

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**“ESTUDIO METALURGICO Y DISEÑO DE UNA PLANTA DE  
PROCESAMIENTO DE MINERAL AURIFERO COMO AYUDA A LA  
MINERIA INFORMAL”**

## **INFORME DE SUFICIENCIA**

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

ELABORADO POR:

MANUEL SHISHIDO SANCHEZ

ASESOR: Ing. EDGAR FORTUNATO SEGURA TUMIALAN

LIMA – PERU

2013

## **DEDICATORIA**

A mi padre Manuel, que con ejemplos simples me enseñó lo complejo de la vida.

## **RESUMEN**

La minería informal en el sur del Perú ha dado como consecuencia la implementación de plantas concentradoras de oro que ofrecen servicio de alquiler y procesamiento de minerales, el problema de estas instalaciones es el proceso del mineral que se desarrolla sin un estudio previo del comportamiento del mineral.

La consecuencia de estos procesos que las plantas ofrecen, que en su mayoría son procesos de cianuración, son los relaves que son depositados sin ningún control contaminando suelos y agua, en este informe estudiaremos la importancia de considerar las características mineralógicas que presenta un compuesto mineral de oro y como optimizar un proceso adecuado alternativo dirigido a producir menos residuos contaminantes teniendo diferentes procesos como son los gravimétricos y de flotación.

## **ABSTRACT**

Informal mining in the south of Peru has resulted in the implementation of gold concentrator plants that offer rental services and mineral processing, the problem of these facilities is the process of mineral that it is done without a previous study of the mineral behavior.

The consequence of these processes that these plants offer (mostly cyanidation processes) are the tailings which are placed without any control and this causes soil and water contamination, in this report we will study the importance of considering the mineralogical characteristics that presents a composite of gold ore and how to optimize a suitable alternative process aimed at producing less polluted waste with different gravity and flotation processes.

## INDICE

<b>INTRODUCCION.....</b>	<b>10</b>
<b>CAPITULO I .....</b>	<b>11</b>
<b>ASPECTOS GENERALES .....</b>	<b>11</b>
<b>1.1 Objetivo general .....</b>	<b>11</b>
<b>1.2 Antecedentes.....</b>	<b>11</b>
<b>1.3 Justificación .....</b>	<b>12</b>
<b>CAPITULO II.....</b>	<b>13</b>
<b>PROCESOS DE CONCENTRACION DE ORO.....</b>	<b>13</b>
<b>2.1 Flotación.....</b>	<b>13</b>
2.1.1 Flotación por aire disuelto .....	18
2.1.2 Flotación por Aireación .....	19
2.1.3 Flotación por Vacío .....	20
<b>2.2 Cianuración.....</b>	<b>21</b>
2.2.1 Dump Leaching.....	25
2.2.2 Heap Leaching .....	26
2.2.3 Vat Leaching .....	26
2.2.4 Cianuración por agitación .....	27
2.2.5 Factores que influyen en la velocidad de disolución .....	27
<b>2.3 Concentración Centrífuga.....</b>	<b>28</b>
<b>CAPITULO III .....</b>	<b>30</b>
<b>METODOLOGIA DEL TRABAJO EXPERIMENTAL .....</b>	<b>30</b>
<b>3.1 Caracterización del mineral .....</b>	<b>30</b>
3.1.1 Pruebas de moliendabilidad .....	31
3.1.2 Pruebas de Gravedad Específica .....	33
3.1.3 Pruebas de Densidad Aparente .....	34
3.1.4 Mallas Valoradas .....	35

3.1.5 Pruebas de Work Index .....	37
<b>3.2 Pruebas Metalúrgicas.....</b>	<b>42</b>
3.2.1 Pruebas gravimétricas en concentrador centrífugo Knelson .....	42
3.2.2 Pruebas de Cianuración .....	44
3.2.3 Pruebas de Flotación.....	50
<b>CAPITULO IV.....</b>	<b>58</b>
<b>CIRCUITO DE CONCENTRACION .....</b>	<b>58</b>
<b>4.1 Resultados Pruebas Metalúrgicas .....</b>	<b>58</b>
<b>4.2 Diseño de circuito de concentración .....</b>	<b>61</b>
4.2.1 Grizzly alimentador .....	61
4.2.2 Chancado Primario.....	62
4.2.3.- Chancado Secundario .....	64
4.2.4.- Zarandas Vibratorias para las etapas de chancado .....	65
4.2.5.- Molino de Bolas .....	70
4.2.6.- Clasificación .....	71
4.2.7.- Equipo Gravimétrico .....	72
4.2.8.- Equipos de Flotación.....	73
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>77</b>
<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>79</b>

## INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1.- Ángulo de contacto partículas hidrofílica (izq.) y hidrofóbica (der.) .....	15
Figura 2.2.- Partículas de mineral adheridas a burbujas .....	18
Figura 2.3.- Diagrama de pourbaix sistema Au-H <sub>2</sub> O-CN.....	23
Figura 3.1.- Secado de mineral en estufa de alta capacidad.....	31
Figura 3.2.- Molienda de mineral a 66% de sólidos tiene una consistencia de alta viscosidad. ....	32
Figura 3.3.- Función cuadrática, para determinar tamaño de partícula adecuada de molienda. ....	33
Figura 3.4.- Medida de la Densidad aparente del mineral. ....	34
Figura 3.5.- Cinética de Cianuración proceso cianuración CIP .....	47
Figura 3.6.- Proceso en laboratorio de la cianuración CIP y CIL .....	47
Figura 3.7.- Proceso de flotación, pH natural de 7.97.....	51
Figura 3.8.- Prueba 1 de flotación de oro .....	52
Figura 3.9.- Prueba 2 de flotación de oro .....	54
Figura 3.10.- Prueba 3 de flotación de oro.....	56
Figura 4.1.- Circuito de Concentración.....	60
Figura 4.2.- Gráfico de selección del ciclón.....	72
Figura 4.3.- Flow Sheet del proceso de concentración de oro propuesto.....	76

## INDICE DE TABLAS

Tabla 3.1.- Tiempo y granulometría obtenida en el ciclo de molienda.....	32
Tabla 3.2.- Pesos de los picnómetros.....	34
Tabla 3.3.- Medidas tomadas a mineral seco, densidad promedio: 1.44 gr/cc....	35
Tabla 3.4.- Valores de oro en cada una de las Labores.....	35
Tabla 3.5.- Malla valorada correspondiente a la muestra compósito. ....	36
Tabla 3.6.- Análisis Granulométrico del mineral antes de molienda.....	38
Tabla 3.7.- Análisis Granulométrico del mineral después de molienda .....	39
Tabla 3.8.- Análisis Granulométrico del mineral cuarzo Antes de molienda .....	40
Tabla 3.9.- Análisis Granulométrico del mineral cuarzo Antes de molienda .....	41
Tabla 3.10.- Balance metalúrgico prueba gravimétrica.....	43
Tabla 3.11.- Gasto de Cal y Cianuro para las pruebas CIP.....	45
Tabla 3.12.- Cinética de Cianuración en la prueba CIP.....	46
Tabla 3.13.- Recuperación de Au y Ag comparativos con ley de cabeza prueba CIP .....	46
Tabla 3.14.- Cuadro de gasto de Cal y Cianuro para las pruebas CIL .....	48
Tabla 3.15.- Análisis químicos pruebas CIL.....	49
Tabla 3.16.- Recuperación de Au y Ag comparativos con ley de cabeza prueba CIL.....	49
Tabla 3.17.- Análisis químicos para la prueba de flotación 1 .....	53
Tabla 3.18.- Análisis químicos para la prueba de flotación 2 .....	55



Tabla 3.19.- Análisis químicos para la prueba de flotación 3 .....	57
Tabla 4.1.- Especificaciones técnicas de Grizzly vibratorios .....	61
Tabla 4.2.- Especificaciones de Chancadoras de Mandíbulas.....	63
Tabla 4.3.- Factores para determinación de chancadoras .....	64
Tabla 4.4.- Especificaciones Técnicas de Chancadora de Cono .....	65
Tabla 4.5.- Capacidad empírica para las zarandas.....	66
Tabla 4.6.- Factor de corrección de sobre tamaño.....	67
Tabla 4.7.- Factor de corrección de bajo tamaño .....	67
Tabla 4.8.- Factor de corrección de densidad de mineral.....	67
Tabla 4.9. Factor de corrección por forma de malla .....	68
Tabla 4.10.- Factor de corrección de humedad.....	69
Tabla 4.11.- Cálculo del tamaño de zaranda.....	69
Tabla 4.12.- Zarandas disponibles en el mercado.....	70
Tabla 4.13.- Molinos ofrecidos por la marca Zenith.....	71
Tabla 4.13.- Características de Equipo Falcon Modelo Icon 350 .....	73
Tabla 4.14.- Características de celdas circulares.....	74
Tabla 4.15.- Tipos de Celdas Denver DR.....	75

## INTRODUCCION

La recuperación de oro en fracciones relativamente gruesas, son recuperables por medios gravimétricos o flotación, estos procesos son alternativos al uso del cianuro y la amalgamación con mercurio, actualmente en las labores informales del sur de Ica, Nazca y Chala en Arequipa el uso del cianuro para recuperar oro es realizado sin un estudio metalúrgico que permita un proceso alternativo, los relaves de estos procesos son acumulados en relaveras sin ningún control contaminando las aguas subterráneas de cianuro libre sobrante en el tratamiento del oro e incluso formación de iones hierro por la intemperización de la pirita.

En el siguiente estudio se aplicará la recuperación de oro por varios procesos de concentración y se comparará con el método convencional con los alternativos propuestos.

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **1.1 Objetivo general**

El objetivo principal del presente informe es poder determinar que proceso es factible de utilizar en un mineral con contenido de oro, basándose en su contenido mineral y mineralográfico, un proceso que involucre parámetros de operación adecuada para cada mineral, además se buscará:

- Procesar minerales con contenido de oro de acuerdo al proceso desarrollado en laboratorio con mejores resultados de recuperación.
- Aumentar la recuperación de oro en las plantas de alquiler conociendo el comportamiento metalúrgico del mineral a tratar.
- Determinación de las condiciones adecuadas de flotación, gravimetría y cianuración.
- Diseño de un proceso de concentración para el mineral a tratar.

#### **1.2 Antecedentes**

Las menas de oro explotadas en las ciudades al norte del Perú (Trujillo, Ancash, Piura, etc.) son procesadas por plantas de alquiler en el sur (Chala en Arequipa y la ciudad de Nazca) que ofrecen el servicio de extracción de oro mediante el uso del cianuro usando parámetros poco eficientes y procesadas sin un estudio más

detallado sobre qué proceso es más eficiente para el tratamiento metalúrgico de concentración del oro. En estas plantas no se considera detalles como la refractariedad del mineral, el contenido de arcillas, contenido de carbón y minerales cianicidas como el cobre o hierro, el estudio es detallar en forma puntual que proceso es eficiente y los parámetros involucrados para la recuperación de oro en fracciones gruesas presentes en un mineral procedente de la ciudad de Chimbote en Ancash y determinar el proceso eficiente y que desarrolle un proceso con menos impactos ambientales como también disminuir los costos de producción al obtener una mejor recuperación del metal precioso en los procesos desarrollados en las plantas de alquiler. Actualmente los pequeños mineros están obligados a contratar asesores que puedan optimizar, en las condiciones que ofrece las plantas de alquiler, los procesos de concentración y los procesos más usados en las plantas del sur son los procesos de flotación, cianuración y amalgamación

### **1.3 Justificación**

La adecuada selección de un proceso de concentración específico aplicado a un determinado tipo de mineral puede ayudar a un mejor manejo en los parámetros de operación a tratar en un planta concentradora, conociendo el comportamiento del mineral podemos obtener una mejor recuperación y por ende minimizar los costos de operación, se debe tener en cuenta que el costo de transporte que involucra el traslado del mineral desde la ciudad de Trujillo a la ciudad de Nazca es alto.

## CAPITULO II

### PROCESOS DE CONCENTRACION DE ORO

#### 2.1 Flotación

La flotación en espuma, aprovecha las diferencias en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de las partículas minerales. Después del tratamiento con reactivos, las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales que contiene la pulpa de flotación son aparentes. Para producirse tal proceso, una burbuja de aire se debe unir a una partícula de mineral y ser elevada hasta la superficie del agua. El proceso se aplica únicamente a partículas relativamente finas ya que si son demasiado grandes, la adhesión entre la partícula y la burbuja será menor que el peso de la partícula, por lo tanto la burbuja deja caer su carga.

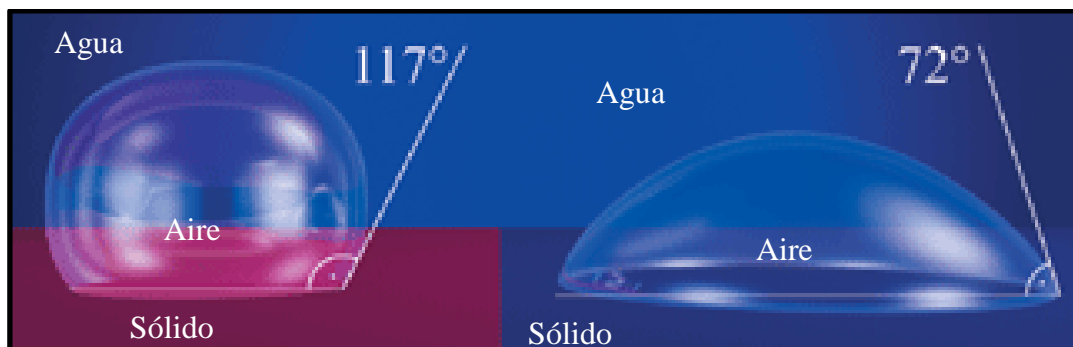
En la concentración por flotación, el mineral normalmente es transferido a la espuma o fracción flotante, dejando la ganga en la pulpa o las colas. Las burbujas de aire solamente se adhieren a las partículas minerales si estas desplazan agua de la superficie mineral, lo cual únicamente sucede si el mineral repele en cierta medida al agua o es hidrofóbico. Una vez que las burbujas de aire que alcanzan la superficie,

únicamente pueden continuar sosteniendo la partícula mineral si forman una espuma estable, de otro modo revientan y cae la partícula mineral.

