

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



**ESTUDIO DE FACTIBILIDAD DE UNA PLANTA DE  
BENEFICIO DE ORO-PLATA**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

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

**PRESENTADO POR:**

**LUIS ARTURO PERALES ESPINOZA**

**LIMA – PERU**

**2009**

## **DEDICATORIA**

Este trabajo es dedicado a mis PADRES y  
FAMILIA por el apoyo constante y  
abnegado que siempre me dan.

## RESUMEN

El desarrollo del estudio de factibilidad de la Planta de Beneficio comprendió: la ejecución de un estudio metalúrgico y el desarrollo de la ingeniería del proceso que nos permita soportar la viabilidad de producir un dore comercial a partir del mineral de la mina Humberto.

El mejor escenario de proceso metalúrgico sería la cianuración directa del mineral y la precipitación de la solución con polvo de zinc (Proceso de Merrill Crowe).

El proceso metalúrgico planteado asegurará la obtención de un doré de 94% de Ag y 5% de Au, con recuperaciones de 74.6 % de Ag y 93.2% de Au.

El costo operativo de la planta será de 25.35 US\$/TM, el cual tiene una aproximación de +/- 30%.

Asimismo se realizó un estimado de nivel de inversión para la planta de beneficio, el cual comprende las partidas: suministro de equipos, fabricación, obras civiles, transporte y montaje.

En estos montos se ha considerado los costos directos (suministro de equipos, fabricación, montaje, transporte, etc.), los costos indirectos (Ingeniería, procura y supervisión de la construcción), adicionalmente se ha considerado contingencias e imprevistos en un 25% del costo directo.

# I N D I C E

	<u>PAGINA</u>
<b>INTRODUCCION.....</b>	7
<b>CAPITULO I: ASPECTOS TEORICOS.....</b>	9
<b>1.1 Termodinámica de la Cianuración.....</b>	9
<b>1.2 Mecanismo Electroquímico.....</b>	10
<b>1.3 Cinética de la Reacción.....</b>	13
1.3.1 Efectos Aceleradores y Retardadores.....	18
<b>1.4 Métodos de Cianuración.....</b>	24
1.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación.....	24
1.4.1.1 Cianuración por Agitación Convencional.....	25
1.4.1.2 Carbón en Pulpa.....	28
1.4.1.3 Carbón en Lixiviación.....	28
<b>1.5 Recuperación del oro de las soluciones lixiviantes.....</b>	28
1.5.1 Método del Polvo de Zinc ( Merrill Crowe).....	29
1.5.2 Columnas de Carbón Activado .....	30
<b>1.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado cargado.....</b>	31
<b>1.7 Electrodeposición.....</b>	33
<b>CAPITULO II: PRUEBAS DE INVESTIGACION METALURGICA</b>	36
<b>2.1 Análisis Minerográfico y Químico.....</b>	36
2.1.1 Análisis Minerográfico.....	36
2.1.2 Análisis Químico.....	37
<b>2.2 Pruebas Experimentales Metalúrgicas.....</b>	38
2.2.1 Determinación del Índice de Trabajo.....	38
2.2.2 Pruebas de Flotación.....	39
2.2.3 Pruebas de Cianuración.....	39
2.2.4 Pruebas Combinadas.....	39

	<u>PAGINA</u>
2.2.5. Pruebas Finales.....	40
<b>CAPITULO III: INGENIERIA BASICA DEL PERFIL DEL PROYECTO.....</b>	<b>43</b>
<b>3.1 Criterio de Diseño.....</b>	<b>43</b>
<b>3.2 Descripción de la Planta.....</b>	<b>49</b>
3.2.1 Recepción del Mineral de Mina.....	49
3.2.2 Trituración Primaria, Secundaria y Clasificación.....	49
3.2.3 Molienda Primaria, Secundaria y Clasificación.....	50
3.2.4 Cianuración.....	51
3.2.5 Lavado en Contracorriente y Filtración.....	52
3.2.6 Planta Merrill Crowe.....	53
3.2.7 Fundición.....	54
<b>3.3 Diagramas de Flujo y Balance de Materia.....</b>	<b>54</b>
<b>3.4 Servicios y Facilidades del Proceso.....</b>	<b>56</b>
3.4.1 Balance de Agua.....	56
3.4.2 Transporte y Almacenamiento de Relaves .....	58
3.4.3 Energía.....	59
<b>3.5 Reactivos.....</b>	<b>61</b>
<b>3.6 Aire.....</b>	<b>62</b>
<b>3.7 Laboratorio Químico.....</b>	<b>62</b>
<b>3.8 Mantenimiento Mecánico, Eléctrico e Instrumental.....</b>	<b>63</b>
<b>3.9 Balance Metalúrgico.....</b>	<b>64</b>

	<u>PAGINA</u>
<b>CAPITULO IV: EVALUACION ECONOMICA.....</b>	66
<b>4.1 Costos Operativos (OPEX).....</b>	66
<b>4.2 Costos de Inversión (CAPEX).....</b>	70
<b>CONCLUSIONES.....</b>	71
<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	74
<b>ANEXO I.....</b>	76
Diagrama de Flujo de la Planta de Beneficio de Oro y Plata	

## INTRODUCCION

En el año 2006, se realizaron pruebas metalúrgicas, con muestras de mineral de la mina Constanza que poseían diferentes niveles de leyes de cabeza.

Se realizaron pruebas experimentales de flotación con diferentes niveles de leyes de cabeza (5 g/t, y 30 g/t de Oro); las recuperaciones de oro variaron desde 79 % hasta 83%; y para la plata desde 62 % a 78%.

Se realizaron pruebas experimentales de cianuración directa con muestras que se emplearon en las pruebas flotación; las recuperaciones de oro variaron desde 90 % hasta 92%; y para la plata desde 73 % a 77 %.

Pruebas combinadas de gravimetría y cianuración también fueron realizadas, las recuperaciones de oro variaron desde 90% hasta 94%; y para la plata desde 76 % a 80%.

En diciembre del 2007 se realizaron pruebas de experimentales con un compósito de mineral de diferentes taladros, de tal manera de tener una muestra representativa del yacimiento.

Los resultados de las pruebas de Investigación fueron los siguientes:

- Por cianuración de la cabeza se recuperó el 74% de la plata y el 94% del oro.

- Por gravimetría + cianuración con carbón (CIL) del relave gravimétrico se recuperó el 80% de la plata y el 94% del oro.
- Por cianuración del concentrado gravimétrico + cianuración con carbón (CIL) del relave gravimétrico se recuperó el 82% de la plata y el 92% del oro.

### **Alcances del Trabajo**

El presente documento presenta el estudio de la Ingeniería Conceptual del proceso seleccionado para el mineral de la mina Humberto con los alcances siguientes:

- Efectuar un estudio metalúrgico que nos permita seleccionar el proceso metalúrgico a ser aplicado y que soporte la viabilidad de producir dore comercial partir del mineral de la mina Humberto.
- Diseñar la Ingeniería del proceso a nivel de Factibilidad, seleccionando los sistemas y equipos que son la base para la factibilidad técnica – económica del Proceso, con las entregas de:
  - Revisión de Mineralogía y Análisis Químico del Mineral
  - Revisión de Pruebas Metalúrgicas
  - Criterios de Diseño
  - Descripción del Proceso
  - Flowsheet del Proceso Metalúrgico
  - Balance de Materia
  - Balance Metalúrgico
  - Servicios
  - Listado de Equipos
  - Costo de Inversión (Capex)
  - Costo de Operación (Opex)
- El proceso metalúrgico planteado asegurará la obtención de un doré de 94% Ag y 5% Au, con recuperaciones de 74.6 % de plata y 93.2% de oro.



## CAPITULO I

### ASPECTOS TEORICOS

#### 1.1 Termodinámica de la Cianuración

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

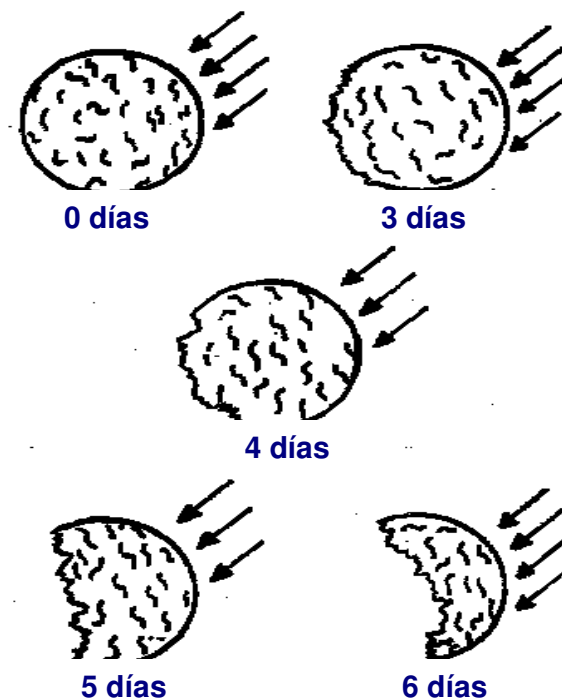
Estos diagramas muestran que compuestos potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a la causa de la gran estabilidad de este último.

En el diagrama Au-H<sub>2</sub>O-CN (Fig. N° 1.1), no obstante, la reacción:  $\text{Au(CN)}_2^- + e^- = \text{Au} + 2 \text{CN}^-$  se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuro. En el mismo gráfico



Fue Thompson (1947) quien demostró Este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soportes de éstas, haciendo circular una corriente KCN libre de aire constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuestos al de la incidencia del flujo; después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad (Ver **Fig. N° 1.2**).

La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante el

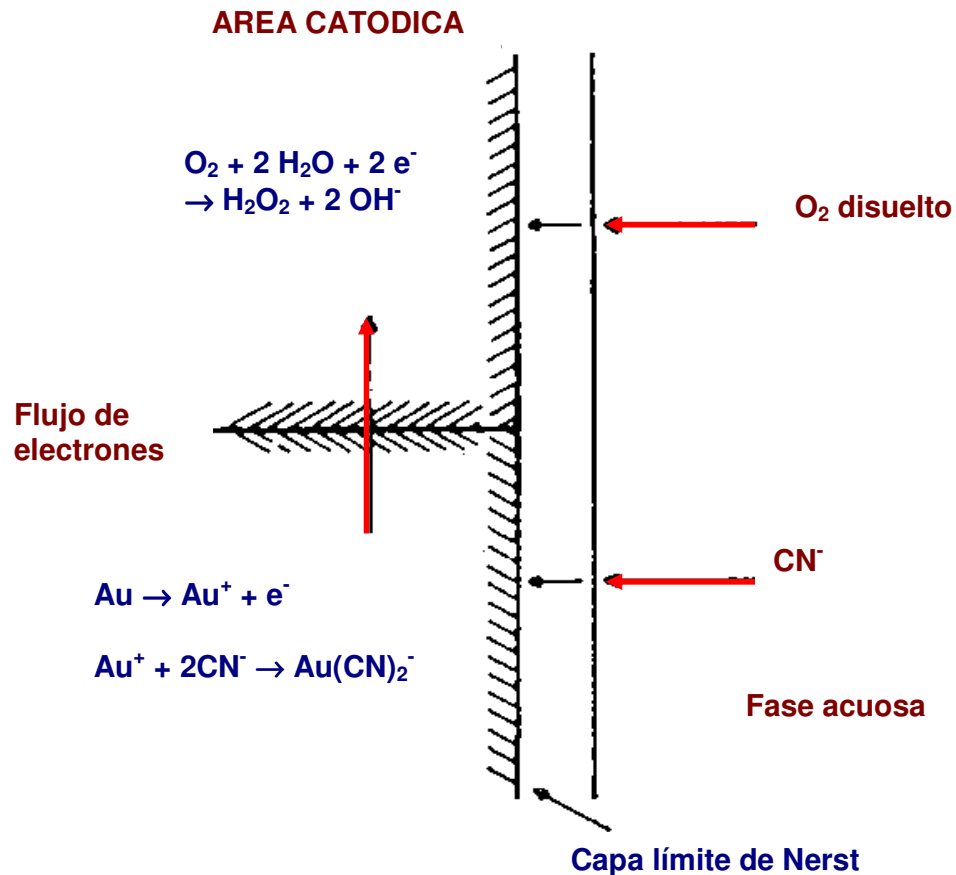


**Figura N° 1.2** Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro ( 120 u diam.) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947)

gráfico de la **Fig. Nº 1.3**; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase



