<b>81.23</b>
Consumo PAX	g/t	45	45	45	90	140	45	45
Consumo AP-4037	g/t	100	100	100	100	100	125	150
Cons. Aceite de Pino	g/t	45	45	45	45	45	15	7.5
Consumo CuSO <sub>4</sub>	g/t	90	180	250	90	90	90	90
Consumo de Cal	g/t	10	10	10	10	10	10	10

En la tabla se observa que el incremento de Sulfato de Cobre (CuSO<sub>4</sub>) a 90 g/t y 180 g/t mejora la recuperación de 2% a 4% comparando con el estándar.

### Cianuración de Concentrados de Flotación

Desarrolladas las pruebas de concentración y flotación, se realiza las réplicas de las mejores pruebas tantas veces con la finalidad de acumular peso de concentrados a los que se les practicará una alternativa de extracción del oro a través de la cianuración y evaluar la recuperación del metal. La fuerza empleado en la cianuración de concentrados será de 2.0 g/L y 2.5 g/L con y sin pre-oxidación, además de su posterior absorción en carbón. El trabajo de cianuración se realizó con la suma de los tres productos recuperados de la flotación en forma de compósito (Rougher 1, Rougher 2 y Scavenger).

### Cianuración Directa de Concentrados

La tabla 3.20; muestra los resultados de cianuración directa para la zona M2 con un

tamaño de partícula 94% menor a 37  $\mu$  (Esta granulometría es propia del compuesto de los concentrados recuperados).

**Tabla 3. 20 : Pruebas de Cianuración Directa M2**

Descripción	Unidad	Prueba 1	Prueba 2
Cabeza calculada	Au g/t	1.15	1.17
Ley Conc. Gravimétrico	Au g/t	30.86	30.86
Extracción en Cianuración	Au mg/l	1.53	1.70
Recuperación en la Cianuración	%	76.35	81.58
Ley de Relave de Flotación	Au g/t	0.30	0.30
Ley del Relave de Cianuración	Au g/t	0.95	0.77
Extracción Total	%	<b>67.34</b>	<b>69.81</b>
Consumo de NaCN	Kg/t	1.18	1.41
Consumo de Cal	Kg/t	0.16	0.17

### Cianuración de Concentrados con Pre-Oxidación

Realizada la cianuración directa al mineral de la zona M2, se desarrolló una segunda prueba con adición de oxígeno en una etapa previa a la cianuración (pre-oxidación). En la Tabla 3.21 se presentan los resultados para estas pruebas.

**Tabla 3. 21 : Pruebas de Cianuración con Pre-Oxidación**

Descripción	Unidad	M1		M2		M3	
		2000	2500	2000	2500	2000	2500
Fuerza NaCN	ppm	2000	2500	2000	2500	2000	2500
Pre-oxidación	ppm O <sub>2</sub>	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0
Cabeza Calculada	Au g/t	0.82	0.82	1.18	1.22	1.83	1.86
Ley Conc. Gravimétrico	Au g/t	38.98	38.98	30.86	30.86	102.91	102.91
Extracción en Cianuración	Au mg/l	1.07	1.09	1.97	2.13	2.08	2.25
Ley del Relave de Flotación	Au g/t	0.20	0.20	0.30	0.30	0.49	0.49
Ley del Relave de Cianuración	Au g/t	0.05	0.05	0.21	0.19	0.27	0.23
Recuperación en la Cianuración	%	<b>97.73</b>	<b>97.76</b>	<b>94.94</b>	<b>95.74</b>	<b>93.91</b>	<b>95.14</b>
Extracción Total	%	<b>78.05</b>	<b>78.15</b>	<b>75.83</b>	<b>76.81</b>	<b>74.50</b>	<b>75.00</b>
Consumo de NaCN	g/t	0.96	1.11	1.14	1.43	0.86	1.10
Consumo de Cal	Kg/t	0.28	0.25	0.27	0.27	0.21	0.19

Se observó que la pre-oxidación manifiesta un efecto de incremento en la extracción de oro tal como se puede apreciar para la zona de M2 al incrementarse en 8.49% en promedio para un mismo tamaño de partícula (94% menor a 37  $\mu$ ) y una concentración de 2000 ppm, para el caso de 2500 ppm se logró incrementar en 7.00% manteniéndose prácticamente el consumo de cianuro; el incremento en el consumo de cal se debe básicamente a que se fue añadiendo cal en la etapa de pre-oxidación.

### **Cianuración de Concentrados con Pre-Oxidación y Adición de Carbón**

En la Tabla 3.22 se muestran los resultados de las pruebas de cianuración de concentrados en un periodo total de 32 horas con previa oxidación mediante la inyección de oxígeno. Transcurridas 12 horas de cianuración, se adicionó carbón activado para recuperar el oro disuelto.

**Tabla 3. 22 : Pruebas de Cianuración con Pre-Oxidación y Adición de Carbón**

Descripción	Unidad	M1		M2		M3	
		2000	2500	2000	2500	2000	2500
Fuerza NaCN	ppm	2000	2500	2000	2500	2000	2500
Pre-oxidación	ppm	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0	12.0
Cabeza Calculada	Au g/t	0.79	0.79	1.19	1.20	1.87	1.88
Ley de Conc. Gravimétrico	Au g/t	38.98	38.98	30.86	30.86	102.91	102.91
Ley del Carbón activado	Au g/t	37.25	37.50	79.30	81.30	87.36	90.87
Ley en solución	Au mg /l	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
Ley del relave de Flotación	Au g/t	0.20	0.20	0.30	0.30	0.51	0.51
Ley del relave de Cianuración	Au g/t	0.12	0.11	0.23	0.22	0.27	0.22
Recuperación CIL	%	<b>93.13</b>	<b>93.28</b>	<b>93.96</b>	<b>94.32</b>	<b>93.73</b>	<b>95.05</b>
Extracción Total	%	<b>76.22</b>	<b>76.42</b>	<b>75.80</b>	<b>76.33</b>	<b>73.99</b>	<b>74.25</b>
Consumo de NaCN	Kg/t	0.97	1.12	1.15	1.39	0.87	1.06
Consumo de Cal	Kg/t	0.37	0.37	0.28	0.37	0.23	0.23

Los valores en la Tabla 3.22, muestra que en la cianuración de concentrados se logra un aumento no muy significativo en la recuperación al aumentar la fuerza del cianuro, manteniéndose casi constante la extracción total para las tres muestras analizadas.

## **CAPITULO IV**

### **EVALUACIÓN ECONOMICA**

#### **4.1 Estimación de Recursos**

Para la estimación de los recursos minerales se utilizaron muestras de sondajes diamantinos, muestras de canales tomados en las labores subterráneas y muestras de canales de afloramientos superficiales.

Se verificó que los procedimientos de muestreo y QA/QC aplicados para la toma y manejo de las muestras enviadas a los laboratorios externos, para su análisis, cumplan con las exigencias de las mejores prácticas de la industria, así mismo, se documentó el cumplimiento de los controles establecidos para asegurar la calidad de los resultados de las leyes, en base al control de los estándares y blancos.

#### **4.2 Reservas Minerales**

El término reserva se asigna a la parte económicamente minable de los recursos medidos e indicados, incluyendo la dilución y un porcentaje de pérdidas producto de la actividad de extracción. La operación del cálculo de reservas consiste en una conversión de los recursos estimados (estimación del contenido metálico de una ocurrencia mineralizada y clasificación de estos según diferentes grados de certitud) a reservas.

El cálculo de reservas requiere la aplicación de parámetros mineros, metalúrgicos, económicos, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales.

Todo recurso estimado solo puede pasar a ser reserva si cumple satisfactoriamente con los parámetros antes mencionados. Caso contrario permanecerán como recursos,

ya que la definición de recurso solo considera la estimación del contenido metálico según diferentes grados de certitud o carencia/abundancia de la información y su razonable potencial económico.

#### **4.3 Dilución de Mina**

La dilución es el producto de la contaminación del mineral, que se destina a ser procesado, con material estéril. Este aspecto puede darse en varias etapas de la explotación: al explotar en zonas de límites de mineral y desmonte, al definir taludes finales, en el proceso de carguío y/o en el proceso de re-manejo.

#### **4.4 Recuperación de Mina**

La recuperación de la mina es la cantidad de mineral que se logra extraer y procesar con respecto a la cantidad cubicada. La recuperación de la mina puede ser explicada también por su término complementario: "Pérdidas de Mineral" ('Ore Loss' por su definición en inglés), término que expresa el porcentaje de mineral o contenido fino que no se procesó o que no se explotó. Se debe tener en cuenta que al buscar la reducción de la dilución de mina, puede ocasionar también una reducción la recuperación de mina es decir aumentar las pérdidas (Ore Loss) dado el aumento de la selectividad de la explotación.

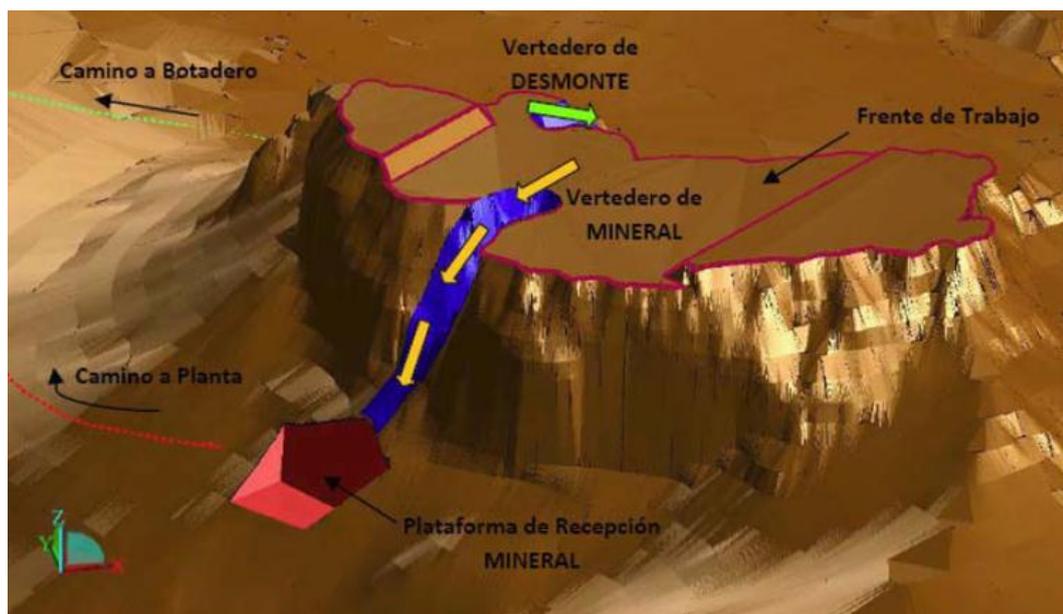
#### **4.5 Diseño y desarrollo de Mina**

El proyecto se desarrollará por el método de minado superficial o también llamado "a cielo abierto". Las actividades de preparación incluyen dos trabajos pre-operativos:

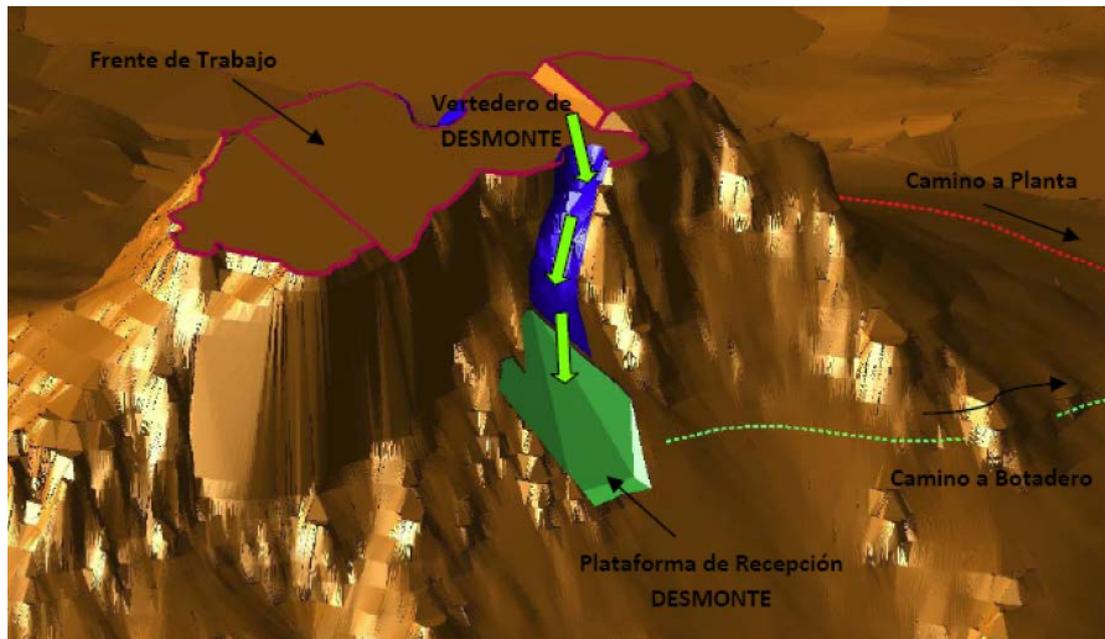
- Primero, la construcción de un acceso a la cima del domo. Este acceso consiste en una rampa de 8 m de ancho (ancho mínimo para tránsito en un solo sentido según las características de los equipos seleccionados para este proyecto. Esta rampa incluye, dentro de los 8 m, una cuneta y una berma de seguridad). La rampa solo será usada para el acceso del personal y para el tránsito de equipos de soporte y/o mantenimiento de los equipos de producción. Los camiones no transitarán por esta rampa para efectos de transporte de material de mina (desmonte/mineral).

