



# UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

## ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA

**“DETERMINAR EL RENDIMIENTO DE RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA,  
APLICANDO UN PROCESO COMBINADO DE FLOTACIÓN Y  
CIANURACIÓN A LOS RELAVES PROVENIENTES DE LAS PLANTAS DE  
TRATAMIENTO GRAVIMÉTRICO DEL CONDOMINIO SUR NAMBIJA”**

*Proyecto de fin de carrera  
previa a la obtención del  
Título de Ingeniero Químico*

### AUTORAS:

- Marisol del Cisne Jiménez Masache
- Janina Ivanova Prieto Quilambaqui

### TUTOR:

Mgs. Ing. Víctor Sanmartín G.



LOJA - ECUADOR  
2011

## **CESIÓN DE DERECHOS**

Marisol del Cisne Jiménez Masache y Janina Ivanova Prieto Quilambaqui, declaramos ser autoras del presente trabajo y relevamos expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales.

Adicionalmente declaramos conocer y aceptar la disposición del Art. 67 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la universidad”.

Aceptando lo anterior firmamos:

.....  
Marisol Jiménez M.

.....  
Janina I. Prieto Q.



**Mgs. Ing.**

**Víctor Sanmartín Gutiérrez**

**DOCENTE INVESTIGADOR DE LA ESCUELA INGENIERÍA QUÍMICA DE LA UNIVERSIDAD  
TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**

**CERTIFICA:**

Haber dirigido y revisado minuciosamente el presente trabajo de investigación, realizado por las señoritas Marisol del Cisne Jiménez Masache y Janina Ivanova Prieto Quilambaqui, previo a la obtención del título de Ingeniero Químico. La cual reúne la suficiente validez técnica e investigativa, por lo cual autorizo su presentación ante el Honorable Consejo de Escuela para los fines consiguientes.

Loja, Agosto de 2011

.....

Mgs. Ing. Víctor Sanmartín G.

**TUTOR PROYECTO DE FIN DE CARRERA**





## **AUTORÍA**

Las ideas, investigaciones, cálculos, análisis, resultados y conclusiones del presente trabajo de investigación son de única responsabilidad de las autoras.

.....  
Marisol C. Jiménez M.

.....  
Janina I. Prieto Q.

## **AGRADECIMIENTO**

Expresamos todo nuestro agradecimiento al Mgs. Ing. Víctor Sanmartín en calidad de tutor de proyecto de fin de carrera, por su tiempo y aporte técnico para la elaboración de la misma.

Al PhD. Fernando Oñate, Director de la Unidad Civil, Geología y Minas, que nos apoyó con el financiamiento de los análisis químicos de nuestro trabajo.

A la Universidad Técnica Particular de Loja, de manera especial a la Escuela de Ingeniería Química por construir los cimientos de partida en nuestra vida profesional.

A nuestros profesores, quienes con sus conocimientos supieron guiarnos y dirigirnos en este trabajo investigativo y por brindarnos la ayuda desinteresada para la realización de la tesis.

A nuestros compañeros y amigos de carrera que supieron brindarnos su apoyo incondicional y expresivo para poder culminar el presente trabajo.

## **DEDICATORIA**

*Este trabajo es dedicado primeramente a Dios que con su inmenso amor y fortaleza, pudo guiarme para poder culminar mi carrera, a mis padres Juan y Carmen por su amor, su sacrificio y por su apoyo incondicional a lo largo de mi vida, a mis hermanitos Juan Darío y Angélica Stefanía por su cariño y su entusiasmo y la alegría compartida, y a la memoria de mi hermanita Jessica Alexandra que estas en la gloria de los cielos gozando de la dicha de felicidad eterna. Los amo mis amores.*

*A mi familia entera y a todos los pensamientos positivos del mundo que luchan por sus sueños y por alcanzar sus objetivos.*

*Dios los bendiga...*

**Janina Ivanova**

*Para mis queridos padres María e Isauro, por su comprensión y ayuda en momentos buenos y malos. Me han enseñado a encarar las adversidades sin perder nunca la dignidad ni desfallecer en el intento. Me han dado todo lo que soy como persona, mis valores, mis principios, mi perseverancia y mi empeño, y todo ello con una gran dosis de amor y sin pedir nunca nada a cambio, por ellos he podido llegar a culminar una etapa más de mi vida.*

*Para mi querido Diego, a él, en especial le dedico esta Tesis. Por su paciencia, por su comprensión, por su empeño, por su fuerza, por su amor, por ser tal y como es, porque lo quiero. Realmente el me llena por dentro para conseguir un equilibrio que me permita dar el máximo de mí. Nunca le podré estar suficientemente agradecida.*

*A mis hermanos, que han sido mi alegría para poder seguir adelante, siempre unidos los amo.*

**Marisol del Cisne**

## CONTENIDOS

PORTADA Y CONTRAPORTADA .....	i
CERTIFICACIÓN DE CESIÓN DE DERECHOS .....	ii
CERTIFICACIÓN DE REVISIÓN DEL TUTOR .....	iii
CERTIFICACIÓN DE AUTORÍA .....	iv
AGRADECIMIENTOS.....	v
DEDICATORIA .....	vi
CONTENIDO.....	vii
<b>CAPITULO I</b> .....	2
1. PRESENTACIÓN DE FIN DE PROYECTO .....	2
1.1. PROPÓSITO DEL PROYECTO .....	2
1.2. COMPONENTES DEL PROYECTO.....	2
<b>CAPITULO II</b> .....	3
1. INTRODUCCIÓN .....	3
1.1. ANTECEDENTES .....	4
1.2. OBJETIVOS .....	5
1.2.1. GENERALES.....	5
1.2.2. ESPECÍFICOS .....	4
<b>CAPITULO III</b> .....	6
3. FUNDAMENTO TEÓRICO Y MÉTODOS Y MATERIALES .....	6
3.1. DESCRIPCIÓN FÍSICO-GEOGRÁFICA DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	6
3.1.1. UBICACIÓN .....	6
3.1.2. CLIMA .....	6
3.1.3. HISTORIA Y MÉTODOS DE EXPLORACIÓN .....	7
3.1.4. MINERALOGÍA DEL SKARN .....	8
3.1.5. MINERALIZACIÓN .....	8
3.2. PRINCIPIOS FÍSICOS QUÍMICOS DE LA FLOTACIÓN .....	9
3.2.1. DEFINICIÓN .....	9
3.2.2.. REACTIVOS DE FLOTACIÓN .....	10

3.2.2.1. REACTIVOS UTILIZADOS EN LA FLOTACIÓN .....	11
3.3. PRINCIPIOS FÍSICOS QUÍMICOS DE LA CIANURACIÓN .....	12
3.3.1. DEFINICIÓN .....	12
3.3.2. PROPIEDADES FISICO QUÍMICAS DE LA CIANURACIÓN .....	13
3.3.3. MÉTODOS DE CIANURACIÓN .....	14
3.4. MÉTODOS Y MATERIALES .....	16
3.4.1. MUESTREO .....	17
3.4.2. PREPARACIÓN DE LA MUESTRA .....	17
3.4.3. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL .....	17
3.4.3.1. DETERMINACIÓN DE LA MINERALOGÍA DEL MATERIAL .....	17
3.4.3.2. DETERMINACIÓN DE PESO ESPECÍFICO DE LOS RELAVES .....	18
3.4.3.3. ANÁLISIS QUÍMICO DE ORO Y PLATA .....	19
3.4.3.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO .....	20
3.4.3.5. OPTIMIZACIÓN DE LA MOLIENDA .....	21
3.4.3.6. FLOTACIÓN .....	22
3.4.3.7. CIANURACIÓN .....	24
<b>CAPITULO IV.....</b>	<b>28</b>
4. RESULTADOS Y ANÁLISIS .....	28
4.1. PESO ESPECÍFICO DE LAS MUESTRAS.....	28
4.2. ANÁLISIS MINERALÓGICO .....	29
4.3. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO .....	29
4.4. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTO DE LA FLOTACIÓN .....	32
4.5. ENSAYOS DE CIANURACIÓN .....	33
4.5.1. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTO .....	35
4.5.1.1. BALANCE QUÍMICO DE Au Y Ag PARA LAS CIANURACIONES VARIANDO pH (9,10,11) .....	35
4.5.1.2. BALANCE QUÍMICO DE Au Y Ag PARA LAS CIANURACIONES VARIANDO LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO(0.75,1,1.25)g/L .....	37
4.5.2. CONSUMO DE CAL Y CIANURO EN EL PROCESO .....	39
4.6. CURVAS DE CINÉTICA DE CIANURACIÓN .....	41