**Figura Nº 1.3** Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

líquida, en el que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. La capa límite de Nernst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

### **1.3 Cinética de la Reacción**

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

Una reacción físico - química en la cual se hallan involucradas una fase sólida con otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

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

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

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

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

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

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

Donde:

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

$$D_{O_2}, D_{CN^-} = \text{Coeficientes de difusión (m}^2\text{/seg)}$$

$$A_1, A_2 = \text{Superficies anódica y catódica (m}^2\text{)}$$

$$\delta = \text{Anchura de la capa límite de Nernst (cm)}$$

$$[O_2], [CN^-] = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la solución (moles/lit)}$$

$$[O_2]_s, [CN^-]_s = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la superficie (moles/lit)}$$

Si en las dos anteriores ecuaciones se considera que la reacción química es muy rápida, se tiene  $[O_2]_s = [CN^-]_s = 0$ . Si se acepta asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

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

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

$$V = \frac{2AD_{\text{CN}^-}D_{\text{O}_2}[\text{CN}^-][\text{O}_2]}{\delta\{D_{\text{CN}^-}[\text{CN}^-] + 4D_{\text{O}_2}[\text{O}_2]\}}$$

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

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

$$V = \kappa_1 [\text{CN}^-]$$

Por lo tanto, en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las concentraciones de este compuesto sean altas. En este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del primero, por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2D_{\text{O}_2} \frac{A}{\delta} [\text{O}_2]$$

$$V = \kappa_2 [\text{O}_2]$$

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

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

$$D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] = 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2]$$

Cuando dicha ecuación se cumple o lo que es lo mismo,

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$$

$$\text{Si se asume que : } \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}} = 1.5$$

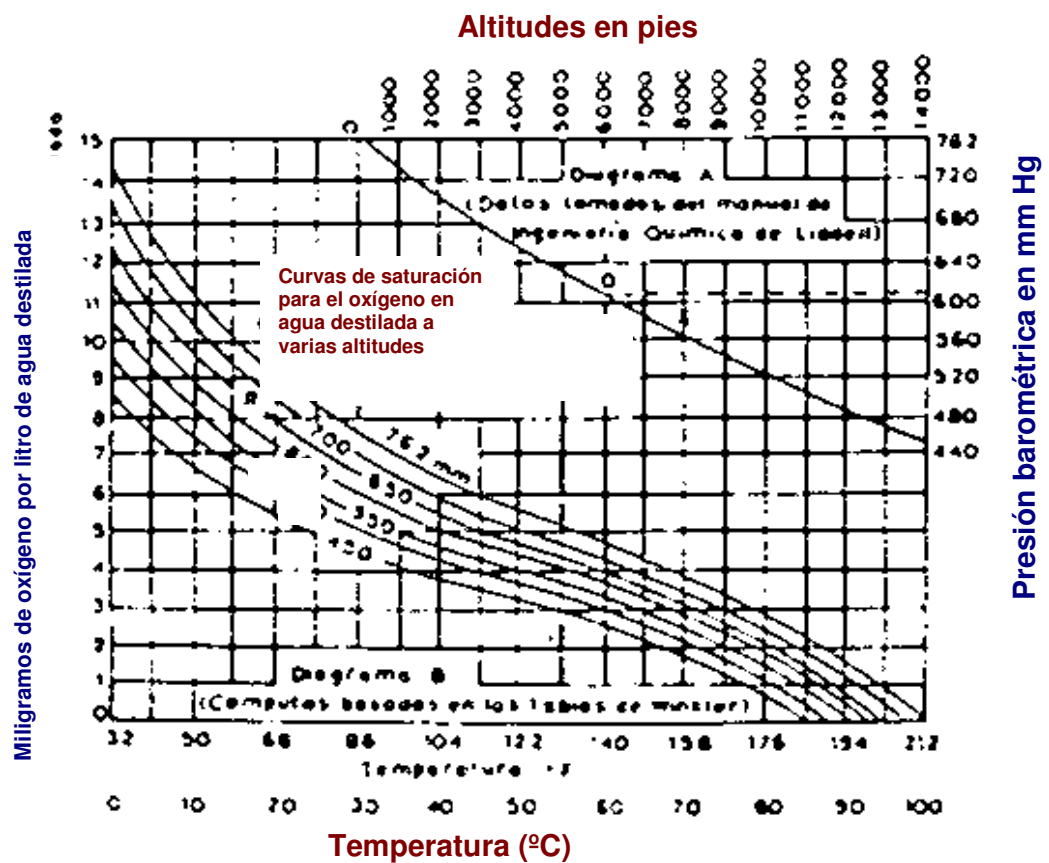
(promedio establecido a partir de diferentes pruebas experimentales) se determina que el límite referido se alcanza cuando:

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

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



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



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

### 1.3.1 Efectos Aceleradores y Retardadores

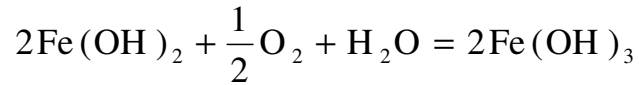
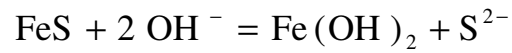
Haden investigó por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro, más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aún determinaron que sales de bismuto y talio producían el mismo efecto.

Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando, por tanto, el proceso ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de la Cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo se lograba retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la Cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$ ,  $\text{Ni}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$  y  $\text{Ba}^{2+}$ , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad.

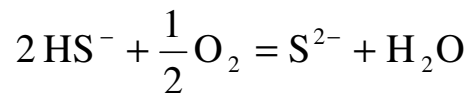
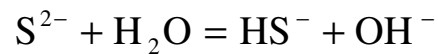
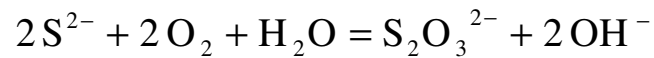
Según lo propuesto por HABASHI el efecto de retardación sería imputable a una o más de las siguientes causas:

#### i. Consumo de oxígeno de la disolución

La presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así por ejemplo, si la mena contiene pirrotita, esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:



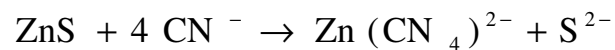
y el ion azufre, al oxidarse también, produce thiosulfatos y polisulfuros:



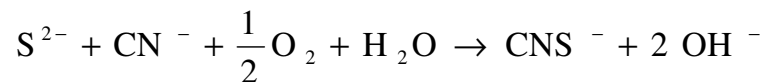
## ii. Consumo de cianuro libre

Se debe a factores tales como:

- Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles.



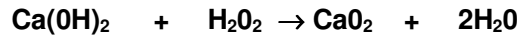
- Generación de tiocianato a partir de los iones azufre liberados de los sulfuros solubles



- Formación de capas delgadas sobre la superficie del metal, que evitan su disolución a causa de:

a) La producción de un sulfuroso insoluble sobre las superficies de las partículas de oro, en presencia de otros sulfuros.

b) La deposición de peróxido; así el de calcio, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a pH superiores a 11.3 según la siguiente reacción:



c) La generación de óxidos como el de oro, insoluble, en presencia de ozono, el cual también ataca al cianuro de potasio oxidándolo:

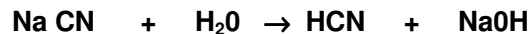


d) La aparición de cianuros insolubles, como en el caso de la reacción del plomo con el cianuro libre que forma una capa insoluble de  $Pb(CN)_2$

e) La presencia de xantato en el mineral flotado que da lugar a la aparición de una capa de xantato áurico insoluble que evita la disolución del oro.

### iii. Descomposición de las soluciones de cianuro

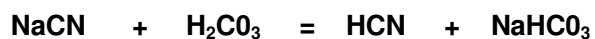
Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



El grado al cual esta hidrólisis produce en soluciones de cianuros comerciales en agua depende primeramente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable.

En ausencia de álcali libre, la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal. En la práctica la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal, no sola para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral el cual de otro modo liberaría ácido cianhídrico.

Otro factor que afecte a la descomposición de las soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono en el aire. El ácido carbónico que es el más fuerte que el ácido cianhídrico descompone las soluciones como sigue:



Esta reacción también puede evitarse por el uso de cal y otros álcalis. Tales álcalis mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el óxido de carbono para formar compuestos inofensivos como el carbonato de calcio.

Los resultados de esta prueba mostrados en la **Tabla N°1.1**, demuestran el efecto de la alcalinidad sobre la pérdida de cianuro por hidrólisis y; por la acción del dióxido de carbono del aire.

**TABLA N°1.1** Efecto de la Cal sobre la perdida de Cianuro

<b>EFFECTO DE LA CAL SOBRE LA PERDIDA DE CIANURO</b>				
	<b>SIN CAL</b>		<b>CON CAL</b>	
	<b>Inicial</b>	<b>Después de 6 horas</b>	<b>Inicial</b>	<b>Después de 6 horas.</b>
NaCN%	0,051	0,034	0,051	0,051
CaO%	0,001	0,0005	0,061	0,015
pH	10,2	9.07	11,6	11,2
Pérdida de NaCN (lb/ton)		0,34		nada

**TABLA N° 1.2**

**SOLUBILIDAD DE MINERALES DE DISTINTOS METALES EN  
SOLUCIONES CIANURADAS  
(Extraído de F. Habashi)**

Oro	Calaverita	Rápidamente soluble	JOHNSTON (1933)
Plata	Argentita	Rápidamente soluble	LEAVER WOLFF y KARCHMER (1931)
	Cerargirita	Moderadamente soluble	
	Proustita		
	Pirargirita		
Cobre	Azurita	94,5	LEAVER y WOLFF (1931)
	Malaquita	90,2	
	Calcocita	90,2	
	Cuprita	85,5	
	Bornita	70,0	
	Enargita	65,8	
	Tetraedrita	21,9	
	Crisocola	11,8	
	Calcopirita	5,6	
	Zinc	Smithsonita	
Zincita		35,2	
Hidrozinca		35,1	
Franklinita		20,2	
Esfalerita		18,4	
Hemimorfita		13,4	
Willemita		13,1	
Willomita			
Hierro	Pirrotita	Rápidamente soluble	HEDLEY y TABACHNICK (1958)
	Pirita	Moderadamente soluble	
	Hematita	Prácticamente insoluble	
	Magnetita		
	Siderita		
Arsénico	Oropimente	73,0	
	Rejalgar	9,4	
	Arsenopirita	0,9	
Antimonio	Estibina	21,1	
Plomo	Galena	Soluble a alta alcalinidad	LEMMON (1940)

## 1.4 Métodos de Cianuración

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

De acuerdo al método Cianuración a emplearse, se clasifican:

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

A continuación se detallan estos procesos.