- Segundo, se habilitarán dos depresiones naturales, que existen en el lado oeste y este del domo, como vertederos de mineral y desmante respectivamente. Luego al pie de cada vertedero se construirá una plataforma y un muro de contención (cota 4100 msnm) que permitan la recepción del material descargado y su posterior remanejo y transporte hacia el pad o depósito según corresponda.

La explotación inicia en la cima del domo, donde el material luego de ser disparado, es cargado por medio de retroexcavadoras a una primera flota de camiones (que solo transitará en la cima del domo de manera cautiva), luego el material será descargado al lado de los vertederos y se procederá a un primer remanejo mediante un bulldozer que empujará el material a través de los vertederos laterales. En las plataformas al pie de cada vertedero, una segunda operación de carguío se realiza mediante un cargador frontal a una segunda flota de camiones, la cual transportará el material a su destino final. La explotación se llevará a cabo en bancos de 5 m de altura e incluirá las operaciones de perforación y voladura, carguío con retroexcavadoras (remanejo con cargador frontal de ser el caso) y transporte con camiones 8 x 4 (llantas totales x llantas con tracción).



**Figura 4. 1 :** Esquema de Explotación del domo – Vista del Vertedero Mineral (Fuente Vector Ingeniería)



**Figura 4. 2 :** Esquema de Explotación del domo – Vista del Vertedero Estéril  
(Fuente Vector Ingeniería)

A partir de la definición de los objetivos de producción y sobre la base del modelo de recursos estimado, se establece el cronograma tentativo de producción. Para el caso específico de este proyecto por sus condiciones geométricas y las restricciones de movimiento existentes, se plantea la explotación en una sola fase de manera secuencial por bancos.

#### 4.6 Vida de la Mina

El plan de vida de la mina abarca aproximadamente 11 años y se compone de dos (2) años de pre-producción (2013 al 2014 inclusive) y 9 años de producción comercial.

#### 4.7 Estimación de Costos de Capital (CAPEX)

El estimado tiene un rango de precisión de  $\pm 25\%$  para el alcance indicado. El estimado cubre el diseño y construcción del desarrollo de una mina a tajo abierto, las instalaciones e infraestructura asociadas a la mina, una planta de procesamiento de mineral plata/oro y la infraestructura de la planta de proceso, la infraestructura fuera de sitio y las instalaciones temporales, incluyendo suministro de agua, campamento y servicios de soporte.

Los estimados del costo de capital están basados en los costos de equipos, materiales y mano de obra en Dólares Americanos. El estimado no incluye cualquier escalamiento de costos debido a la inflación o variaciones en la moneda ocurridas después de diciembre de 2011.

El siguiente es un resumen de los pasos básicos usados en la preparación de los estimados del costo de capital para el estudio de Pre - factibilidad:

- Desarrollo de una estrategia de preparación del estimado que se ajuste a la clase de estimado
- Identificación de las principales monedas y confirmación con el cliente las tasas de cambio a ser usadas
- Preparación de la Bases del Estimado
- Desarrollo de una tasa de mano de obra desarrollada incluyendo salarios, gastos generales, costos indirectos del contratista tales como herramientas pequeñas, desechables, supervisión del contratista y ganancia
- Revisión de cotizaciones de equipos mayores, incluyendo flete y embalaje para exportación, cuando sea aplicable
- Determinación de los precios unitarios basados en precios unitarios proporcionados por múltiples contratistas peruanos
- Definición y cuantificación de los costos indirectos
- Costos de equipos mecánicos para equipo de la nueva planta de procesos.
- Instalación de equipo mecánico
- Costos de materiales para el suministro, entrega e instalación de trabajos de movimiento de tierras, concreto, acero estructura, calderería y tanques
- Tuberías como un factor del costo de equipo mecánico instalado
- Asignación para flete
- Asignación para representantes del proveedor
- Infraestructura de edificios
- Sistemas de desagüe y de agua potable
- Sistema de control de planta

- Instalaciones de combustible diésel
- Asignación para repuestos mayores, primer llenado y consumibles iniciales
- Asignación para planta y equipo móvil G&A
- Distribución de energía en sitio
- Campamento de construcción consistente en alojamiento para personal
- Instalaciones de construcción temporal
- Asignación para diseño.

#### **4.7 Estimación de Costos Operativos (OPEX)**

Los costos totales de operación y los gastos Generales y Administrativos (“G&A”) anuales fueron calculados, en Dólares Americanos (US\$), a la capacidad nominal anual de procesamiento. Los costos fueron divididos en centros de costos clave y las cifras incluidas son a Diciembre 2012 (año calendario).

Los costos de operación presentados no incluyen provisiones por escalamiento o fluctuaciones de tasa de cambio. El estimado tiene un nivel de estudio de Prefactibilidad con una precisión de  $\pm 25\%$ . Las principales suposiciones utilizadas para la estimación de costo son:

- Cálculo costo unitario: Montos globales divididos por la capacidad nominal anual de procesamiento
- Precio de Diesel: \$1.05/litro
- Costo de energía: \$0.07/kWhr
- R.R.H.H.: Los costos laborales de operaciones similares a la zona del proyecto
- Régimen de trabajo: 2 semanas de trabajo x 1 semana de descanso.

Los cronogramas laborales están basados en la siguiente rotación:

Tres turnos con rotación de 14 días de trabajo seguido de 7 días de descanso para todo el personal de producción, mantenimiento y personal técnico, viajando desde Arequipa o pueblos cercanos.

El costos de operación ha sido dividido en las áreas de planta, y de G&A. No incluye el costo de mina, perforación y voladura, carguío y acarreo (con y sin remanejo). El costo de planta incluye mano de obra, energía, reactivos y consumibles, repuestos y consumibles de mantenimiento, vehículos y equipos móviles, pruebas metalúrgicas, y cubre las áreas de la planta desde la alimentación del mineral hasta la planta de doré, incluyendo los servicios de planta. Los costos de G&A incluyen la manos de obra, costo de movilización de vehículos livianos, campamento, oficina central y costos misceláneos.

El consumo de los principales reactivos y consumibles fue calculado con diferentes tipos de mineral estudiados en el programa de pruebas metalúrgicas. Estos consumos de reactivos fueron combinados para dar un consumo total y calcular el costo de reactivos. Los otros reactivos y consumibles fueron calculados con datos de otras plantas similares en operación.

El consumo de energía para las áreas de la planta y los edificios de G&A, se asumió que permanecerán constante a lo largo de la vida de la operación. La flota de vehículos, se asume, permanece constante para todos los años de operación. El equipo móvil utilizado en las operaciones de mina está cubierto en la estimación del costo de minado.

La utilización de los vehículos fue basada en las rotaciones de personal. Los costos de operación anual para repuestos y consumibles de mantenimiento se estimó como el 4.5% del costo estimado de capital de los equipos de la planta de procesos basado en datos de operaciones similares.

El costo de operación se desarrolló partiendo de varias fuentes. La determinación de costos se basó en componentes fijos y variables relacionados a la capacidad explotación minera y de procesamiento del mineral.

La evaluación económica en función de cada uno de los métodos de extracción estudiados, basándose en la ley del mineral para cada zona estimando el tiempo de

retorno de la inversión y la ganancia neta obtenida post pago de inversión para un tonelaje promedio aproximado de 2500 t/día. Estos cálculos se realizaron teniendo en cuenta solo el costo de la Planta, y su precisión es de  $\pm 25\%$ .

De los valores presentados en la Tabla 4.1 para la zona de M1, mineral de menor ley 0.79 g/t comparada con las otras dos, la extracción de oro mediante Heap Leaching es el único proceso con el cual se logra obtener ganancia después de 3.3 años de operación, la ganancia anual sería de 7 477 114.79 aproximadamente. Los otros procesos son descartados ya que a pesar de los años de operación no se lograría recuperar lo invertido.

**Tabla 4. 1 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M1**

M1						
PROCESO	Cianuro en Tanques c/Preoxidación	Cianuración c/ Carbón y Preoxidación	Heap Leaching	Concentración	Cianuro de Conc. /Preox	Cianuro de conc. c/ carbón y Preox
Capex	30 026 972.05	30 714 498.54	24 936 458.08	26 057 646.14	35 338 787.41	36 026 313.90
Opex Anual	32 645 046.00	29 670 546.00	11 314 920.00	22 324 415.80	24 404 315.80	24 731 015.80
Ingreso Anual	20 843 662.28	20 191 615.78	18 792 034.79	18 305 630.70	22 857 484.33	21 795 813.87
Años Retorno de inversión	No existe Retorno	No existe Retorno	3.34	No existe Retorno	No existe Retorno	No existe Retorno
Ganancia Neta	-11 801 383.72	-9 478 930.22	7 477 114.79	-4 018 785.09	-1 546 831.47	-2 935 201.93

Desarrollando la evaluación económica para la zona de M2 cuya ley es de 1.14 g/t, se encuentra retorno con los procesos de concentración, cianuración de concentrados con pre-oxidación y cianuración de concentrados con carbón y pre-oxidación.

Con la cianuración de concentrados con pre-oxidación se obtiene un retorno en 4.8 años y una ganancia neta de 7 320 274.52. Los demás procesos, el de cianuración de concentrados con pre-oxidación y adición de carbón activado y el de concentración retornarían la inversión en 5.97 y 6.97 años respectivamente, tal como se detalla en la Tabla 4.2.

**Tabla 4. 2 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M2**

M2						
PROCESO	Cianuro en Tanques c/Preoxidación	Cianuración c/ Carbón y Preoxidación	Heap Leaching	Concentración	Cianuro de Conc. /Preox	Cianuro de conc. c/ carbón y Preox
Capex	30 026 972.05	30 714 498.54	24 936 458.08	26 057 646.14	35 338 787.41	36 026 313.90
Opex Anual	32 560 296.00	29 670 546.00	12 919 260.00	22 774 271.99	24 852 371.99	25 734 785.69
Ingreso Anual	29 081 588.80	27 806 021.32	10 589 234.82	26 510 206.73	32 172 646.51	31 767 704.45
Años Retorno de inversión	No existe Retorno	No existe Retorno	No existe Retorno	6.97	4.83	5.97
Ganancia Neta	-3 478 707.20	-1 864 524.68	-2 330 025.18	3 735 934.74	7 320 274.52	6 032 918.77

La evaluación económica desarrollada para el mineral de M3 con una ley de mena más alta 1.95 g/t, el método más adecuado es el de concentración de minerales. Presenta un tiempo de retorno de un año, lo que conlleva a una ganancia anual neta aproximada de 25 748 712.36 dólares.

La cianuración de concentrados con preoxidación logra un retorno de inversión en 1.2 años con una ganancia anual aproximada de 29 483 917.13 dólares, mientras que los métodos de cianuración directa con carbón y pre oxidación y la cianuración de concentrados con carbón y preoxidación logran un retorno en 1.54 y 1.24 respectivamente obteniendo una ganancia neta de 19 886 932.26 y 29 093 335.47 respectivamente.

El método de cianuración directa con preoxidación en tanques logra un retorno en 1.44 años con 20 871 267.91. El mejor método sería el de Cianuración de concentrados con carbón y preoxidación que logra una mayor ganancia neta en un tiempo de 1.24 años.

En la Tabla 4.3 se presenta la evaluación económica para cada una de las alternativas de tratamiento para el mineral M3.

**Tabla 4. 3 : Evaluación Económica – Mineral de la zona M3**

M3						
PROCESO	Cianuro. en Tanques c/Preoxidación	Cianuración c/ Carbón y Preoxidación	Heap Leaching	Concentración	Cianuro. de Conc. /Preox	Cianuro. de conc. c/ carbón y Preox
Capex	30 026 972.05	30 714 498.54	24 936 458.08	26 057 646.14	35 338 787.41	36 026 313.90
Opex Anual	31 263 246.00	31 393 296.00	15 512 160.00	23 009 064.33	25 076 364.00	25 390 464.00
Ingreso Anual	52 134 513.91	51 280 228.26	21 818 917.47	48 757 776.69	54 560 281.13	54 483 799.47
Años Retorno de inversión	1.44	1.54	3.95	1.01	1.20	1.24
Ganancia Neta	20 871 267.91	19 886 932.26	6 306 757.47	25 748 712.36	29 483 917.13	29 093 335.47

## **CAPITULO V**

### **PROCESAMIENTO METALURGICO**

#### **5.1 Bases del Diseño**

Los criterios de diseño del Estudio de Pre-Factibilidad se basaron en las pruebas completadas así como en datos de operaciones similares.

Los criterios claves seleccionados para el diseño de planta son los siguientes:

- Un promedio de tratamiento de mineral de 2500 toneladas métricas secas por día de operación (tmsd)
- La disponibilidad del diseño será del 90% con 7884 horas de operación al año
- Flexibilidad suficiente en el diseño de planta para el tratamiento de todos los tipos de minerales según las pruebas completadas a la capacidad de diseño.

#### **5.2 Criterio de Diseño**

El enfoque general usado para el diseño del proceso fue generar un diagrama de flujo robusto de la planta de procesos que pueda tolerar la variabilidad de las propiedades metalúrgicas de los cuerpos mineralizados que han sido identificados en las pruebas de laboratorio. Una estrategia de diseño clave fue reducir las etapas de proceso unitario para disminuir el costo operativo y de capital de la planta manteniendo a la vez un buen desempeño metalúrgico.

Se designó una disponibilidad general de planta de chancado de 75% ó 6 570 horas por año (h/a). Se designó una disponibilidad de 90% para el circuito de Planta. La comparación con plantas bien operadas con minerales abrasivos similares a los ensayados alcanzan disponibilidades similares.

La capacidad seleccionada es principalmente una función del cronograma de producción de mina. La capacidad de la planta de chancado es 208.3 toneladas métricas secas por hora (“t/h”) es sostenible en base al 100% de material del depósito alimentado al chancado.