<b>CAPITULO V</b> .....	44
5. CONCLUSIONES .....	44
<b>CAPITULO VI</b> .....	45
6. RECOMENDACIONES .....	45
7. <b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	46
8. <b>ANEXOS</b> .....	48
ANEXO 1. Cálculo del peso específico de los relaves	
ANEXO 2. Serie de Tamices	
ANEXO 3. Cálculos granulométricos de optimización de la molienda	
ANEXO 4. Reporte de la dosificación y consumo de reactivos de flotación	
ANEXO 4.1. Dosificación de reactivos	
ANEXO 4.2. Consumo de reactivos	
ANEXO 5. Análisis Químico	
ANEXO 6. Determinación del consumo de Cianuro y Cal	
ANEXO 7. Balance Metalúrgicos	

## **RESUMEN**

El presente trabajo consiste en determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija. Para ello en primer lugar se debe localizar el lugar de muestreo, luego procedemos a recoger la muestra, la sometemos a secado en una estufa, después realizamos la disgregación, homogenización y cuarteo de la muestra, para luego obtener un stock y otra parte para análisis granulométrico, químico, mineralógico y peso específico. Una vez caracterizada la muestra se realiza las primeras etapas de la presente investigación para luego aplicar molienda para determinar el tamaño adecuado de grano, el material se concentra por flotación y finalmente se recupera el oro por lixiviación con cianuro.

## **CAPÍTULO I**

### **1. PRESENTACIÓN DE FIN DEL PROYECTO**

Caracterizar los relaves de forma química, física, físico-química, con el propósito de mejorar la recuperación de los minerales de interés económico como son el oro y la plata mediante la combinación de los procesos de flotación y cianuración, del Condominio Sur Nambija.

#### **1.1. PROPÓSITO DEL PROYECTO**

Recuperar el oro y plata presentes en las muestras (mena) recogidas de los relaves de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija.

#### **1.2. COMPONENTES DEL PROYECTO**

##### **1.2.1. Caracterización de los relaves**

- Determinar las leyes de oro y plata existentes en dichos relaves.
- Determinar las especies mineralógicas de interés económico (oro y plata).
- Determinar el tamaño de grano de la muestra.
- Densidad específica de la muestra.
- Concentración de oro y plata por flotación
- Recuperación de oro del concentrado proveniente de la flotación por medio de cianuración.

## CAPÍTULO II

### 2. INTRODUCCIÓN

Actualmente en el Ecuador, existen yacimientos y grandes cantidades de residuos minerales con contenidos importantes de oro y plata que no se han podido recuperar. Lamentablemente en nuestro país, la minería del oro en su recuperación es baja ya sea por la falta de laboratorios que puedan ayudar a los investigadores a desarrollar una tecnología apropiada para éste fin.

El presente trabajo consiste en determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija. Para ello en primer lugar se debe localizar el lugar de muestreo, luego procedemos a recoger la muestra, la sometemos a secado en una estufa, después realizamos la disgregación, homogenización y cuarteo de la muestra, para luego obtener un stock y otra parte para análisis granulométrico, químico, mineralógico y peso específico. Una vez caracterizada la muestra se realiza las primeras etapas de la presente investigación para luego aplicar molienda para determinar el tamaño adecuado de grano, el material se concentra por flotación y finalmente se recupera el oro por lixiviación con cianuro.

La falta de inversión y uso de tecnología rudimentaria, ocasiona recuperaciones del mineral, menores al 40% mientras que el resto es desperdiciado en ríos y quebradas. Como una solución alternativa para los procesos que se llevan a cabo en la industria minera a nivel nacional, el presente estudio hace referencia a la recuperación de metales preciosos, como oro y plata presentes en los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija, mediante ensayos combinados de flotación y lixiviación con cianuro.

Este estudio involucra el análisis químico y mineralógico para determinar las leyes de oro y plata existentes en los relaves, sometidos a pruebas experimentales de flotación y cianuración, obteniendo recuperaciones en la flotación de Au=96,44% y de Ag=70,07%, a 68,89 $\mu$ m de tamaño de grano. Y mejores resultados en la cianuración a pH 11, con concentración de CN<sup>-</sup> 1,25g/l, de Au con el 73,83%, y Ag de 98,39%.

## **2.1. ANTECEDENTES**

La explotación minera en el Ecuador no es una actividad nueva. Existen evidencias históricas precolombinas de esta actividad. Así que es lógico hablar de una tradición nacional en este campo.

Cuanta controversia y discusión ocasiona la palabra Nambija desde 1981. Nambija es palabra pronunciada por el más alto funcionario y el más humilde ecuatoriano. Lo que al principio se calificó de euforia, poco a poco es asunto completo: frío, duro, amarillo, brillante, es oro. Y, como metal y recurso no renovable, concreta la atención de la ciencia y la tecnología; como asuntos humanos, recaba cada día, con más urgencia, ciencia nuevamente, la investigación y la gran acción de poderes públicos, en todo campo de infraestructura y desarrollo social.

En el país existe gran cantidad de residuos minerales con características refractarias (A. Guevara) y contenidos importantes de oro, que han sido acumuladas por varias plantas industriales en diversas zonas mineras. Los yacimientos de la zona de Nambija, constituyen el distrito aurífero más importante, que ha tenido el estado. Por esto, es urgente realizar un estudio técnico de exploración, evaluación y concentración de mineral.

La presente investigación tiene la finalidad de caracterizar los relaves; y someter a los ensayos de concentración por flotación y lixiviación con cianuro, esto se planteó ya que en la parte del condominio Sur Nambija, se utiliza métodos artesanales para la obtención de minerales de interés económico como son oro y plata, esto surge con motivo de que los minerales que están dentro de los efluentes eliminados por las plantas mineras no son recuperados al 100%, por tanto, se pretende recuperar una cantidad significativa de minerales existentes en dichos relaves.

## **2.2. OBJETIVOS**

### **2.2.1. OBJETIVO GENERAL**

- ❖ Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija.

### **2.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

- Muestrear las zonas de interés de estudio.
- Caracterizar el mineral.
- Determinar los tiempos de molienda.
- Concentrar el mineral por flotación.
- Lixiviar el concentrado de la flotación con cianuro.

## CAPITULO III

### 3. FUNDAMENTO TEÓRICO Y MÉTODOS Y MATERIALES

#### 3.1. DESCRIPCIÓN FÍSICO - GEOGRÁFICA DE LA ZONA DE ESTUDIO

##### 3.1.1. UBICACIÓN

El yacimiento de Nambija, está ubicado en el Sureste del Ecuador, a 20 km al Este de Zamora a 2600 msnm (Figura N° 1). Tiene una población de 1.500 habitantes<sup>[1]</sup>, la mayoría de ellos están ligados a actividades mineras ya sea en los túneles o lavaderos, aunque muchos de ellos también hacen actividades de orden comercial.