### 1.4.1 Cianuración Dinámica o Agitación

Los procesos de Cianuración dinámica o agitación son empleados generalmente para minerales de oro de alta ley ( $> 1$  oz Au/TC), donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de Chancado, Molienda y Agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas de oro.

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



una agitación más eficiente que los neumáticos.

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

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

A continuación se detallan estos procesos.

#### **1.4.1.1 Cianuración por Agitación Convencional**

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

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

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

**Decantación continua en contra corriente.-** La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose la pulpa en contenido valioso, de allí el nombre de Decantación Continua en Contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebose del primer espesador se recirculan a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99%, dependiendo del número de etapas.

**Precipitación y refinación.-** La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso Merrill-Crowe; primeramente la solución es clarificada

en filtros de hojas y/o con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deareación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22" Hg (esto es una presión absoluta de 0.25atm); La solución deareada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 ó -325 mesh), recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

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

### **Métodos empleando el Carbón Activado en Pulpa**

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

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

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

#### **1.4.1.2 Carbón en Pulpa (CIP)**

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

#### **1.4.1.3 Carbón en Lixiviación (CIL)**

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

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

### **1.5 Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes**

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

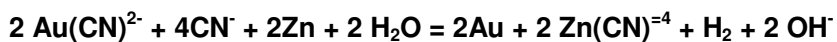
- Con polvo de Zinc (Merrill Crowe)
- Columnas de Carbón Activado (CIC)

A continuación se detallan estos procesos:

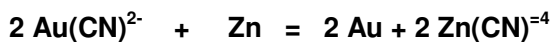
### 1.5.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)

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

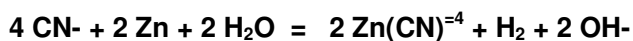
Adicionalmente la formación del complejo  $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$  ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados.



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



La disolución del zinc por acción del cianuro:



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

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

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

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

### **1.5.2 Columnas de Carbón Activado (CIC)**

La aplicación de las columnas de carbón activado es recomendable cuando se obtiene oro en soluciones claras de cianuro de procesos de Heap Leaching, o donde se emplean espesados. La aplicación de las columnas de carbón depende de la cantidad de plata disuelta que se

tiene en solución, si la proporción es menor a 2:1 con respecto al oro, se emplea las columnas, de lo contrario no es recomendable ya que las columnas se saturarían de plata reduciéndose la eficiencia de adsorción del oro. El diseño del número de columnas a emplearse depende de la ley del mineral de cabeza y del porcentaje de extracción del oro en la Cianuración, normalmente se considera que la relación del diámetro de la columna a la altura debe de 3:1 considerándose un 20% como porcentaje de vacío.

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

## 1.6 Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado

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

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

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

**3. Método de Hein (Alcohol).** Establece una modificación del fluente de cianuro alcalino (1,0% NaOH + 0.1% NaCN) por la adición de 20% en volumen de alcohol (etano, metanol) soluble en agua. Los resultados muestran la eficiencia de la desorción de oro y plata, 99% de estos valores puede ser eluido en 6.8 horas a 80 °C, comparando a las 50 horas sin la adición de alcohol.

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

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

Las unidades de Desorción y electrodeposición trabajan por lo general en circuito cerrado, en la que la solución del efluente es bombeada de abajo hacia arriba del lecho del carbón cargado, y el efluente conteniendo el oro y la plata va a las celdas electrolíticas adecuadas que tiene ánodo de acero inoxidable y un cátodo permeable que contiene lana de acero. El



oro y la plata efluidos son removidos del efluente por electrodeposición tan rápidamente como ellos son desorbidos desde el carbón, el efluente barren es reciclado al circuito de Desorción. Finalmente el oro y la plata son recuperados por fusión de la lana a bullón.

### **DESORCION PRACTICA**

La selección del método de Desorción del carbón depende de las condiciones de la plata. En plantas pequeñas la Desorción atmosférica es buena, requiere menos equipos con bajo capital y costo de operación. En cambio en plantas donde el tonelaje sea grande, se requiere que el tiempo de tratamiento sea corto (6 -10 horas) la Desorción a presión con cianuro cáustico, alcohol o la angloamericana son las adecuadas. Cuando uno se decide por el sistema del alcohol se debe tener especial cuidado en el diseño para la recuperación del vapor y sistemas de control por los peligros de incendio y accidentes.

Durante la Desorción a veces es necesario sangrar la solución para evitar que suba las concentraciones de los iones metálicos tales como cobre, zinc y otros. De allí la importancia del control de las soluciones de re extracción para su regulación de tal manera que no interfiera en la electrólisis.

#### **1.7 Electrodeposición**

Las celdas Zadra se han usado en las primeras plantas son eficientes cuando son instaladas adecuadamente, el oro y la plata son depositada

en el cátodo cilíndrico de lana de acero.

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

La densidad de los cátodos de lana de acero varía de 0.5 - 1.0 lb/pie<sup>3</sup>. La electrorefinación de oro se efectúa a partir de ánodos fundidos con los bullones obtenidos de los procesos anteriores.

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

El proceso Wohlwill se basa fundamentalmente en la electrólisis de ánodos de oro impuro en una solución ácida caliente de cloruro de oro. El oro, cobre plomo, platino y paladio se disuelven anódicamente, mientras que la plata, iridio, sodio y selenio permanecen en los lodos.

En la electro refinación de la plata en las celdas tipo Moebius la plata se deposita en cátodos verticales de acero inoxidable en forma de cristales poco adherentes, mientras que el oro se recoge en los lodos anódicos.

Los ánodos se introducen en bolsas de lana con el objeto de que los lodos no contaminen la plata depositada. El electrolito está constituido por una solución de nitrato de plata que tiene una concentración de 15 a 60 g/l de  $\text{AgNO}_3$  y 40 g/l de Cu.

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

Las celdas de THUM o BALBACH, que son el otro proceso para la electrofinación de plata. Están constituidas por un cátodo de plancha de grafito o de carbón que recubre horizontalmente el fondo de la celda. Encima del cátodo en un soporte tipo cesto descansan horizontalmente los ánodos de bullón, el cesto y debajo de los ánodos se coloca una lona que hace de diafragma y evita que los lodos caigan sobre la plata depositada en el cátodo. La plata depositada se separa periódicamente con un raspador. En general el proceso Moebius requiere menor superficie y una cantidad inferior de energía por unidad de plata producida, además de consumir menos ácido nítrico que el Thum: En la celda de Thum los ánodos se consumen totalmente

## **CAPITULO II**

### **PRUEBAS DE INVESTIGACION METALURGICA**

#### **2.1 Análisis Minerográfico y Químico**

##### **2.1.1 Análisis Minerográfico**

Con el fin de tener un mayor conocimiento sobre las características del mineral del yacimiento de la mina Humberto, se entregaron se realizaron análisis del mineral mediante los métodos: Petrográfico, Mineralógico por Difracción de Rayos X y Análisis Químicos por Fluorescencia de Rayos X.

Se realizaron análisis, de estudio petrográfico. Estos indicaron todos los minerales presentes, asociaciones mineralógicas, tamaño de granos, alteraciones y porcentajes de cada uno de ellos. En el estudio Minerográfico se indica los minerales presentes, tamaños, asociaciones mineralógicas, porcentajes, textura y la secuencia de formación mineral. En los análisis mineralógicos por Difracción de rayos X, se indican todos los minerales presentes, con un límite de detección mínimo de alrededor del 1%, dependiendo de los minerales. Los resultados de Fluorescencia de rayos x, son semicuantitativos para todos los elementos y cuantitativos para un grupo de 20 elementos pre-determinados en el software Geoquant.

En conclusión, el estudio determinó principalmente los minerales de oro y plata, así como sus relaciones con los demás minerales presentes.

Se ha identificado los siguientes minerales:

- Sulfuros, (pirita, calcopirita, argentita, pirrotita y marcasita).
- Nativos, (Oro, Plata y Electrum).
- Óxidos, (Hematita, Limonita).

Los minerales portadores de oro serían: el oro nativo y el electrum que se encuentran en tamaños menores a 50  $\mu\text{m}$  llegando a tamaños de 4  $\mu\text{m}$ .

Los minerales portadores de plata serían: el electrum, plata nativa y argentita; la argentita que se encuentran en tamaños menores a 180  $\mu\text{m}$ .

Es importante indicar que es difícil determinar con certeza si se trata de plata nativa o de electrum, debido a que el contenido de plata en el electrum es variable y en muchos casos ambos se observan al microscopio de forma similar. El oro nativo también parece contener algo de plata, lo cual le da un color algo más pálido y en algunos casos se puede confundir con el electrum.

### **2.1.2 Análisis Químico**

La muestra de cabeza que fue ensayada, dio los siguientes resultados.

**Tabla N° 1.1 Cabeza Ensayada**

<b>Elementos</b>	<b>Unidad</b>	<b>Ensaye</b>
Plata	g/t	440
Oro	g/t	19.26
Azufre total	%	0.36
Azufre Sulfuro	%	0.10
Carbón total	%	1.90
Carbón orgánico	%	0.01

## **2.2 Pruebas Experimentales Metalúrgicas**

En el año 2007, se realizaron pruebas experimentales metalúrgicas, con muestras de la mina Constaza que contenían diferentes niveles de leyes de cabeza, los que fueron denominados.

### **2.2.1 Determinación del Índice de Trabajo**

Las pruebas experimentales de molienda para determinar el Índice de Trabajo (Wi) de Bond, emplearon cinco muestras de mineral. Se obtuvo de cada una de ellas un análisis granulométrico que originó los siguientes productos:

Alimento  $F_{80}$  (um) promedio = 1279

Producto  $P_{80}$  (um) prom. = 57.4

Así mismo, determinaron los siguientes parámetros promedio:

Carga Circulante, (CC) promedio 250 %

El índice de trabajo (Wi), fluctuó desde 13.2 Kw-h/t hasta 16.8 Kw-h/t.

### **2.2.2. Pruebas de Flotación**

Se realizaron dos pruebas experimentales de flotación con diferentes niveles de leyes de cabeza (10g/t, 45g/t de Oro y 348g/t, 893g/t Ag); las recuperaciones de oro variaron desde 79% hasta 83%; y para la plata desde 62% a 78%.

### **2.2.3. Pruebas de Cianuración**

Se realizaron pruebas experimentales de cianuración directa con las mismas muestras que se emplearon en las pruebas flotación; las recuperaciones de oro variaron desde 90 % hasta 92%; y para la plata desde 73 % a 77 %.

Las pruebas de cianuración se realizaron con una fuerza de cianuro de 0.5% y un pH de 10.5-11.

### **2.2.4. Pruebas Combinadas**

Adicionalmente se realizaron pruebas combinadas de gravimetría y flotación, las recuperaciones del oro variaron desde 77 % hasta 85%; y para la plata desde 51 % a 75%.

Pruebas combinadas de gravimetría y cianuración también fueron realizadas, las recuperaciones de oro variaron desde 90% hasta 94%; y para la plata desde 76 % a 80%.

Con la finalidad de maximizar la recuperación de plata y oro, se realizaron pruebas de gravimetría y flotación, para luego realizar la cianuración el relave previa remolienda, las recuperaciones de oro fueron de 98%.