## **5.2 Descripción del Proceso y desarrollo de Diagramas**

El diagrama de flujo de planta del Estudio Pre-Factibilidad fue diseñado en base a los resultados de las pruebas de laboratorio y a los datos de referencia de plantas en operación que procesan minerales similares.

En base a los resultados obtenidos tenemos dos procesos que metalúrgica y económicamente son factibles para el procesamiento de los minerales:

- Zona M1 : Heap Leaching
- Zona M2 y M3 : Cianuración de Concentrados

### **5.2.1 Proceso Heap Leaching**

El mineral procedente de los tajos con un tamaño máximo de partícula de 6” (ROM) será primero chancado y transportado hacia las áreas del pad de lixiviación. El pad antes del inicio del apilamiento de mineral será impermeabilizado y dotado de tuberías corrugadas y perforadas en líneas principales y secundarias para la colección de soluciones enriquecidas de oro y plata y estarán cubiertos por material de sobre revestimiento constituido por mineral seleccionado que deberán tener alta permeabilidad y cumplir con ciertas especificaciones, para evitar que la geomembrana sufra algún deterioro al momento de descargar el mineral en el pad.

El mineral será apilado en el pad de manera ordenada. Se iniciará con la preparación de una rampa de acceso (si no hubiera) y se apilará el mineral hasta que el nivel de éste alcance una altura de capa típica de 8 m., a cada nivel y en el talud que se va formando por la descarga de los volquetes se agregará cal en forma sólida (en polvo) con la ayuda de un cargador frontal. Al descargar el volquete deja montículos altos con mineral que será empujado al borde de la pila en construcción mediante el uso de un cargador frontal o un tractor de orugas dejando nivelado el mineral a la cota de diseño y controlado topográficamente, terminado el nivel de carga se realizará la

remoción de toda el área superior de la pila usando un tractor de orugas con la finalidad de remover el mineral compactado producto del tránsito de volquetes y equipos sobre la plataforma superior de la celda durante su apilamiento, quedando de esta manera lista una celda con una altura de capa típica de lixiviación de 16m.

De similar forma se construirán las otras celdas o módulos de lixiviación en las diferentes áreas del pad así como en diferentes niveles según su crecimiento. No será necesario el apilado de todo el pad para iniciar la lixiviación, el plan de extracción metalúrgica determinará un volumen de apilado, el mismo que ocupará un área al que se le denomina celda o módulo de lixiviación, el carguío será a un ritmo de producción de 2500 TMS/día. La construcción de los módulos para riego será responsabilidad del área de Mina hasta dejar el mineral nivelado y ripiado, excepto la dosificación de cal que será responsabilidad del área de Planta así como también del tendido del sistema de riego y todas las operaciones metalúrgicas.

La lixiviación consiste en hacer pasar una solución diluída de cianuro de sodio (NaCN) a través de la pila de mineral, para que el cianuro pueda disolver las partículas de oro y de plata contenidas en las especies mineralógicas, a fin de obtener una solución enriquecida de lixiviación que será almacenada en una poza llamada de solución enriquecida o rica. Para el procesamiento metalúrgico de 2500 TMS/d de mineral.

El caudal nominal está referido a un ratio de flujo de  $10 \text{ lt/h/m}^2$  y el caudal de diseño está referido a un ratio de flujo de  $12 \text{ lt/h/m}^2$ . La percolación de la solución lixivante se producirá a través del lecho del mineral por efecto de la gravedad, el comportamiento de este descenso estará afectado por las características de la solución tales como la viscosidad, densidad y las del mineral tales como porcentaje de espacio vacío, distribución por tamaños, porcentaje de finos, afinidad por la solución y aire atrapado. En el momento de la máxima saturación del mineral por efecto del riego, éste permitirá el drenaje de la pila con afloramiento de soluciones cargadas en oro y plata que serán conducidas a la poza rica.

La solución rica será enviada a la Planta de Adsorción que contará con su tanque barren, la solución de lixiviación preparada a un pH entre 10.5 y 11, fuerza de cianuro controlada en 500 ppm, será bombeada de cada tanque usando una bomba de turbina vertical más una bomba de stand by. Los motores de estas bombas trabajarán con variadores de velocidad, a fin de dar flexibilidad a la operación.

La solución que ingresará a cada tanque barren será la que sale de cada circuito de adsorción, esta será compensada con cianuro de sodio a la concentración de operación deseada de 100 ppm de NaCN al inicio de las operaciones para luego ir reduciendo hasta lograr valores debajo de 50 ppm en la solución rica. Para mantener el flujo de la solución de proceso en equilibrio, será necesario compensar con agua industrial y/o con solución de la poza barren y/o de la poza de mayores eventos según el requerimiento del proceso.

La solución rica que drena de la pila, será colectada en la respectiva poza de solución rica, donde irán instaladas tres bombas sumergibles inmersas en sus respectivos casing. Dos de las bombas trabajarán en paralelo y la tercera será la de stand by. La solución rica, será bombeada hacia el circuito de adsorción usando dos bombas sumergibles que trabajarán en paralelo y una tercera estará en stand by.

En el lado de la succión de cada bomba se agregará el anti-incrustante por medio de una bomba dosificadora. Las bombas sumergibles de solución rica estarán instaladas en un casing soportado en su parte inferior en una loza de concreto armado así como también en su parte superior. La solución enriquecida producto de la lixiviación en pilas (solución rica) será bombeada desde la poza de solución rica a dos circuitos de adsorción, con la finalidad de que los valores de oro y plata sean adsorbidos.

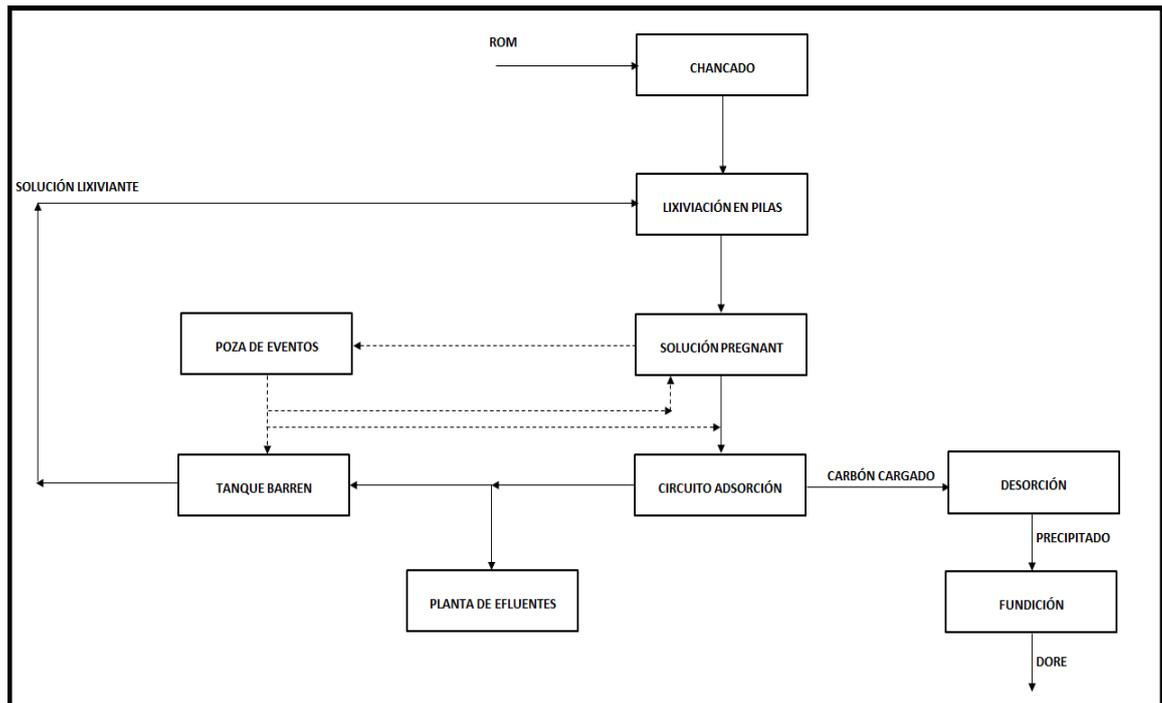
El carbón cargado alcanzará valores alrededor de 2 Kg de oro por tonelada de carbón antes de pasar al siguiente proceso. Una vez que el carbón activado cargue alrededor de 2 Kg de oro por tonelada en cada columna, esta se descargará y será enviado a desorción. El carbón cargado con contenido de metales valiosos será descargado hacia el reactor de desorción de 3 TM de carbón de capacidad.

La solución para desorción será preparada en el tanque de almacenamiento de solución strip, y consistirá en una solución alcalina de soda cáustica (NaOH), de donde mediante una bomba centrífuga será impulsada hacia el segundo intercambiador para aprovechar la temperatura de solución de salida del reactor de desorción, luego esta solución strip ingresa al primer intercambiador que transfiere el calor que se logra mediante el paso de aceite caliente generado por el caldero.

La solución strip al salir del primer intercambiador alcanzará una temperatura de 130 °C, presurizada en 50 psi para luego ingresar al reactor de desorción que contiene al carbón cargado, removiendo el oro, la plata y otros metales presentes. Esta solución enriquecida al salir del reactor ingresará al segundo intercambiador luego ingresará al tercer intercambiador donde será enfriada hasta 70°C y luego ingresará al tanque de distribución donde será despresurizada. De este tanque será distribuida a dos circuitos de electrodeposición, cada uno contará con un flujómetro y estará conformado por dos celdas electrolíticas que trabajarán en serie, con su respectivo rectificador. Por aplicación de corriente continua, se depositará el oro, plata y otros metales presentes en los cátodos de lana de acero inoxidable. Al salir de las celdas, la solución pobre caerá por gravedad al tanque de almacenamiento de solución strip, cerrando de esta manera el circuito. Después de varios usos la solución de desorción se satura con elementos contaminantes por tal motivo será descargada del tanque de solución strip y enviada al sumidero de desorción para ser bombeada al circuito de adsorción. Los cátodos de malla de acero inoxidable son lavados en sus respectivas celdas, para recuperar el cemento electrolítico con oro y plata que se encuentran adheridos, el cemento será drenado al tanque de colección para luego ser bombeado a un filtro prensa. El precipitado electrolítico filtrado será enviado al horno retorta y luego a la fundición. Una vez terminada la desorción, el carbón será descargado y enviado por medio de una bomba de impulsor recesado hacia el reactor de lavado ácido.

El lavado ácido de carbón se realizará después de cada desorción o después de un tratamiento de regeneración térmica. El carbón activado aparte de adsorber los valores de oro y plata, también atrapa ciertas cantidades de materias orgánicas y

carbonatos que se van adhiriendo a las superficies del carbón. Una de las maneras de eliminar estos contaminantes es por el proceso de lavado químico ya descrito, sin embargo, no es suficiente para remover los carbonatos que se quedan atrapados en los micro poros del carbón, por lo que existe la técnica de regeneración térmica.



**Figura 5. 1 :** Diagrama de Flujo del Proceso Heap-Leaching

### 5.2.2 Proceso Metalúrgico por Gravimetría y Flotación

El mineral procedente de la mina será almacenada en una tolva de gruesos de concreto armado de 400 TM de capacidad, la cual tendrá en la parte superior una malla de 14” y un rompedor de rocas que reducirá de tamaño a los bancos que se encuentren por encima de estas dimensiones.

El mineral ROM es descargado de la tolva de gruesos y mediante un alimentador de placas alimenta a un grizzly vibratorio con abertura entre barrotes de 4”. El tamaño + 4” pasa a la chancadora primaria de quijadas cuyo producto se junta con el undersize del grizzly vibratorio. El undersize del grizzly vibratorio y el producto de la chancadora primaria se transfieren a la zaranda secundaria de doble deck de 5’ x 12’

y mallas de 2" y ¾". El tamaño -¾" es enviado a la tolva de finos de 200 TM de capacidad, mientras que el tamaño + ¾" y + 2" es enviado a la chancadora secundaria cónica. El producto de la chancadora secundaria es enviado a la zaranda terciaria de 6' x 16' y mallas de 1 ½" y ¾". El undersize (- ¾") de la zaranda terciaria es transportado mediante una faja hasta la tolva de finos y el oversize (+ ¾" y +1 ½") es alimentado a la chancadora terciaria cónica cuyo producto se junta con el de la chancadora secundaria y alimentan a la zaranda terciaria.

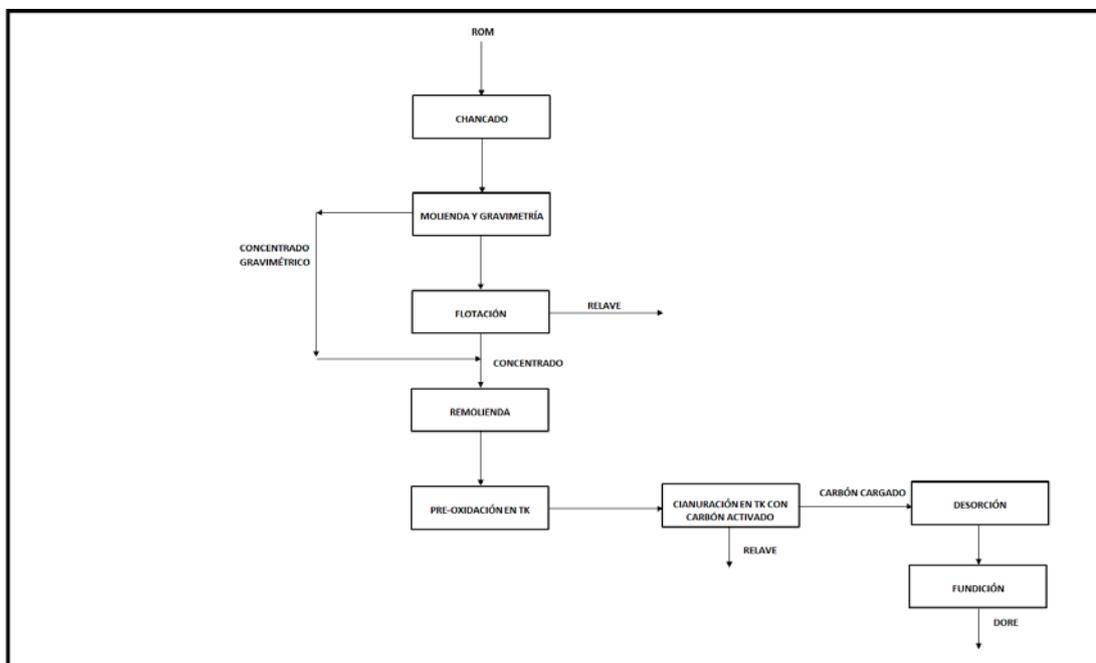
El mineral almacenado en la tolva de finos es descargado mediante dos fajas alimentadoras de velocidad variable, las cuales pueden operar simultánea o independientemente, y transferido a un sistema de fajas los que a su vez alimentan al molino de bolas primario de 12' x 12' el que trabaja en circuito cerrado con un hidrociclón de 20" de diámetro. La descarga del molino de bolas primario tendrá un  $P_{100}=1.65$  mm, la cual es pasada por un tres concentradores centrífugos de gravimetría antes de enviarse al hidrociclón de 20" Ø.