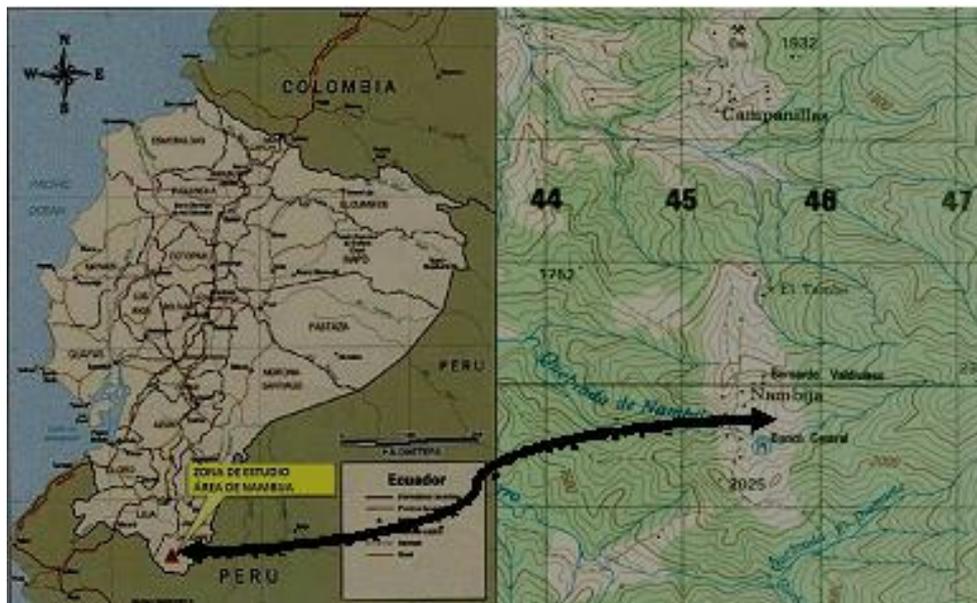


Figura N° 1. Mapa topográfico del área de Nambija.

##### 3.1.2. CLIMA

El clima es tropical húmedo. La temperatura oscila entre 1°C en la noche y 20°C en el día, pero excepcionalmente puede alcanzar los 30°C. La región está frecuentemente cubierta de niebla y la precipitación sobrepasa los 3000mm por año, lo que ha dificultado mucho el avance de los trabajos de campo.<sup>[1]</sup>

La vegetación es del tipo floresta pluvial ecuatorial y por lo tanto muy densa, a tal punto que es necesario utilizar machetes para abrir tronchas de penetración. Los afloramientos rocosos mejor expuestos se encuentran en los arroyos, que constituyen a la vez las mejores vías de acceso <sup>[1]</sup>.

### **3.1.3. HISTORIA Y MÉTODOS DE EXPLORACIÓN**

La explotación del oro en la región data de la era precolombina. A mediados del siglo XVI, los españoles continuaron la explotación utilizando la mano de obra indígena, pero a fines de ese siglo las enfermedades y la inestabilidad social ocasionaron el cierre de la actividad minera en la región <sup>[1]</sup>.

Es recién al comienzo de la presente década que el yacimiento de Nambija fue redescubierto por los buscadores de oro que remontaban los arroyos lavando los sedimentos por bateas. Al principio, la explotación se hacía discretamente, pero el secreto no pudo ser guardado por mucho tiempo y la región fue rápidamente invadida por millares de personas contagiadas por la fiebre del oro. <sup>[1]</sup>

Lamentablemente, el yacimiento está siendo explotado de manera ineficiente y desordenada. Muchos pequeños mineros excavan sus galerías donde mejor les parece, sin planificar y sin tener en cuenta las más elementales reglas de seguridad.

Para accionar los martillos perforadores se utilizan compresores a motordiesel. Una vez que los taladros son perforados, se colocan cargas de dinamita y se vuela la roca. Después se separan visualmente la fracción estéril de la fracción mineralizada que se transporta en seguida al hombro a uno de los numerosos molinos donde la roca es triturada en presencia de agua.

El producto de la molienda es pasado por un canal de lavado a fin de separar la fracción pesada. En seguida, esta última fracción es lavada en presencia de mercurio para obtener al final una bola de amalgama de mercurio – oro que luego se quema al soplete para hacer hervir el mercurio y obtener oro relativamente puro. Este producto es transportado después a la sucursal local del Banco Central que compra el metal después de haberlo fundido y pesado. <sup>[1]</sup>

### **3.1.4. MINERALOGÍA DEL SKARN**

La petrografía de los skarns de Nambija muestra una variación desde las rocas monominerales de grandita o protolito incipientemente skarnificado, formado especialmente por rocas volcanoclásticas andesíticas con alteración propilítica (clorita, tremolina, actinolita, epidota, prehnita, se identifica por cristales aislados de grandita nucleados en vetillas de clorita-calcita y, localmente, sprays de piroxeno y grupos de epidota. En la venciencia de las vetas de cuarzo mineralizadas con oro y controladas por fallas, esta asociación calco-silicatada está sobreimpresa por halos de alteración retrogresiva de cuarzo-feldespato K-escapolita y granates euhedrales de grosularita-andradita (internos) y epidota-calcita-clorita (externos). <sup>[1]</sup>

Los cristales tardíos de grandita muestran formas euhedrales perfectas adyacentes al cuarzo, feldespato y calcita intersticiales. Hay núcleos discretos y bordes en la mayoría de los granos, indicando múltiples pulsos de fluido hidrotermal. En algunos lugares el cuarzo forma zonas de crecimiento concéntrico alternantes con grandita, indicando que este relleno intersticial localmente desarrollado es contemporáneo al crecimiento de la grandita, posiblemente como resultado de una reducción de volumen durante la skarnificación. En otros lugares el crecimiento de grandita temprana indicando la existencia de varios episodios de crecimiento y fracturación. <sup>[1]</sup>

### **3.1.5. MINERALIZACIÓN**

El oro en Nambija y minas próximas aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañadas por carbonato, feldespato K+/-clorita+/-epidota. También pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios de bismuto dentro del cuarzo y/o en la zona proximal de alteración, pero no existe una fuerte asociación entre estos sulfuros y el contenido de oro. El contenido total de sulfuros está en un rango de 0,5-5% y frecuentemente bajo el 1%. El oro ocurre en forma de pequeñas masas, láminas o disseminaciones finas dentro de, o asociados a, las vetas en las litologías skarnificadas. El oro, además de estar alojadas en el cuarzo, también aparece dentro del carbonato, clorita, clinopiroxeno alterado, granate y pirita. El oro aparece localmente asociado con minerales de Bi, pero no ha sido observado con sulfuros de metales

base. A este respecto, se ha citado que la esfalerita coexiste con el oro en microfracturas cortando el granate.

Mientras que la mineralización aurífera ocurre principalmente dentro del skarn de grandita de alta ley y hay una intensa correlación entre las litologías skarnificadas y la presencia de oro, también puede aparecer en otros tipos de rocas íntimamente asociados (cuarzitas, volvanoclástitas gruesas y brechas). La vetas controladas estructuralmente son principalmente discontinuas de escala cm-dm y lensoidales.<sup>[1]</sup>

La impregnación de las rocas skarnificadas adyacentes es principalmente en forma de vetillas irregulares de escala milimétrica y lenticulas conectadas por fracturas de cuarzo creando bolsonadas de ley bonanza que han sido el objetivo de la minería pequeña escala. Las leyes de oro en Nambija son muy erráticas pero pueden estar directamente relacionadas con las fallas alimentadoras.