Para el análisis de la espontaneidad de la adhesión y ante la falta de técnicas adecuadas para medir experimentalmente las tensiones que se presentan entre las fases sólido-gas y sólido líquido, se recurre a la ecuación de Young, la cual define un parámetro medible vinculado a la hidrofobicidad, que es el ángulo de contacto  $\theta$ , en función de las mismas tensiones interfaciales, Young propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido/líquido, sólido/gas y líquido/gas. La ecuación resultante es la siguiente:  $\gamma_{LG} \cos\theta = \gamma_{SG} - \gamma_{LS}$

Así, podemos definir el ángulo de contacto como el ángulo formado por el plano tangente a la interface líquido/gas y el plano formado por el sólido en un contacto trifásico sólido/líquido/gas, se tendrá entonces que, cuando un líquido moja completamente a un sólido, el ángulo de contacto será igual a cero, por otra parte ángulos de contacto mayores a cero indicarán mojabilidad y consecuentemente mayor el grado de hidrofobicidad.

Se acepta ampliamente en la literatura que la flotación de un mineral dado es posible sólo si el ángulo de contacto es mayor que cero.



**Figura 2.1.-** Ángulo de contacto partículas hidrofílica (izq.) y hidrofóbica (der.)

Para alcanzar estas condiciones, es necesario usar los numerosos reactivos químicos conocidos como reactivos de flotación.

La flotación del oro puede hacerse en el metal nativo, telurios o minerales asociados al oro, principalmente sulfuros de cobre, plomo y piritas. Los minerales de oro pueden clasificarse en 3 grupos generales respecto a la flotación:

- Minerales que no son flotables, o que pueden tratarse más fácilmente por otros procedimientos.
- Minerales que se tratan fácilmente por flotación, así como el oro libre y minerales en los cuales el oro está asociado con otros compuestos metálicos.
- Minerales que requieren la combinación de varios procedimientos.

La flotación se aplica en este caso de varios modos: flotando los minerales refractarios o de difícil recuperación, dando a una pequeña parte del mineral primario un tratamiento especial. La flotación se usa también para separar los

cianicidas, así como otras sustancias que son perjudiciales para la cianuración como el cobre el carbón como grafito y otros elementos.

La flotación del oro libre requiere la extracción preliminar de las fracciones de tamaños mayores por concentración gravimétrica (el oro mayor de 0.2 mm debe extraerse antes de la flotación). El tamaño límite de las partículas a flotar depende de las formas de las partículas y de sus superficies.

La mayor parte de los minerales en estado natural no son hidrofóbicos y por tanto conviene agregar reactivos de flotación a la pulpa. Los reactivos más importantes son los colectores, los cuales son adsorbidos sobre las superficies de los minerales y los convierte en hidrofóbicos (aerofílicos) facilitando su adhesión a la burbuja. Los espumantes ayudan a mantener una espuma razonablemente estable. Los reguladores se usan para controlar el proceso de flotación, activando o deprimiendo la adherencia de las partículas minerales a las burbujas de aire y también se utilizan para controlar el pH del sistema.

Las variables presentes en un proceso de flotación son las siguientes:

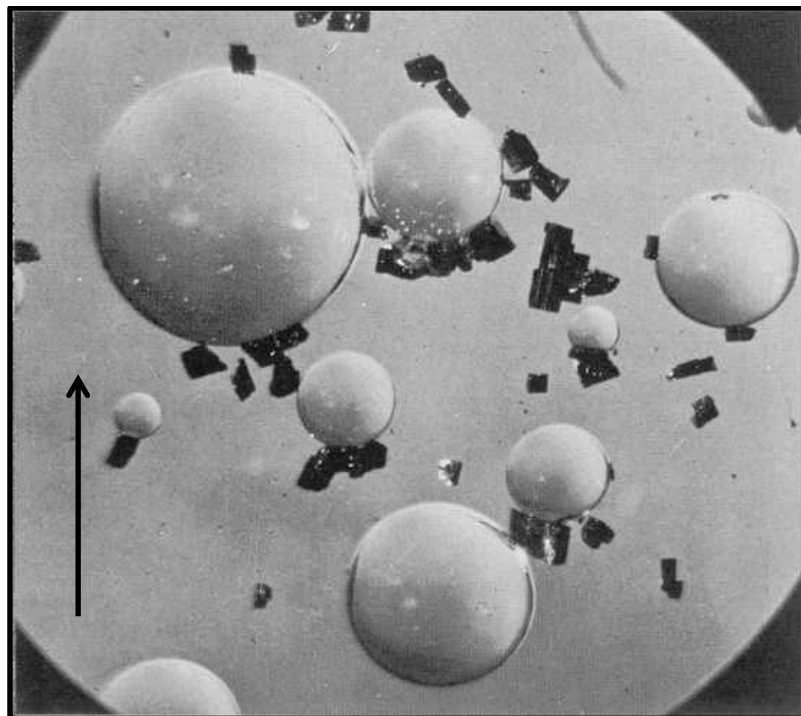
- **Porcentaje de sólidos de las etapas de flotación:** Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.



- **Tiempo de residencia del material en las celdas:** El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.
- **pH:** La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.
- **Aireación y acondicionamiento:** La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.
- **Granulometría:** Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.
- **Tipo de reactivos de flotación:** La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.
- **Dosificación de reactivos de flotación:** La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.
- **Calidad del agua utilizada en el proceso:** En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en

suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

- Temperatura
- Cantidad de solución



**Figura 2.2.-** Partículas de mineral adheridas a burbujas

### **2.1.1 Flotación por aire disuelto**

En los sistemas FAD (Flotación por Aire Disuelto), el aire se disuelve en la pulpa a una presión de varias atmósferas, y a continuación se libera la presión hasta alcanzar la atmosférica. En las instalaciones de pequeño tamaño, se puede presurizar a 275-230 kilo Pascal mediante una bomba la totalidad del caudal a tratar, añadiéndose el aire comprimido en la tubería de aspiración de la bomba. El

caudal se mantiene bajo presión en un calderín durante algunos minutos, para dar tiempo a que el aire se disuelva. A continuación, el líquido presurizado se alimenta al tanque de flotación a través de una válvula reductora de presión, lo cual provoca que el aire deje de estar en disolución y que se formen diminutas burbujas distribuidas por todo el volumen de líquido.

En las instalaciones de mayor tamaño, se recircula parte del efluente del proceso de FAD (entre el 15 y el 20 por ciento), el cual se presuriza, y se semi satura con aire. El caudal recirculado se mezcla con la corriente principal si presurizar antes de la entrada al tanque de flotación, lo que provoca que el aire deje de estar en disolución y entre en contacto con las partículas sólidas a la entrada del tanque. Las principales aplicaciones de la flotación por aire disuelto se centran en el tratamiento de vertidos industriales y en el espesado de fangos.

### **2.1.2 Flotación por Aireación**

En los sistemas de flotación por aireación, las burbujas de aire se introducen directamente en la fase líquida por medio de difusores o turbinas sumergidas. La aireación directa durante cortos periodos de tiempo no es especialmente efectiva a la hora de conseguir que los sólidos floten. La instalación de tanques de aireación no suele estar recomendada para conseguir la flotación de las grasas, aceites y sólidos presentes en las aguas residuales normales, pero ha resultado exitosa en el

caso de procesos de flotación de minerales con ayuda de espumantes que ayudan a generar espumas.

### **2.1.3 Flotación por Vacío**

La flotación por vacío consiste en saturar de aire el agua residual directamente en el tanque de aireación, o permitiendo que el aire penetre en el conducto de aspiración de una bomba. Al aplicar un vacío parcial, el aire disuelto abandona la solución en forma de burbujas diminutas. Las burbujas y las partículas sólidas a las que se adhieren ascienden entonces a la superficie para formar una capa de espuma que se elimina mediante un mecanismo de rascado superficial. La arena y demás sólidos pesados que se depositan en el fondo, se transportan hacia un cuenco central de fangos para su extracción por bombeo. En el caso de que la instalación esté prevista para la eliminación de las arenas y si el fango ha de ser digerido, es necesario separar la arena del fango en un clasificador de arena antes del bombeo a los digestores.

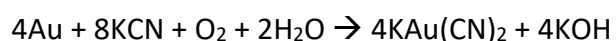
La instalación está compuesta por una cuba cilíndrica cubierta, en la que se mantiene un vacío parcial, que incluye mecanismos para la extracción de fangos y espumas. La materia flotante se barre continuamente hacia la periferia de la cuba, donde se descarga automáticamente a una arqueta de espumas de donde se extrae de la instalación por bombeo, asimismo, en condiciones de vacío parcial. El equipo auxiliar incluye un calderín para saturar de aire de la pulpa, un tanque que

proporciona un tiempo de detención corto para la eliminación de las burbujas grandes y las bombas de espumas.

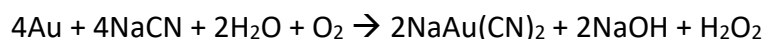
## 2.2 Cianuración

La cianuración es el proceso electroquímico de disolución del oro, plata y algunos otros componentes que se pueden encontrar en un mineral aurífero, mediante el uso de una solución alcalina de cianuro, que forma aniones complejos de oro, estables en condiciones acuosas. Este proceso implica una serie de reacciones que ocurren en la superficie del sólido.

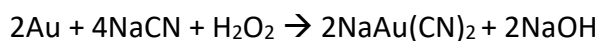
Elsner (1846) realizó el primer estudio amplio sobre las reacciones químicas involucradas en la acción de soluciones acuosas de cianuros alcalinos sobre el oro, y propuso la ecuación que desde entonces se ha conocido como la Ecuación de Elsner:



El oxígeno forma parte integral de la reacción y es absolutamente necesario para que ésta proceda. Se han sugerido otras reacciones para la disolución de oro por soluciones de cianuro. La propuesta por Bodlaender es:

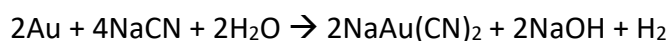


El peróxido de hidrógeno, formado durante la reacción anterior, participa en una reacción subsiguiente, así:



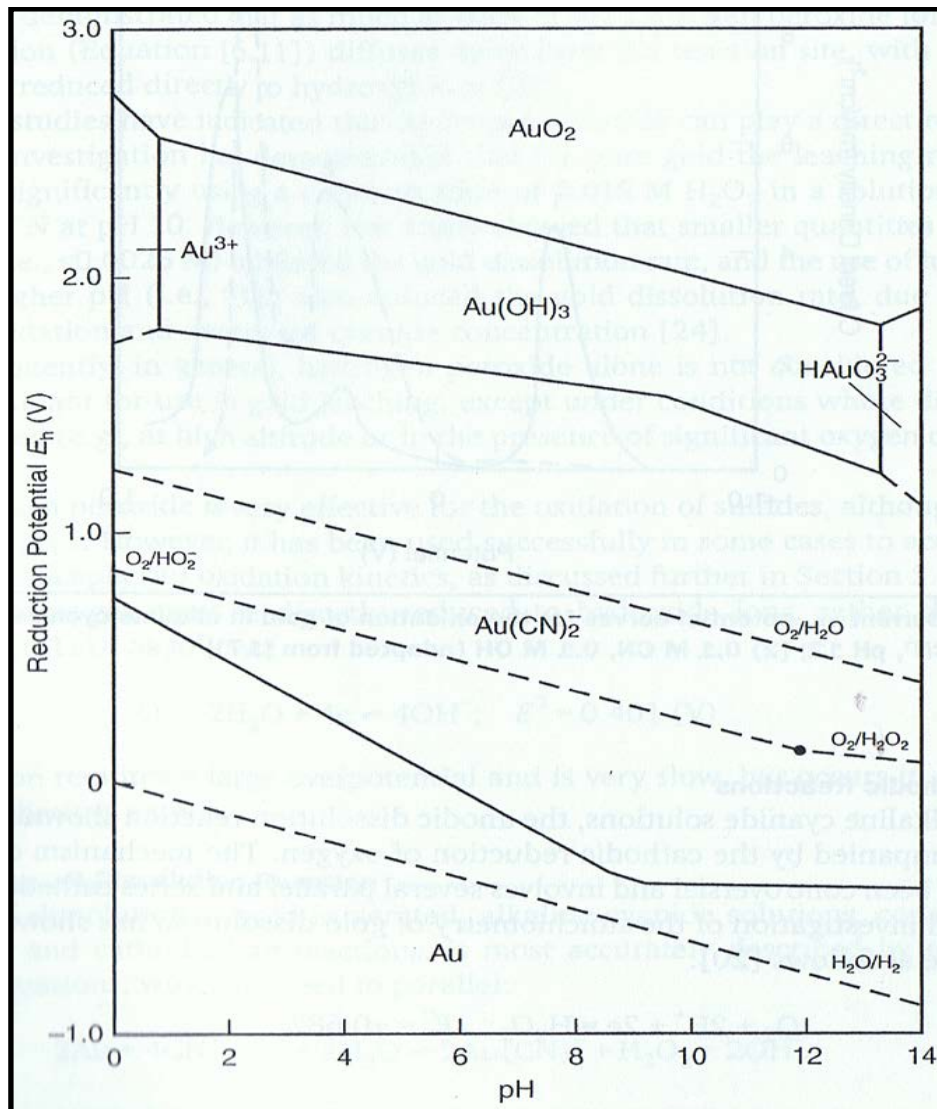
Sin embargo, la ecuación global de las reacciones de Bodlaender es la misma que la ecuación de Elsner.

Otra reacción sugerida por Janin, es la siguiente:



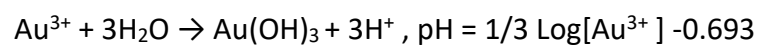
Se muestra que, en el caso de la ecuación de Elsner, éste procedería completamente. El equilibrio de la ecuación de Janin es bastante desfavorable, de modo que se puede combinar.