El underflow del hidrociclón de 20" Ø es recirculado al molino de bolas primario, mientras que el overflow es enviado a una caja de bombas donde es bombeado al hidrociclón del circuito de molienda secundaria. Este hidrociclón tendrá un diámetro de 15" y el tamaño de corte será  $D_{50} = 60$  µm. El underflow del hidrociclón del circuito de molienda secundaria es enviado a dos molinos de bolas secundario de 8' x 10', mientras que el overflow es enviado al circuito de flotación. El circuito de flotación cuenta con 4 celdas WS 120 para flotación rougher, 4 celdas WS 120 para flotación scavenger y 4 celdas Sub-A 24 para limpieza. Las espumas de las celdas rougher es enviada a las celdas de limpieza, mientras que el relave se envía a las celdas scavenger.

Las espumas de las celdas scavenger son recirculadas a las celdas rougher, mientras que el relave se envía a un tanque espesador de 24' Ø. El underflow se envía a la presa de relaves y el agua clara se retorna al proceso. El relave de las celdas de limpieza son recicladas a las celdas scavenger, mientras que las espumas de las celdas de limpieza y el concentrado procedente del concentrador gravimétrico se

juntan en un cajón de bombas del cual son bombeadas a un tanque espesador de 24' Ø, el agua clara es recirculada al proceso mientras que el underflow de este espesador se envía a un filtro de discos.

Los concentrados filtrados de flotación y de gravimetría pasan al circuito de remoliendo en un molino 7' Ø x 12 en circuito cerrado con tres ciclones de 10' Ø el cual el over flow a la etapa de cianuración en tanques con carbón (CIL), el carbón pasa a la planta DR para su desorción y reactivación. El cemento obtenido en la etapa de Desorción pasa a la etapa de fundición para obtener el producto final Doré.



**Figura 5. 2 :** Diagrama de Cianuración de Concentrados con Pre-Oxidación

## CAPITULO VI MARKETING

### 6.1 Venta de Dore

El proyecto producirá y venderá doré de oro y plata para generar ingresos para el proyecto. A lo largo de la vida de la mina, la planta de procesamiento producirá doré conteniendo 0.24Moz de oro y 0.02Moz de plata. El doré será vendido a una refinería para su separación en lingotes de oro y plata. El doré producido puede considerarse de alta ley, sin impurezas que afectarían su aceptación por las refinерías. La calidad anticipada del producto se presenta en la Tabla 6.1.

**Tabla 6. 1 : Calidad Anticipada del Producto**

Descripción	Símbolo	Porcentaje %
Hierro	Fe	0.3
Cobre	Cu	0.6
Plomo	Pb	0.3
Sílice	SiO <sub>2</sub>	0.3
Zinc	Zn	0.3
otros		0.3
<b>Total</b>		<b>2.0</b>

La composición del doré variará dependiendo principalmente de la relación oro-plata en la ley de alimentación a la planta pero por lo general tendrá las siguientes especificaciones: 43% Au, 55% Ag, 2% de impurezas.

Para referencia, la siguiente tabla 6.2 establece las impurezas permitidas por las principales refinерías.

**Tabla 6. 2 : Impurezas Permitidas por Refinerías**

<b>Elemento</b>	<b>Menores a</b>	<b>Valor</b>
Mercurio		No aceptable
Radioactividad		No aceptable
Antimonio	<	0.01%
Arsénico	<	0.01%
Bismuto	<	0.01%
Cadmio	<	0.01%
Cobre	<	10.00%
Plomo	<	0.50%
Molibdeno	<	0.10%
Selenio	<	0.01%
Azufre	<	0.05%
Telurio	<	0.01%
Estaño	<	0.30%
Zinc	<	0.30%

## **6.2 Perspectivas del Mercado**

Las rentas anuales generadas por el proyecto según lo reportado en el modelo financiero que plantea una depreciación financiera de pérdidas y ganancias para calcular los ingresos operativos, caso base (precio del oro se mantuvo constante a través de la vida del proyecto), incluyen:

- 60% del ingreso por Au ; y
- 40% del ingreso por Ag.

La mayor proporción del flujo de ingresos proviene de las ventas de oro, lo cual resulta en una mayor sensibilidad a la variabilidad del precio de mercado del oro respecto al de la plata. Los cambios en el precio de mercado del oro afectan el flujo de caja y las utilidades generadas por el Proyecto.

La figura 6.1 y figura 6.2 muestran la variabilidad del precio del oro (\$/oz) desde enero de 2003 hasta junio de 2013. Para fines comparativos, las figura 6.3 y figura 6.4 muestran el precio de la plata para los mismos períodos.



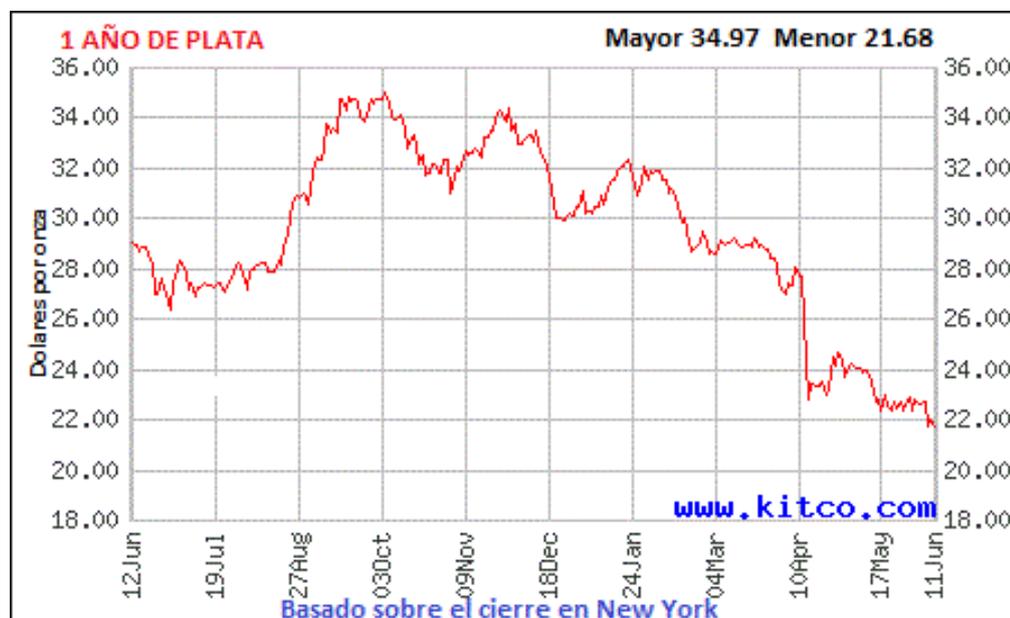
**Figura 6. 1 :** Precio del Oro – London PM Fix – Gráfico de 10 años



**Figura 6. 2 :** Oro – London PM Fix – Gráfico 2012-2013



**Figura 6.3** : Plata – London PM Fix – Gráfico de 10 años

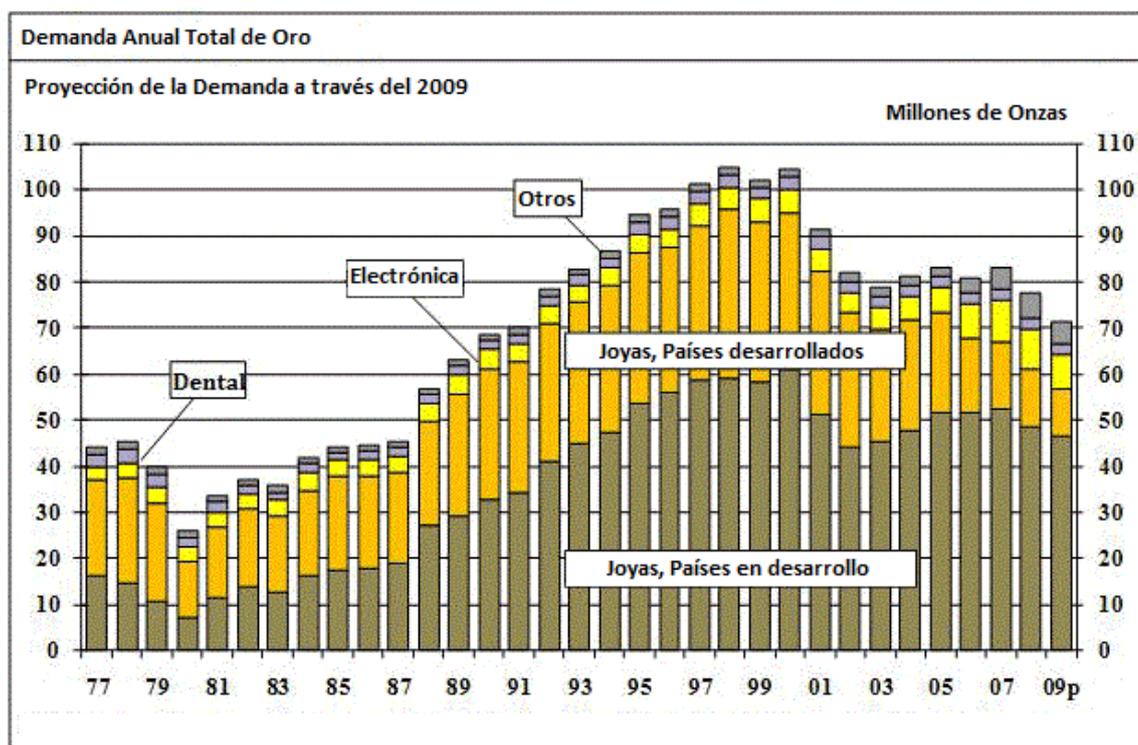


**Figura 6.4** : Plata – London PM Fix – Gráfico 2012-2013

La relación entre la oferta y la demanda actual afecta el precio del oro, pero no necesariamente de la misma manera afecta el precio de otros commodities. Históricamente, el oro ha tendido a mantener su valor en comparación con los bienes básicos en épocas de inflación, crisis monetarias y eventos macroeconómicos volátiles.

Históricamente, los bancos centrales, instituciones financieras e individuos han adquirido oro como inversión y como cobertura ante circunstancias económicas desfavorables, y la producción para un año determinado constituye sólo parte de la oferta potencial total de oro.

En vista de que la oferta potencial de oro en el mundo es en gran medida independiente de la producción minera anual, las variaciones normales en la producción actual no necesariamente tienen un impacto significativo en el suministro o en el precio del oro, como se puede observar en la figura 6.5 y figura 6.6.



**Figura 6.5 :** Demanda Total Anual de Oro año 2009(Fuente CPM Group)

La industria de la joyería presenta la mayor parte de la demanda. El oro se utiliza sobre todo en la fabricación de anillos, aretes y collares. Las ventas de joyería en occidente han decaído en estos últimos años, pero la demanda en Asia ha ido aumentando.

El oro es un metal muy deseable para la industria, ya que no se corroe. Puede ser transformado en alambre, en láminas muy finas y aledas con otros metales. Se utiliza en una amplia variedad de aplicaciones debido a sus características únicas.