Estas pruebas a pesar de que han tenido un incremento en la extracción por el hecho de instalar un circuito de mayor complejidad, de los que se obtuvo dos o tres productos con la posibilidad de ser retratados para obtener un producto comercial; lo consideramos no conveniente para una buena operatividad del proceso, incluyendo que se necesitarán mayores costos de operación e inversión.

### 2.2.5. Pruebas Finales

En año 2008 se realizaron pruebas de investigación metalúrgica, con un compósito de mineral de diferentes taladros, de tal manera de tener una muestra representativa del yacimiento.

A continuación se muestran los resultados de las pruebas metalúrgicas en las Tablas siguientes.

**Tabla N° 1.2**

Cianuración Directa del Mineral de Cabeza: 35% sólidos, 0.1% NaCN, pH= 10.5

Prueba	Granulometría	*Cabeza		Residuos g/t		Extracción %		Consumo Kg/t	
		Ag oz/t	Au g/t	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
2	80%-120M	13,0	20,0	3,4	1,8	74,0	90,9	1,5	1,1
3	80%-200M	13,5	20,9	3,5	1,2	74,0	94,0	1,8	1,4
4	80%-325M	13,2	20,1	3,0	1,0	78,1	95,3	2,7	1,3
Promedio		13,0	20,7	3,1	1,3	75,4	93,4	2,0	1,3



**Tabla N° 1.3**

Cianuración de Relave Gravimétrico: 35% Sólidos, 0.1% NaCN. 80%-200M

Prueba	pH	* Cabeza		Residuos g/t		Extracción %		Consumo kg/t	
		Ag oz/t	Au g/t	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
6	9.5	12.0	11.1	3.70	0.71	69.7	94.0	2.2	0.2
7	11.5	12.1	12.1	2.30	0.70	79.4	94.2	0.9	2.3
Promedio		12.3	11.5	3.10	0.71	74.5	94.1	1.6	1.2

**Tabla N° 1.4**

Cianuración de Relave Gravimétrico: 35% Sólidos, 0.1% NaCN. 80%-200M

Prueba	Granulometría	* Cabeza		Residuos g/t		Extracción %		Consumo kg/t	
		Ag oz/t	Au g/t	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
8	80% -65M	12.0	11.99	3.93	1.30	68.1	89.1	1.3	1.0
9	80% -120M	12.1	12.17	4.24	1.40	66.4	88.8	1.6	1.1
10	80% -200M	11.6	11.54	3.59	0.81	68.9	93.1	1.6	0.9
11	80% -325M	13.5	11.68	4.41	0.49	67.9	95.9	3.1	0.9
Promedio		12.9	12.00	4.04	1.00	67.8	91.7	1.9	1.0

**Tabla N° 1.5**

Cianuración del Relave Gravimétrico: 35% Sólidos, 80%-200M, pH=10.5

Prueba	CN <sup>-</sup> %	* Cabeza		Residuos g/t		Extracción %		Consumo kg/t	
		Ag oz/t	Au g/t	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
12	0.03	11.8	12.18	7.89	1.82	32.9	85.1	0.5	0.9
13	0.05	11.1	12.22	5.87	1.08	47.1	91.1	0.9	1.8
10	0.10	11.6	11.84	3.59	0.81	68.9	93.1	1.6	0.9
14	0.25	12.1	12.18	2.12	0.69	82.4	94.4	2.0	0.7
Promedio		11.6	12.10	4.87	1.10	57.8	90.9	1.2	1.1

**Tabla N° 1.6**

Cianuración del Relave Gravimétrico CIL: 35% Sólidos. 80%-200M, pH = 10.5

Prueba	* Cabeza		Residuos g/t		Extracción %		Consumo kg/t	
	Ag oz/t	Au g/t	Ag	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
15	11.7	11.79	1.4	0.5	88.4	95.4	2.7	0.7

**Tabla N° 1.7**

Cianuración Intensiva del Concentrado Gravimétrico:35% Sólidos, 80%-200M, pH=10.5

Prueba	* Cabeza		Residuos: g/t		Extracción: %		Consumo: kg/t	
	Ag oz/t	Au g/t	Ag oz/t	Au	Ag	Au	NaCN	Cal
5	446	2264.96	60.8	62.5	86.4	97.2	34.2	0.0

De acuerdo a los análisis mineralógicos no existe oro grueso, la menor recuperación de plata y oro con la cianuración directa respecto a la gravimetría + cianuración se debería a un menor tiempo de residencia o una baja concentración de cianuro.

El ensaye del relave de la cianuración intensiva del concentrado gravimétrico fue de 60.8 oz/t Ag y 62.5 g/t Au, estos valores son todavía muy altos y tendrían que retornar al proceso.

De acuerdo a los resultados de las distintas pruebas, el mejor escenario de proceso metalúrgico sería la cianuración directa del mineral.

## CAPITULO III

### INGENIERIA BASICA DEL PERFIL DEL PROYECTO

#### 3.1 Criterios de Diseño

**Tabla N° 3.1**  
Criterio General

<b>Código</b>	<b>Descripción</b>
<b>A</b>	Criterio producto de Cálculo.
<b>B</b>	Criterio proporcionado por la empresa.
<b>C</b>	Criterio Base Pruebas Laboratorio.
<b>D</b>	Criterio Base Pruebas Perú.
<b>E</b>	Criterio Asumido Experiencia.
<b>F</b>	Criterio Definido por proveedores de equipo.
<b>G</b>	Criterio Manuales de Ingeniería

**Tabla N° 3.2**  
Criterio General

<b>Descripción</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Mineral	TMSD	400	B
Disponibilidad	%	95	E
Tiempo de operación	Guardias	2	B

**Tabla N° 3.3**  
Ley de cabeza

<b>Ley de Cabeza</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Ag	g/t	515.50	B
Au	g/t	21.16	B

**Tabla N° 3.4**  
Características del mineral

Concentrado	Unidad	Diseño	Fuente
Humedad	%	7	C
Gravedad Especifica		2.6	C
Índice de Trabajo	Kw.-h/t	15.5	D
Densidad Aparente	t/m <sup>3</sup>	1.85	E
Angulo de Reposo	Grados sexagesimales	33	E
S sulfuro	%	0.15	C
Cu	%	0.08	C
Tamaño F <sub>80</sub>	Pulgadas	8	E

**Tabla N° 3.5**  
Eficiencia de Cianuración en planta

Recuperación Cianuración	Unidad	Diseño	Fuente
Ag	%	75.24	C
Au	%	94.0	C

**Tabla N° 3.6**  
Eficiencia de CCD en planta

Recuperación CCD	Unidad	Diseño	Fuente
Ag	%	98.5	A, E
Au	%	98.5	A, E

**Tabla N° 3.7**  
Recuperación Merrill Crowe

Recuperación Merrill Crowe	Unidad	Diseño	Fuente
Ag	%	99.5	E
Au	%	99.5	E

**Tabla N° 3.8**  
Recuperación en fundición

Recuperación Fundición	Unidad	Diseño	Fuente
Ag	%	99.99	E
Au	%	99.99	E

**Tabla N° 3.9**  
Chancado Primario

Chancado Primario	Unidad	Diseño	Fuente
Tonelaje	TMSH	25	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	16	E
Disponibilidad	%	95	E
Tolva de Gruesos	TMV	150	A
Abertura Grizzly Vibratorio	Pulg.	1.5	E
Dimensiones Grizzly Vibratorio	W (pulg)x L(pulg)	31 x 12	G
Chancadora Primaria	Tipo	Quijadas	E,F
Dimensiones Chancadora	W (pulg)x L(pulg)	15 x 24	F,G
Set Chancadora	Pulg.	1.5-2	F,G

**Tabla N° 3.10**  
Chancado Secundario

Chancado Secundario	Unidad	Diseño	Fuente
Tonelaje	TMSH	25	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	16	E
Disponibilidad	%	95	E
No Zarandas	Cantidad	2	A
Abertura de Zaranda	pulg.	3/8	E
Dimensiones Zaranda	W (pie) x L (pie)	4 x 8	F,G
Chancadora Secundaria	Tipo	Short Head	F,G
Dimensiones Cono Chancadora	Pies	4	F,G
Tolva de Finos	TMV	400	F

**Tabla N° 3.11**  
Molienda Primaria

Molienda Primaria	Unidad	Diseño	Fuente
Tonelaje	TMSH	16.7	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	24	E
Disponibilidad	%	95	E
Tamaño F <sub>80</sub> a Molienda	Um	10,000	E
Dimensiones de Molino Bolas	D (pies) x L (pies)	8 x 10	A
Potencia Molino de Bolas	HP	400	A
Sólidos en Molino	%	75	A
Carga Circulante	%	122	A,E
Sólidos Alimento Ciclón	%	66	A,E
Diámetro Ciclón	Pulg.	15	A
Sólidos Producto Molienda	%	55	A,E
Tamaño P <sub>80</sub> de molienda	Um	200	A

**Tabla N° 3.12**  
Molienda Secundaria

<b>Molienda Secundaria</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Tonelaje	TMSH	16.7	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	24	E
Disponibilidad	%	95	E
Dimensiones de Molino Bolas	D (pies) x L (pies)	8 x 10	A
Potencia Molino de Bolas	HP	400	A
Sólidos en Molino	%	75	A
Carga Circulante	%	245	A,E
Sólidos Alimento Ciclón	%	52	A,E
Diámetro Ciclón	Pulg.	10	A
Sólidos Producto Molienda	%	30	A,E
Tamaño P <sub>80</sub> producto de molienda	Um	58	A

**Tabla N° 3.13**  
Cianuración

<b>Cianuración</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Tonelaje	TMSH	16.7	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	24	E
Disponibilidad	%	95	E
Tipo Espesador		High Rate	F
Dimensiones del Espesador	D (pies) x H (pies)	40 x 10	A
Sólidos Alimento	%	40	A
Dimensiones de los Tanques	D (m) x H (m)	7.5 x 7.5	A,C
Potencia del Agitador	HP	50	A
No Tanques	Cantidad	8	A
Tiempo residencia	Horas	72	C
Concentración de Oxígeno disuelto	ppm	7-8	D,E
Fuerza de Cianuro	ppm	1500	D,E

**Tabla N° 3.14**  
 CCD y Filtro

<b>CCD y Filtro</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Tonelaje	TMSH	16.7	B,E
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	24	E
Disponibilidad	%	95	E
Tipo Espesador		High Rate	F
Dimensiones del Espesador	D (pies) x H (pies)	40 x 10	A,C
No Espesadores	Cantidad	2	A,E
Sólidos Descarga Espesadores	%	50	A,C
Ratio de Lavado		2.5	E
Potencia del Espesador	HP	5	A,G
Tipo de Filtro		Tambor	E
Dimensiones del Filtro	D (pies) x L(pies)	12'x20'	E,G
Sólidos Descarga del Filtro	%	88	E

**Tabla N° 3.15**  
 Merrill Crowe

<b>Merrill Crowe</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Volumen Solución	m <sup>3</sup> /h	85	A,B
Operación	Turnos/día	2	E
	Horas/día	24	E
Disponibilidad	%	95	E
Sólidos Suspensión	ppm	40-50	E
Número de Filtros Clarificadores	cantidad	1 en operación y 1 en espera	E
Número de Filtros Precipitación (Prensa)	cantidad		E
Ratio de Zinc	Kg Zn /Kg dore	1.2	E

**Tabla N° 3.16**  
 Fundición

<b>Fundición</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Peso Precipitado	Kg/d	237	A,E
Ley Ag	%	66.5	A
Ley Au	%	3.5	A
Disponibilidad	%	95	E
Secado de Precipitado	Días/semana	3	E
Horno Secado/Retorta	Kg/batch	553	E
Fusión de Precipitado Seco	Días/semana	3	E
Horno Fundición	Kg/batch	553	E
Tipo de Horno		Basculante	E,G
Peso Dore	Kg/d	168	A
Ley Ag	%	94	A
Ley Au	%	4.8	A

**Tabla N° 3.17**  
Consumo de Reactivos e Insumos

<b>Descripción</b>	<b>Unidad</b>	<b>Diseño</b>	<b>Fuente</b>
Bolas de Acero	g/t	1200	E
Forros de Molino	g/t	300	E
Cianuro de sodio	g/t	2000	A,C
Nitrato de Plomo	g/t	100	E
Cal	g/t	700	A,C
Floculante	g/t	80	E
Polvo Zinc	Kg/Kg Dore	1.2	E



## **3.2 Descripción de la Planta**

### **3.2.1 Recepción del Mineral de Mina**

El mineral extraído de la mina será suministrado mediante volquetes sobre la parrilla metálica de la tolva de gruesos de 140 TMV de capacidad, en el caso de que ésta se encontrara llena, el mineral será depositado en la cancha de gruesos, para luego mediante un cargador frontal será alimentado a dicha tolva.