## **3.2. PRINCIPIOS FÍSICOS QUÍMICOS DE LA FLOTACIÓN**

### **3.2.1. DEFINICIÓN**

La flotación es un método físico químico, que se encuentra dentro del sistema de clasificación sólido-sólido y líquido-líquido, es un proceso de preparación de materias de distinto origen que se efectúa a partir de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, mediante reactivos e inyección de burbujas de aire dentro de una solución acuosa.<sup>[3]</sup>

La flotación se realiza en una cámara abierta en la parte superior y provista de agitación, mediante la inyección de aire que permite la creación y dispersión de burbujas finas de aire a través de la suspensión agitada para formar una espuma que se eleva a la parte superior de la cámara (celda). Las partículas que se humectan fácilmente con agua (hidrofílicas) tienden a permanecer en la suspensión de agua, y las que no lo hacen (hidrofóbicas) tienden a recolectarse en la entrecara burbuja aire-agua y se elevan a la superficie, unidas a las burbujas de aire. Por consiguiente, las diferencias en las propiedades químicas de superficie fuertes y que se han roto tienden a ser no polares y no se pueden humedecer fácilmente.

Las sustancias como por ejemplo el grafito y el talco son ejemplos de sólidos que se pueden romper fácilmente a lo largo de los planos de las placas con uniones químicas fuertes; naturalmente, estos sólidos son flotables.<sup>[5]</sup>

### **3.2.2. REACTIVOS DE FLOTACIÓN**

Los reactivos de flotación son sustancias orgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico químico del proceso.

#### **a) Promotores o Colectores**

Son compuestos orgánicos heteropolares que se absorbe selectivamente sobre la superficie de las partículas, haciendo que estas se vuelvan hidrófobas (aerófilas). Estos reactivos proporcionan a los minerales que van a flotar un recubrimiento repelente al agua y ávido de aire, que se adhiere a una burbuja de aire. Los colectores típicos para la flotación de sulfuros metálicos y metales nativos son los xantatos y los ditiofosfatos.

Sin los colectores los sulfuros no podrían pegarse a las burbujas y éstas subirían a la superficie sin los minerales y los sulfuros valiosos se irían a las colas.

#### **b) Espumantes**

Los espumantes son reactivos tenso activos, que modifican la tensión superficial del agua y que producen una espuma estable. Ejemplo: Aceite de pino. Una espuma consiste de un gas disperso en un líquido en una relación tal que la densidad aparente de la mezcla se aproxima más a la densidad del gas que a la del líquido.<sup>[5]</sup>

El tamaño de las burbujas y su estabilidad dependerán de la cantidad de espumante agregado; con un aumento de la cantidad de espumante disminuirá el diámetro de las burbujas pero aumentará la estabilidad de la espuma, debido al mayor espesor de su película. Sin embargo, si se supera una cierta concentración la espuma desaparece completamente.

### **c) Modificadores de medio**

Los modificadores de la flotación incluyen varias clases de productos químicos, a saber:

✧ **Activadores.**- Compuesto inorgánico que modifica selectivamente la superficie de las partículas para permitir que el colector se absorba sobre éstas.

✧ **Reguladores.**- El pH indica el grado de acidez o de alcalinidad de la pulpa. El pH 7 es neutro (ni alcalino ni ácido) y corresponde al agua pura. De 0 a 6 es ácido y de 8 a 14 es alcalino. Cada sulfuro tiene su propio pH de flotación, donde puede flotar mejor. Esta propiedad varía según el mineral y su procedencia. Los reguladores tienen la misión de dar a cada pulpa el pH más adecuado para una flotación óptima.

✧ **Depresores.**- Generalmente es un compuesto inorgánico que modifica la superficie de las partículas volviéndolas hidrófilas o inhibe la absorción del colector. Ejemplo: sulfato de zinc, usado en la depresión de esfalerita.

✧ **Dispersores o defloculantes.**- Son importantes para controlar lodos que a veces obstaculizan la selectividad y aumento de reactivos. Con este fin se utilizan cenizas de sosa, cal, silicato de sodio y sulfatos de lignina.

### **3.2.2.1. REACTIVOS UTILIZADOS EN LA FLOTACIÓN**

#### **a) Ditiofosfato o Aerofloat 242**

El ácido fosfocresílico o di-crosil-di-thio-fosfórico es un compuesto fabricado por la American Cyanamid C. Son colectores cuyo grupo solidofílico incluye S divalente y que se produce por la reacción del pentasulfuro de fósforo con alcohol, fenol, thio alcohol y nitruros.<sup>[5]</sup>

#### **b) Silicato de Sodio ( $\text{SiO}_3\text{Na}_2$ )**

Depresor utilizado para deprimir menas polimetálicas con alto contenido de sílice. Su uso es común en las flotaciones de colas o relaves antiguos, que contienen una elevada proporción de arcilla muy fina. También se usa en las flotaciones de oro y de molibdenita cuando la ganga cuarzosa está muy pulverizada y con tendencia a lavarse con la espuma.<sup>[4]</sup>

### **c) Xantato Amílico de Potasio KAX (Z-6)**

Reactivo poderoso y el menos selectivo, usado generalmente en circuitos de acción rápida y sobretodo en el tratamiento de minerales de zinc, marmatíticos, oro nativo y los sulfuros auríferos. Es usado también en circuitos de flotación con una acidez moderada. <sup>[4]</sup>

El xantato trabaja mejor a pH ligeramente mayor (8,5 – 9), pero a un nivel más alto se aprecia el efecto depresor de la cal. <sup>[5]</sup>

### **d) Aceite de Pino (Rs 370)**

Es un reactivo usado en los procesos de concentración de minerales por flotación que actúan como espumante, regulador de espuma y como colaborador en la recolección de especies mineralizadas tales como: oro nativo, plata y la gran variedad de sulfuros auríferos. Sin embargo tienen el inconveniente que carecen de selectividad, es decir, tiende a levantar todas las partículas metálicas. <sup>[5]</sup>

### **e) Cal (CaO)**

Es un modificador de medio que se utiliza para aumentar la alcalinidad o el pH de las pulpas. Tiene un efecto depresor sobre las partículas de ganga (parte no valiosa del mineral) reduciendo la posibilidad de que floten, pero antes de producir ese efecto, la cal neutraliza la acidez de la pulpa y precipita las sales disueltas en el agua. La cal impide que los minerales piritosos (especialmente pirrotina y marcasita) eleven la acidez durante la molienda. Después de neutralizar la pulpa y precipitar los compuestos dañino soluble, el resto de la cal comienza a actuar como depresor en las gangas y posteriormente de la pirita de hierro, si sigue aumentándose la dosis, impide que flote el plomo y puede también impedir que flote el oro. Además la cal actúa como aglomerante o floculador de las lamas muy finas y, dado que es muy barata hay tendencia a exagerar su uso. <sup>[5]</sup>

### **3.3. PRINCIPIOS FÍSICOS QUÍMICOS DE LA CIANURACIÓN**

#### **3.3.1. DEFINICIÓN**

La cianuración es el proceso electroquímico de disolución del oro, plata y algunos otros componentes que se pueden encontrar en un mineral aurífero. Para ello se usa 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. Por lo que se afirma que el principio básico de la cianuración es un medio donde las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral.<sup>[6]</sup>

#### **3.3.2. PROPIEDADES FÍSICO - QUÍMICAS DE LA CIANURACIÓN**

Los cianuros más importantes que se usan en este procedimiento son: el del sodio y el de potasio. Este último tiene un mejor rendimiento pero su costo es más alto. El del sodio se expende en varias concentraciones desde el 85% - 98% de NaCN.