### Oferta Anual Total

Proyectado a través del 2008

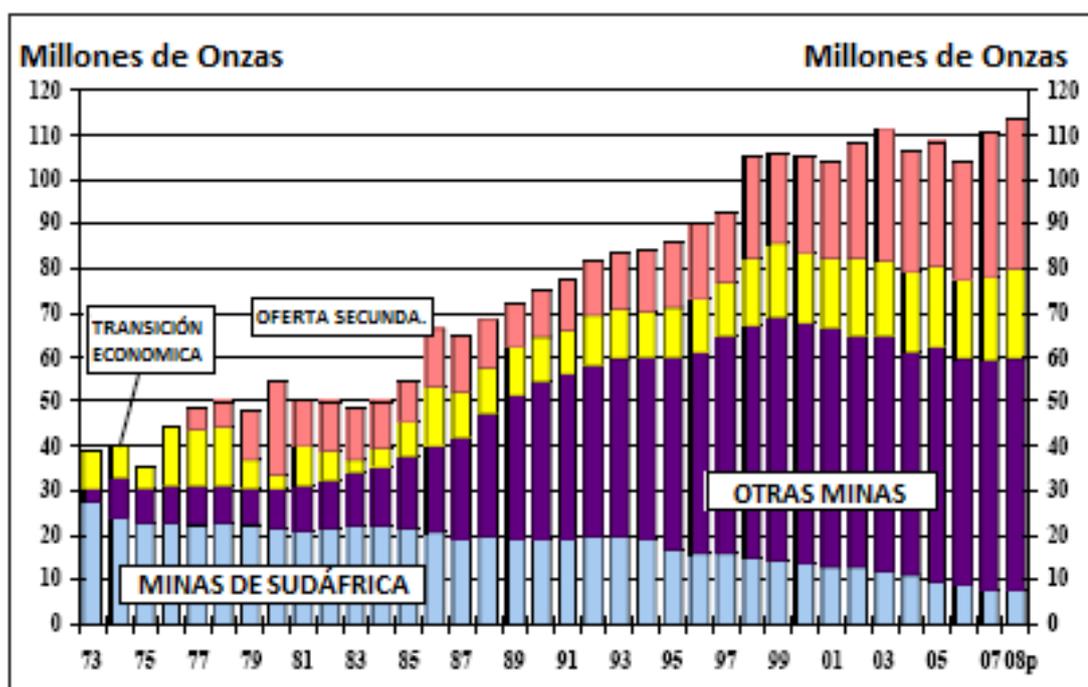
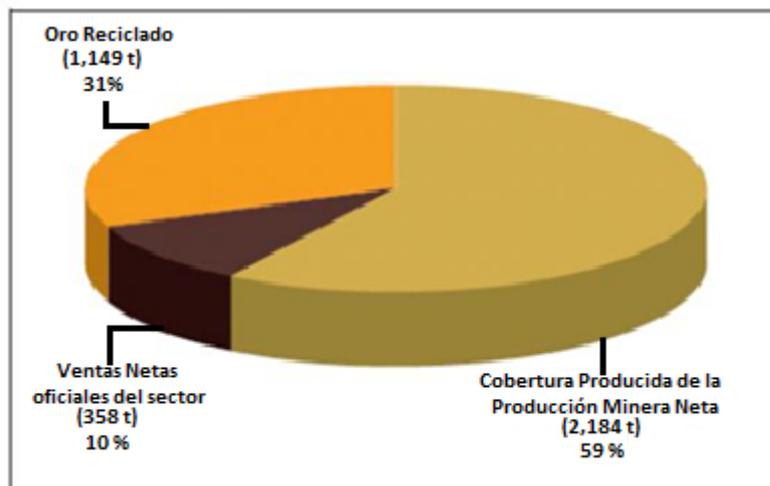


Figura 6. 6 : Oferta Total Anual de Oro año 2008(Fuente CPM Group)

El suministro de oro proviene de tres fuentes básicas:

- Producción minera
- Ventas netas del sector oficial- lingotes en poder de bancos centrales, inversionistas, etc.
- Oro reciclado-recuperado de joyas y artefactos electrónicos.

La siguiente figura ilustra la distribución entre estas tres fuentes:



**Figura 6. 7 :** Promedio de 5 años del flujo de suministro de oro en Toneladas, 2005-2009(Fuente: GFMS)

### 6.3 Fijación del Precio del Oro y Plata

Los precios del oro son determinados por mercados abiertos. El “London Gold Fixing” es el procedimiento mediante el cual el precio del oro es determinado dos veces día hábil en el mercado de Londres por los cinco miembros del “The London Gold Market Fixing Ltd.” Este procedimiento tiene como fin fijar un precio para pactar contratos entre miembros del mercado de lingotes de Londres, pero informalmente la fijación del precio del oro brinda una tarifa reconocida, a la que comúnmente también se le conoce como “Spot Price”, la cual se utiliza como referencia para fijar el precio de la mayoría de productos del oro y sus derivados en todos los mercados del mundo.

El precio de la plata también es fijado por un “London PM Fix” diariamente. Esta fijación del precio está fuertemente influenciada por los precios de comercialización de la plata que prevalecen en la división COMEX de la Bolsa Mercantil de Nueva York.

#### **6.4 Contrato de Refinación**

Los importes pagaderos y cargos de refinación indicados abajo ( y utilizados en el análisis de flujo de caja del proyecto) se basan en uno de estos contratos existentes para doré con contenido de porcentajes de oro y plata similares a aquellos esperados en el Proyecto.

- Cargo por tratamiento de refinación de \$0.75/oz del doré total recibido, más un cargo adicional de \$0.75/oz de contenido de oro pagadero;
- Tasa de retorno para el contenido de oro (“oro pagadero”): 99.85%; y
- Tasa de retorno para el contenido de plata (“plata pagadera”): 99.75%.

Las ventas de oro y plata serán al precio de metales preciosos determinado por el London PM fix. Las condiciones de pago típicas por la refinación son las siguientes: el 95% del valor del envío. El 5% restante es retenido para ajuste, sujeto a la determinación final del contenido de metal y debe pagarse al día siguiente del intercambio de los ensayos de oro y plata entre la refinación y el cliente. De surgir alguna controversia con los valores de los ensayos, las muestras serán enviadas a un laboratorio independiente acordado mutuamente para su verificación.

## CONCLUSIONES

1. Se determinó la viabilidad metalúrgica para la puesta en marcha del proyecto propuesto.
2. La configuración geométrica del Cerro explotable, en cuya área se plantea el desarrollo del tajo abierto, facilita la remoción de una baja cantidad de material de desmonte y un valor relativamente bajo (en comparación con otros tajos abiertos) de la relación desmonte/mineral (strip ratio).
3. A partir de la información analizada y de los resultados obtenidos, se concluye la viabilidad económica del proyecto, debido a que se obtiene retorno de lo invertido para las tres zonas de minerales tratadas.
4. Para los minerales de la zona M1, mineral con ley de 0.79 g/t, la extracción de oro mediante Heap Leaching es el único proceso con el cual se lograría obtener ganancias después de 3.34 años de operación.
5. Para los minerales M2, cuya ley es de 1.14 g/t, hay tres procesos viables concentración. Cianuración de concentrados con pre-oxidación y cianuración de concentrados con carbón y pre-oxidación. Con la cianuración de concentrados con pre-oxidación se obtiene el menor tiempo de retorno (4.83 años). Los demás procesos retornarían en 5.97 y 6.97 años.

6. La evaluación económica desarrollada para el mineral M3 con una ley de 1.95 g/t, indica que el método más viable sería concentración por flotación, sin embargo todos los demás procesos también se logran retornos como son el caso de :
  - La Cianuración de concentrados con preoxidación, donde se logra una retorno en la inversión en 1.2 años.
  - La cianuración de concentrados con pre-oxidación y adición de carbón activado donde se obtiene retornos en la inversión en 1.24 años.
  - Cianuración directa en tanques de agitación, retornando la inversión en 1.44 años.
7. La práctica metalúrgica de la zona con respecto a la Gravimetría-Amalgamación no se estudió debido a que es antieconómica y de fuerte contaminación de mercurio a los mineros y medio ambiente.
8. El sistema de comercialización de la zona es perjudicial para el minero informal, las reglas de comercialización son favorables para las plantas comercializadoras. En forma similar la comercialización de oro refogado se realiza en condiciones desfavorables para el minero.
9. En relación a los mineros informales y su práctica inevitable del Quimbalete, se debe realizar correctamente el proceso de gravimetría al mineral, y aplicar la amalgamación al concentrado de gravimetría, logrando disminuir los costos y evitando la contaminación por mercurio. La “bola de oro” para comercializar hay que refinar a 24 quilates y/o darle valor agregado.
10. El oro se encuentra en los minerales en diversas formas, desde muy dóciles para el tratamiento por gravimetría, flotación o lixiviación hasta complejos y muy difíciles de beneficiar; por ejemplo, cuando el oro está en solución sólida en los sulfuros, requiere oxidación previa a cianuración convencional.

11. Los métodos de oxidación son muy caros y requieren equipos especiales, los minerales o concentrados deben tener alta ley para poder compensar el alto costo de tratamiento.
12. El alto precio del oro puede justificar un proceso de oxidación y motivar el aprovechamiento de minerales auríferos refractarios.
13. Concentración gravimétrica en Falcon, cianuración y flotación solos son insuficientes para alcanzar buena extracción; se requiere combinar dos procesos, gravimetría y cianuración, para obtener alta recuperación de oro en este mineral.
14. Los factores principales para la selección de diagramas de flujo en minerales complejos auríferos son: Oro en solución sólida en los sulfuros de hierro, oro en sulfuros básicos, telurios, arsénico, antimonio, carbonatos y carbón orgánico.
15. Se recomienda continuar con estudios más detallados y de esta manera continuar optimizando los procesos.

## BIBLIOGRAFIA

- [1] **Contreras Castro, David.** “Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración”. 2007
- [2] **Costa, M. Fizykochemiczne.** Hydrometallurgy of gold: New perspectives and treatment of refractory sulphide ores. 1997
- [3] **Dalley, P.; Allis, B.** Treatment of ores containing reactive iron sulfides. Multi mix Systems. 2006
- [4] **Gekko Systems.** Jig Presurizado en Línea – Introducción, disponible en el catálogo en línea: <<http://www.gekkos.com>>. 2007
- [5] **Gorvenia H. (2007).** Proyecto del circuito de Flotación Flash en mejora de la recuperación del oro. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima. Perú. 2006
- [6] **La Plante, A. R.** Oro Recuperable por Gravimetría GRG, disponible en línea <[http://www.es.scribd.com/doc/concentración centrifuga](http://www.es.scribd.com/doc/concentración%20centrifuga)>. 2003
- [7] **Marsden, J.; House, I.** The Chemistry of gold extraction-2<sup>nd</sup> ed.p.cm. Society for Mining, Metallurgy and Exploration. 2006
- [8] **Misari Ch., Fidel Sergio.** Metalurgia del Oro, 1ra. Edición volumen I. 1994
- [9] **Salinas, E.; Rivera, I.; Carrillo, R.; Patiño, F.; Hernández, J.; Hernández, L.** Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la pre-oxidación de minerales sulfurados con ozono. 2004

[10] **Smith Adrian; Mudder Terry.** Tratamiento de residuos de cianuración. Volumen I. 1996

[11] **Zhang S. (2004).** Oxidation of Refractory Gold Concentrates and Simultaneous Dissolution of Gold in aerated Alkaline Solutions. B. Eng. (Appl. Chem.), Tsinghua University, Beijing, China. This thesis is presented for the degree of Doctor of Philosophy of Murdoch University Western Australia. 2004

## **ANEXOS**

- Estimación de costo de capital
- Estimación de costos operativos



1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	BOMBA CENTRIFUGA	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		10,000.00
1.00	CAJA DE BOMBA			10,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	COMPRESOR DE AIRE (PLANTA DE AIRE)			320,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PREPARACION DE REACTIVOS-CAL				227,000.00
1.00	CABINA CON ROMPESACOS Y TOLVA VIBRATORIA			20,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			3,500.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE (STAND BY)	20.00		5,000.00
1.00	TANQUE DE DOSIFICACIÓN DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA STAND BY DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			10,000.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00

PREPARACION DE REACTIVOS- CIANURO DE SODIO				278,500.00
1.00	BRAZO DE GRUA	10.00		15,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE ALMAC. Y DOSIF. DE CIANURO		Ø7m x H7m	50,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA (STAND BY)	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO	5.00		10,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PLANTA DE DR				1,200,000.00
1.00	PLANTA DESORCION Y FUNDICIÓN			1,200,000.00

PLANTA DE DESTRUCCION DE CIANURO				500,000.00
1.00	PLANTA DE DETOXIFICACION DE CIANURO	170.00		500,000.00

ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO				180,000.00
-----------------------------------	--	--	--	------------

1.00	TANQUE AGUA DE PROCESOS		32' Ø X 34'H	120,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA			60,000.00
				<b>8,279,556.85</b>
				<b>8,279,556.85</b>

<b>NOTAS:</b>	
1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.	
<b>Total de suministro de equipos</b>	<b>8,279,556.85</b>
Montaje Mecanico (30% Costos Directos)	2,483,867.06
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,241,933.53
Piping (7% Costos Directo)	579,568.98
Instrumentacion (8% Costos Directo)	662,364.55
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,655,911.37
Electrico (30% Costos Directos)	2,483,867.06
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,655,911.37
Costo Directo de Construcción (US\$)	<b>10,763,423.91</b>
<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>19,042,980.76</b>
Overhead & Profit (5%)	952,149.04
Administracion, Supervision y seguros (3%)	571,289.42
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,523,438.46</b>
<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>20,566,419.22</b>
EPCM (10%)	2056642
Repuestos (3%)	616993
Transporte (3%)	616993
Comisionamiento y arranque (2%)	411328
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>3701955</b>
Ow ner Cost (Administration - 3%)	616,992.58
Contingencias (25%)	5,141,604.80
Otros Costos (US\$)	<b>5,758,597.38</b>
<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>30,026,972</b>



1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	BOMBA CENTRIFUGA	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		10,000.00
1.00	CAJA DE BOMBA			10,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	COMPRESOR DE AIRE (PLANTA DE AIRE)			320,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PREPARACION DE REACTIVOS-CAL				227,000.00
1.00	CABINA CON ROMPESACOS Y TOLVA VIBRATORIA			20,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			3,500.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE (STAND BY)	20.00		5,000.00
1.00	TANQUE DE DOSIFICACIÓN DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA STAND BY DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			10,000.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00

PREPARACION DE REACTIVOS- CIANURO DE SODIO				278,500.00
1.00	BRAZO DE GRUA	10.00		15,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE ALMAC. Y DOSIF. DE CIANURO		Ø7m x H7m	50,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA (STAND BY)	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO	5.00		10,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PLANTA DE REACTIVACION DE CARBON				189,576.71
----------------------------------	--	--	--	------------

1.00	PLANTA DE REACTIVACIÓN DE CARBON	200.00		189,576.71
------	----------------------------------	--------	--	------------