Barsky, Swainson y Hedley, determinaron las energías libres de formación de los iones aurocianuro y a partir de la data obtenida, calcularon los cambios de energía libre de las distintas reacciones químicas sugeridas. Finalmente señalaron cuáles resultados eran teóricamente posibles bajo condiciones de una cianuración normal, así como imposible la formación de hidrógeno bajo condiciones de una cianuración normal, El comportamiento del sistema de Redox se entiende mejor utilizando los diagramas de Pourbaix, donde las regiones presentan las regiones de estabilidad de las diferentes especies.

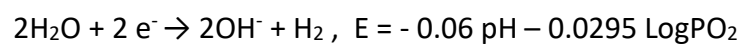
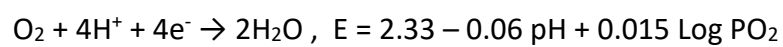


**Figura 2.3.-** Diagrama de pourbaix sistema Au-H<sub>2</sub>O-CN

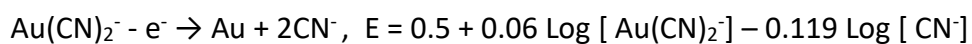
Otra relación que se encuentra involucrada es:



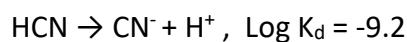
La condición de estabilidad del agua está indicada por las relaciones:



Al construir el diagrama de Pourbaix para el sistema Au – CN – H<sub>2</sub>O, las reacciones que involucran dicho proceso son:



Sabiendo que la concentración del CN<sup>-</sup> es dependiente del pH y del cianuro total, y que el cianuro sufre hidrólisis bajo la reacción:



Por lo tanto, el cianuro total será:



El potencial requerido para el proceso está expresado por:

$$E = 0.5 + 0.06 \text{ Log } [ \text{Au}(\text{CN})_2^- ] - 0.118 \text{ Log } [ \text{CN}_t - 2\text{Au}(\text{CN})_2^- ] + 0.118 \text{ Log } [ 10^{9.2} + [\text{H}^+] ]$$

A mayor pH, el potencial es menor, y mayor, el campo de estabilidad del complejo; el potencial de reducción se hace mucho menor que el de reducción del oxígeno.

La adición de cianuro hace disminuir el potencial de reducción del oro, así facilita su disolución a través de todo el rango de pH.

El límite superior de estabilidad del agua (donde O<sub>2</sub>/ OH<sup>-</sup>) es una región oxidante poderosa, que permite la oxidación del oro por lo tanto disuelve o previene la reducción del aurocianuro.



La zona de formación del peróxido de oxígeno, entre el límite inferior y superior de estabilidad del agua, indica que  $O_2/H_2O_2$  promueve la disolución de oro en la solución cianurada, 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) ésta pendiente se torna luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, lo cual permite la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos  $Au(OH)_3$ ,  $Au^{+3}$ , y  $HAuO_3^{-2}$  son reducidos por introducción del cianuro.

Entre los procesos industriales usados para la lixiviación de oro por cianuro se encuentran los siguientes:

### **2.2.1 Dump Leaching**

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

### **2.2.2 Heap Leaching**

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

El volumen de material es menor que el Dump Leaching pero los contenidos de oro son mayores a 1 gramos por tonelada, lo que permite en la mayoría de las operaciones Heap una etapa de chancado a un tamaño de  $\frac{1}{4}$  de pulgada al 100 %. En muchas partes del mundo se continua haciendo Heap leach con chancado del mineral, aprovechando la alta porosidad que tienen los minerales.

### **2.2.3 Vat Leaching**

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

#### **2.2.4 Cianuración por agitación**

La Cianuración por Agitación es el Método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro, si el oro tiene mayor área superficial y está en contacto con las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro. Esto se logra al llevar la mena a tamaños pequeños promedio de 60% - 200 mallas, este proceso se realiza en tanques con una agitación constante durante 24 horas, este proceso se realiza a minerales con alta ley y que estén presentes en matrices de sulfuros como la pirita. La recuperación de oro de las soluciones "ricas" se realiza en dos formas una es la del Carbón activado y la otra técnica es la de precipitar con polvos de zinc (Merril Crowe).

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

#### **2.2.5 Factores que influyen en la velocidad de disolución**

Tamaño de partícula.- cuando se presenta oro grueso libre en la mena, la práctica generalizada es recuperada por medio de trampas antes de la cianuración, ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo que dura el proceso.

Concentración de la solución de cianuro.- La solubilidad del oro en una solución de CN aumenta al pasar de las soluciones diluidas a concentradas, la solubilidad es muy

baja con menos de 0.005% de NaCN, crece rápidamente cuando contiene 0.1% NaCN y después lentamente llegando a máximo cuando contiene 0.25% NaCN. La proporción más eficaz es de 0.05 a 0.07% NaCN.

Temperatura.- La velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN aumenta con el incremento de la temperatura hasta 85°C arriba de esta temperatura las pérdidas por descomposición del cianuro es un serio problema.

Alcalinidad protectora.- las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son los siguientes:

- Evita la pérdida de cianuro por la hidrólisis
- Prevenir pérdidas de cianuro por acción del CO<sub>2</sub> del aire
- Neutraliza los componentes ácidos
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse de la solución rica y clara de la mena cianurada.

Porcentaje de finos.- Este aspecto es muy importante, porque, cuando el % de finos es alto, mayor al 20% del total las partículas tienden a aglutinarse, en consecuencia no dejan pasar las soluciones de cianuro en un proceso de Heap Leaching.

### **2.3 Concentración Centrífuga**

En la concentración gravimétrica, muchos investigadores han demostrado que la “performance” de los Concentradores centrífugos mejora en la recuperación de

partículas finas de minerales pesados, respecto a los equipos tradicionalmente usados como los Jigs y las mesas gravimétricas.

El concentrador Knelson está diseñado para la recuperación de oro libre procedente de los circuitos de molienda, también es ideal para la recuperación de oro de procedencia aluvial. El equipo somete al material a un alto campo centrífugo de hasta 300 gravedades, recuperándose partículas muy finas. Periódicamente el concentrado de alto grado es removido y cosechado del rotor con la unidad detenida.

Los concentradores Knelson, se utilizan para recuperar partículas libres muy finas, dependiendo de la intensidad de campo centrífugo, entre los principales usos que se le da al equipo tenemos:

- Re-tratamiento de relaves de flotación o cianuración
- Limpieza de concentrados con contenidos apreciables de elementos pesados.
- Recuperación de materiales pesados (óxidos y sulfuros), oro, plata, platino.
- Recuperación de oro y platino de depósitos aluviales y placeres.
- Alimentación y underflow (U/F) en los ciclones (circuitos de molienda – clasificación).

## CAPITULO III

### METODOLOGIA DEL TRABAJO EXPERIMENTAL

#### 3.1 Caracterización del mineral

El mineral correspondiente a las vetas Cynthia (muestra de mano), Mayte (muestra de mano) y Alexandra (muestra de mano) y un compósito (30 kg) fueron llevadas al laboratorio metalúrgico, la muestra correspondiente al compósito que fue tomado según criterios de explotación para cada labor y siguiendo parámetros de dilución en las leyes, este compósito recolectado llegó con un porcentaje de humedad de 5% y tamaños de hasta 5 pulgadas, se tuvo que secar lentamente a 50°C y evitar la oxidación de algún compuesto mineral presente, posteriormente fue enfriado y llevado para la preparación mecánica, esta preparación consiste en reducirlo de tamaño a 100% menor a 2 mm.

El mineral consta de minerales oxidados con presencia de limonitas y cuarzo con granodiorita intemperizada.



**Figura 3.1.-** Secado de mineral en estufa de alta capacidad.

### **3.1.1 Pruebas de moliendabilidad**

Las pruebas de moliendabilidad, nos ayudarán a determinar el tiempo necesario del mineral en el molino, obteniendo la granulometría necesaria en las pruebas de concentración, para ello se utilizaron los siguientes parámetros:

- Porcentaje de sólidos: 66%
- Molino: de bolas de 1 kg de capacidad.

Para estos parámetros estándares, se observó que la molienda no es muy efectiva, ya que el mineral, adsorbe mucha humedad en la molienda (ver figura 3.2) teniendo, que bajar el porcentaje de sólidos a un valor efectivo para laboratorio en el desarrollo de las pruebas de moliendabilidad posteriores.



**Figura 3.2.-** Molienda de mineral a 66% de sólidos tiene una consistencia de alta viscosidad.

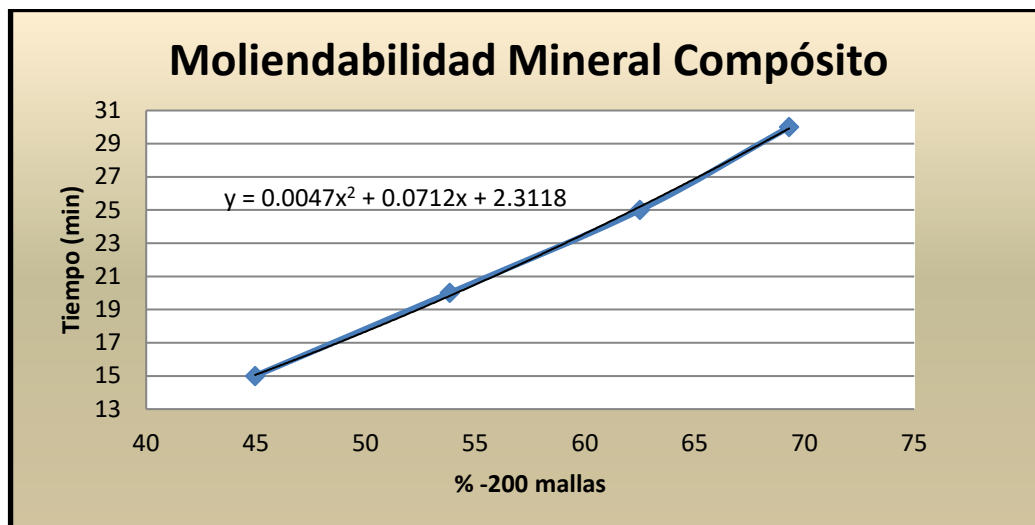
Se realizaron pruebas de molienda, hasta tener un porcentaje de sólidos aproximado de 60%, en base a este valor se consideró los siguientes parámetros:

- Porcentaje de sólidos: 60%
- Molino: de bolas de 1 kg de capacidad.
- Carga de mineral: 1 kg de mineral a -2mm

**Tabla 3.1.-** Tiempo y granulometría obtenida en el ciclo de molienda

Tiempo (min.)	% -200m
15	44.96
20	53.83
25	62.5
30	69.3





**Figura 3.3.-** Función cuadrática, para determinar tamaño de partícula adecuada de molienda.

### 3.1.2 Pruebas de Gravedad Específica

Las pruebas de densidad específica, implican medir la densidad del mineral a granulometría fina de salida de molienda, para, cálculos de capacidad de relaveras y de capacidad en volumen de los circuitos de flotación y gravimetría.

El cálculo se realiza con la siguiente fórmula:

$$p_p = \left( \frac{w_3 - w_1}{(w_2 - w_1) - (w_1 - w_3)} \right) \hat{\rho}_{agua}$$

W1: Peso del picnómetro limpio y vacío.

W2: Peso del Picnómetro lleno de agua destilada.

W3: Peso del Picnómetro y muestra seca.

W4: Peso del Picnómetro, agua y mineral.

**Tabla 3.2.- Pesos de los picnómetros**

W1	W2	W3	W4	Densidad (gr/cc)
34.7	37.4	84.8	86.5	2.7
34.6	37.6	84.8	86.7	2.73
34.6	37.1	84.8	86.4	2.77

### 3.1.3 Pruebas de Densidad Aparente

La densidad aparente del mineral se realiza mediante el peso y volumen que ocupa en una probeta de 1 litro de capacidad, el mineral utilizado tienen una granulometría de 100% - 2mm, y es sometido a pruebas consecutivas y calcular un promedio de las medidas tomadas en gr/cc, este valor es necesario para el diseño de tolvas de finos.



**Figura 3.4-** Medida de la Densidad aparente del mineral.

**Tabla 3.3.-** Medidas tomadas a mineral seco, densidad promedio: 1.44 gr/cc

<b>Peso gr</b>	<b>Volumen (cc)</b>	<b>Densidad (gr/cc)</b>
500	358	1.40
400	272	1.47
300	209	1.44

### 3.1.4 Mallas Valoradas

Los análisis de malla valorada, indicaran que en el rango de tamaños se encontrará el mineral valioso (oro libre) y establecerá un tamaño adecuado para las posteriores pruebas de concentración que se diseñen en el transcurso de la investigación, en nuestro caso se analizó una muestra compósito de las vetas que actualmente se laboran y muestras de nuevas vetas ubicadas en el desarrollo del trabajo de investigación.

**Tabla 3.4.-** Valores de oro en cada una de las Labores.

<b>Orden</b>	<b>Código de Muestra</b>	<b>Determinación de Au (Onz/Tc) (gr/Tm)</b>	
1	VETA ALEXANDRA	0.02	0.686
2	VETA MAYTE	1.478	50.666
3	VETA CINTHYA	0.012	0.411

Para el desarrollo de una labor minera es necesario un mínimo de 1 gr/tm, como se observa los contenidos altos de oro se encuentran en la veta Mayte, para ello se hizo un compósito de todas las labores presentes en el lugar obteniéndose los siguientes resultados:

**Tabla 3.5.-** Malla valorada correspondiente a la muestra compósito.

Producto	Peso (gr)	% Peso	Ley Au (gr/Tm)
+ 20m	249.2	49.84	3.291
+ 40m	124	24.8	5.005
+ 50m	32.6	6.52	3.188
+ 70m	23.7	4.74	5.485
+ 140m	32.3	6.46	6.102
+ 200m	7.5	1.5	10.147
- 200m	30.7	6.14	9.393
CABEZA CAL	500	100	4.4723

En el análisis de malla valorada se observa que el mayor enriquecimiento de oro con respecto a la cabeza analizada se encuentra entre las mallas 200 (75  $\mu$ m) y malla 70 (212  $\mu$ m), teniendo un tamaño relativamente grueso para el oro libre, esto nos indica que el proceso a probar sería el gravimétrico con una molienda relativamente gruesa.