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



La existencia de esta hidrólisis en las soluciones de cianuro comerciales en agua, depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable, la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.<sup>[6]</sup>

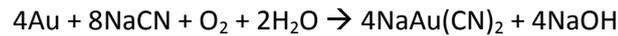
El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descompone las soluciones de cianuro alcalinas de acuerdo a la siguiente reacción química:



Esta reacción también puede evitarse con el uso de cal u otros álcalis.

Las reacciones que tiene lugar durante la disolución del oro en las soluciones de cianuro, bajo condiciones normales han sido establecidas en forma suficientemente definidas.

La mayoría de las autoridades en la materia concuerdan en que la cianuración global de la disolución es como se muestra a continuación:



En un sistema relativamente simple de este tipo, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requiere son:

- Que el oro este libre y limpio
- Que la solución de cianuro no contenga impurezas que puedan inhibir la reacción.
- Que haya un abastecimiento adecuado de oxígeno a la solución durante todo el proceso de la reacción.

En la práctica, muchos minerales de oro, se comportan de acuerdo con esta reacción y los problemas que se presente la reacción del oro son más mecánicas que químicas. Muchos otros sin embargo, presentan un variado conjunto de problemas químicos que dependen de los numerosos constituyentes que tiene la mena, tales como el cuarzo, minerales silíceos y carbonatos de metales alcalinos que son relativamente inertes a las soluciones de cianuro.<sup>[7]</sup>

La presencia de minerales de Cu en la mena, es una de las causas más frecuentes que ofrece dificultades en la cianuración. Si su contenido es menor al 0,10%, pero su efecto en la disolución y precipitación del oro es perjudicial.

### **3.3.3. MÉTODOS DE CIANURACIÓN**

Numerosas son las maneras de efectuar el contacto entre el oro y la solución de cianuro, siendo todas ellas variantes de lo siguiente:

- a) Lixiviación por percolación
- b) Lixiviación por agitación mecánica

- c) Lixiviación por agitación neumática
- d) Lixiviación en pilas

#### **a) Lixiviación por Percolación**

En este método, el agente lixivante se percola hacia arriba o abajo, a través del mineral que ha triturado y colocado en tanques, los mismos que están equipados por un fondo falso, cubierto con un medio filtrante a fin de permitir la circulación de la solución.

El método es apropiado para el tratamiento de minerales pobres y con características porosas y arenosas. Es inadecuado para el tratamiento de materiales con alto contenido de finos o arcillas, ya que estas tenderán a compactarse e impedir la circulación de la solución. <sup>[14]</sup>

#### **b) Lixiviación por agitación mecánica**

Este método el agente lixivante se pone en contacto en el mineral finalmente molido (normalmente bajo -150mallas), en varios reactores que se encuentran provistos de un sistema de agitación mecánica. El contenido de sólidos en la pulpa puede variar entre 30 y 50%.

Este método es el más empleado para tratar minas de oro de ley económica, colas de flotación, concentrados, tostados, etc. <sup>[14]</sup>

#### **c) Lixiviación por agitación neumática**

En este sistema el agua lixivante se pone en contacto con el mineral finamente molido en grandes tanques que están provistos de un sistema de agitación neumática. El contenido de sólidos de la pulpa, varía entre el 30 y 50%. Estos tanques son mejor conocidos como “Pachucas” y tienen una forma cilíndrica, son de gran altura y poco diámetro, además su fondo es cónico. Por su parte baja, se introduce aire comprimido, el que produce una intensa agitación en la pulpa. <sup>[14]</sup>

#### d) Lixiviación en pilas

La cianuración en pilas en minas de oro es una técnica hidrometalurgia relativamente nueva, lograda como consecuencia de aplicación del carbón activado en la recuperación del oro desde las soluciones, minas de baja ley de oro y depósitos de bajo tonelaje, que no justifican económicamente la construcción de una planta de cianuración por agitación, pueden ser tratadas comercialmente por este método. El mineral se apila sobre canchas recubiertas de polietileno y con una inclinación que permite la recolección de la solución cargada, el lixiviante se distribuye por un sistema de irrigación. El tamaño de las pilas puede ser de unos pocos cientos de toneladas, hasta algunos millones de ellas. El oxígeno es tan necesario para que ocurran las reacciones de disolución es introducida en la solución cuando esta es rociada sobre la pila.<sup>[14]</sup>

### 3.4. MÉTODOS Y MATERIALES

#### 3.4.1. MUESTREO

El muestreo se realizó en el condominio Sur Nambija, en los efluentes provenientes de las plantas de beneficios de minerales existentes en la zona, donde se hizo un muestreo sistemático a la salida de los efluentes de algunas plantas que se encuentran en un mismo desemboque, por medio de un recipiente que a un tiempo determinado se llenó y se recogió la muestra, para obtener una cantidad significativa de material (Figura Nº 2). Este muestreo se hizo en parte alta y en la parte baja del sector.



**Figura Nº 2. Muestreo Condominio Sur Nambija (Fuente: Las Autoras)**

### **3.4.2. PREPARACIÓN DE LA MUESTRA**

- Secado: Este se realiza colocando las muestras en bandejas pírex, donde se las seca a una temperatura de 100 a 120°C, en una estufa con una capacidad térmica que va desde los 30°C a 250°C.

- Disgregación de las muestras: Después del secado, se procede a desmenuzar cada muestra mediante un rodillo manual de acero.

- Homogenización: Se junta todas las muestras, con la ayuda de una pala se procede a mezclar, se patea en todo el contorno y se forma un solo montón al otro lado y viceversa, este proceso se lo repite de tres a cuatro veces.

Por último se cuarteo la muestra con ayuda del Jones o cuarteador, para separar las fracciones, para los diferentes análisis y el stock se deja para los ensayos metalúrgicos.

### **3.4.3. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL**

#### **3.4.3.1. DETERMINACIÓN DE LA MINERALOGÍA DEL MATERIAL**

La determinación de la mineralogía se lo realizó en el laboratorio de Geología y Petrología de Unidad de Ingeniería Civil Geología y Minas de la Universidad Técnica Particular de Loja.

#### **➤ Equipo Utilizado**

Para la determinación de la mineralogía del material se utilizó un microscopio Estereozoom Olympus modelo H6215, serie 003464, una pulidora de muestras PETROPOL modelo 1458 y una bomba de vacío BUEHLER.

#### **➤ Procedimiento**

A la muestra seca la homogenizamos y cuarteamos, luego pesamos 100g de material y por el método de la batea donde se obtiene los sedimentos pesados, a estos los secamos y

tomamos 2g de muestra, colocándolos en un molde para la fabricación de la briqueta, a este molde se coloca aditivos (resina 10ml y endurecedor 2ml) para una briqueta resistente, dejamos secar los moldes en la bomba de vacío y se pule la briqueta con lijas de 800 a 200. Para el pulido final se hace con suspensión de diamantes de 2 a 6µm luego la briqueta es analizada en el microscopio a luz polarizada.

### **3.4.3.2. DETERMINACIÓN DE PESO ESPECÍFICO DE LOS RELAVES**

La determinación del peso específico se realizó por el método del picnómetro.

#### **➤ Equipo utilizado**

Para determinar el peso específico por el método del picnómetro se utilizó: un picnómetro de 10ml de capacidad, una balanza electrónica.