<b>PLANTA DE DR</b>				<b>1,200,000.00</b>
1.00	PLANTA DESORCION Y FUNDICIÓN			1,200,000.00

<b>PLANTA DE DESTRUCCION DE CIANURO</b>				<b>500,000.00</b>
1.00	PLANTA DE DETOXIFICACION DE CIANURO	170.00		500,000.00

<b>ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO</b>				<b>180,000.00</b>
1.00	TANQUE AGUA DE PROCESOS		32' Ø X 34'H	120,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA			60,000.00
				<b>8,469,133.56</b>
				<b>8,469,133.56</b>

**NOTAS:**  
 1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.

<b>Total de suministro de equipos</b>	<b>8,469,133.56</b>
---------------------------------------	---------------------

Montaje Mecanico (30% Costos Directos)	2,540,740.07
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,270,370.03
Piping (7% Costos Directo)	592,839.35
Instrumentacion (8% Costos Directo)	677,530.68
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,693,826.71
Electrico (30% Costos Directos)	2,540,740.07
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,693,826.71
<b>Costo Directo de Construcción (US\$)</b>	<b>11,009,873.63</b>

<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>19,479,007.19</b>
--	----------------------

Overhead & Profit (5%)	973,950.36
Administracion, Supervision y seguros (3%)	584,370.22
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,558,320.58</b>

<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>21,037,327.77</b>
--	----------------------

EPCM (10%)	2103733
Repuestos (3%)	631120
Transporte (3%)	631120
Comisionamiento y arranque (2%)	420747
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>3786719</b>

Owner Cost (Administration - 3%)	631,119.83
Contingencias (25%)	5,259,331.94
Otros Costos (US\$)	5,890,451.77

<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>30,714,498.54</b>
----------------------------------	----------------------

**ESTIMADO DE COSTO DE CAPITAL (CAPEX)  
HEAP LEACHING**

CANT.	DESCRIPCION	POTENCIA ESTIMADA ( hp )	DIMENSIONES	Costo (\$)
<b>CHANCADO</b>				<b>2,209,198.00</b>
1.00	Rompe Rocas	100.00		180,000.00
1.00	Tolva de Gruesos		400 TM	150,000.00
1.00	Alimentador de Placas	24.00	36" x 4m	46,500.00
1.00	Grizzly Vibratorio	40.00	6' x 12'	82,824.00
1.00	Chancadora de Quijadas Primario	150.00	27" x 42"	100,500.00
1.00	Faja Transportadora N° 1	10.00	36" x 9.730m	77,840.00
1.00	Detector de Metales	5.00		20,000.00
1.00	Faja Transportadora N° 2	25.00	36" x 29.18m	116,720.00
1.00	Zaranda Secundaria 2D	30.00	5' x 12'	79,652.00
1.00	Chancadora Secundaria Cónica STD	300.00	HP 300	220,250.00
1.00	Faja Transportadora N° 3	60.00	36" x 53.10m	212,400.00
1.00	Faja Transportadora N° 4	30.00	36" x 48.47m	193,880.00
1.00	Zaranda Terciaria	30.00	6' x 16'	96,022.00
1.00	Chancador Terciaria Cónica STD	400.00	HP 400	300,250.00
1.00	Faja Transportadora N° 5	25.00	36" x 44.49m	177,960.00
1.00	Faja Transportadora N° 6	25.00	36" x 31.10m	124,400.00
1.00	Puente Grua Chancado Primario 10 Ton	30.00		15,000.00
1.00	Puente Grua Chancado Primario 15 Ton	30.00		15,000.00

<b>AREA DE LIXIVIACIÓN</b>				<b>409,363.58</b>
1.00	Bomba de solución pregnant	75	-	29042
1.00	Bomba de solución pregnant (stand by)	-	-	29042
2.00	Casing de bomba pregnant	-	-	42133
1.00	Bomba de detección de fugas poza pregnant	2	-	3375
1.00	Bomba dosificadora de anti-incrustante	0.25	-	1698
1.00	Bomba dosificadora de anti-incrustante (stand by)	-	-	1698
1.00	Bomba de solución de poza de mayores eventos	23	-	6160
1.00	Bomba de solución de poza de mayores eventos (stand by)	-	-	6160
2.00	Casing de bomba de mayores eventos	-	-	13153
1.00	Bomba de retorno de fugas poza de mayores eventos	2	-	2439
2.00	Bomba dosificadora de anti-incrustante	0.5	-	2454
1.00	Tanque de solución barren	-	Ø4.7m x 5.2m	20156
1.00	Bomba de transferencia de solución tanque barren	430	-	110643
1.00	Bomba de transferencia de solución tanque barren (stand by)	-	-	110643
1.00	Bomba dosificadora de anti-incrustante	0.25	-	1698
1.00	Malla estacionaria DSM	-	2.5m x 1.5m x 2.3m	17984
1.00	Bomba de sumidero	5	-	1826
1.00	Bomba de transferencia de solución barren	10	-	6160
1.00	Muestreador de solución	-	0.6m x 0.2m x 0.6m	2900

<b>AREA DE ADSORCIÓN</b>				<b>231,336.27</b>
2.00	Muestreador de solución	-	0.6m x 0.2m x 0.6m	5,800.00
1.00	Columna de adsorción de carbón	-	Ø2.40 m x 3.10 m	45,000.00
1.00	Columna de adsorción de carbón	-	Ø2.40 m x 3.10 m	45,000.00
1.00	Columna de adsorción de carbón	-	Ø2.40 m x 3.10 m	45,000.00
1.00	Columna de adsorción de carbón	-	Ø2.40 m x 3.10 m	45,000.00
1.00	Columna de adsorción de carbón	-	Ø2.40 m x 3.10 m	45,000.00
1.00	Eductor	-	-	536.27

<b>AREA DE TRATAMIENTO DE EFLUENTES CIANURADOS</b>				<b>136,491.59</b>
1.00	Tanque de reacción	-	Ø2.6m x 3.2m	10,602.25
1.00	Agitador de tanque de reacción	9	-	14,629.38
1.00	Tanque de reacción	-	Ø2.6m x 3.2m	10,602.25

1.00	Tanque de reacción	-	Ø2.6m x 3.2m	10,602.25
1.00	Agitador de tanque de reacción	9	-	14,629.38
1.00	Mezclador estatico	-	-	577.45
1.00	Eductor	-	-	577.45
1.00	Columna de carbón	-	Ø1.1m x 2.7m	10,746.87
1.00	Columna de carbón	-	Ø1.1m x 2.7m	10,746.87
1.00	Malla estacionaria DSM	-	2m x 1.5m x 1.7m	7,059.99
1.00	Flotador de poza de sedimentación	-	-	1,517.43
1.00	Bomba de poza de sedimentación	7.5	-	1,319.51
1.00	Bomba de poza de sedimentación	15	-	1,319.51
1.00	Ducha y lavaojos	-	-	1,700.00

AREA DE MANEJO DE REACTIVOS - PLANTA				235,936.29
1.00	Tanque de preparación de cianuro de sodio (NaCN)	-	Ø3.1m x 3.5m	19,556.22
1.00	Agitador de preparación de cianuro de sodio (NaCN)	3		5,045.69
1.00	Cabina con tolva rompedora de sacos	-	1.9m x 1.6m x 4m	6,163.45
1.00	Monoriel	3		7,692.00
1.00	Bomba de transferencia de cianuro de sodio (NaCN)	2		4,656.62
1.00	Bomba de transferencia de cianuro de sodio (NaCN) Stand by	-		4,656.62
1.00	Tanque de dosificación de cianuro de sodio (NaCN)	-	Ø3.0m x 3.0m	15,810.00
1.00	Bomba dosificadora de cianuro de sodio (NaCN)	0.5		4,120.00
1.00	Ducha y lavaojos	-		1,700.00
1.00	Tanque de preparación de hidróxido de sodio (NaOH)	-	Ø1.6m x 1.9m	3,603.44
1.00	Agitador de hidróxido de sodio (NaOH)	3		17,880.28
1.00	Bomba dosificadora de hidróxido de sodio (NaOH)	2		2,240.95
1.00	Bomba de transferencia de hidroxido de sodio (NaOH)	2		4,481.89
1.00	Tanque de preparación de floculante	-	Ø1.1m x 1.3m	3,434.47
1.00	Agitador de preparación de floculante	5		6,878.34
1.00	Bomba dosificadora de floculante	0.5		2,212.76
1.00	Tanque de preparación de sulfhidrato de sodio (NaHS)	-	Ø1.1m x 1.3m	2,751.17
1.00	Agitador de preparación de sulfhidrato de sodio (NaHS)	5		13,160.11
1.00	Bomba dosificadora de sulfhidrato de sodio (NaHS)	0.25		1,438.26
1.00	Bomba de diafragma neumática de transferencia de H2O2	-		1,784.08
1.00	Tanque de almacenamiento de peróxido de hidrógeno (H2O2)	-	Ø2.3m x 2.76m	32,285.77
1.00	Bomba dosificadora de peróxido de hidrógeno (H2O2)	0.5		1,784.08
1.00	Bomba de transferencia de ácido sulfúrico (H2SO4)	2		9,169.60
1.00	Tanque de almacenamiento de ácido sulfúrico (H2SO4)	-	Ø2.3m x 2.76m	30,380.80
1.00	Bomba dosificadora de ácido sulfúrico (H2SO4)	0.25		2,016.08
1.00	Tanque de preparación de cloruro férrico (FeCl3)	-	Ø1.1m x 1.3m	11,315.45
1.00	Agitador del tanque de preparación de cloruro férrico (FeCl3)	5		17,041.65
1.00	Bomba dosificadora de cloruro férrico (FeCl3)	0.25		961.14
1.00	Enfriador	-	2.5m x 0.3m x 0.2m	1,715.36

AREA DE MANEJO DE CARBÓN				51,707.36
1.00	Tolva de almacenamiento de carbón	-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6,240.88
1.00	Chute de alimentación de carbón	-	0.4m x 0.4m x 0.6m	325.85
1.00	Zaranda vibratoria circular	2	Ø40"	30,678.36
1.00	Tolva de almacenamiento de carbón	-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6,240.88
1.00	Tolva de almacenamiento de carbón	-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6,240.88
3.00	Eductor para transferencia de carbón	-	3" x 3" x 3"	1,980.53

AREA DE SUMINISTRO DE ENERGÍA				26,469.59
1.00	Compresora de aire	20		10,171.56
1.00	Compresora de aire (Stand by)	-		10,171.56
1.00	Tanque pulmón de aire	-	Ø800 m x 2310 m	1,833.00
1.00	Tanque pulmón de aire	-	Ø800 m x 2310 m	1,833.00
1.00	Secador de aire	-		2,460.47

AREA DE SUMINISTRO Y DISTRIBUCIÓN DE AGUA				148,106.62
1.00	Bomba en la poza de efluente tratado	20		10,345.64
1.00	Bomba en la poza de efluente tratado (stand-by)	-		10,345.64
1.00	Tanque principal de agua	-	Ø7.3 m x 7.3 m	3,807.44
1.00	Planta de tratamiento aguas residuales domésticas (Planta)	20		123,607.91

AREA DE ALMACEN DE CAL				3,500.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PLANTA DE DR				1,200,000.00
1.00	PLANTA DESORCIÓN Y FUNDICIÓN			1,200,000.00

AREA DE PAD DE LIXIVIACIÓN				1,200,000.00
1.00	Pad Lixiviación (7.7Ha)			1,200,000.00

AREA DE POZAS				813,802.85
1.00	Pozas (PLS:9100m3 ; GE: 31500 m3)			813,802.85

ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO				210,000.00
1.00	TANQUE A AGUA DE PROCESOS		32' Ø X 34'H	150,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA			60,000.00
				<b>6,875,912.16</b>
				<b>6,875,912.16</b>

NOTAS:	
1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.	
<b>Total de suministro de equipos</b>	<b>6,875,912.16</b>

Montaje Mecánico (30% Costos Directos)	2,062,773.65
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,031,386.82
Piping (7% Costos Directo)	481,313.85
Instrumentación (8% Costos Directo)	550,072.97
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,375,182.43
Electrico (30% Costos Directos)	2,062,773.65
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,375,182.43
Costo Directo de Construcción (US\$)	<b>8,938,685.81</b>

<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>15,814,597.97</b>
--	----------------------

Overhead & Profit (5%)	790,729.90
------------------------	------------

Administración, Supervisión y seguros (3%)	474,437.94
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,265,167.84</b>
<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>17,079,765.81</b>
EPCM (10%)	1707977
Repuestos (3%)	512393
Transporte (3%)	512393
Comisionamiento y arranque (2%)	341595
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>3074358</b>
Owner Cost (Administration - 3%)	512,392.97
Contingencias (25%)	4,269,941.45
Otros Costos (US\$)	<b>4,782,334.43</b>
<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>24,936,458</b>

**ESTIMADO DE COSTO DE CAPITAL (CAPEX)  
CONCENTRACION-FLOTACION**

CANT.	DESCRIPCION			Costo (\$)
		POTENCIA ESTIMADA ( hp )	DIMENSIONES	
<b>CHANCADO</b>				<b>2,209,198.00</b>
1.00	ROMPE ROCAS	100.00		180,000.00
1.00	TOLVA DE GRUESOS		400 TM	150,000.00
1.00	ALIMENTADOR DE PLACAS	24.00	36" x 4m	46,500.00
1.00	GRIZLY VIBRATORIO	40.00	6' x 12'	82,824.00
1.00	CHANCADORA DE QUJADAS PRIMARIO	150.00	27" x 42"	100,500.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	10.00	36" x 9.730m	77,840.00
1.00	DETECTOR DE METALES	5.00		20,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	25.00	36" x 29.18m	116,720.00
1.00	ZARANDA SECUNDARIA 2D	30.00	5' x 12'	79,652.00
1.00	CHANCADORA SECUNDARIA CÓNICA STD	300.00	HP 300	220,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	60.00	36" x 53.10m	212,400.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 4	30.00	36" x 48.47m	193,880.00
1.00	ZARANDA TERCIARIA	30.00	6' x 16'	96,022.00
1.00	CHANCADORA TERCIARIA CÓNICA STD	400.00	HP 400	300,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 5	25.00	36" x 44.49m	177,960.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 6	25.00	36" x 31.10m	124,400.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO PRIMARIO 10 Ton	30.00		15,000.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO SECUNDARIO 15 Ton	30.00		15,000.00