### 3.1.5 Pruebas de Work Index

Las pruebas se realizaron por el método comparativo, esta alternativa se tomó por no contar con un molino de Bond que reúna las condiciones que requiere la prueba (carga de bolas, diseño de molino y velocidad), el mineral a comparar fue un mineral de cuarzo con un valor de work index conocido de 14.1 Kw h/Tc, el proceso fue desarrollado de la siguiente manera:

- Se pesaron muestras debidamente cuarteadas de cada muestra mineral (cuarzo y compuesto mineral).
- Se realizó un análisis granulométrico con el uso de un rotap durante 20 minutos.
- Se tomó las muestras de mineral y cuarzo sometiéndolas a una molienda de 20 minutos a cada uno en un molino de bolas de 1 kilo de capacidad en seco por separado.
- Después de cada molienda se sometió cada muestra a un nuevo análisis granulométrico.
- Con los datos obtenidos se trabajó en hallar los F80 y P80 para cada caso y realizar la comparación del gasto energético según la fórmula de Bond:

$$10 \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) W_i = E$$

Los resultados obtenidos se muestran a continuación:

**Tabla 3.6.-** Análisis Granulométrico del mineral antes de molienda

<b>F<sub>80</sub> Mineral Compósito</b>					
<b>Malla Tyler</b>	<b>Abertura</b>	<b>Peso</b>	<b>%Retenido</b>	<b>%Retenido</b>	<b>%Pasante</b>
	<b>Promedio</b>	<b>Retenido</b>	<b>Parcial</b>	<b>Acumulado</b>	<b>Acumulado</b>
	<b>um</b>	<b>gr.</b>	<b>%</b>	<b>%</b>	<b>%</b>
12	1700	85	8.50	8.50	91.50
20	1125	405.7	40.57	49.07	50.93
30	725	149.9	14.99	64.06	35.94
40	512.5	98.5	9.85	73.91	26.09
50	362.5	64.5	6.45	80.36	19.64
70	256	49	4.90	85.26	14.74
80	196	22.6	2.26	87.52	12.48
100	165	12.3	1.23	88.75	11.25
140	128	34.8	3.48	92.23	7.77
-140	90.5	77.7	7.77	100.00	0.00
	<b>TOTAL</b>	1000	<b>F<sub>80</sub>=1678.85</b>		

**Tabla 3.7.-** Análisis Granulométrico del mineral después de molienda

		<b>P<sub>80</sub> Mineral Compósito</b>			
Malla	Abertura	Peso	%Retenido	%Retenido	%Pasante
	Promedio	Retenido	Parcial	Acumulado	Acumulado
Tyler	um	gr.	%	%	%
18	1500	149.5	14.95	14.95	85.05
20	925	56.8	5.68	20.63	79.37
30	725	142.9	14.29	34.92	65.08
40	512.5	139.6	13.96	48.88	51.12
50	362.5	109.4	10.94	59.82	40.18
70	256	85.7	8.57	68.39	31.61
80	196	45.4	4.54	72.93	27.07
100	165	26.1	2.61	75.54	24.46
140	128	74.1	7.41	82.95	17.05
-140	90.5	170.5	17.05	100.00	0.00
	<b>TOTAL</b>	1000	<b>P<sub>80</sub>=1047.39</b>		

**Tabla 3.8.-** Análisis Granulométrico del mineral cuarzo Antes de molienda

<b>F<sub>80</sub> Mineral de Cuarzo</b>					
Malla	Abertura Promedio	Peso Retenido	%Retenido Parcial	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
Tyler	um	gr.	%	%	%
18	1200	209	20.90	20.90	79.10
20	925	324.6	32.46	53.36	46.64
30	725	367.5	36.75	90.11	9.89
40	512.5	76.6	7.66	97.77	2.23
50	362.5	18.5	1.85	99.62	0.38
70	256	2.8	0.28	99.90	0.10
80	196	0.4	0.04	99.94	0.06
100	165	0.2	0.02	99.96	0.04
140	128	0.3	0.03	99.99	0.01
-140	90.5	0.1	0.01	100.00	0.00
	<b>TOTAL</b>	1000	<b>F<sub>80</sub>=1284.52</b>		



**Tabla 3.9.-** Análisis Granulométrico del mineral cuarzo Antes de molienda

<b>P<sub>80</sub> Mineral de Cuarzo</b>					
Malla	Abertura	Peso Retenido	%Retenido Parcial	%Retenido Acumulado	%Pasante Acumulado
Tyler	um	gr.	%	%	%
18	1200	59.8	5.98	5.98	94.02
20	925	104.1	10.41	16.39	83.61
30	725	341.7	34.17	50.56	49.44
40	512.5	231.6	23.16	73.72	26.28
50	362.5	107.9	10.79	84.51	15.49
70	256	62.1	6.21	90.72	9.28
80	196	19.6	1.96	92.68	7.32
100	165	9.5	0.95	93.63	6.37
140	128	28.3	2.83	96.46	3.54
-140	90.5	35.4	3.54	100.00	0.00
<b>TOTAL</b>		<b>1000</b>	<b>F<sub>80</sub>=884.95</b>		

W<sub>i</sub> del mineral de cuarzo: 14.1 Kw h / Tc

$$10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80} \text{cuarzo}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80} \text{cuarzo}}} \right) W_i \text{Cuarzo} = 10 \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80} \text{Com.}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80} \text{Com.}}} \right) W_i \text{Compósito}$$

Despejando:

**W<sub>i</sub> del mineral compósito: 13.7 Kw h / Tc**

Cabe señalar, que el valor obtenido en la evaluación del work index se realizó al compósito y que este número es referencial y podría variar en un 10% de acuerdo a las características de cada labor a desarrollar, este porcentaje de variación, que es moderado, se toma por la continuidad del tipo de roca que se encuentra en toda la concesión minera y que se presenta en todas las labores visitadas hasta el momento.

## **3.2 Pruebas Metalúrgicas**

### **3.2.1 Pruebas gravimétricas en concentrador centrífugo Knelson**

Según las pruebas de caracterización que se desarrollaron al mineral y de malla valorada, podremos determinar cuál será la granulometría de trabajo para esta etapa de concentración.

Para nuestro caso se estandarizará el tamaño a 55% - 200m (el 55% del mineral pasa la abertura de 75  $\mu$ m) para un ahorro en el costo de energía de la molienda.

El desarrollo y los parámetros de trabajo se describen a continuación:

- 3 kg de mineral molido a 55% - a 75  $\mu$ m
- Alimentación al Concentrador Centrífugo Knelson con un sistema de agitación y con ayuda de un flujo constante de agua de 3.5 L/min y a un flujo de pulpa aproximado entre 600 a 900 g/min.

- La presión de agua en el equipo Knelson se mantiene a 2.5 psi.
- El concentrado Knelson pesa aproximadamente 70 g.
- El concentrado Knelson se somete a una concentración por plateado. Se obtiene dos productos: un Concentrado de Plateo y un Intermedio de Plateo, este paso se realiza cuando el mineral analizado es insuficiente para una prueba completa que requiere entre 20 y 30 kilos.
- El Concentrado de Plateo corresponde aproximadamente a 0.6 % del peso total siendo el ratio de concentración 1:166

El balance metalúrgico es el siguiente:

**Tabla 3.10.-** Balance metalúrgico prueba gravimétrica

Producto	Peso (g)	% Peso	Contenido		% Distribución	
			Au (gr/t)	Ag (gr/t)	Au	Ag
Concentrado de plateo	18.5	0.62	391.95	135.16	44.1	6.27
Intermedio de plateo	50.1	1.67	10.97	38.08	3.34	4.78
Relave	2931.4	97.7	2.94	12.1	52.55	88.9
<b>Cabeza calculada</b>	<b>3000</b>	<b>100</b>	<b>5.48</b>	<b>13.29</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

Los resultados son buenos, se observa que el 44% del oro es recuperado en un proceso gravimétrico, que en la práctica se considera un máximo de 50% a 55%, las leyes muy altas de concentrado alcanzando 391.95 gr/tm de oro y 135.16 gr/tm de plata, estos resultados nos reafirma que el oro se encuentra en fracciones gruesas y

recuperables, la recuperación de la plata no guarda relación con el oro en los análisis químicos, este dato nos indica que tanto la plata como el oro no se encuentran aleados como oro electrum (aleación oro-plata), la plata estaría formando otra especie mineral como un sulfuro u otro compuesto que no permite su recuperación por medios gravimétricos.

### **3.2.2 Pruebas de Cianuración**

Las pruebas gravimétricas reportan una recuperación de 44%, aproximadamente en los procesos de concentración gravimétrica la recuperación varía entre 40% a 60%, el porcentaje que no es recuperable por gravimetría se considera de tamaños muy pequeños que aún no se han logrado liberar haciendo que la fuerza centrífuga del equipo gravimétrico no las pueda recuperar siendo una alternativa la cianuración, en nuestro caso se aplicará el proceso de cianuración a los relaves obtenidos del proceso de concentración gravimétrica Knelson.

Se analizarán 2 alternativas de cianuración para compararlas y determinar la eficiencia de cada una:

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

- **Cianuración CIL.-** Consiste en adsorber el oro en carbón durante y no después de la lixiviación, llevándose a cabo la misma en los mismos estanques lixivadores, pero moviendo el carbón en contracorriente con la pulpa de mineral.

Para ambos casos se utilizó los siguientes parámetros de operación:

- 33% de sólidos
- Fuerza de cianuro: 1 gr/lit (1000 ppm)
- Carga de carbón: 30 gr/lit
- pH : 10.5 a 10.7

**Cianuración CIP:** Para esta prueba se realizó la cianuración a 500 gr de mineral de relave del proceso Knelson y un litro de solución cianurante, se midieron los parámetros durante 48 horas teniendo el siguiente cuadro de resultados:

**Tabla 3.11.-** Gasto de Cal y Cianuro para las pruebas CIP

Tiempo	pH	Cal Agregada	pH	AgNO <sub>3</sub>	NaCN	Cianuro
horas	inicial	(gr)	Final	Gastado (ml)	(gr/lit)	agregado (gr)
1	8.10	0.27	10.50	8.00	0.80	0.20
3	10.45	0.02	10.52	8.50	0.85	0.15
8	10.72	0.00	10.72	7.90	0.79	0.21
24	10.82	0.00	10.82	6.00	0.60	0.40
48	10.80	0.00	10.80	2.50	0.25	0.75

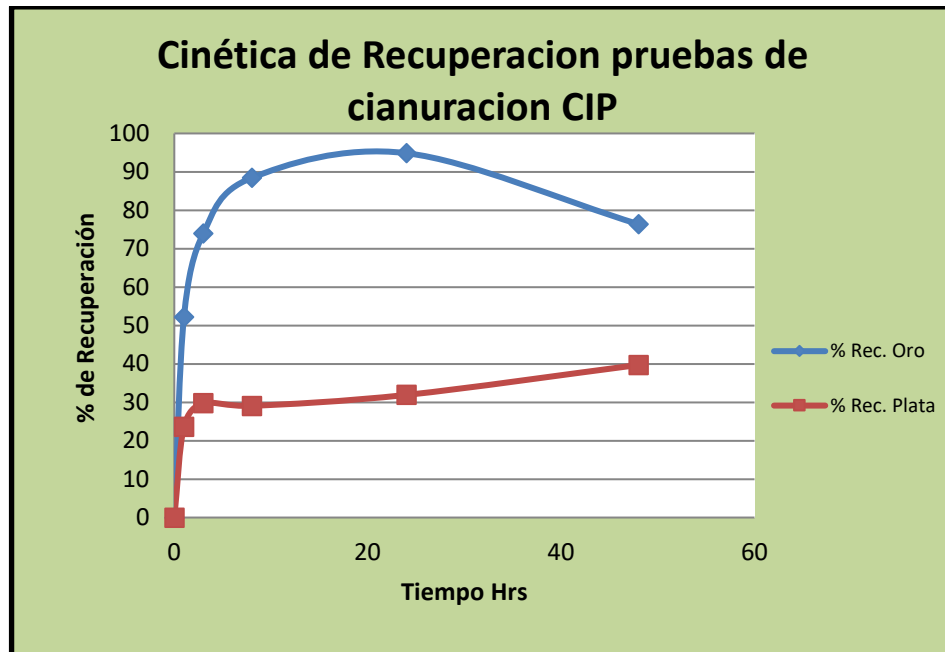
Según, la tabla 3.11, el gasto de cal para un proceso de cianuración es de 580 gr/tm y el consumo de cianuro en 1.92 kg/tm siendo valores relativamente normales para un tratamiento de este tipo, en la figura 3.5, se observa la recuperación del oro durante el tiempo de tratamiento tiene un máximo de recuperación del 94.8% a las 24 horas y decrece a 76.3% a las 48 horas, esto puede ser debido a una mala lectura de la última muestra en el laboratorio químico o podría estar presente el fenómeno de preg robbing, el cual, queda descartado por no presentarse minerales carbonáceos en la veta analizada.