La parrilla de la tolva tendrá una abertura de 8", los trozos de mineral de mayor tamaño serán fragmentados para que pasen dentro de dicha tolva.

### **3.2.2 Trituración Primaria, Secundaria y Clasificación**

Mediante un alimentador recíprocante, el mineral será extraído desde la tolva de gruesos para alimentar al Grizzly vibratorio, donde el mineral será clasificado a  $-1 \frac{1}{2}$ " de tamaño, el producto fino caerá directamente a la faja transportadora N° 1 y los gruesos serán alimentados a la trituradora primaria de quijadas 15" x 24". Cuyo producto caerá también a la faja transportadora N° 1. Ambos productos serán alimentados a la zaranda vibratoria primaria de 4" x 8" que poseerá mallas de  $\frac{1}{2}$ " x  $\frac{1}{2}$ " de abertura para su respectiva clasificación, el producto grueso se alimentará a la chancadora secundaria de cono giratorio de 4" tipo Short Head. El producto fino de dicha zaranda y el mineral triturado pasarán directamente a la faja transportadora N° 2, para que ambos productos sean alimentados a la zaranda secundaria 4" x 8", ubicada sobre la tolva de finos. Las mallas de esta zaranda tendrán una abertura de  $\frac{3}{8}$ " x  $\frac{3}{8}$ " del cual se obtendrá el producto final de las operaciones de trituración.

Los radios de reducción (Rr) que se tendrán para la trituración primaria será de: 5,33 y para la trituración secundaria de: 4,0.

Esta sección operará 16 horas por día, con el fin de dar oportunidad al mantenimiento y limpieza durante las 8 horas que quedan.

Esta sección operativa dispondrá de un detector de metales y previamente un electroimán, instalado sobre la faja transportadora N° 1, con el fin de dar seguridad al trabajo de la trituradora secundaria.

### **3.2.3 Molienda, Secundaria y Clasificación**

El mineral triturado será extraído de la tolva de finos de 400 TMV de capacidad mediante una faja alimentadora de 30" de ancho x 4 m de largo, este mineral será transferido a una faja transportadora para alimentar al molino primario de bolas de 8' x 12'. En el tramo de esta faja transportadora se instalará una balanza automática para el control de tonelaje de alimentación a la planta de procesamiento.

La molienda primaria estará constituida por un molino de bolas 8' x 12', bombas horizontales de 6" x 6" e hidrociclones de D-15, estos equipos trabajarán en circuito cerrado con una carga circulante aproximada de 122%. La pulpa de rebose (Overflow) de los hidrociclones D-15, será alimentada al circuito de molienda secundaria, la que estará conformado por un molino de bolas de 8' x 12', bombas horizontales 6"x6" e hidrociclones D-10 de diámetro. Este circuito trabajará con una carga circulante (CC) de

aproximadamente de 245 % con el objetivo de obtener un producto promedio 58  $\mu$ (micras) de tamaño, para ser enviado al proceso de cianuración.

El rebose de la pulpa pasará por una zaranda de alta frecuencia de 3' x 6' para eliminar materiales extraños (plástico, desechos de mina).

Es importante mencionar, que el proceso de cianuración se iniciará en el circuito de molienda, debido a la adición de la solución barren en la molienda primaria y solución de NaCN en la molienda secundaria.

#### **3.2.4 Cianuración**

El circuito de cianuración estará conformado por un espesador de 40' de diámetro y 10' de alto, éste recepcionará la pulpa que viene previamente limpiada del material extraño al proceso en una zaranda vibratoria de 3' x 6'. Como se mencionó en el acápite anterior, la pulpa ya ha sido sometida a una cianuración en el circuito de molienda, por consiguiente la pulpa parcialmente contiene oro y plata en solución, en tal sentido el rebose de dicho espesador será una solución rica con valores de plata y oro, la que será depositada en su respectivo tanque, previa clarificación en un Hopper.

La descarga de la pulpa espesada con una dilución de 40% sólidos, será impulsada mediante una bomba a 8 tanques agitadores de 7,5m de diámetro por 7,5 m de alto dispuestos en dos filas de cuatro, para que operen serie. El

flujo de esta pulpa por los 8 tanques agitadores tendrá un periodo de 72 horas.

Se inyectará aire caliente a  $100^{\circ}\text{C}$  a cada tanque agitador a una presión de 30 PSI para asegurar la presencia de 8ppm de oxígeno disuelto en la solución lixiviante de Plata y Oro.

### **3.2.5 Lavado en Contracorriente y Filtración**

La pulpa proveniente del circuito de cianuración ( $41.7\text{m}^3/\text{h}$ ) se lavará en un circuito de decantación en contracorriente (CCD) para la separación sólido-liquido, el circuito estará formado por 2 espesadores high rate de 40 pies de diámetro, el lavado se realizará a razón de 2.5 toneladas de solución de lavado ( $62.5\text{m}^3/\text{h}$ ) por tonelada de solución en el alimento ( $25\text{m}^3/\text{h}$ ). La descarga de cada espesador se bombeará a la etapa siguiente aguas arriba. La solución que rebosará de cada espesador se direccionará a la etapa anterior aguas abajo.

La descarga del último espesador se enviará a un filtro de vacío tipo tambor de 12' de diámetro por 20' de largo. La solución del filtro formara parte de la solución de lavado del CCD.

La solución del espesador será la otra parte de la solución rica que será enviado a su respectivo tanque previa clarificación en un Hopper.

La pulpa filtrada con una humedad de 12%, será enviada a un tanque para su repulpado, dicho repulpado se realizará con agua fresca y solución barren, La descarga del tanque repulpado será enviado a la relavera por gravedad.

### **3.2.6 Planta Merrill Crowe**

El flujo de solución rica ( $85 \text{ m}^3/\text{h}$ ), proveniente del tanque pregnant será sometido a mayor clarificación en dos filtros clarificadores (1 en operación y 1 en stand by) para transferirla a un sistema de desoxigenación por medio de una bomba y una torre de vacío, para desoxigenar la solución a valores de 1ppm de oxígeno disuelto, la solución desoxigenada será enviada al cono de precipitación, donde se le dosificará polvo de Zinc para que se produzca la precipitación de la plata y oro.

El precipitado será el producto de este proceso a una tasa  $228.65 \text{ kg./d}$ .

La solución residual del proceso Merrill Crowe será la denominada Solución Barren, la cual será enviada a su respectivo tanque de depósito, desde donde será utilizada en el proceso.

Todo el sistema de precipitación e incluido el de fundición se ubicarán dentro de un edificio cerrado de:  $10,0\text{m}$  de ancho por  $20,0\text{m}$  de largo y  $4,0\text{m}$  de alto, este ambiente dispondrá de un sistema de ventilación.

### **3.2.7 Fundición**

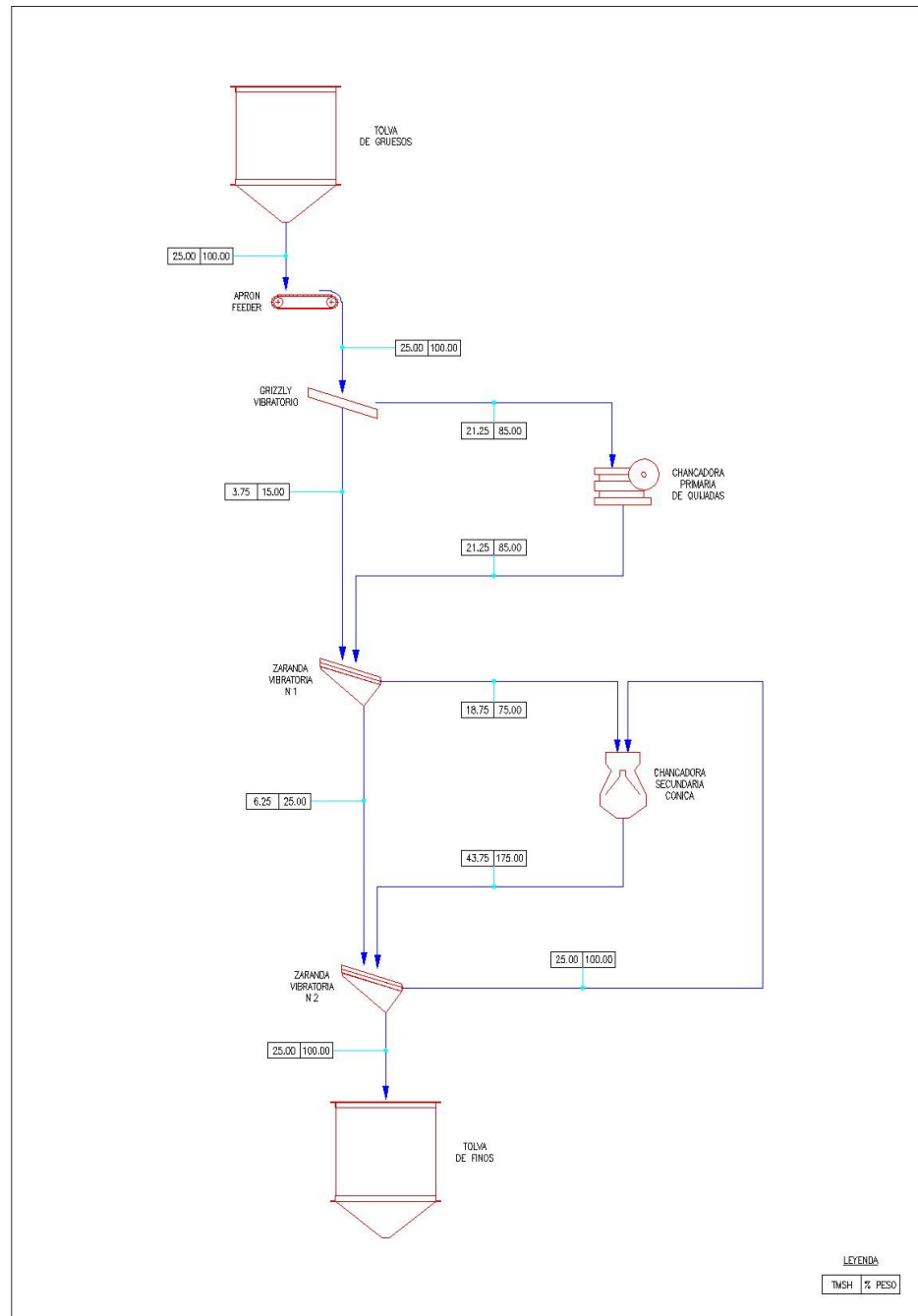
El precipitado será previamente secado y desmercurizado en un horno de retorta para someterlo a la fundición, este proceso se realizará en el horno basculante cuyo tamaño estará dado por la capacidad del crisol y esté relacionado a la producción de precipitado.