<b>MOLIENDA , GRAVIMETRÍA Y FLOTACIÓN</b>				<b>3,369,024.59</b>
1.00	TOLVA DE FINOS			120,000.00
2.00	ALIMENTADOR DE FAJA	20.00	36" x 10.20m	90,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 7	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 8	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	BALANZA	5.00		25,000.00
1.00	MOLINO DE BOLA S	1,250.00	12' x 12'	360,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLINO DE BOLA S			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	TANQUE DISTRIBUIDOR DE PULPA			18,358.85
1.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	10' x 10'	300,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLIENDA SECUNDARIA.			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 20	25,000.00
2.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	8' x 10'	500,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
2.00	BOMBA SUMIDERO DE MOLIENDA	15.00		24,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 15	20,000.00
3.00	COCENTRADOR FALCON		SB-2500	105,000.00
2.00	ACONDICIONADOR	15.00	Ø 10' x 10' H	136665.74
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		SUB-A24	200,000.00
1.00	MOLINO DE REMOLIENDA	1,200.00	7' x 12'	250,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 10	15,000.00
1.00	GRÚA PUENTE 30 Tn.	50.00		30,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	COMPRESOR DE AIRE (PLANTA DE AIRE)			320,000.00

<b>FILTRACIÓN DE CONCENTRADOS</b>				<b>419,842.97</b>
1.00	MUESTREADOR FILTRO DISCO			2,500.00
1.00	FILTRO DISCO	10.00		290,000.00
1.00	HOLDING TANK	15.00	8X10	75,000.00

PREPARACION DE REACTIVOS-CAL				227,000.00
1.00	CABINA CON ROMPESACOS Y TOLVA VIBRATORIA			20,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			3,500.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSNVASE (STAND BY)	20.00		5,000.00
1.00	TANQUE DE DOSIFICACIÓN DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA STAND BY DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			10,000.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00

PLANTA DE PREPARACIÓN DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN				780,000.00
1.00	PREPARACIÓN Y DOSIFICACIÓN			780,000.00

ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO				180,000.00
1.00	TANQUE AGUA DE PROCESOS		32' Ø X 34'H	120,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA			60,000.00
				<b>7,185,065.55</b>
				<b>7,185,065.55</b>

NOTAS:	
1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.	
<b>Total de suministro de equipos</b>	<b>7,185,065.55</b>
Montaje Mecanico (30% Costos Directos)	2,155,519.67
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,077,759.83
Piping (7% Costos Directo)	502,954.59
Instrumentacion (8% Costos Directo)	574,805.24
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,437,013.11
Electrico (30% Costos Directos)	2,155,519.67
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,437,013.11
Costo Directo de Construcción (US\$)	<b>9,340,585.22</b>
<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>16,525,650.77</b>
Overhead & Profit (5%)	826,282.54
Administracion, Supervision y seguros (3%)	495,769.52
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,322,052.06</b>
<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>17,847,702.84</b>
EPCM (10%)	1784770
Repuestos (3%)	535431
Transporte (3%)	535431
Comisionamiento y arranque (2%)	356954
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>3212587</b>
Owner Cost (Administration - 3%)	535,431.09
Contingencias (25%)	4,461,925.71
Otros Costos (US\$)	<b>4,997,356.79</b>
<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>26,057,646</b>

**ESTIMADO DE COSTO DE CAPITAL (CAPEX)  
CIANURACION DE CONCENTRADOS CON PRE-OXIDACION**

CANT.	DESCRIPCION	POTENCIA	DIMENSIONES	Costo (\$)
		ESTIMADA ( hp )		
<b>CHANCADO</b>				<b>2,209,198.00</b>
1.00	ROMPE ROCAS	100.00		180,000.00
1.00	TOLVA DE GRUESOS		400 TM	150,000.00
1.00	ALIMENTADOR DE PLACAS	24.00	36" x 4m	46,500.00
1.00	GRIZZLY VIBRATORIO	40.00	6' x 12'	82,824.00
1.00	CHANCADORA DE QUIJADAS PRIMARIO	150.00	27" x 42"	100,500.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	10.00	36" x 9.730m	77,840.00
1.00	DETECTOR DE METALES	5.00		20,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	25.00	36" x 29.18m	116,720.00
1.00	ZARANDA SECUNDARIA 2D	30.00	5' x 12'	79,652.00
1.00	CHANCADORA SECUNDARIA CÓNICA STD	300.00	HP 300	220,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	60.00	36" x 53.10m	212,400.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 4	30.00	36" x 48.47m	193,880.00
1.00	ZARANDA TERCIAIA	30.00	6' x 16'	96,022.00
1.00	CHANCADORA TERCIAIA CÓNICA STD	400.00	HP 400	300,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 5	25.00	36" x 44.49m	177,960.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 6	25.00	36" x 31.10m	124,400.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO PRIMARIO 10 Ton	30.00		15,000.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO SECUNDARIO 15 Ton	30.00		15,000.00

<b>MOLIENDA , GRAVIMETRÍA Y FLOTACIÓN</b>				<b>3,029,024.59</b>
1.00	TOLVA DE FINOS			120,000.00
2.00	ALIMENTADOR DE FAJA	20.00	36" x 10.20m	90,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 7	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 8	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	BALANZA	5.00		25,000.00
1.00	MOLINO DE BOLA S	1,250.00	12' x 12'	360,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLINO DE BOLA S			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	TANQUE DISTRIBUIDOR DE PULPA			18,358.85
1.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	10' x 10'	300,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLIENDA SECUNDARIA.			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 20	25,000.00
2.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	8' x 10'	500,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
2.00	BOMBA SUMIDERO DE MOLIENDA	15.00		24,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 15	20,000.00
3.00	COCENTRADOR FALCON		SB-2500	105,000.00
2.00	ACONDICIONADOR	15.00	Ø 10' x 10' H	136665.74
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		SUB-A24	200,000.00
1.00	MOLINO DE REMOLIENDA	1,200.00	7' x 12'	250,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 10	15,000.00
1.00	GRÚA PUENTE 30 Tr.	50.00		30,000.00

<b>CIANURACION</b>				<b>1,620,500.00</b>
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		12,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	TANQUE DISTRIBUIDOR DE PULPA			15,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00

1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	BOMBA CENTRIFUGA	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		10,000.00
1.00	CAJA DE BOMBA			10,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	COMPRESOR DE AIRE (PLANTA DE AIRE)			320,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PREPARACION DE REACTIVOS-CAL				227,000.00
1.00	CABINA CON ROMPESACOS Y TOLVA VIBRATORIA			20,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			3,500.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSVASE	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSVASE (STAND BY)	20.00		5,000.00
1.00	TANQUE DE DOSIFICACIÓN DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA STAND BY DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			10,000.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00

PREPARACION DE REACTIVOS- CIANURO DE SODIO				278,500.00
1.00	BRAZO DE GRUA	10.00		15,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE ALMAC. Y DOSIF. DE CIANURO		Ø7m x H7m	50,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA (STAND BY)	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO	5.00		10,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PLANTA DE PREPARACIÓN DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN				500,000.00
1.00	PREPARACIÓN Y DOSIFICACIÓN			500,000.00

<b>PLANTA DE DR</b>				<b>1,200,000.00</b>
1.00	PLANTA DESORCION Y FUNDICIÓN			1,200,000.00

<b>PLANTA DE DESTRUCCION DE CIANURO</b>				<b>500,000.00</b>
1.00	PLANTA DE DETOXIFICACION DE CIANURO	170.00		500,000.00

<b>ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO</b>				<b>180,000.00</b>
1.00	TANQUE AGUA DE PROCESOS		32' Ø X 34'H	120,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA			60,000.00
				<b>9,744,222.59</b>
				<b>9,744,222.59</b>

<b>NOTAS:</b>			
1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.			
<b>Total de suministro de equipos</b>			<b>9,744,222.59</b>

Montaje Mecanico (30% Costos Directos)	2,923,266.78
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,461,633.39
Piping (7% Costos Directo)	682,095.58
Instrumentacion (8% Costos Directo)	779,537.81
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,948,844.52
Electrico (30% Costos Directos)	2,923,266.78
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,948,844.52
Costo Directo de Construcción (US\$)	<b>12,667,489.37</b>

<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>22,411,711.95</b>
--	----------------------

Overhead & Profit (5%)	1,120,585.60
Administracion, Supervision y seguros (3%)	672,351.36
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,792,936.96</b>

<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>24,204,648.91</b>
--	----------------------

EPCM (10%)	2420465
Repuestos (3%)	726139
Transporte (3%)	726139
Comisionamiento y arranque (2%)	484093
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>4356837</b>

Owner Cost (Administration - 3%)	726,139.47
Contingencias (25%)	6,051,162.23
Otros Costos (US\$)	<b>6,777,301.70</b>

<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>35,338,787.41</b>
----------------------------------	----------------------

**ESTIMADO DE COSTO DE CAPITAL (CAPEX)  
CIANURACION DE CONCENTRADOS CON PRE-OXIDACION CIL**

CANT.	DESCRIPCION	POTENCIA ESTIMADA ( hp )	DIMENSIONES	Costo (\$)
<b>CHANCADO</b>				<b>2,209,198.00</b>
1.00	ROMPE ROCAS	100.00		180,000.00
1.00	TOLVA DE GRUESOS		400 TM	150,000.00
1.00	ALIMENTADOR DE PLACAS	24.00	36" x 4m	46,500.00
1.00	GRIZZLY VIBRATORIO	40.00	6' x 12'	82,824.00
1.00	CHANCADORA DE QUIJADAS PRIMARIO	150.00	27" x 42"	100,500.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 1	10.00	36" x 9.730m	77,840.00
1.00	DETECTOR DE METALES	5.00		20,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 2	25.00	36" x 29.18m	116,720.00
1.00	ZARANDA SECUNDARIA 2D	30.00	5' x 12'	79,652.00
1.00	CHANCADORA SECUNDARIA CÓNICA STD	300.00	HP 300	220,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 3	60.00	36" x 53.10m	212,400.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 4	30.00	36" x 48.47m	193,880.00
1.00	ZARANDA TERCIAIA	30.00	6' x 16'	96,022.00
1.00	CHANCADORA TERCIAIA CÓNICA STD	400.00	HP 400	300,250.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 5	25.00	36" x 44.49m	177,960.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 6	25.00	36" x 31.10m	124,400.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO PRIMARIO 10 Ton	30.00		15,000.00
1.00	PUENTE GRUA CHANCADO SECUNDARIO 15 Ton	30.00		15,000.00

<b>MOLIENDA , GRAVIMETRÍA Y FLOTACIÓN</b>				<b>3,029,024.59</b>
1.00	TOLVA DE FINOS			120,000.00
2.00	ALIMENTADOR DE FAJA	20.00	36" x 10.20m	90,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 7	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	FAJA TRANSPORTADORA N° 8	20.00	36" x 29.38m	125,000.00
1.00	BALANZA	5.00		25,000.00
1.00	MOLINO DE BOLA S	1,250.00	12' x 12'	360,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLINO DE BOLA S			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	TANQUE DISTRIBUIDOR DE PULPA			18,358.85
1.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	10' x 10'	300,000.00
1.00	CAJÓN DE BOMBAS DE MOLIENDA SECUNDARIA.			10,000.00
2.00	BOMBA DE PULPA	60.00		100,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 20	25,000.00
2.00	MOLINO DE BOLA S SECUNDARIO	1,250.00	8' x 10'	500,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
2.00	BOMBA SUMIDERO DE MOLIENDA	15.00		24,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 15	20,000.00
3.00	COCENTRADOR FALCON		SB-2500	105,000.00
2.00	ACONDICIONADOR	15.00	Ø 10' x 10' H	136665.74
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		WS-120	160,000.00
4.00	CELDA S DE FLOTACIÓN		SUB-A24	200,000.00
1.00	MOLINO DE REMOLIENDA	1,200.00	7' x 12'	250,000.00
1.00	NIDO DE HIDROCICLONES		D - 10	15,000.00
1.00	GRÚA PUENTE 30 Tr.	50.00		30,000.00

<b>CIANURACION</b>				<b>1,620,500.00</b>
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		12,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	TANQUE DISTRIBUIDOR DE PULPA			15,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00

1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	TANQUE DE CIANURACIÓN AGITADOR DE TANQUE	60.00	Ø 30' x 30' H	140,000.00
1.00	BOMBA CENTRIFUGA	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA SUMIDERO AREA LIXIVIACION	10.00		10,000.00
1.00	CAJA DE BOMBA			10,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	BOMBA DE PULPA DE LIXIVIACION	50.00		30,000.00
1.00	MUESTREADOR DE PULPA			20,000.00
1.00	COMPRESOR DE AIRE (PLANTA DE AIRE)			320,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PREPARACION DE REACTIVOS-CAL				227,000.00
1.00	CABINA CON ROMPESACOS Y TOLVA VIBRATORIA			20,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	TANQUE DE PREPARACION DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			3,500.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSVASE	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSVASE (STAND BY)	20.00		5,000.00
1.00	TANQUE DE DOSIFICACIÓN DE LECHADA DE CAL	10.00	Ø 7.0m x 7.0m	50,000.00
1.00	BOMBA DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	BOMBA STAND BY DOSIFICADORA DE LECHADA DE CAL	20.00		5,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO			10,000.00
1.00	MONORRIEL			10,000.00