**Tabla3.12.-** Cinética de Cianuración en la prueba CIP

Tiempo horas	Volumen (lt)	Leyes		Recuperación	
		Au (mg/lt)	Ag (mg/lt)	Au %	Ag %
1	1	0.65	0.35	52.26	23.65
3	1	0.92	0.42	73.96	29.80
8	1	1.1	0.41	88.43	29.09
24	1	1.18	0.45	94.86	31.92
48	1	0.95	0.56	76.37	39.73

**Tabla3.13.-** Recuperación de Au y Ag comparativos con ley de cabeza prueba CIP

Producto	Peso (gr)	Leyes		Distribución	
		Au (gr/t)	Ag (gr/t)	Au %	Ag %
Carbón Cargado	30	91	16.3	94.8	8.1
Cabeza Analizada	500	2.94	12.1	100	100



**Figura 3.5.-** Cinética de Cianuración proceso cianuración CIP



**Figura 3.6.-** Proceso en laboratorio de la cianuración CIP y CIL

**Cianuración CIL:** Para esta prueba, se realizó la cianuración a 500 gr de mineral de relave del proceso Knelson, un litro de solución cianurante y 30 gr de carbón activado, este valor se toma por ser referencial en los procesos de adsorción por carbón activado en las plantas de alquiler en el sur. Al inicio de la prueba de cianuración, se midieron los parámetros durante 48 horas teniendo el siguiente cuadro de resultados:

**Tabla 3.14.-** Cuadro de gasto de Cal y Cianuro para las pruebas CIL

<b>Tiempo</b>	<b>pH</b>	<b>Cal Agregada</b>	<b>pH</b>	<b>AgNO<sub>3</sub></b>	<b>NaCN</b>	<b>Cianuro</b>
<b>horas</b>	<b>inicial</b>	<b>(gr)</b>	<b>Final</b>	<b>Gastado (ml)</b>	<b>(gr/lt)</b>	<b>agregado (gr)</b>
1	8.10	0.27	10.50	6.60	0.66	0.34
3	10.48	0.02	10.50	8.00	0.80	0.20
8	10.70	0.00	10.70	6.80	0.68	0.32
24	10.82	0.00	10.82	6.20	0.62	0.38
48	10.80	0.00	10.80	2.40	0.24	0

Según, la tabla 3.14, el gasto de cal para un proceso de cianuración CIL, es de 580 gr/tm y el consumo de cianuro en 2.48 kg/tm; a comparación del proceso CIP el consumo de cianuro es mayor, por la adición del carbón al inicio del proceso que adsorben el cianuro en la solución, las tomas de control del proceso se detallan en el cuadro 14, donde se observa que la adsorción del oro se mantiene en un rango



constante a partir de la hora 8, bajo estos resultados la recuperación al final de las 48 horas es de 81% para el oro y un 6.8% para la plata.

Una observación de este proceso es el más usado en las plantas de alquiler, se observa que los resultados obtenidos difieren mucho de un proceso CIP.

**Tabla 3.15.-** Análisis químicos pruebas CIL

Tiempo horas	Volumen lt	Leyes	
		Au (mg/lt)	Ag (mg/lt)
1	1	0.12	0.05
3	1	0.12	0.05
8	1	0.08	0.09
24	1	0.06	0.03
48	1	0.07	0.81

**Tabla 3.16.-** Recuperación de Au y Ag comparativos con ley de cabeza prueba CIL.

Producto	Peso (gr)	Leyes		%Distribución	
		Au (g/t)	Ag (g/t)	Au	Ag
Carbón Cargado	30	54	13.7	81.1	6.8
Cabeza Analizada	500	2.94	12.1	100	100

La cinética de la cianuración CIL no se pudieron reportar por que no se tomaron muestras de la velocidad de adsorción del carbón durante las etapas de muestreo y

se realizó la comparación con las leyes de carbón en la adsorción y las reportadas en la cabeza analizada.

Para los resultados obtenidos, en las pruebas de cianuración CIP y CIL, se recomienda el Carbón en Pulpa, como se ha demostrado la cianuración CIL no es recomendable para minerales con alto contenido de arcillas (material muy fino) porque el efecto es perjudicial en la adsorción del oro y plata, como comprobamos en las pruebas de moliendabilidad donde se observa que el mineral es altamente hidrocópico, una propiedad de las arcillas.

### **3.2.3 Pruebas de Flotación**

Una forma de concentración de minerales es la flotación, el oro libre a cierto tamaño de molienda es flotable, mediante procesos físico químicos, generados por reactivos específicos para este proceso.

Para esta etapa de pruebas, se tomarán los parámetros utilizados en las pruebas gravimétricas y se usará un colector específico para metales preciosos, como es el oro y la plata, Se reportarán 3 pruebas de flotación exploratorias con mejores resultados según los siguientes esquemas de proceso:



**Figura 3.7.-** Proceso de flotación, pH natural de 7.97

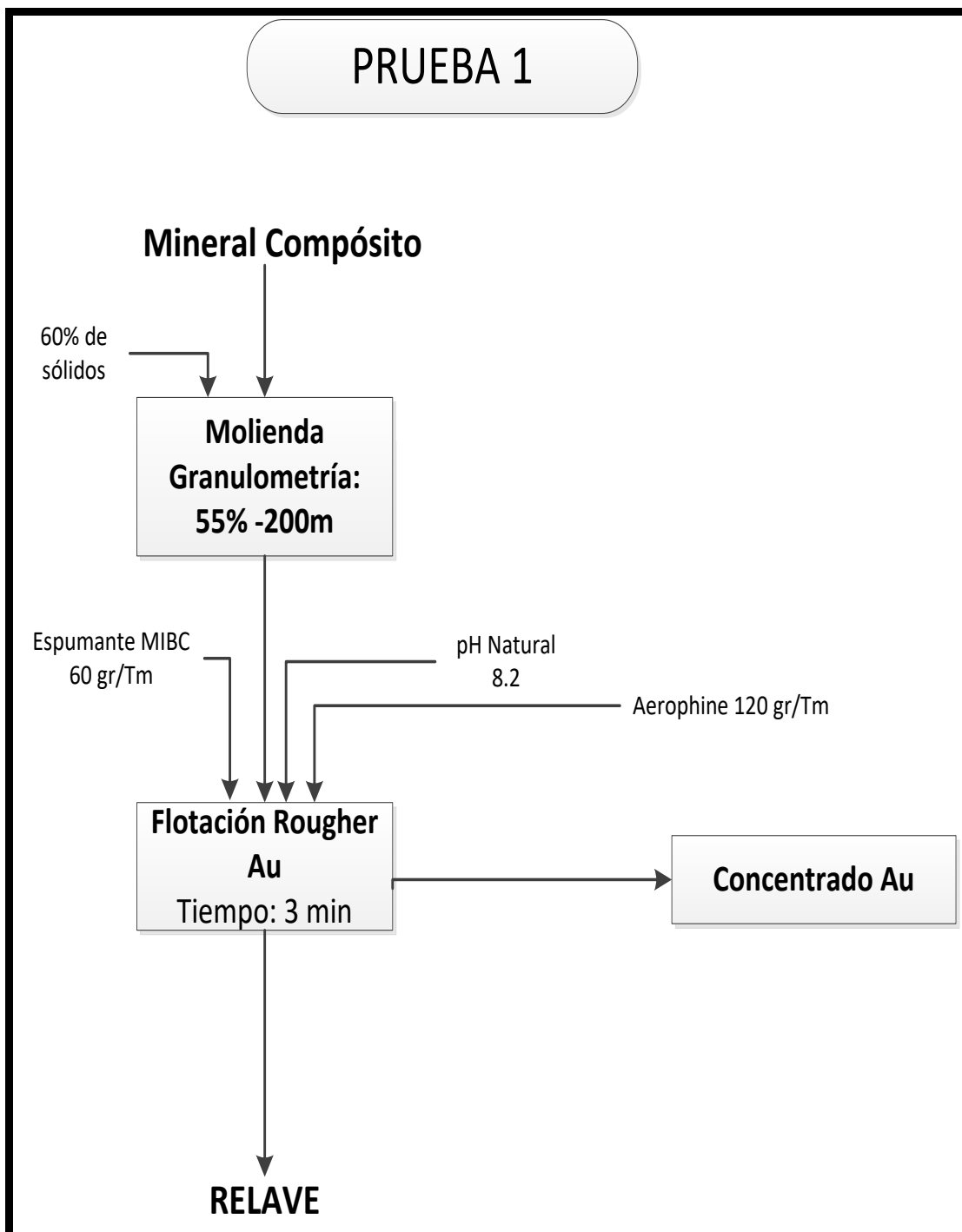


Figura 3.8.- Prueba 1 de flotación de oro

**Tabla 3.17.-** Análisis químicos para la prueba de flotación 1

<b>Producto</b>	<b>Peso</b>	<b>Peso %</b>	<b>Cont.</b>	<b>%Distribución</b>
	<b>(gr)</b>		<b>Au (g/t)</b>	<b>Au</b>
Concentrado P1	114.7	11.47	31.23	70.66
Relave P1	885.3	88.53	1.68	29.33
<b>Cabeza Calculada</b>	<b>1000</b>	<b>100</b>	<b>5.06</b>	<b>100</b>

En la tabla 3.17, se observa una recuperación del 70% del oro con una ley de concentrado de 31.23 gr/tm, se deberá realizar más pruebas para aumentar la ley de concentrado y mantener o aumentar la recuperación, para este caso el ratio de concentración es 1:9, el aerophine es un colector muy usado para la recuperación de oro libre en flotación, en la primera prueba se observó la activación de las arcillas siendo un poco dificultoso la recuperación del oro dando concentrados alrededor de 1 onza por tonelada, estos valores se pueden mejorar en la limpieza del concentrado pero tratando de eliminar las arcillas desde el comienzo del tratamiento.

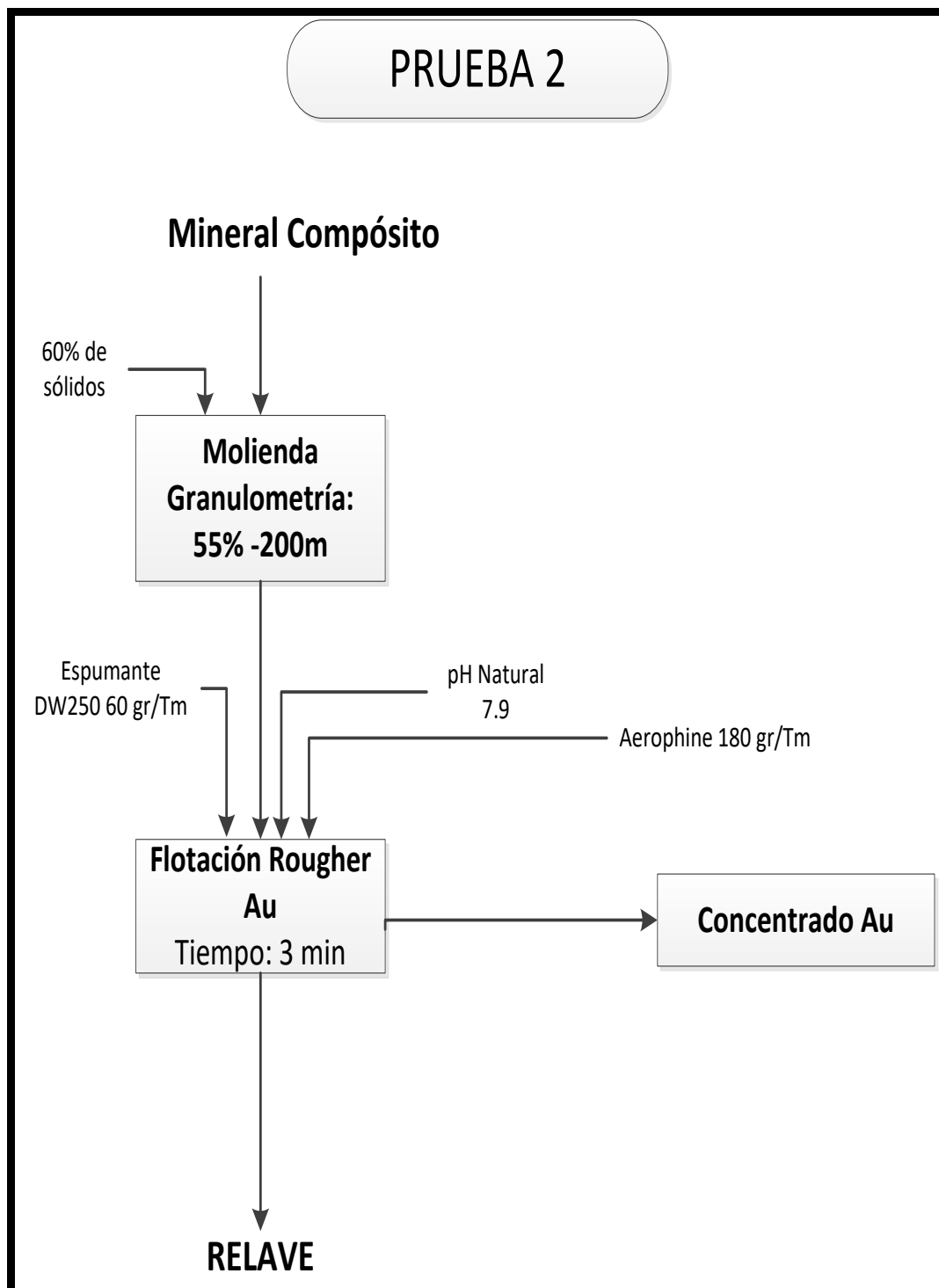
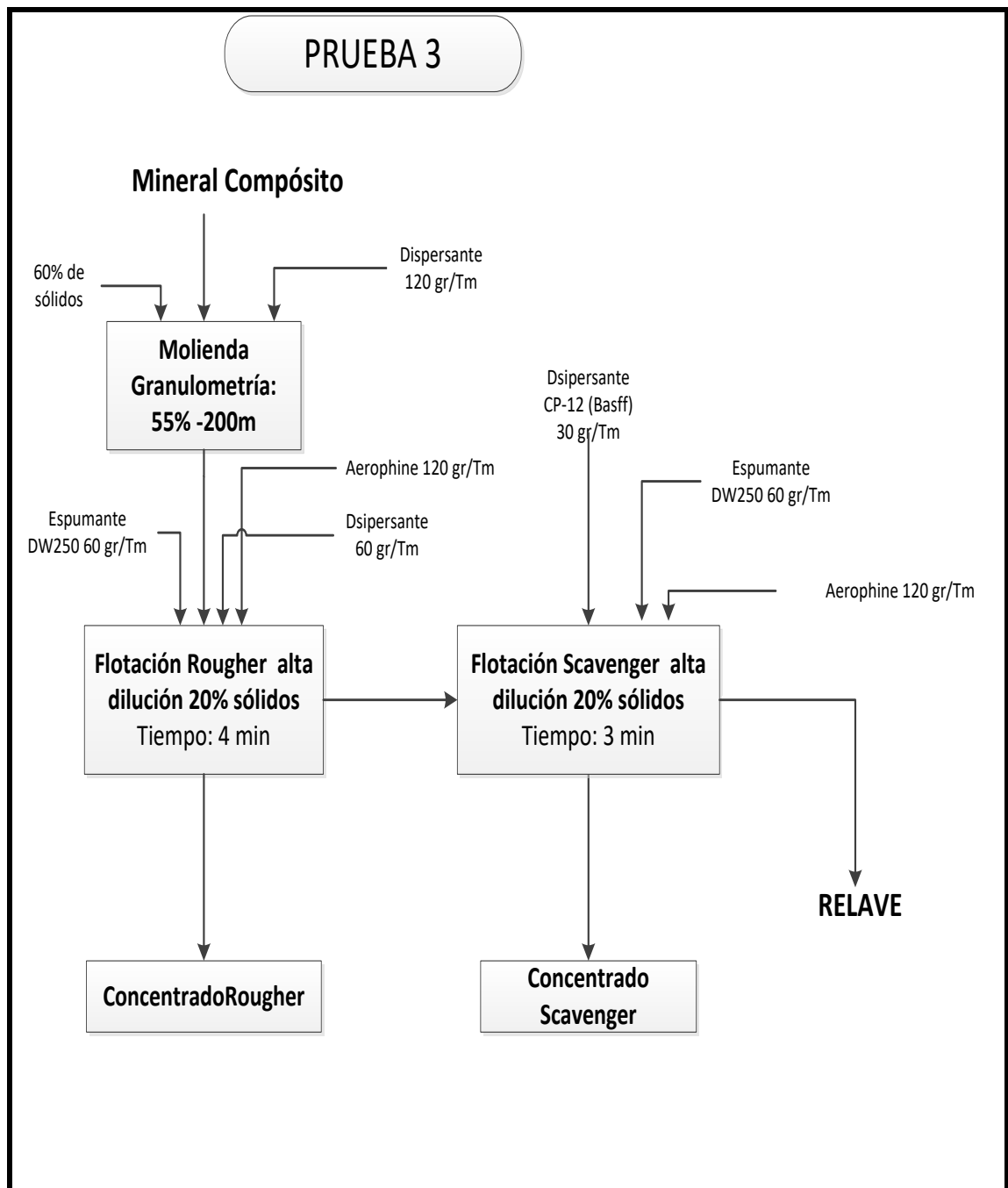