El proceso de fundición se realizará 3 veces por semana, alimentando el precipitado seco al crisol conjuntamente con la fórmula de fundentes a una temperatura de 1150 °C. Las escorias productos de la fundición serán enviadas al circuito de molienda. Los vapores y gases de la fundición mayormente son de la combustión, para la mitigación se dispondrá de un ventilador y extractor adecuado en una torre de lavado de gases (scrubber).

### **3.3 Diagramas de Flujo y Balance de Materia**

El diagrama de flujo muestra las principales etapas operativas, las operaciones de trituración hasta la tolva de los finos serán discontinuas, se proyecta un trabajo de 16 h/día.

**Diagrama N° 3.1** Balance Simulado Circuito Chancado



Las operaciones desde la molienda primaria hasta la obtención del precipitado como producto final en el sistema Merrill Crowe serán continuas durante las 24 horas/día. La fundición trabajará intermitentemente cada vez que se obtenga el peso adecuado de precipitado (2 a 3 veces por semana).

Por la línea de la pulpa las operaciones también serán continuadas hasta la etapa de filtrado, de donde se alimentará la pulpa a un tanque repulpador, en el cual se adicionará agua fresca y solución barren, para luego enviar la pulpa al depósito de relave por gravedad mediante líneas de tuberías.

(Ver Anexo 1)

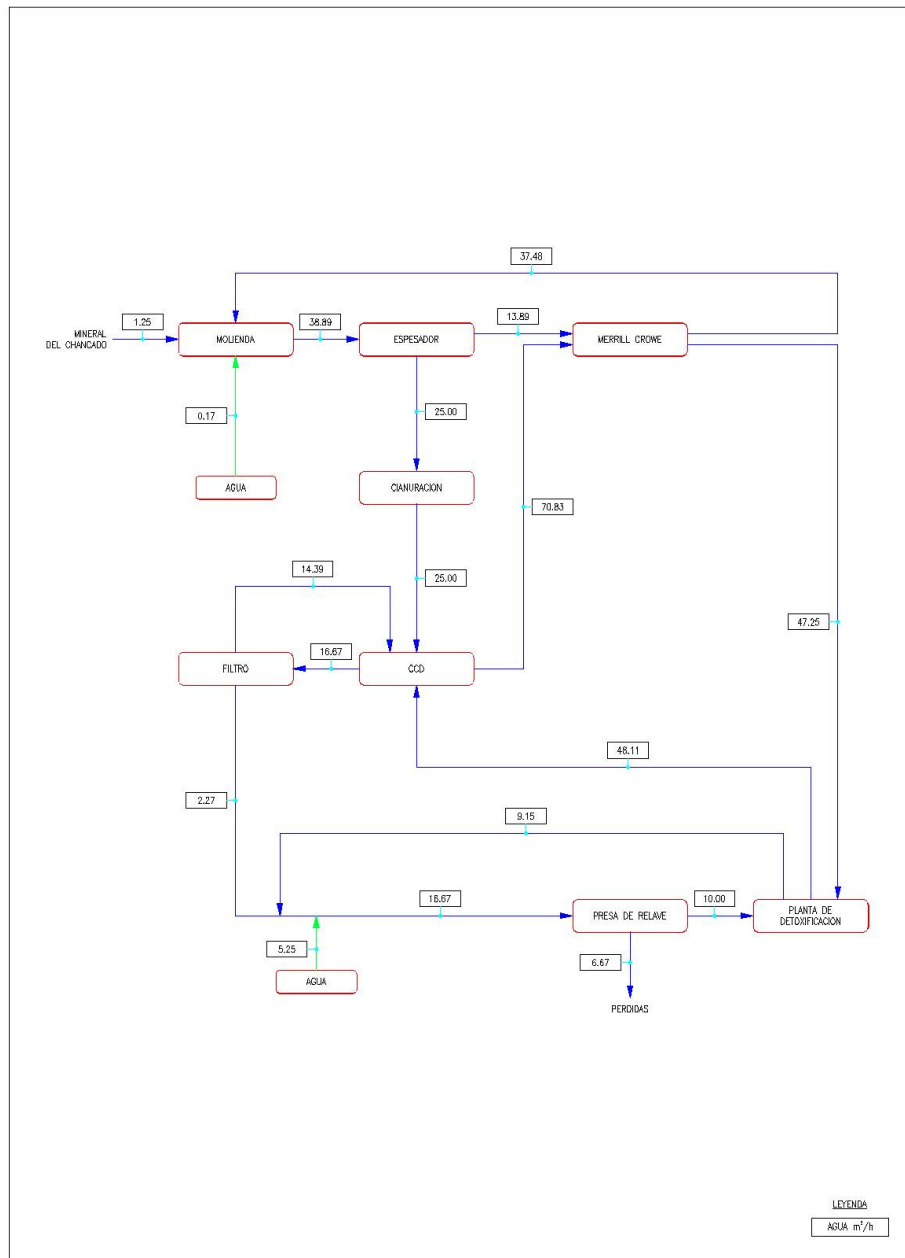
### **3.4 Servicios y Facilidades del Proceso**

#### **3.4.1 Balance de Agua**

La solución barren y de la relavera recircularán al proceso, solo se adicionará agua de reposición (agua fresca) para compensar las pérdidas por evaporación y saturación del relave (perdidas), para la preparación del cianuro y para el repulpado del relave a un caudal de 1.5 l/s (5.42 m<sup>3</sup>/h)



**Diagrama N°3.2** Balance Simulado de Agua



### **3.4.2 Transporte y Almacenamiento de Relaves**

La pulpa repulpada en un tanque agitador de 16' de diámetro por 16' de alto, será enviada mediante una línea de tubería por gravedad hasta el depósito de relave, la distancia aproximada será de 503,00 m, y la diferencia de altura desde el repulpado hasta la cancha de relave es de aproximadamente 90 m.

Para evitar de los derrames en la trayectoria del transporte de la pulpa de relave se deberá tomar las siguientes medidas: se instalará dos líneas paralelas de tubería de 8" de diámetro de PVC o polietileno y ambas líneas de tuberías se instalarán dentro de un canal impermeabilizado con matas de polietileno de alta densidad.

Se considera que este depósito dispondrá de un dique con material de préstamo y el depósito para verter la pulpa mediante clasificación o de alimento libre. El dique y el depósito serán cubiertos por geomembrana para su completa impermeabilización.

Toda el área del depósito estará protegida por canales de derivación ubicadas en las partes altas de las laderas que circundarán el depósito y el dique. Dichos canales de derivación transportarán las aguas de escorrentía y orientarán el flujo al fondo de quebrada fuera del depósito de relave.

El depósito de relave también dispondrá de filtros debajo del sistema de impermeabilización para el manejo de aguas subterráneas.

El espejo de solución sobrenadante será extraído mediante bombeo o un sistema de rebose, esta agua será enviada a un tanque de destoxificación con el fin de destruir el cianuro. La solución destoxificada será enviada al circuito de lavado en contracorriente, de esta manera, el proceso tendrá efluente cero.

### 3.4.3 Energía

De la relación de los equipos a instalarse y el tiempo de operación en la planta de procesamiento se ha obtenido una potencia media que es de 1516 Kw.

A continuación se presenta el cuadro del listado de equipos con sus potencias instaladas y sus dimensiones:

**Tabla N° 3.18**  
Listado de Equipos con sus dimensiones y potencias instaladas

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Potencia ( HP )	Dimensiones Características
<b>EQUIPOS MECANICOS</b>				
1.00	Tolva de gruesos	1		140 TM
1.01	Alimentador Reciprocante	1	10	30 T/h
1.03	Grizzly vibratorio - abertura 1/2"	1	8	30" x 1 mt.
1.04	Chancadora de Quijadas ( Primaria )	1	50	15" X 24"

1.05	Chancadora Cónica HP200 (4") - Nordberg ( Secundario )	1	200	HP200
1.06	Zarandas Vibratorias - 01 piso ( malla 1/2" x 1/2" )	2	30	4' x 8'
1.07	Faja Transportadora N.- 1	1	20	24" x 20 mt. cc
1.08	Faja Transportadora N.- 2	1	15	24" x 18 mt. cc
1.09	Faja Transportadora N.- 3	1	15	24" x 15 mt. cc
1.10	Faja Alimentadora	1	10	30" x 4 mt. cc
1.11	Tolva de finos, con chute de descarga , todo en acero estructural	1		400 TM
1.13	Molino de Bolas ( Primario )	1	400	8' x 10'
1.14	Bomba Centrifuga – Horizontal	2	50	6" x 4"
1.15	Hidrociclones	2		D - 15
1.16	Molino de Bolas ( Secundario )	1	400	8' x 10'
1.17	Bomba Centrifuga – Horizontal	2	40	6" x 4"
1.18	Nido de Hidrociclones	4		D - 10
1.19	Zarandas Vibratorias - 01 piso	1	10	3' x 6'
1.20	Espesador	3	15	40' x 10'
1.21	Bomba Centrifuga – Horizontal	4	100	6" x 4"
1.22	Agitadores	8	400	7.5 mt x 7.5 mt
1.23	Filtro de Vacío y Bomba de Vacío	1	70	
1.24	Tanque Pre-clarificador ( hopper )	1		80 m <sup>3</sup> .
1.25	Sistema de Merrill Crowe	1	20	
1.26	Secador	1	5	
1.27	Horno para Fundición	1	3	
1.28	Bomba Verticales	4	72	2 1/2"
1.29	Cajones de bombas	8		CS
1.30	Tanque de Repulpado c/ agitador	1	30	16'Ø x 16'
1.31	Tanque solución rica	1		6mØ x 6 m H
1.32	Tanque agua de Recirculación	1		6mØ x 6 m H
1.33	Puentes Grúa	1	25	10 ton

1.34	Tuberías y accesorios	1		CS
<b>EQUIPOS AUXILIARES</b>				
2.01	Balanza Automática	1		
2.02	Electroimán	1		
2.03	Detector de Metales	1		
2.04	Muestreador Automático de Pulpa	3	1.5	
2.05	Dosificadores ( Cianuro de Sodio )	5	15	
2.06	Dosificadores ( Floculante )	3	6	
2.07	Sistema de Preparación de cal	1	20	
2.08	Dosificador ( Lechada de cal )	1	10	
2.09	Extractor de polvo	1	30	

### 3.5 Reactivos

Los reactivos a preparar básicamente serán el cianuro de sodio, cal, nitrato de plomo y floculante, la preparación de estos reactivos se realizará en una zona cercana a las áreas de Molienda, Cianuración y CCD; la preparación de reactivos para el Merrill Crowe se realizará dentro del edificio de Merrill Crowe y Fundición.

La preparación del cianuro se realizará a una concentración del 15%, esto se realizará con agua fresca previamente alcalinizada con cal, se contará con sistemas automáticos de detección de gas cianhídrico.

La cal en forma granulada se preparará en forma de lechada a una concentración del 15%, la que se realizará en una planta de preparación de lechada de cal que contará con apagadores de cal (sliker).