#### **➤ Procedimiento**

Se pesa el picnómetro vacío y seco, a este lo denominamos P1; se adiciona un volumen de muestra no mayor al 25% de la capacidad del picnómetro para después pesarlo, denominado P2; la muestra se coge arbitrariamente sin pesar, de 3 - 5g aproximadamente, esto se hace con una espátula pequeña. Luego se adiciona agua destilada al picnómetro que contiene la muestra y se tapa hasta que el agua suba al capilar de la tapa, se seca con papel el exceso de agua que se desborda y se pesa, a este lo denominamos P4; se vacía el picnómetro, se lo lava bien, se coloca agua destilada, se tapa, se seca y se pesa, a este lo denomina P3, por último aplicamos la siguiente fórmula:

$$Pe = \frac{P_2 - P_1}{\underbrace{P_3 - P_1}_{\text{agua}} \underbrace{P_4 - P_2}_{\text{muestra}}}$$

Dónde:

P1 = Peso del picnómetro vacío

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

Se procede a hacer tres ensayos mínimo para luego obtener un resultado promedio y así asegurar que este sea lo más exacto posible.

### **3.4.3.3. ANÁLISIS QUÍMICO DE ORO Y PLATA**

Del material de los relaves, se realizó los muestreos respectivos, se secó dicho material y se procedió a pulverizar 500g, para enviar al Instituto de Química Aplicada de la Universidad Técnica Particular de Loja y por medio de Absorción Atómica, determinar las leyes de Oro y Plata.

Este tipo de análisis se lo realizo para las muestras de cabeza, de los concentrados y relaves de flotación y de las concentraciones en las soluciones y colas de lixiviación química; donde se obtuvo las leyes de oro y plata respectivas. Para lo cual se realizó el siguiente protocolo:

#### **➤ Equipo utilizado**

Se utilizó un espectrofotómetro modelo AA 400 de marca Perkin Elmer, este equipo se encuentra en el laboratorio de Química Aplicada de la UTPL.

#### **➤ Procedimiento**

Se pesa 5g de la muestra ya homogenizada en vasos de teflón, se le añade agua hasta que se remoje la muestra, se agrega 20ml de ácido clorhídrico concentrado en la muestra, la colocamos en la plancha calentadora por 10 minutos hasta que salgan humos blancos. Luego de esto colocamos 10ml de ácido nítrico y 2ml de ácido perclórico dejamos en la plancha que se evapore a sequedad.

Enfriamos por unos minutos y colocamos 30ml de agua destilada, dejamos tres minutos a partir de que empieza a hervir, dejamos enfriar y aforamos en un balón de 100 ml y a las 24 horas se filtra y se lee en el equipo de Absorción Atómica (Anexo 5).

#### 3.4.3.4. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

##### ➤ Equipo utilizado

Los ensayos de granulometría de los relaves, se realizó en vibrotamiz (marca Retsech) bajo la norma ASTM, equipado con un juego de 8 tamices (10, 18, 35, 60, 120, 230, 325 y 400mallas), realizándose ensayos de granulometrías húmedas o deslamados, y granulometría seca para determinar el tamaño de grano de los relaves (Figura N°3).



**Figura N° 3. Análisis Granulométrico en el laboratorio PROMEX de la UTPL. (Fuente, Las Autoras)**

##### ➤ Procedimiento

Con la ayuda del vibrotamiz, se procede a realizar la granulometría húmeda o deslamado como también en seco; para la granulometría en húmedo se toma 250gr de muestra y se somete al tamiz de 400 mallas para proteger este tamiz utilizamos los tamices 35, 120, 325 el material pasante a 400 mallas se deja sedimentar por 24 horas para posteriormente eliminar el agua para luego llevar a secar y pesar las lamas.

El material que queda retenido sobre los tamices anteriormente indicados, se recogen en una bandeja y se secan, este material seco se somete a la serie de tamices estandarizados de la ASTM (10, 18, 35, 60, 120, 230, 325 y 400), se deja por quince minutos en vibración intermitente se seca los tamices, se los pesa y se obtienen los pesos de muestra en cada fracción, con estos datos y el de las lamas se hacen los respectivos cálculos y se grafica la curva granulométrica.

### 3.4.3.5. OPTIMIZACIÓN DE LA MOLIENDA

#### ➤ Equipo Utilizado

Para realizar la molienda se utilizó: un molino de bolas Batch de laboratorio (9,8pulg. x 7,2pulg.), modelo C560394, accionado por un motor eléctrico de  $\frac{1}{2}$  HP, con una velocidad de rotación crítica de 80rpm, con una carga de molienda 11581,66g (Figura N° 4).



**Figura N° 4. Molino de bolas, en el laboratorio PROMEX de la UTPL (Fuente. Las Autoras)**

#### ➤ Procedimiento

En el molino se adiciona 1500gr de la muestra de relave y 1500ml de agua para formar una pulpa de dilución 1:1, es decir con una concentración 50% de sólidos, se cierra la tapa del molino y se coloca sobre los rodillos para luego encender, se muele a diferentes tiempos de molienda, hasta determinar los tiempos óptimos mediante la caracterización de análisis granulométricos.

Luego se procede a realizar ensayos de molienda a diferentes tiempos de 20, 26 y 32 minutos con el propósito de determinar diferentes tamaños de grano.

### 3.4.3.6. FLOTACIÓN

#### ➤ Equipo utilizado

Para realizar este ensayo se utilizara una celda de flotación de la marca DENVER, modelo D - 12, que consta de dos rotores difusores de adaptación intercambiable, motor de velocidad constante y polea de transmisión de velocidad variable. Brazo y columna de sustentación de aluminio, tacómetro integral para indicador visual de velocidad y control regulable de la aireación (Figura N° 5).



**Figura N° 5. Celda de Flotación en el laboratorio PROMEX de la UTPL (Fuente. Las Autoras)**

#### ➤ Procedimiento

La flotación de las muestras se lo realizo bajo el siguiente protocolo el cual se lo describe a continuación: en la celda de flotación se agrega 1500gr y se adiciona 3000ml de agua para formar una densidad de sólidos del 33% y luego se ajusta con cal el pH a 9, el pH se lo controla durante todo el proceso; se dosifica 250g/t de  $\text{SiO}_3\text{Na}_2$ , se deja acondicionar por 10min, luego se adiciona 15g/t de Aerofloat 242, 20g/t de KAX y 15g/t de RS 370 con 3min de acondicionamiento, se abre la llave de paso de aire y se procede a flotar por 5min recogiendo el concentrado en una bandeja y se cierra la llave de aire; procedemos a adicionar 10g/t de 242, 10g/t de KAX y 10g/t de RS 370 se deja acondicionar por 2 minutos y aireamos otra vez por 5min para recoger el concentrado, se realiza dos fracciones más con 2,5g/t 242, 5g/t de

KAX y 2,5g/t de RS 370 se acondiciona por 2 y 1min respectivamente y se airea por 5min, se recoge el concentrado en la misma bandeja. Los reactivos se dosifican en base a la cantidad de muestra tratada de 1500g, estos pesos fueron diluidos y aforados en un balón de 100ml.

El concentrado y relave recolectados después de la flotación se secan, se pesan, se homogenizan y se cuartean por separado, luego se pulverizan, se envían las muestras al laboratorio de Química Aplicada de la UTPL para su respectivo análisis químico, estos datos los utilizamos para realizar los balances metalúrgicos de oro y plata, con sus rendimientos.