Figura 3.9.- Prueba 2 de flotación de oro

**Tabla 3.18.-** Análisis químicos para la prueba de flotación 2

<b>Producto</b>	<b>Peso (gr)</b>	<b>Peso %</b>	<b>Cont. Au (g/t)</b>	<b>%Distribución Au</b>
Concentrado P2	123.4	12.34	21.53	58.39
Relave P2	876.6	87.66	2.16	41.61
<b>Cabeza Calculada</b>	<b>1000</b>	<b>100</b>	<b>4.54</b>	<b>100</b>

En la segunda prueba, se observa que el cambio de espumante es perjudicial para la recuperación del oro, la recuperación baja hasta 58.39%, esto es, debido a que a estas condiciones las lamas fueron aún más activadas, para este caso, se deberá hacer uso de un dispersante especial que ayude a pasivar las partículas de finos que se activan con el espumante y que perjudican al colector llegar al oro siendo absorbidos antes por estas lamas, esto se observa a pesar del aumento del colector sin incrementar la recuperación e incluso se ve disminuido con respecto a la primera prueba. El ratio de concentración en este caso es 1:7.



**Figura 3.10.- Prueba 3 de flotación de oro**



**Tabla 3.19.-** Análisis químicos para la prueba de flotación 3

Producto	Peso (gr)	Peso %	Contenido		% Distribución	
			Au (g/tm)	Ag(oz/tm)	Au	Ag
Con. Rougher	116.1	11.5	50.44	0.01	85.48	3.58
Con. Scavenger	27.8	2.75	5.58	0.19	2.26	16.3
Relave	865.7	85.75	0.97	0.03	12.26	80.12

En la tercera prueba, los resultados son muy alentadores, el uso de los dispersantes como el CP-12 de la empresa BASFF ayudaron al aumento de la recuperación de 85.48% en la etapa Rougher y mejorar la ley de oro en el concentrado, lamentablemente, la plata aun no es posible recuperarla, es posible que esté ligado a especies no flotables o que la inclusión en la matriz sea muy fina, la recuperación por flotación es ventajosa para evitar, por el momento, el uso del cianuro. El ratio de concentración esta en 1:7.

## CAPITULO IV

### CIRCUITO DE CONCENTRACION

#### 4.1 Resultados Pruebas Metalúrgicas

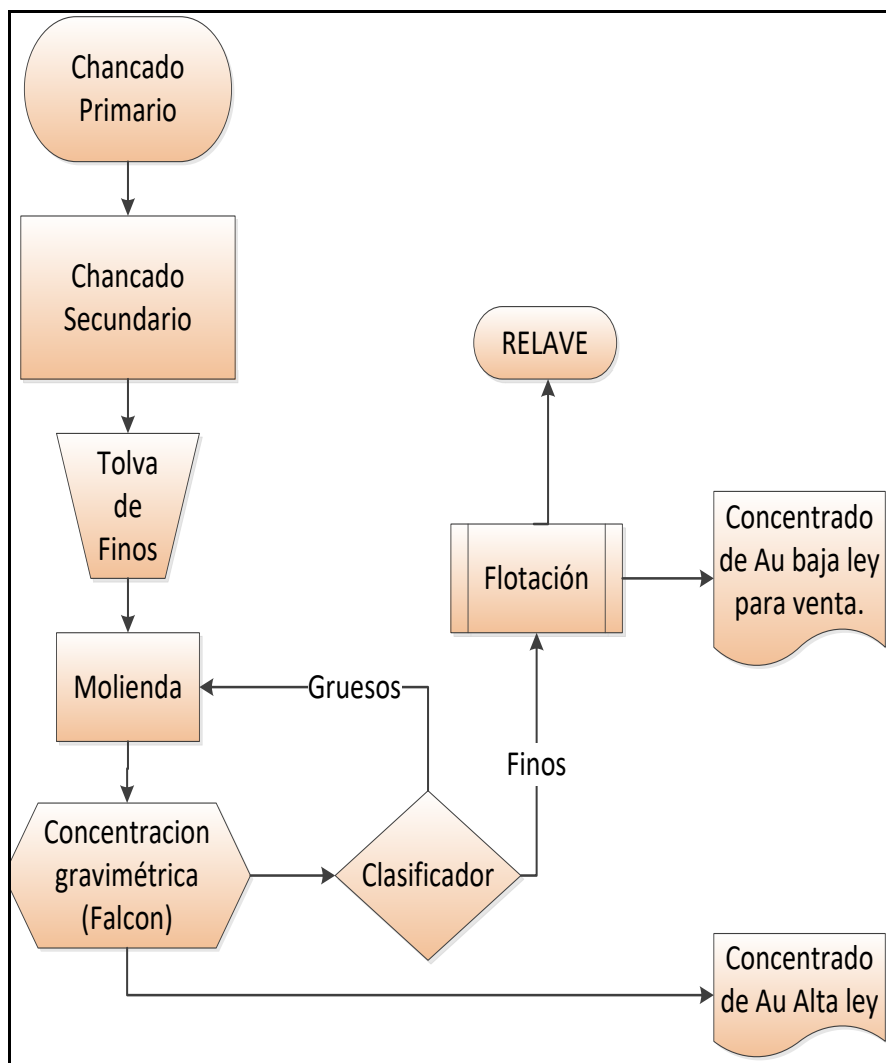
1. Mineral de buena ley de oro, (4.5 a 5 gr/Tm) con una granulometría relativamente gruesa según los análisis de malla valorada (150 micras), ausencia de sulfuros de hierro y cobre, lo que facilita su concentración gravimétrica.
2. El mineral, conformado por granito, como roca caja, presenta un Work Index promedio de 13.7 KW h/Tc lo que se considera un mineral de dureza media a alta.
3. Las densidades de mineral, se midieron con el método del picnómetro y desplazamiento de volumen, obteniendo los siguientes valores:  
  
Densidad específica: 2.72 gr/cc.  
  
Densidad aparente: 1.42 gr/cc.

Valores que nos ayudarán, en el diseño del depósito de relaves y diseño de la tolva de gruesos, según la capacidad de planta.

4. En las pruebas realizadas en laboratorio, se observó que el mineral es altamente hidrocópico por el cual se tuvo que variar el porcentaje de pulpa de 66% (porcentaje normal de trabajo) a 60% de sólidos en la molienda teniendo buenos resultados con este parámetro en la conminución.
5. Se realizaron pruebas de concentración gravimétrica (Knelson) y flotación, como también las pruebas de Cianuración tipo CIP y CIL (carbón in pulp y carbón in leach), que dieron muy buenos resultado en la recuperación del Oro, obteniendo un valor aproximado de 48% en la etapa gravimétrica y un 98% en la etapa de cianuración.
6. Se realizaron pruebas de flotación, en esta etapa, la recuperación de oro supera el 87%, pero con leyes de 50 gr/Tm, demostrando que el mineral es flotable y recuperable a niveles altos en esta etapa de concentración, teniendo valores que se podrían comercializar solo, o para enriquecer concentrados de cobre que la planta podría procesar a futuro.
7. La recuperación de la plata, no se ha podido optimizar de manera aceptable, por las condiciones mineralógicas que presenta el yacimiento, no teniendo

resultados buenos en las etapas gravimétricas y de flotación, en las pruebas de cianuración la plata se recupera en un 40%, valor aceptable teniendo en cuenta que la cinética de cianuración de la plata es más lenta con respecto al oro.

8. Según los resultados en laboratorio, se puede instalar el siguiente diagrama de proceso:



**Figura 4.1.-** Circuito de Concentración

## 4.2 Diseño de circuito de concentración

Según, las pruebas metalúrgicas y los resultados obtenidos, es posible determinar un circuito de concentración consistente en 2 procesos bien definidos con resultados aceptables en el desarrollo de las pruebas metalúrgicas, para la máxima recuperación del oro se recomienda el uso combinado de los procesos de Gravimetría por equipo Falcon y una posterior flotación con reactivos específicos para el oro y la plata, se partirá con una producción de mina de 100 Tm/día

### 4.2.1 Grizzly alimentador

Los grizzly alimentadores son equipos que ayudan a liberar la carga de alimentación a las chancadoras primarias separando las fracciones gruesas con las finas que generalmente pasan directamente al chancado secundario o si fuera el caso a la tolva de finos para su posterior proceso de conminución en la molienda, estos equipos no dependen de la densidad del mineral ni la dureza, basta con determinar qué tamaño deseamos que pase directamente a los procesos de conminución sin pasar por la etapa primaria.

**Tabla 4.1.-** Especificaciones técnicas de Grizzly vibratorios

Model	Trough Size(mm)	Max Feeding (mm)	Capacity (t/h)	REV (r/min)	Power (kw)	Motor Model	Machine Size(mm)
GZD800×1800	1800×800	300	30-80	970	6-1.5×2		2200×1100×800
GZD1200×2000	2000×1200	300	80-500	970	6-2.2×2		2000×1200×855
GZD850×3000	3000×900	300	40-100	970	6-2.2×2		3050×1430×1550
GZD960×3800	3800×960	500	90-200	710	6-11	Y160L-6/11	3880×2240×1880
GZD1100×4200	4200×1100	580	150-350	710	6-15	Y180L-6/15	4300×2450×2010
GZD1100×4900	4900×1100	580	180-380	780	6-15	Y180L-6/15	4980×2450×2010
GZD1300×4900	4900×1300	750	250-450	780	6-22	Y200L2-6/22	4980×2710×2050
GZD1500×6000	6000×1500	800	600-1000	780	6-30	Y255M-6/30	6160×2919×2293

Según la tabla 4.1, para nuestro caso podemos utilizar un grizzli de 1800 x 800 que indica tener una capacidad de 720 a 1920 toneladas día, capacidad suficiente para nuestro diseño que requiere un proceso de 300 toneladas/día ya que nuestro sistema de chancado solo deberá funcionar por 8 horas.

#### **4.2.2 Chancado Primario**

El sistema de chancado deberá ser sobre dimensionado hasta 3 veces la capacidad de planta que se desea instalar, según los resultados la densidad aparente del mineral presenta un valor de  $1.42 \text{ Tm/m}^3$  y se deberá procesar  $142 \text{ m}^3$  de mineral por día aproximadamente.

La sección chancado deberá trabajar por solo 8 horas diarias y funcionar por 2 turnos de 4 horas, esto se debe a que los equipos de chancado consumen un porcentaje considerable de la energía destinada a la planta concentradora, para ello se buscará una chancadora con capacidad de 300 toneladas día.

Según la empresa ZENITH se puede apreciar los equipos disponibles en el mercado y adquirimos con las características que deseamos:

**Tabla 4.2.-** Especificaciones de Chancadoras de Mandíbulas

Model	Feed Opening (mm)	Max Feeding (mm)	Discharge Opening (mm)	Capacity (t/h)	REV (r/min)	Power (kw)	Motor Model	Machine Size (mm)
PE200×350	200×350	170	20-50	2-6	220	6-7.5	Y160M-6/7.5	
PE250×400	250×400	210	20-60	5-20	310	6-15	Y180L-6/15	1450×1315×1296
PE250×750	250×750	210	20-60	8-22	320	6-30	Y225M-6/30	
PE500×750	500×750	425	50-100	45-100	275	6-55	Y280M-6/55	1890×1916×1870
PE600×900	600×900	500	65-160	70-120	250	6-75	Y315S-6/75	2520×1840×2303
PE750×1060	750×1060	630	80-140	130-260	250	8-90	Y315L1-8/90	2620×2302×3110
PE900×1200	900×1200	750	95-165	220-380	200	8-130	JR127-8/130	3789×2826×3025
PE1000×1200	1000×1200	850	195-265	230-380	200	8-130	JR127-8/130	3889×2826×3025
PE1200×1500	1200×1500	1020	150-300	400-800	220	8-200	YR355M4-8/200	4930×3150×3700

En la tabla 4.2 se observa que las características de la chancadora modelo PE500X750 cumple con un rango amplio del proceso que requerimos que varía entre 1080 toneladas a 2400 toneladas por día un rango amplio para los requerimientos que necesitamos y una carga circulante de 30% se buscará un equipo de más de 390 toneladas/día.