El floculante se preparará a una concentración de 0.5%, para esto se contará con un sistema automatizado de preparación de floculante, la solución de floculante se adicionará en el feedwall de cada esperador.

### **3.6 Aire**

Para el suministro de aire se contará con compresoras de baja y alta presión.

La línea de baja presión (30 PSI) se adicionará a cada tanque de Cianuración.

La línea de alta presión (100 PSI) será para los filtros prensa y equipos de instrumentación.

### **3.7 Laboratorio Químico**

Esta construcción será de un nivel, de 10,0 m. de ancho por 20,0 m. de largo y 3,0 m. de alto, y albergará equipos, instrumentos, reactivos y materiales. Constará de las siguientes secciones de trabajo:

- **Preparación de muestras**, esta sección recepcionará las muestras de mina y de la planta, dispondrá principalmente de los equipos e instrumentos: Trituradoras, pulverizadoras, cuarteadores tipo jones, balanzas, clasificadores vibratorios y secadoras. Así mismo, todo este ambiente dispondrá de un sistema de ventilación. Un ambiente independiente y pequeño dentro de esta sección servirá para archivar el remanente de las muestras.
- **Sección Pesadas**, dispondrá de un ambiente cerrado y seguro para evitar corrientes de aire y vibraciones. En esta área estarán instaladas las balanzas analíticas y de precisión.
- **Sección de Fundición y Copelación**, dispondrá de un ambiente con un extractor de gases. En esta sección se instalarán los Hornos de Fundición y Copelación.
- **Sección de Análisis Clásico y de Dilución**, en esta área se realizará la disolución de las muestras mediante el efecto de los reactivos dentro de las vitrinas de ataque. Las muestras disueltas pasarán al tratamiento mediante los métodos clásicos, volumétricos o gravimétricos y la dilución para el análisis por el equipo de A.A.

### **3.8 Mantenimiento Mecánico, Eléctrico e Instrumental**

La planta de procesamiento dispondrá de un taller de mantenimiento con las herramientas y equipos indispensables para realizar reparaciones.

En este taller trabajará un supervisor de mecánica, eléctrica e instrumentación cubriendo las 24 horas de operación para casos de emergencia en los turnos de noche.

### 3.9 BALANCE METALURGICO

A continuación se muestran los balances metalúrgicos de cada etapa del proceso y balance global del proceso.

#### Balance de Cianuración

Producto	Peso / Volumen		Leyes			Finos (oz)		Extracción (%)	
	Valor	Un.	Ag	Au	Un.	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	400.00	TPD	515.50	21.16	g/t	6629.5	272.1	100.00	100.00
Sol. Rica	600.00	m <sup>3</sup> /d	258.57	13.26	g/m <sup>3</sup>	4988.0	255.8	<b>75.24</b>	<b>94.00</b>
Relave Cianuración	399.771	TPD	127.71	1.27	g/t	1641.5	16.3	24.76	6.00

#### Balance CCD

Producto	Volumen		Leyes			Finos (oz)		Extracción (%)	
	Valor	Un.	Ag	Au	Un.	Ag	Au	Ag	Au
Sol. Rica	600.00	m <sup>3</sup> /d	258.57	13.26	g/m <sup>3</sup>	4988.0	255.8	100.00	100.00
Sol. Retorno	1540.00	m <sup>3</sup> /d	0.50	0.03	g/m <sup>3</sup>	24.6	1.265		
Sol. Pregnant	2040.00	m <sup>3</sup> /d	74.91	3.84	g/m <sup>3</sup>	4913.2	252.0	(*) <b>98.5</b>	(*) <b>98.5</b>
Relave Sol.	100.00	m <sup>3</sup> /d	30.91	1.59	g/m <sup>3</sup>	99.4	5.1		

(\*) La recuperación calculada es sobre el contenido metálico fresco al circuito (Sol Rica).

#### Balance Merrill Crowe

Producto	Peso / Volumen		Leyes			Finos (oz)		Extracción (%)	
	Valor	Un.	Ag	Au	Un.	Ag	Au	Ag	Au
S Pregnant	2040.00	m <sup>3</sup> /d	74.91	3.84	g/m <sup>3</sup>	4913.2	252.0	100.00	100.00
Precipitado	228.65	Kg/d	66.50	3.41	%	4888.6	250.7	<b>99.50</b>	<b>99.50</b>
S. Barren	2040.00	m <sup>3</sup> /d	0.38	0.02	g/m <sup>3</sup>	24.6	1.260	0.50	0.50



### Balance Fundición

Producto	Peso		Leyes			Finos (oz)		Extracción (%)	
	Valor	Un.	Ag	Au	Und.	Ag	Au	Ag	Au
Precipitado	228.65	Kg/d	66.50	3.41	%	4888.6	250.7	100.00	100.00
Dore Ag-Au	161.74	Kg/d	94.00	4.82	%	4888.1	250.7	<b>99.99</b>	<b>99.99</b>
Escoria	66.91	Kg/d	227.3	11.654	g/t	0.49	0.03	0.01	0.01

### Balance Global

Producto	Peso / Volumen		Leyes			Finos (oz)		Extracción (%)	
	Valor	Und.	Ag	Au	Und.	Ag	Au	Ag	Au
Cabeza	400.00	TPD	515.5	21.16	g/t	6629.5	272.1	100.0	100.0
Dore Ag- Au	0.162	TPD	94.00	4.82	%	4888.1	250.7	<b>73.73</b>	<b>92.12</b>
Escoria	0.067	TPD	227.25	11.65	g/t	0.49	0.03	0.01	0.01
Relave Cianuración	399.771	TPD	127.7	1.27	g/t	1641.5	16.3	24.76	6.00
Relave Solución	100.00	m <sup>3</sup> /d	30.91	1.59	g/m <sup>3</sup>	99.4	5.1	1.50	1.88

**CAPITULO IV**  
**EVALUACIÓN ECONOMICA**

**4.1 Costos Operativos (OPEX)**

El costo operativo de la planta será de 25.35 US\$/TM, con una variación de +/- 30% distribuido de la siguiente manera:

**Tabla N°4.1**  
Costo operativo

<b>Áreas</b>	<b>Costo US\$/TM</b>
Chancado	2.41
Molienda	5.63
Cianuración-Sep Sol/Liq	7.38
Merrill Crowe-Fundición	3.25
Servicios	1.63
Gastos Generales	1.80
Metalurgia	0.69
Mantenimiento	2.28
Laboratorio	0.28
<b>Total</b>	<b>25.35</b>

Los costos distribuidos por la naturaleza del gasto serán de la siguiente manera:

**Tabla N° 4.2**  
Costo de Energía

Área	Energía (Kw-h)	Consumo (Kw-h/TM)	Precio (US\$/Kw-h)	Costo (US\$/TM)
Chancado	3739	9.35	0.08	0.75
Molienda	16114	40.28	0.08	3.22
Cianuración-Sep Sol/Liq	10474	26.18	0.08	2.09
Merrill Crowe-Fundición	1790	4.48	0.08	0.36
Servicios	1589	3.97	0.08	0.32
<b>Total</b>	<b>33706</b>	<b>84.26</b>		<b>6.74</b>

**Tabla N° 4.3**  
Costo de Personal

Ítem	Cant.	C.U US\$/mes	Costo US\$/mes	Gastos Sociales 61%	Costo US\$/mes	Costo \$/TM
Superintendente Planta	1	3000	3000	1830	4830	0.40
Jefe de Planta	1	2000	2000	1220	3220	0.27
Jefe de MC y Fundición	1	1800	1800	1098	2898	0.24
Jefe Mantenimiento	1	1800	1800	1098	2898	0.24
Jefe de Metalurgia	1	1800	1800	1098	2898	0.24
Supervisor Planta	4	1200	4800	2928	7728	0.64
Asistente de Metalurgia	1	1000	1000	610	1610	0.13
Supervisor Mantenimiento	6	1000	6000	3660	9660	0.81
Personal obrero planta	33	400	13200	8052	21252	1.77
Personal obrero mantenimiento.	8	400	3200	1952	5152	0.43
Vigilantes	6	300	1800	1098	2898	0.24
<b>Total</b>					<b>65044</b>	<b>5.42</b>

**Tabla N° 4.4**  
Costo de Insumos

<b>Insumos</b>	<b>Consumo</b>	<b>Precio (US\$)</b>	<b>Costo (US\$/TM)</b>
Forros de Chancadora (und/año)	4	1500	0.04
Forros de Chancadora (und/mes)	2	3000	0.50
Mallas de Zaranda (und/año)	5	500	0.02
Accesorios de Faja (und/día)	5	50	0.63
Bolas de Acero (g/t)	1200	1.5	<b>1.80</b>
Forros de Molino (g/t)	300	1.5	0.45
Cianuro de sodio (g/t)	2000	2.20	<b>4.40</b>
Nitrato de Plomo (g/t)	100	3.00	0.30
Cal (g/t)	700	0.15	0.10
Floculante (g/t)	80	4.00	0.32
Peroxido Hidrógeno (g/m <sup>3</sup> )	400	0.66	0.42
Acido Sulfúrico (g/m <sup>3</sup> )	200	0.15	0.05
Hidróxido de Sodio (g/m <sup>3</sup> )	300	0.75	0.36
Tierra Diatomea (g/m <sup>3</sup> sol)	40	0.50	0.10
Polvo Zinc (g/Cont Met)	1.2	3.00	<b>1.49</b>
Anticrustante (g/m <sup>3</sup> sol)	5	2.20	0.06
Bórax (Kg/Kg doré)	0.18	1.00	0.08
Nitrato (Kg/Kg doré)	0.016	1.60	0.01
Carbonato (Kg/Kg doré)	0.036	0.85	0.01
Cemento Morcem (Kg/Kg doré)	0.005	12.50	0.03
Crisol SiC (piezas/Kg doré)	0.001	1392.00	0.61
Petróleo (gal/Kg doré)	0.120	3.70	0.19
<b>Total</b>			<b>11.96</b>

**Tabla N° 4.5**  
Costo de Laboratorio

<b>Descripción</b>	<b>Muestra/día</b>	<b>US\$/muestra</b>	<b>Costo US\$/TM</b>
Análisis Fundición	10	8	0.20
Análisis Absorción	8	2	0.04
Análisis Físico químicos	8	2	0.04
Pruebas Metalúrgicas	2	30	0.15
			<b>0.43</b>

**Tabla N° 4.6**  
Costo de Mantenimiento

	<b>Costo US\$/TM</b>
Accesorios	<b>0.80</b>

<b>Costo Directo</b>	<b>18.18</b>
<b>Costo Indirecto</b>	<b>7.17</b>
<b>Costo Total</b>	<b>25.35</b>

## 4.2 Costos de Inversión (CAPEX)

El estimado Costo de inversión para la planta de beneficio será de \$28'329,250, con una variación de +/- 30% distribuido de la siguiente manera:

**Tabla N° 4.7**  
Costo de Inversión

Partidas	Obras civiles (US\$)	Suministro de Equipos (US\$)	Transporte (US\$)	Montaje (US\$)	Total (US\$)
Equipos Mecánicos		7,056,000	420,000	1,500,300	9,276,000
Equipos Auxiliares		2,500,000	60,000	300,000	2,860,000
Eléctrico e Instrumentación		2,200,000	75,200	252,200	2,527,400
Obras Civiles y Estructuras	8'000,000				8'000,000
<b>Total Costo Directo</b>					<b>22,663,400</b>
EPCM,					2,266,340
Imprevistos y Contingencia					3,399,510
<b>Total Costo Indirecto</b>					<b>5,665,850</b>
<b>Total</b>					<b>28,329,250</b>

## CONCLUSIONES

1. De acuerdo a los estudios mineralógicos el oro se encuentra como electrum y oro nativo, en el cual existen tamaños de partículas menores a 4  $\mu\text{m}$ .
2. En el caso de la plata se encuentra básicamente como Argentita, electrum y plata nativa.
3. Relaves altos después la cianuración intensiva del concentrado gravimétrico (60.8 oz/t y 62.5 g/t), estos valores son todavía muy altos y tendrían que retornar al proceso, descartaría el uso de la gravimetría.
4. De acuerdo a la curva cinética de extracción de plata, esta aumentaría con un mayor tiempo de residencia.
5. El mejor escenario de proceso metalúrgico sería la cianuración directa del mineral y la precipitación de la solución con polvo de zinc (Proceso de Merrill Crowe).