➤ **Condiciones de Operación**

Dilución de la pulpa	33%
pH	9
Tamaño de grano	180, 200 y 220 mallas
Peso de la muestra	1500g
Volumen de agua	3000ml
Rpm	750

➤ **Reactivos utilizados**

Promotor	242 (Ditiofosfato)
Colector	KAX Z-6 (Xantato amílico de potasio)
Espumante	RS 370 (Aceite de pino)
Despresor de sílice	$\text{SiO}_3\text{Na}_2$ (Silicato de sodio)
Modificador de médío	CaO (Cal)

➤ **Dosificación de los reactivos de flotación**

La dosificación de reactivos de flotación de acuerdo al protocolo Geobiotics, que se utilizó se muestra en las siguientes tablas: (Tabla N° 1 y Tabla N° 2).

**Tabla N° 1. Dosificación de reactivos**

Actividad	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Gramos por tonelada de cabeza			
				242 (30g/t)	KAX (40g/t)	RS 370 (30g/t)	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> (250g/t)
Molienda	32	50	9				
Acondicionamiento	10	33,33	9				250
Acondicionamiento	3	33,33	9	15	20	15	
Fracción A	5						
Acondicionamiento	2	33,33	9	10	10	10	
Fracción B	5						
Acondicionamiento	2	33,33	9	2,5	5	2,5	
Fracción C	5						
Acondicionamiento	1	33,33	9	2,5	5	2,5	
Fracción D	5						

**Tabla N° 2. Adición de los reactivos en solución (aforados en balones de 100ml)**

Actividad	Tiempo (min)	Sólidos (%)	pH	Gramos por tonelada de cabeza			
				242 (ml)	KAX (ml)	RS 370 (ml)	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub> (ml)
Molienda	32	50	9				
Acondicionamiento	10	33,33	9				100
Acondicionamiento	3	33,33	9	50	50	50	
Fracción A	5						
Acondicionamiento	2	33,33	9	34	25	34	
Fracción B	5						
Acondicionamiento	2	33,33	9	8	12,5	8	
Fracción C	5						
Acondicionamiento	1	33,33	9	8	12,5	8	
Fracción D	5						

### 3.4.3.7. CIANURACIÓN

Uno de los métodos más utilizados para la lixiviación de oro y plata es la cianuración, que consiste en la disolución de los metales preciosos de un mineral molido en una solución alcalina diluida de cianuro.

#### ➤ Equipo utilizado

Se utilizó los rodillos del molino (Figura N° 6), que son accionados por un motor eléctrico de ½ HP, para este método se utilizó el material concentrado que obtuvimos en la flotación, por cuanto el material a cianurar es el proveniente de la mejor flotación que se obtuvo a los 32min.



**Figura N° 6. Cianuración por agitación en botella (Fuente. Las Autoras)**

➤ **Condiciones de Operación**

- pH: 9, 10 y 11
- Peso de la muestra 250g
- Volumen de agua 500ml
- Dilución de la pulpa L/S 2:1 (33% de sólidos)
- Tamaño de grano 213,90 mallas
- Concentración de CN 0,75 - 1,00 - 1,25g/l
- Tiempo de cianuración 12 horas

Para realizar los ensayos de cianuración se utilizaron los siguientes reactivos:

- Cal (CaO)
- Cianuro de Sódio (NaCN)

Para determinar la cal (CaO) y el cianuro de Sódio (NaCN) residual mediante titulación utilizamos los siguientes reactivos:

- Acido sulfúrico ( $H_2SO_4$ )
- Nitrato de plata ( $AgNO_3$ )
- Yoduro de potasio (IK)
- Fenolftaleína

### ➤ Procedimiento

En la cianuración se colocan 500 ml de H<sub>2</sub>O con 250 g de material el cual está con una granulometría de 213,90 mallas todo esto se coloca en un vaso de precipitación de 1000ml para la preparación de la pulpa, la cual debe tener una dilución de pulpa, de líquido a sólido igual a 2/1 (33% de sólidos) para luego colocarla en la botella.

Se lleva a cabo la cianuración variando diferentes parámetros entre ellos tenemos la variación del pH de 9, 10 y 11. Para lo cual se toma el pH inicial de la pulpa, se ajusta el pH al valor deseado 9; este mismo procedimiento se repite con pH 10 y 11; se determina el mejor pH, luego se varía la concentración de cianuro de 0,75g/l, 1g/l y 1,25g/l para determinar la mejor concentración. Se cianuro durante las 12 horas; en cada tiempo establecido se toman 5 ml de muestras para titular cianuro residual; al mismo tiempo se toman 50 ml de la solución cianurada, se envían al laboratorio para el análisis químico por absorción atómica, para determinar la ley de Au y Ag, con estas leyes se grafica la curva de la cinética de cianuración, en los tiempos programados de (0, 1/2, 1, 2, 4, 6, 8 horas).

Al final del ensayo se filtra al vacío la pulpa; las colas retenidas se secan y pesan; las soluciones cianuradas se envasan y mide el volumen. Se toman muestras de 50g y 50 ml respectivamente y se someten análisis químicos por absorción atómica. Con los resultados se efectúa el balance metalúrgico y los rendimientos.

### ➤ Determinación de Cianuro Residual

Para determinar el cianuro residual por medio de colorimetría se toman 5 ml de solución cianurada y en un vaso de precipitación se agregan 3 gotas de yoduro de potasio (IK) como indicador, luego se titula con nitrato de plata (AgNO<sub>3</sub>) hasta el viraje de color amarillo claro; con el gasto se hace los cálculos respectivos para determinar el cianuro residual, se resta de la concentración inicial de CN<sup>-</sup> y el resultado es la cantidad de cianuro de sodio (NaCN), que se debe adicionar a la solución durante el proceso.

$$\frac{\text{ml AgNO}_3 \text{ consumidos}}{2} = \frac{Y \times 500}{1000}$$

$$\text{CN}^- \text{ consumida durante el proceso} - Y \text{ g CN}^- \text{ residual al final del proceso} = \text{CN}^- \text{ consumido.}$$

➤ **Determinación de cal residual**

Para determinar la cal residual durante todo el proceso, se toma 5 ml de solución final, se colocan en un vaso de precipitación con 2 gotas del indicador fenolftaleína este se torna de un color fucsia luego se procede a titular con ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) hasta un viraje incoloro, se mide el gasto, se realiza el cálculo respectivo, esta cantidad se le resta del contenido de la cal total y el resultado es la cal consumida durante el proceso.

$$\frac{\text{Gasto x ml } H_2SO_4}{2} = \text{ygCal} =$$

$$\Sigma \text{ de cal consumida durante el proceso} - \text{y g Cal residual al final del proceso} = \text{cal consumida.}$$

## CAPITULO IV

### 4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. PESO ESPECÍFICO DE LAS MUESTRAS

Entre los parámetros físicos se determinó el peso específico, por el método del picnómetro, obteniendo los resultados que se indican a continuación.

**Tabla N° 3. Peso específico de las muestras**

Muestra	P <sub>1</sub> (g)	P <sub>2</sub> (g)	P <sub>3</sub> (g)	P <sub>4</sub> (g)	P <sub>e</sub> (g/cm <sup>3</sup> )
1	19,64	20,56	29,95	30,58	3,17
2	19,64	21,04	29,94	30,89	3,11
3	19,64	20,71	29,96	30,69	3,15
PROMEDIO					3,14

P<sub>1</sub> = Peso del picnómetro vacío y seco

P<sub>2</sub> = P<sub>1</sub> + peso de la muestra

P<sub>4</sub> = P<sub>2</sub> + agua

P<sub>3</sub> = P<sub>1</sub> + agua

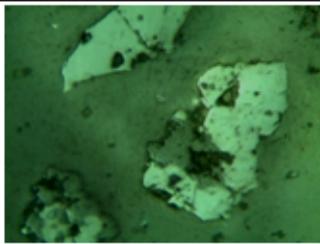
P<sub>e</sub> = Peso específico

Obteniendo un promedio de 3.14 (g/cm<sup>3</sup>), indicando así que es un material muy denso.