Siendo que la capacidad de las chancadoras son afectadas por factores como: la humedad del mineral, dureza del mineral, alimentación del mineral, etc. en el cálculo del tonelaje se realizan los ajustes con la siguiente relación:

$$Tr = Ta \times Km \times Kh \times Kf$$

Dónde:

Tr = Tonelaje por hora que procesa la chancadora

Ta = Tonelaje tomado de los catálogos.

Km = Factor que depende de la humedad del mineral

Kh = Factor que depende de la dureza del mineral.

$K_f$  = Factor que depende de la forma de alimentación a la chancadora.

Los valores de  $K_h$  de acuerdo al componente predominante del mineral será:

**Tabla 4.3.-** Factores para determinación de chancadoras

Material	Dolomita	Gneis	Andesita	Pizarra	Granito	Cuarzo	Basalto	Diabasa
<b><math>K_h</math></b>	1	0.95	0.9	0.9	0.9	0.8	0.75	0.65

El factor humedad es el más drástico en presencia de material fino. Se recomienda usar el factor de  $K_m = 1$  si el porcentaje de humedad es menor de 3 % y se utiliza  $K_m = 0.75$  si el rango de humedad está entre 3 a 7 %, en nuestro caso el mineral traído a laboratorio contenía 5% de humedad.

El Factor  $K_f$  es de 0.85 a 0.70 cuando se utilizan alimentadores mecánicos y representa, la intermitencia de cómo se alimenta el mineral a la chancadora, en nuestro caso la alimentación se realizará por medio directo de la tolva de gruesos.

Aplicando los datos tenemos:  $1080 \cdot 0.75 \cdot 0.9 \cdot 0.7 = 510$  toneladas día, un valor alto para lo que se requiere y se optará por introducirla en el circuito.

#### **4.2.3.- Chancado Secundario**

Según los datos reportados por la chancadora primaria el producto saliente consta de partículas 100% - 100mm, este dato es importante para la selección de un equipo que pueda tener la abertura que se pide, en las pruebas de laboratorio no se realizó las pruebas de chancado y carga circulante para esta etapa, al igual que la



elección del chancado primario elegiremos un chancado con las especificaciones técnicas que requerimos, en nuestro caso usaremos de tipo cono por ser de alta capacidad y alta producción como refiere los manuales técnicos

**Tabla 4.4.- Especificaciones Técnicas de Chancadora de Cono**

Model	Movable Cone Diametermm (inch)	Chamber Style	Opening Side	Closed Side	Discharging Opening (mm)	REV (r/min)	Power (kw)	Motor Model	Capacity (t/h)	Machine Size (mm)
			Max.Feeding (mm)							
36(3')	900 (3')	Medium	83	102	9-22	580	6-75	Y315S-6/75	45-91	2821×1880 ×2164
		Coarse	159	175	13-38				59-163	
		Fine	13	41	3-13				27-90	
36(3')	914 (3')	Medium	33	60	3-16	580	6-75	Y315S-6/75	27-100	2821×1880 ×2410
		Coarse	51	76	6-19				65-140	
		Fine	109	137	13-31				109-181	
51(4.25')	1295 (4 1/4')	Medium	188	210	16-31	485	6-185	Y355M2-6/185	132-253	2800×2342 ×2668
		Coarse	216	241	19-51				172-349	
		Fine	29	64	3-16				36-163	
51(4.25')	1295 (4 1/4')	Medium	54	89	6-16	485	6-160	Y355M1-6/160	82-163	2800×2342 ×2668
		Coarse	70	105	10-25				109-227	
		Fine	29	64	3-16				36-163	

Según la tabla 4.4 la chancadora de cono de 3 pies tiene una alimentación máxima de partícula de 10 cm siendo esta el producto del chancado primario y tiene un rango de 1080 a 2184 toneladas/día, el producto obtenido varia de desde 9 mm, este tamaño es aceptable, pero es recomendable poder chancar mucho más fino para optimizar el proceso de conminución en la molienda.

#### 4.2.4.- Zarandas Vibratorias para las etapas de chancado

##### Método de cálculo (Allis Chalmers)

El área de zarandeo requerida para efectuar la separación de tamaños del mineral de alimentación se determina de acuerdo a la siguiente expresión:

$$\text{Area}(\text{ft}^2) = \frac{T}{C \times M \times K \times \pi Q_n}$$

Dónde:

A : Área requerida (ft<sup>2</sup>)

T : Alimentación en TPH

C : capacidad empírica en TPH/ft<sup>2</sup>, dada en función de abertura de malla según:

**Tabla 4.5.-** Capacidad empírica para las zarandas

Abertura (pulg)	C (tpd/ft <sup>2</sup> )	Abertura (pulg)	C (tpd/ft <sup>2</sup> )
8	18.6		5.5
7 1/2	17.6	7/8	5
7	16.6	3/4	4.7
6 1/2	15.6	5/8	4.3
6	14.8	1/2	3.8
5 1/2	13.7	3/8	3.3
5	13	1/4	2.5
4 1/2	12	1/5	1.9
4	11	1/8	1.4
3 1/2	10.2	4/43	1.1
3	9.2	5/77	0.9
2 1/2	8.1	4/87	0.75
2	7	3/91	0.65
1 1/2	6	2/87	0.55
1	5.5	1/61	0.45

M: Factor de corrección por sobre tamaño en la alimentación (referida a la abertura de la zaranda)

**Tabla 4.6.-** Factor de corrección de sobre tamaño

<b>% + Abertura</b>	<b>M(°/1)</b>	<b>% + Abertura</b>	<b>M(°/1)</b>
0	0.92	50	1.18
5	0.93	55	1.24
10	0.94	60	1.30
15	0.96	65	1.42
20	0.97	70	1.54
25	1.00	75	1.76
30	1.03	80	2.00
35	1.06	85	2.60
40	1.09	90	3.70
45	1.13		

K: Factor de corrección por bajo tamaño en la alimentación (referido al 50% de la abertura de la zaranda o harnero).

**Tabla 4.7.-** Factor de corrección de bajo tamaño

<b>% -1/2 Abertura</b>	<b>K(°/1)</b>	<b>% -1/2 Abertura</b>	<b>K(°/1)</b>
0	0.40	50	1.20
5	0.45	55	1.30
10	0.50	60	1.40
15	0.65	65	1.50
20	0.60	70	1.60
25	0.70	75	1.70
30	0.80	80	1.80
35	0.90	85	1.90
40	1.00	90	2.00
45	1.10		

Q1 : Corrección por densidad aparente del mineral.

**Tabla 4.8.-** Factor de corrección de densidad de mineral

<b>Densidad aparente T/m<sup>3</sup> (lb/ft<sup>3</sup>)</b>	<b>Q1</b>
2.1 (130)	1.30
1.6 (110)	1.00
0.8 (50)	0.50
0.4 (25)	0.25

Q2 : Corrección por forma de malla.

**Tabla 4.9.** Factor de corrección por forma de malla

Tipo de abertura	Q2
Cuadrada	1.00
Redonda	0.80
Rectangular	
2:1	1.15
3:1	1.20
4:1	1.25

Q3 : Corrección por forma de las partículas (Q3=1 para partículas cúbicas;

Q3=0.9 para partículas elongadas)

Q4 : Corrección por área abierta del equipo. Según expresión siguiente:

$$Q4 = \frac{\% \text{ área abierta}}{50}$$

El área abierta depende del tipo de malla a utilizar. En general, las mallas de goma o poliuretano alcanzan valores máximos de 40 a 45% en circuitos secundarios, valor que disminuye a medida que disminuye el tamaño de corte; en efecto, en circuitos terciarios este valor no supera el 30%. Para mallas de alambre, en cambio, el área abierta puede alcanzar valores de hasta 75% en circuitos secundarios y 50% en circuitos terciarios.

Q5 : Corrección por harneado en húmedo (Q5=1 para tamizado en seco).

Q6 : Corrección por humedad del mineral.

**Tabla 4.10.-** Factor de corrección de humedad

<b>Humedad</b>	<b>Q6</b>
Hasta 3%	1.00
Entre 3 – 6%	0.85
Entre 6 – 9%	0.75
Tamizado en húmeo	1.00

Para nuestro circuito se ha propuesto el diseño de una sola zaranda clasificadora al final de la chancadora secundaria, y tener un circuito cerrado donde se puede clasificar el mineral a tolva de finos antes de la molienda, se espera tener una granulometría menor a -1/4 de pulgada para la alimentación del molino.

Según las características de nuestro mineral podremos calcular el área necesaria a utilizar en la zaranda.

**Tabla 4.11.-** Cálculo del tamaño de zaranda

<b>Factor</b>	<b>Zaranda Plana</b>	<b>observaciones</b>
T (TPH)	300	
C (T/hr/ft <sup>2</sup> )	2.5	Para abertura de 1/4 de pulgada
M	1.03	Se considera como carga circulante un 30%
K	0.9	Se considera un 35% por debajo de -1/8
Q1	1	Nuestro mineral presentaba un valor de 1.47
Q2	1	Se usarán Mallas de abertura cuadradas
Q3	1	Se consideran partículas cúbicas
Q4	1.4	Se considera tamices de alambres con un área de 70%
Q5	1	Mineral en seco
Q6	0.85	Mineral con humedad del 5%
Área Requerida	86.188	
Tamaño Zaranda	8 x 12	Medidas en pies

**Tabla 4.12.-** Zarandas disponibles en el mercado.

Model	Screen Size (mm)
2YK1237	1200×3700
3YK1237	1200×3700
2YK1548	1500×4800
3YK1548	1500×4800
2YK1848	1800×4800
3YK1848	1800×4800
2YK1860	1800×6000
3YK1860	1800×6000
2YK2160	2100×6000
3YK2160	2100×6000
2YK2460	2400×6000
3YK2460	2400×6000

Según los requerimientos se necesita la zaranda de 1800 x 4800 milímetros (8 x 12 pies) para la planta requerida.

#### **4.2.5.- Molino de Bolas**

La molienda es la última etapa del proceso de conminución, en esta etapa las partículas se reducen de tamaño por una combinación de impacto y abrasión, ya sea en seco o como una suspensión en agua o pulpa. La molienda se realiza en molinos de forma cilíndrica que giran alrededor de su eje horizontal y que contienen una carga de cuerpos sueltos de molienda conocidos como “medios de molienda”, los cuales están libres para moverse a medida que el molino gira produciendo la conminución de las partículas de mena.

Para determinar la potencia del motor necesario en el mineral a tratar multiplicamos el  $W_i$  calculado (13.7 Kw h/Tc) por las toneladas hora producidas, se debe tener presente un exceso del 10% como medida de seguridad, en nuestro caso con una producción de 100 ton/ día tenemos:  $13.7 \times 1.102 \times 4.5 = 67.96$  Kw o 91 Hp

**Tabla 4.13.- Molinos ofrecidos por la marca Zenith**

Model	Rotare Speed (r/min)	Grinding Media Weight (T)	Feeding Size(mm)	Discharge Size (mm)	Output(t/h)	Motor Power (KW)	Weight (T)
Φ900×1800	36~38	1.5	≤20	0.075-0.89	0.65-2	18.5	4.6
Φ900×3000	36	2.7	≤20	0.075-0.89	1.1-3.5	22	5.6
Φ1200×2400	36	3	≤25	0.075-0.6	1.5-4.8	30	12
Φ1200×3000	36	3.5	≤25	0.074-0.4	1.6-5	37	12.8
Φ1200×4500	32.4	5	≤25	0.074-0.4	1.6-5.8	55	13.8
Φ1500×3000	29.7	7.5	≤25	0.074-0.4	2-5	75	15.6
Φ1500×4500	27	11	≤25	0.074-0.4	3-6	110	21
Φ1500×5700	28	12	≤25	0.074-0.4	3.5-6	130	24.7

Según el cuadro 4.13 un molino requerido para los parámetros necesarios contaríamos con el molino 1500 x 3000 (5 x 10).