6. De acuerdo a la mineralogía de la plata, se recomienda estudiar el uso de nitrato de plomo para optimizar la extracción de la plata sin aumentar el consumo de cianuro.
7. Se recomienda adicionar aire caliente a los tanques para una mejor disolución de oxígeno en la pulpa y mejorar la cinética de extracción de oro y plata.
8. Adicionar cianuro desde la molienda para ganar tiempo de residencia.
9. Para tonelaje de 400 TMSD, se ha considerado solo dos etapas de chancado para un tamaño de alimentación de 8 pulgadas.
10. La molienda constará de dos etapas hasta llegar a un  $P_{80}$  de 58 $\mu$ m.
11. Para llegar a un tiempo de residencia de 72 horas se ha considerado 8 tanques de 7.5m x 7.5m.
12. La etapa de separación sólido - líquido se realizará en una etapa de lavado en contracorriente conformado por dos espesadores, y un filtro para recuperar la solución con concentraciones de cianuro, oro y plata.



13. El proceso seleccionado para la obtención del precipitado es el de Merrill Crowe para una capacidad de 84 m<sup>3</sup>/h.
14. La alternativa del proceso CIL (carbón en lixiviación) se descartaría, debido al alto inventario de carbón que se generaría, por el alto ratio de Ag/Au cuyo valor es de 20.
15. La electrodeposición directa se descarta, debido al alto nivel de inversión que demandaría, y todavía no hay una tecnología desarrollada eficientemente para volúmenes mayores a 20 m<sup>3</sup>/h.
16. El costo operativo de la planta será de 25.35 US\$/TM, el cual tiene una aproximación de +/- 30% para un nivel de factibilidad.
17. El estimado de inversión para la planta de beneficio será de US\$ 28, 329,250 el cual tiene una aproximación de +/- 30% para un nivel de factibilidad.

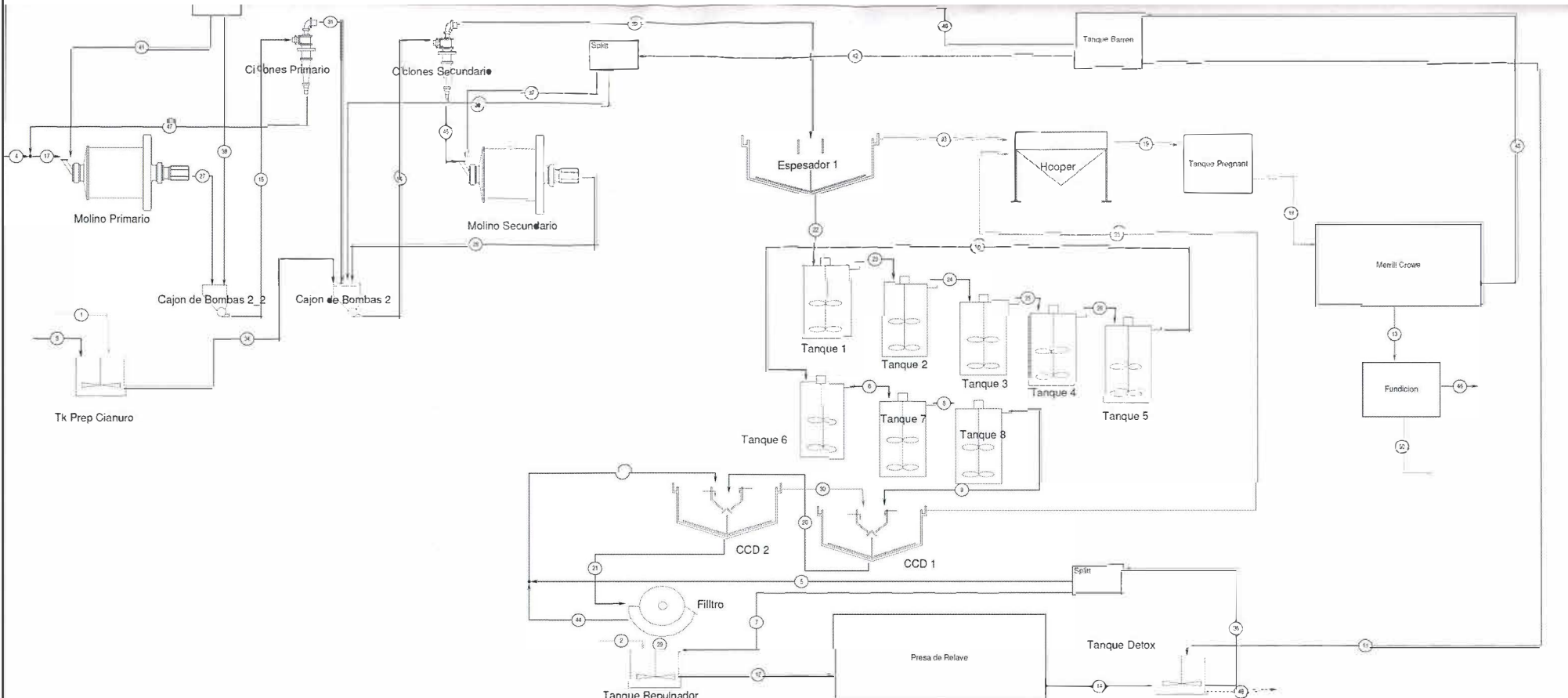
## BIBLIOGRAFIA

1. **Arthur F. Taggart** “HANDBOOK OF MINERAL DRESSING” 1954.
2. **Andreu L. Mular Roshan Bhappu** “DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESOS DE MINERALES” Editorial Rocas y Minerales – 1985.
3. **Adrian Smith y Terry Mudde** “TRATAMIENTO DE RESIDUOS DE CIANURACION” Londres 1991.
4. **Dr. Hermann Wotruba**, “PROCESOS DE BENEFICIO MINERAL, APTOS PARA LA MINERIA EN PEQUEÑA ESCALA, ESPECIALMENTE MINERIA AURIFERA” Departamento de Procesamiento de minerales RWTH Universidad de Aachen (Aquisgran) Alemania.
5. **Errol G. Kelly – David J. Spottiswod** “INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES” Editorial Limusa – 1990.
6. **Fathi Habashi** “A TEXT BOOK OF HIDROMETALLURGY” Edition Marquis Limiteé – 1992.
7. **Fernando Concha** “MANUAL DE FILTRACIÓN Y SEPARACIÓN” Editora Margarita Menéndez – Chile 2001.
8. **Fidel Sergio Misari Ch.** “ METALURGIA DEL ORO” - Vol I y Vol II CEPECT Noviembre 1993.

9. **Hong Young Sohn; Milton E. Wadsworth “CINETICA DE LOS PROCESOS DE LA METALURGIA EXTRACTIVA”** Editorial Trillas – 1986.
10. **Iván Quiroz Núñez “OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES”** Cuzco – Setiembre de 1986.
11. **Leonard G. Austin “DISEÑO Y SIMULACION DE CIRCUITOS DE MOLIENDA Y CLASIFICACION”** Editorial Taller Multimedia – Abril 1994.
12. **Pierre Blazy “EL BENEFICIO DE LOS MINERALES”** Editorial Rocas y Minerales – Madrid –33.

## **ANEXO I**

### **DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE BENEFICIO DE ORO Y PLATA**



STREAM ID	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	46	47	48	49	50	
Solubles, t/h	0.00	0.00	0.00	18.67	0.00	16.67	0.00	18.67	18.67	16.67	0.00	16.67	16.67	0.00	0.00	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67	16.67
Solucion, t/h	0.17	5.23	0.00	1.25	48.11	25.00	8.15	25.00	25.00	25.00	47.25	16.67	0.00	100.00	19.38	52.43	7.60	85.72	54.72	16.67	16.67	25.00	25.00	25.00	25.00	12.85	19.20	2.27	62.50	13.64	88.69	13.89	0.17	70.83	52.28	5.68	7.94	13.48	12.38	5.33	25.08	84.72	14.39	13.60	0.00	5.75	0.00	14.38	0.50	46.552	
Au en solucio[n] (g/t)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.05	13.85	0.05	13.91	13.91	13.72	0.00	8.21	0.00	0.21	8.80	8.82	0.02	4.10	4.10	4.91	1.78	0.22	11.81	13.02	13.81	13.76	0.02	0.02	1.30	0.00	8.02	8.02	0.00	4.90	0.05	0.02	9.82	8.02	0.02	8.02	0.02	0.02	0.02	1.30	0.02	0.02	0.02	0.02	0.02	1.48	0.00
Agua en solucio[n] (g/t)	0.00	0.00	0.00	525.50	0.00	151.43	0.00	143.91	150.14	170.62	0.00	130.14	664.9531	0.00	525.50	525.50	525.50	0.00	0.00	836.14	130.14	535.50	232.34	239.68	228.60	191.89	525.50	525.50	130.14	0.00	535.50	525.50	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	840.447
Agua en solucio[n] (g/t)	0.00	0.00	0.00	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02
% Solidos	0.00	0.00	0.00	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02	83.02
STREAM NAME	Agua Prep. Cianuro	Agua Fresca	Cianuro Fresco	Min. Fresco	S. retorno a Lavado	Desc. Tk. 6	S. Relavado a Repulpador	Desc. Tk. 7	Desc. Tk. 8	Desc. Tk. 5	Sol. a Detox	Relav. Final	Precep. Sol. Relavada	Alim. Cicion Primario	Alim. Cicion Secundario	Alim. M. Primario	Alim. MC	Alim. TP	CCD 1	Desc. CCD 2	Desc. Esp. 1	Desc. TK1	Desc. TK2	Desc. TK3	Misc. TK4	Dil. Final	DM Secundario	Desc. Filtrador	CCD 2	Relav. Cicion Primario	Relav. Cicion Secundario	Relav. Esp. 1	S. Cianuro a M. Secundario	S. Pregnant	S. Relavada	SB a Bata 2	SB a Cianuro	SB a Cianuro 2	SB a M. Primario	SB a M. Bata 1	SB a M. Cianuro	SB a Tk. Bata	Sol. Filtrador	Under Cicion Secundario	Escoria	Under Cicion Primario	Sol. a Medio Fino	Sol. Fino	Dome		

Project Title...

CLIENT: \_\_\_\_\_  
 JOB TITLE: \_\_\_\_\_  
 PREPARED BY: Ing. Luis Perales  
 FILE: C:\Documents and Settings\lperales\Escritorio\Nueva carpeta (2)\Copia de Simulacion Baturo\REF