PREPARACION DE REACTIVOS- CIANURO DE SODIO				278,500.00
1.00	BRAZO DE GRUA	10.00		15,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE PREP. DE CIANURO DE SODIO		Ø3.48m x L18.875m	60,000.00
1.00	BOMBA DE TRANSFERENCIA	5.00		4,000.00
1.00	TANQUE DE ALMAC. Y DOSIF. DE CIANURO		Ø7m x H7m	50,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE DOSIF. DE SOLUCION CIANURADA (STAND BY)	5.00		4,000.00
1.00	BOMBA DE SUMIDERO	5.00		10,000.00
1.00	DUCHA Y LAVA OJOS			3,500.00

PLANTA DE PREPARACIÓN DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN				500,000.00
1.00	PREPARACIÓN Y DOSIFICACIÓN			500,000.00

<b>PLANTA DE REACTIVACION DE CARBON</b>			<b>189,576.71</b>
1.00	PLANTA DE REACTIVACION DE CARBON	150.00	189,576.71

<b>PLANTA DE DR</b>			<b>1,200,000.00</b>
1.00	PLANTA DESORCION Y FUNDICIÓN		1,200,000.00

<b>PLANTA DE DESTRUCCION DE CIANURO</b>			<b>500,000.00</b>
1.00	PLANTA DE DETOXIFICACION DE CIANURO	170.00	500,000.00

<b>ALMACENAMIENTO DE AGUA DE PROCESO</b>			<b>180,000.00</b>
1.00	TANQUE AGUA DE PROCESOS		120,000.00
2.00	BOMBA CENTRIFUGA		60,000.00
			<b>9,933,799.30</b>
			<b>9,933,799.30</b>

<b>NOTAS:</b>	
1.- El listado de equipos mecánicos corresponde a una Ingeniería Conceptual. Las potencias, capacidades y flujos de los equipos deberán ser revisados en las siguientes etapas de ingeniería.	
<b>Total de suministro de equipos</b>	<b>9,933,799.30</b>

Montaje Mecanico (30% Costos Directos)	2,980,139.79
Plataforma y acceso (15% Costos Directos)	1,490,069.90
Piping (7% Costos Directo)	695,365.95
Instrumentacion (8% Costos Directo)	794,703.94
Estructural y Concreto (20% Costos Directo)	1,986,759.86
Electrico (30% Costos Directos)	2,980,139.79
Civil y Movimiento de Tierra (20% Costos Directos)	1,986,759.86
Costo Directo de Construcción (US\$)	<b>12,913,939.09</b>

<b>Total de Costo Directo Construcción</b>	<b>22,847,738.39</b>
--	----------------------

Overhead & Profit (5%)	1,142,386.92
Administracion, Supervision y seguros (3%)	685,432.15
<b>Costo Indirecto Construcción (US\$)</b>	<b>1,827,819.07</b>

<b>Total de Costo Directo Proyecto</b>	<b>24,675,557.47</b>
--	----------------------

EPCM (10%)	2467556
Repuestos (3%)	740267
Transporte (3%)	740267
Comisionamiento y arranque (2%)	493511
<b>Costo Indirecto Proyecto</b>	<b>4441600</b>

Owner Cost (Administration - 3%)	740,266.72
Contingencias (25%)	6,168,889.37
Otros Costos (US\$)	<b>6,909,156.09</b>

<b>TOTAL CAPITAL COST (US\$)</b>	<b>36,026,314</b>
----------------------------------	-------------------

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**  
**CIANURACIÓN EN TANQUE CON PRE-OXIDACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	418.25	t	4350	0.1673	1819388	24.259
	Cal	112.25	t	200	0.0449	22450	0.299
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1848183</b>	<b>24.642</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>804618</b>	<b>10.7282</b>
<b>Total</b>						<b>2,720,421</b>	<b>36.27</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**

CIL

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	361.13	t	4350	0.14445	1570894	20.945
	Cal	110.25	t	200	0.0441	22050	0.294
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1599289</b>	<b>21.324</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					51019	0.680
<b>Subtotal</b>						<b>805637</b>	<b>10.7418</b>
<b>Total</b>						<b>2,472,546</b>	<b>32.97</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**

**HEAP LEACHING**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>38640</b>	<b>0.515</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	35.63	t	4350	0.01425	154969	2.066
	Cal	12.65	t	200	0.00506	2530	0.034
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>163844</b>	<b>2.185</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					150000	2.0000
	Análisis Lab. Químico					200000	2.667
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					25000	0.333
	Desorción y electrodeposición					18000	0.240
	Fundición					50000	0.667
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4500	0.060
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					250000	3.333
	Otros					39926	0.532
<b>Subtotal</b>						<b>740426</b>	<b>9.8724</b>
<b>Total</b>						<b>942,910</b>	<b>12.57</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA- FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12404	0.165
	AP-4037	11.14	t	5710	0.0045	63637	0.848
	CuSO4	6.69	t	2500	0.0027	16717	0.223
	ACEITE DE PINO	0.56	t	2000	0.0002	1114	0.015
Subtotal						93873	1.086

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					145000	1.9333
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					81875	1.0917
Total						1,860,368	24.64

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12404	0.165
	AP-4037	11.14	t	5710	0.0045	63637	0.848
	CuSO4	6.69	t	2500	0.0027	16717	0.223
	ACEITE DE PINO	0.56	t	2000	0.0002	1114	0.015
	NaCN	9.85	t	4350	0.0039	42834	0.571
	Cal	2.52	t	200	0.0010	504	0.007
Subtotal						137212	1.086

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					206861	2.7581
Total						2,033,693	26.37

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M1**

**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-CIL CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
<b>Supervisión</b>							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
<b>Obreros</b>							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12404	0.165
	AP-4037	11.14	t	5710	0.0045	63637	0.848
	CuSO4	6.69	t	2500	0.0027	16717	0.223
	ACEITE DE PINO	0.56	t	2000	0.0002	1114	0.015
	NaCN	9.94	t	4350	0.0040	43248	0.577
	Cal	3.52	t	200	0.0014	704	0.009
<b>Subtotal</b>						<b>137826</b>	<b>1.086</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					700000	9.3333
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.3333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.3333
	Fundición					25000	0.3333
	Otros					133472	1.7796
<b>Total</b>						<b>1855472</b>	<b>24.7396</b>
						<b>2,060,918</b>	<b>26.73</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**  
**CIANURACIÓN EN TANQUE CON PRE-OXIDACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	415.50	t	4350	0.1662	1807425	24.099
	Cal	136.75	t	200	0.0547	27350	0.365
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1841120</b>	<b>24.548</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>804618</b>	<b>10.7282</b>
<b>Total</b>						<b>2,713,358</b>	<b>36.18</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**

CIL

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	393.38	t	4350	0.15735	1711181	22.816
	Cal	127.13	t	200	0.05085	25425	0.339
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1742951</b>	<b>23.239</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>804618</b>	<b>10.7282</b>
<b>Total</b>						<b>2,615,189</b>	<b>34.87</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**

**HEAP LEACHING**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>38640</b>	<b>0.515</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	43.13	t	4350	0.01725	187594	2.501
	Cal	18.00	t	200	0.0072	3600	0.048
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>197539</b>	<b>2.634</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					250000	3.333
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					25000	0.333
	Desorción y electrodeposición					18000	0.240
	Fundición					50000	0.667
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4500	0.060
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					250000	3.333
	Otros					39926	0.532
<b>Subtotal</b>						<b>840426</b>	<b>11.2057</b>
<b>Total</b>						<b>1,076,605</b>	<b>14.35</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA- FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	10.36	t	3710	0.0041	38452	0.513
	AP-4037	7.40	t	5710	0.0030	42272	0.564
	CuSO4	6.66	t	2500	0.0027	16657	0.222
	Aceite de Pino	2.22	t	2000	0.0009	4442	0.059
	Cal	4.81	t	200	0.0019	962	0.013
Subtotal						102786	0.845

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					3000	0.0400
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					104450	1.3927
Total						1727450	23.0327
						<b>1,897,856</b>	<b>24.78</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	10.36	t	3710	0.0041	38452	0.513
	AP-4037	7.40	t	5710	0.0030	42272	0.564
	CuSO4	6.66	t	2500	0.0027	16657	0.222
	ACEITE DE PINO	2.22	t	2000	0.0009	4442	0.059
	NaCN	12.12	t	4350	0.0048	52709	0.703
	Cal	7.36	t	200	0.0029	1472	0.020
Subtotal						156005	0.845

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					225406	3.0054
Total						1847406	24.6321
						<b>2,071,031</b>	<b>26.38</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M2**

**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-CIL CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	10.36	t	3710	0.0041	38452	0.513
	AP-4037	7.40	t	5710	0.0030	42272	0.564
	CuSO4	6.66	t	2500	0.0027	16657	0.222
	ACEITE DE PINO	2.22	t	2000	0.0009	4442	0.059
	NaCN	11.98	t	4350	0.0048	52094	0.695
	Cal	7.88	t	200	0.0032	1575	0.021
Subtotal						155493	0.845

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					700000	9.3333
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.3333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.3333
	Fundición					25000	0.3333
	Otros					199452	2.6594
Total						2,144,565	27.37

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**  
**CIANURACIÓN EN TANQUE CON PRE-OXIDACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	390.75	t	4350	0.1563	1699763	22.664
	Cal	134.63	t	200	0.05385	26925	0.359
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1733033</b>	<b>23.107</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/md)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>804618</b>	<b>10.7282</b>
<b>Total</b>						<b>2,605,271</b>	<b>34.74</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**

CIL

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>67620</b>	<b>0.902</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	393.00	t	4350	0.1572	1709550	22.794
	Cal	139.88	t	200	0.05595	27975	0.373
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					2000	0.027
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					2500	0.033
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>1743870</b>	<b>23.252</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					200000	2.6667
	Análisis Lab. Químico					150000	2.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.333
	Fundición					25000	0.333
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					4000	0.053
	Preparación de reactivos					3000	0.040
	Gatos administrativos					97618	1.302
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>804618</b>	<b>10.7282</b>
<b>Total</b>						<b>2,616,108</b>	<b>34.88</b>

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**

**HEAP LEACHING**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s./)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
<b>Subtotal</b>						<b>38640</b>	<b>0.515</b>
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	NaCN	60.00	t	4350	0.024	261000	3.480
	Cal	45.97	t	200	0.01839	9195	0.123
	Carbón activado	0.15	t	2300	0.00006	345	0.005
	Desorción y electrodeposición					4000	0.053
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					5000	0.067
	Fundición					1500	0.020
<b>Subtotal</b>						<b>281040</b>	<b>3.747</b>

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					225000	3.0000
	Análisis Lab. Químico					300000	4.000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					30000	0.400
	Desorción y electrodeposición					28000	0.373
	Fundición					70000	0.933
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					10000	0.133
	Preparación de reactivos					10000	0.133
	Gatos administrativos					250000	3.333
	Otros					50000	0.667
<b>Subtotal</b>						<b>973000</b>	<b>12.9733</b>
<b>Total</b>						<b>1,292,680</b>	<b>17.24</b>

**NOTA:** La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA- FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12395	0.165
	AP-4037	7.42	t	5710	0.0030	42392	0.565
	CuSO4	13.36	t	2500	0.0053	33409	0.445
	Aceite de Pino	3.34	t	2000	0.0013	6682	0.089
	Cal	0.74	t	200	0.0003	148	0.002
Subtotal						95026	1.100

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					3000	0.0400
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					131776	1.7570
Total						1,917,422	25.40

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-LIXIVIACIÓN DE CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12395	0.165
	AP-4037	7.42	t	5710	0.0030	42392	0.565
	CuSO4	13.36	t	2500	0.0053	33409	0.445
	ACEITE DE PINO	3.34	t	2000	0.0013	6682	0.089
	NaCN	5.73	t	4350	0.0023	24934	0.332
	Cal	1.91	t	200	0.0008	382	0.005
Subtotal						120194	1.100

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					900000	12.0000
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Otros					279883	3.7318
Total						2,089,697	27.36

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5

**ESTIMACIÓN DE COSTO OPERATIVO (OPEX) - M3**  
**CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA-FLOTACIÓN-CIL CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN**

Personal		Tareas por mes	Jornal Diario (s/.)	Sueldo Mensual (US\$)	Leyes Sociales (61%)	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
Supervisión							
	Supervisor 1	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 2	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 3	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 4	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 5	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 6	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 7	30	250	3000	1830	4830	0.064
	Supervisor 8	30	250	3000	1830	4830	0.064
Obreros							
	Obrero Planta 1	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 2	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 3	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 4	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 5	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 6	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 7	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 8	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 9	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 10	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 11	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 12	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 13	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 14	30	100	1200	732	1932	0.026
	Obrero Planta 15	30	100	1200	732	1932	0.026
Subtotal						67620	0.902
Materiales e Insumos		Consumo Mensual en ton	Unidad	Precio Unitario (US\$/ton)	cons Kg/ton	Total Mes (US\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Z-6	3.34	t	3710	0.0013	12395	0.165
	AP-4037	7.42	t	5710	0.0030	42392	0.565
	CuSO4	13.36	t	2500	0.0053	33409	0.445
	ACEITE DE PINO	3.34	t	2000	0.0013	6682	0.089
	NaCN	5.64	t	4350	0.0023	24553	0.327
	Cal	2.09	t	200	0.0008	418	0.006
Subtotal						119848	1.100

Servicios		Consumo Mensual	Unidad	Precio Unitario (US\$/und)	cons/ton	Total Mes (\$/mes)	Costo (US\$/t)
	Repuestos y Mantenimiento					700000	9.3333
	Análisis Lab. Químico					450000	6.0000
	Mantenimiento (Planta y Lab. Químico)					150000	2.0000
	Preparación de reactivos					2000.00	0.0267
	Gatos administrativos					120000	1.6000
	Lavado ácido y Regeneración Térmica					250000	3.3333
	Desorción y electrodeposición					25000	0.3333
	Fundición					20000	0.2667
	Otros					211404	2.8187
Total						2,115,872	27.71

NOTA: La tasa de cambio del dólar usada es: 2.5