#### 4.2.6.- Clasificación

En la etapa de clasificación en la salida del molino se realizará por medio de un ciclón tipo Krebs, actualmente estos tipos de ciclones rectos son muy utilizados por su buen trabajo de clasificación en planta, en nuestro caso el volumen de pulpa que se procesará en planta se calculará de la siguiente manera:

Toneladas secas por día: 100

Densidad específica del mineral: 2.72 gr/cc

Porcentaje de sólidos en el ciclón: 33%

Volumen de pulpa por minuto en Galones =

$$\frac{\left(\frac{100}{2.72} + \frac{200}{1}\right) \times 254.1}{24 \times 60} = 41.77 \text{ Gal.}$$

Para este valor de mineral tratado se considera un hidrociclón D6 (diametro 6´) con una presión de operación de 15 PSI como se observa en la figura 4.2

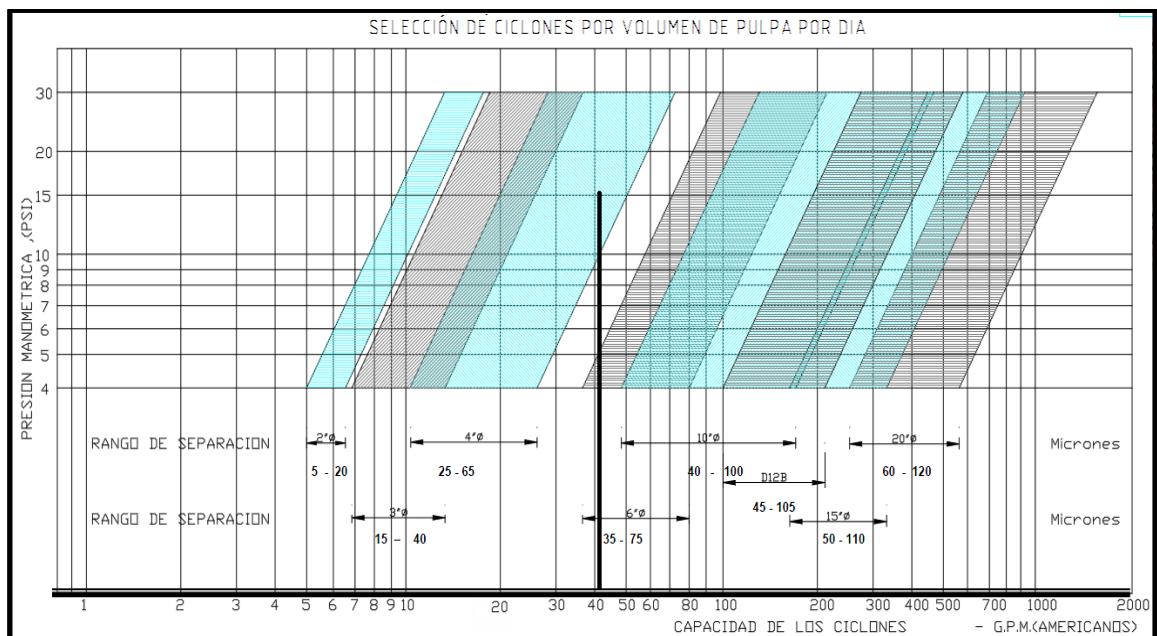


Figura 4.2.- Gráfico de selección del ciclón

#### 4.2.7.- Equipo Gravimétrico

Para la parte gravimétrica se deberá tener en cuenta el equipo utilizado, en nuestro caso se ha propuesto el uso de los concentradores gravimétricos Falcon que cuenta con equipos prácticos y de uso continuo sin la necesidad de parar la operación para cosechar el concentrado del mineral rico en oro.



El equipo Falcon i350 es un concentrador gravimétrico que utiliza la mayor gravedad para concentrar los minerales pesados o “libres”. También es conocido como un concentrador Centrifugo, por la acción centrífuga del tazón giratorio.

Con una capacidad de 10-15 toneladas por hora de sólidos, el i350 es usado para:

- Minerales de tipo Aluvial
- Dragado
- Oro libre en minerales oxidados

**Tabla 4.13.-** Características de Equipo Falcon Modelo Icon 350

Capacidad de Sólidos	
Capacidad Eficiente	: 10 toneladas / hora
Capacidad Máxima	: 15 toneladas / hora
Capacidad de Pulpa Máxima	: 30m <sup>3</sup> /hora, 132 USGPM
Densidad de Pulpa	: 5% a 65% de sólidos
Tamaño de Partículas Máxima	: 2.5 mm
Gama de Fuerzas G	: 100 a 150 Gs (37 a 45 Hz)
Peso	: 415 kilos
Dimensiones	: 0.98m x 0.88m x 1.43m alto
Potencia del motor	: 5 HP, 3.7 KW
Especificaciones Eléctricas	: 208-230 -/3 Phase o 380-460 / 3 Phase 50 o 60 Hz
Consumo de agua de Proceso	: 3 a 5 m <sup>3</sup> /hr, 13 a 22 USGPM
Presión de agua de Proceso	: 10 a 20 psi
Tiempo de lavado	: 60 a 90 segundos
Capacidad de concentrado por lote	: 3 a 6 kilos
Variador, arranque suave incluido	: Si

#### 4.2.8.- Equipos de Flotación

En las pruebas de flotación se estableció que el tiempo de recuperación fue de 4 minutos para la etapa Rougher y 3 minutos para la etapa scavenger, además se tiene en cuenta que la dilución óptima reportada en laboratorio fue de 20% de

sólidos, realizando los cálculos debemos establecer el volumen de la pulpa por minuto tratada en planta:

$$\frac{\left(\frac{100}{2.72} + \frac{400}{1}\right)}{24 \times 60} = 0.303 \text{ m}^3$$

Se observa que el volumen por minuto de la planta es de 0.3 metros cúbicos por minuto, el tiempo de residencia o de flotación es de 4 minutos, es decir que el volumen efectivo de la celda circular de flotación deberá ser de 1.2 m<sup>3</sup>, a este valor se debe multiplicar por un factor de diseño de 2.5 para estar dentro del rango y si la ley de oro variase, al multiplicar 2.5 x 0.3 x 4 nos da un volumen de 3 m<sup>3</sup>, según la tabla 4.14 se puede establecer la capacidad de celda que se requiere, para esta etapa de la flotación se requerirá de una sola celda circular, según los modelos el RCS 3 (Metso) cumple con los requerimientos, esta celda es similar a una 6 x 6.

**Tabla 4.14.-** Características de celdas circulares

Modelo		Volumen de celda <sup>(1)</sup>	
		m <sup>3</sup>	ft <sup>3</sup>
RCS	0,8	0,8	28
RCS	3	3	105
RCS	5	5	175
RCS	10	10	355
RCS	15	15	530
RCS	20	20	705
RCS	30	30	1060
RCS	40	40	1410
RCS	50	50	1765
RCS	70	70	2470
RCS	100	100	3530
RCS	130	130	4590
RCS	160	160	5650
RCS	200	200	7060

Para la etapa Scavenger se ha propuesto el uso de celdas tipo Denver, en las pruebas de laboratorio se determinó que esta etapa consta de 3 minutos, aquí se deberá recircular el producto obtenido para una limpieza y lograr concentrados con leyes similares al concentrado Rougher, para ello es necesario un volumen calculado de forma similar que la celda circular:  $2.5 \times 0.3 \times 3 = 2.25$

**Tabla 4.15.- Tipos de Celdas Denver DR**

Size	Cell Volume		Max flow rate		Blower air required		Per cell pressure		Max cells in section
	m <sup>3</sup>	cuft	m <sup>3</sup> /h	USGPM	m <sup>3</sup> /min	scfm	kPa	PSI	
DR15	0.34	12	25	110	0.67	24	7	1.0	15
DR18sp	0.71	25	55	240	1.33	35	8	1.2	12
DR24	1.4	50	110	485	2.5	87	10	1.4	9
DR100	2.8	100	215	945	3.8	133	10	1.4	7
DR180	5.1	180	415	1 825	5.0	175	14	2.0	6
DR300	8.5	300	580	2 550	7.7	270	18	2.6	5
DR500	14.2	500	760	3 345	11.3	396	18	2.6	4
DR1500	42.5	1 500	1 780	7 830	19.8	679	23	3.4	3

Como el producto de flotación en la etapa Rougher dependerá de la óptima operación en la etapa Rougher es posible controlar la operación con 2 bancos de celdas Denver, para ello dividimos el volumen procesado en 2 obteniendo 1.15 m<sup>3</sup> de capacidad que concuerda con el modelo DR24 según la tabla 4.15, no debemos olvidar la etapa de limpieza se realizará en un banco similar de 1.15 m<sup>3</sup>, en total se deberá incluir en el circuito 3 bancos de celdas DR24.

El diseño de la relavera dependerá de la geografía de la zona. El flow Sheet propuesto constaría de las siguientes etapas:

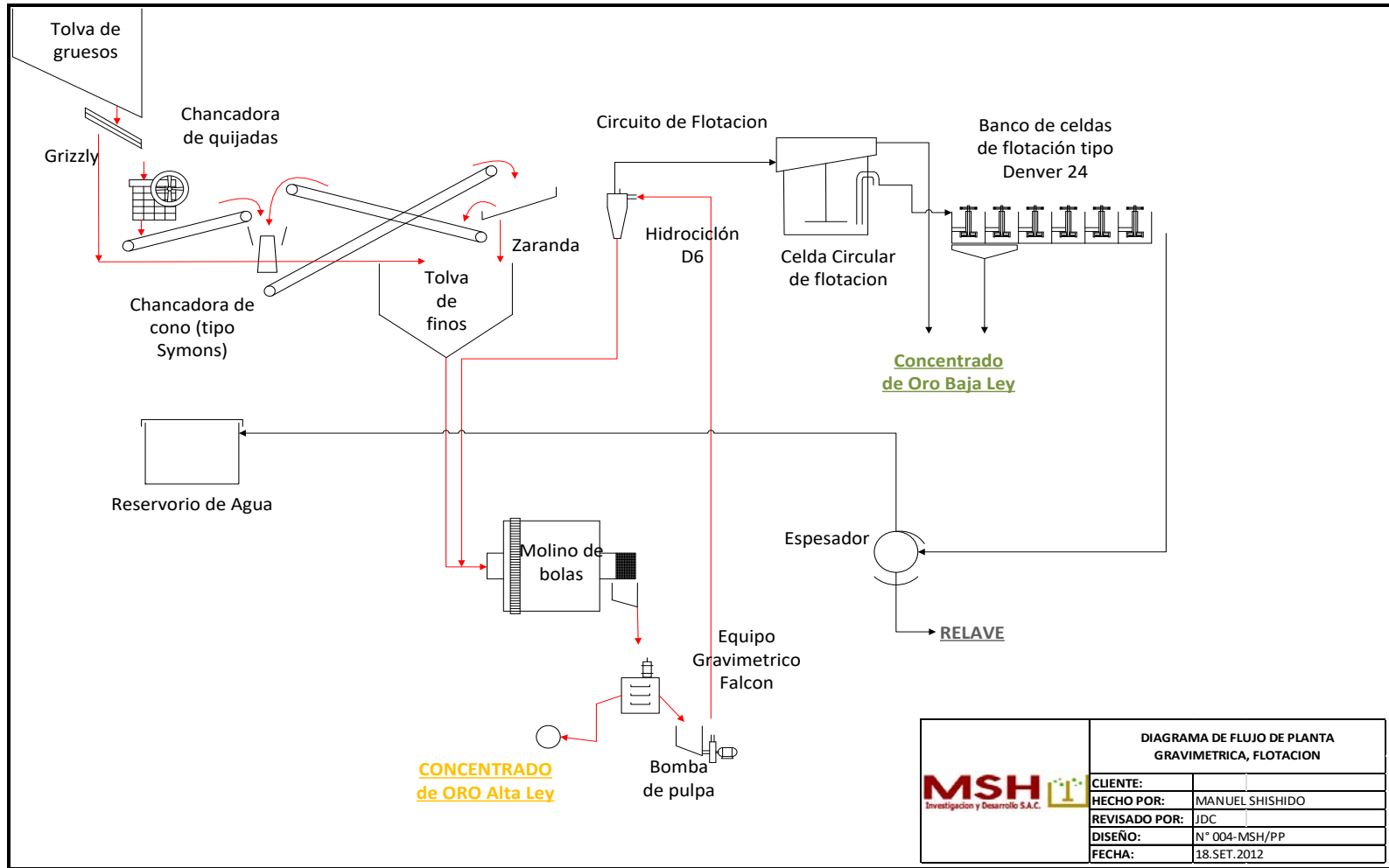


Figura 4.3.- Flow Sheet del proceso de concentración de oro propuesto

## CONCLUSIONES

1. En el circuito alternativo propuesto de flotación se observa una recuperación similar en un proceso de cianuración CIL (81% para un proceso CIL y un 85% para la flotación), siendo para este mineral un proceso alternativo el de flotación, se debe tener en cuenta que en las plantas concentradoras del sur el proceso más usado es la cianuración tipo CIL.
2. Es importante conocer el comportamiento metalúrgico del mineral antes de proceder con un tratamiento “estándar” que ofrecen las plantas concentradoras de alquiler, se observa en este trabajo que se puede tener hasta un 4% de mejores resultados conociendo el proceso con una óptima recuperación.
3. Un proceso gravimétrico ayuda a la recuperación del oro grueso antes de la flotación o cianuración, ayudando a la cinética de flotación del mineral, en las pruebas realizadas aproximadamente el 44% del oro presente fue recuperado por concentradores centrífugos tipo falcon, correspondiendo esta fracción al oro grueso libre.

4. La comparación entre un proceso de lixiviación con cianuro y un proceso de flotación en los procesos de extracción de oro pueden implementarse a pequeña escala y dar una alternativa de formalización para las pequeñas plantas informales donde la contaminación con cianuro ha sido indiscriminado y muy poco controlado.
  
5. Las pruebas de caracterización y pruebas metalúrgicas ayudaron al diseño y etapas de recuperación de una planta concentradora, actualmente estos parámetros no son considerados en la implementación de un circuito de concentración y se toma como base plantas en funcionamiento con sus propios parámetros de operación dando resultados muy por debajo de los esperados.

## **BIBLIOGRAFIA**

1. A.Gupta and D.S.Yan, Perth, Australia, enero 2006, capítulos 1 – 8

### **MINERAL PROCESSING DESIGN AND OPERATION**

2. Antoine F. Hulaba, 1995, paginas 145-180

### **UNIVERSIDAD DE JOHANNESBURGO: CURSO DE HIDROMETALURGIA**

3. Australia. Abril 2005.

### **MANUAL DEL FALCON CONCENTRATORS.**

4. Barrios Godofredo, Mundo Minero, Edición 2002, Abril 2001

### **AVANCES TECNOLÓGICOS EN CELDAS DE FLOTACIÓN**

5. Barry A. Wills, Tim Napier-Munn, Setima edicion, Octubre 2006, paginas 108 - 267.

### **MINERAL PROCESSING TECHNOLOGY: INTRODUCTION TO THE PRACTICAL ASPECTS OF ORE TREATMENT AND MINERAL**

6. Habashi Fathi, VCH Verlagsgesellschaft 1997, paginas 1183 – 1211

**HANDBOOK OF EXTRACTIVE METALLURGY: PRECIUS METALS, REFRACTORY METALS, SCATTERED METALS, RADIOACTIVE METALS, RARE EART METALS**

7. Metzco corportaion, [www.metzo.com](http://www.metzo.com)

**MANUAL DE EQUIPOS DE FLOTACIÓN**

8. Zhenith mining and construction, [www.ie.zenithcrusher.com](http://www.ie.zenithcrusher.com)

**MANUAL DE EQUIPOS DE CONMINUCION**