#### 4.2. ANÁLISIS MINERALÓGICO

Antes de realizar los ensayos de flotación o de cianuración debemos hacer un estudio mineralógico en el que se determine: el tipo de mena, la mineralogía cuantitativa del oro su grado de liberación y el tamaño de partícula.

**Tabla N° 4. Análisis microscópico de la mineralogía de la muestra**

<b>Procedencia</b>	<b>NAMBIJA</b>	
<b>Tipo de roca</b>	Relaves - Skarn	
<b>Estado de sedimentos</b>	Relaves de proceso de gravimetría de plantas artesanales	
<b>Reconocimiento microscópico preciso</b>	<b>Mineral</b>	<b>Porcentaje (%)</b>
	- Pirita - Hematita - Minerales de Ganga	2 trazas 98
<b>Descripción general</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Granos libre de 0.1 a 0.4mm.</li> <li>- Granos incluidos en la ganga de 0.005 a 0.05mm.</li> <li>- Granos libre de hematita de 0.005mm.</li> <li>- Ganga de 0.06 a 0.25mm.</li> </ul>	
<b>Imagen</b>	<b>Con polarizador</b>	<b>Sin polarizador</b>
		

El material de los relaves de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija presentan los siguientes resultados: Pirita un 2% Hematita trazas y minerales de ganga 98% como se puede ver en la *Tabla N° 4* dándonos a conocer que nuestro oro es refractario, se denomina menas refractarias de oro aquellas en que el oro, es visible al microscopio dentro de los sulfuros metálicos (pirita) y no se puede liberar fácilmente con molienda<sup>[1]</sup>.

#### 4.3. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

En el análisis granulométrico se permitió conocer la distribución de tamaños de grano con los siguientes tiempos óptimos de molienda, los cuales obtuvimos de las curvas granulométricas que se muestran en la *Figura N° 7* y se determinaron con los cálculos del Anexo 3.

**Tabla Nº 5. Granulometrías a diferentes tiempos de molienda del relave**

		0 min	20 min	26 min	32 min
# malla	Abertura $\mu\text{m}$	Acumulado retenido %	Acumulado retenido %	Acumulado retenido %	Acumulado retenido %
10	2000	0,02	0,00	0,00	0,00
18	1000	0,06	0,00	0,00	0,00
35	500	0,13	0,00	0,00	0,00
60	250	2,55	0,10	0,01	0,00
120	125	27,97	3,40	2,45	0,89
230	63	67,14	36,40	32,02	24,72
325	45	77,63	53,00	52,65	43,04
400	37	81,63	63,70	57,61	52,93
-400	0	81,81	72,90	57,85	54,07
<b>TOTAL</b>		<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

**Tabla Nº 6. d80 del relave con los tiempos de molienda**

Tiempo	# de malla	Abertura ( $\mu\text{m}$ )
0 min	104,34	143,79
20 min	172,60	88,15
26 min	192,94	76,59
32 min	<b>213,90</b>	<b>68,89</b>

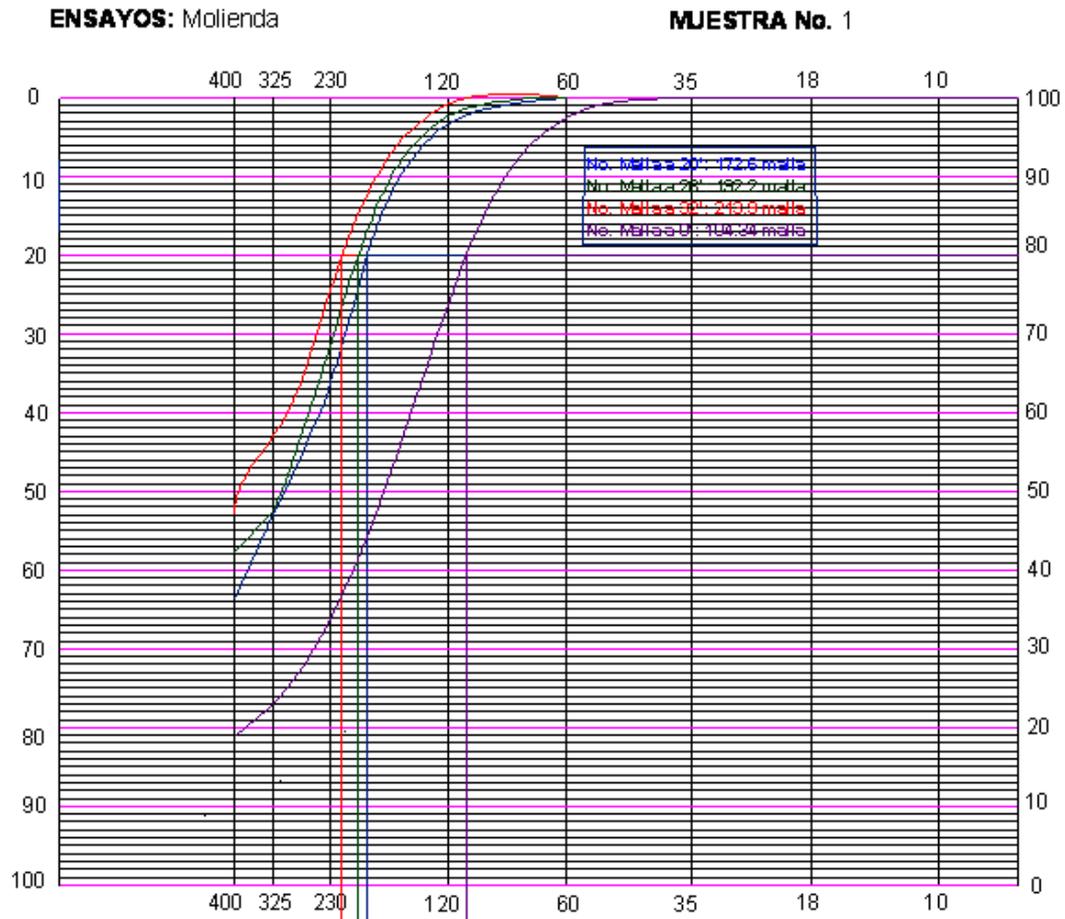
Se determinó el mejor d80 con 68,89 $\mu\text{m}$  (213,9 mallas) el tiempo óptimo para este resultado fue el tiempo de 32min.

## Diagrama ASTM

**Analista:** Marisol Jiménez  
Janina Prieto

Análisis Granulométrico

**Proyecto:** "Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata aplicando un proceso combinado de Flotación y Cianuración a los relaves de las plantas provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija"



**Figura N° 7. Curva granulométrica**

En la Figura N°7, podemos observar las curvas granulométricas de los ensayos de molienda con sus correspondientes  $d_{80}$ , que se reconoce con los datos de la tabla N° 6. La primera curva corresponde al ensayo granulométrico de 0 minutos de molienda que es el tamaño de grano del relave que sale de las plantas de beneficio del Condominio Sur Nambija con un  $d_{80}=43,79\mu\text{m}$  equivalente a 104,34 mallas, este resultado se obtiene mediante interpolación de datos de la tabla N° 17 del Anexo 2 correspondiente a estudios realizados por Robert Perry<sup>[3]</sup>; de acuerdo a estos valores obtenidos, el tamaño de grano es muy grueso, por lo que fue necesario realizar moliendas a diferentes tiempos, para liberar las partículas a las

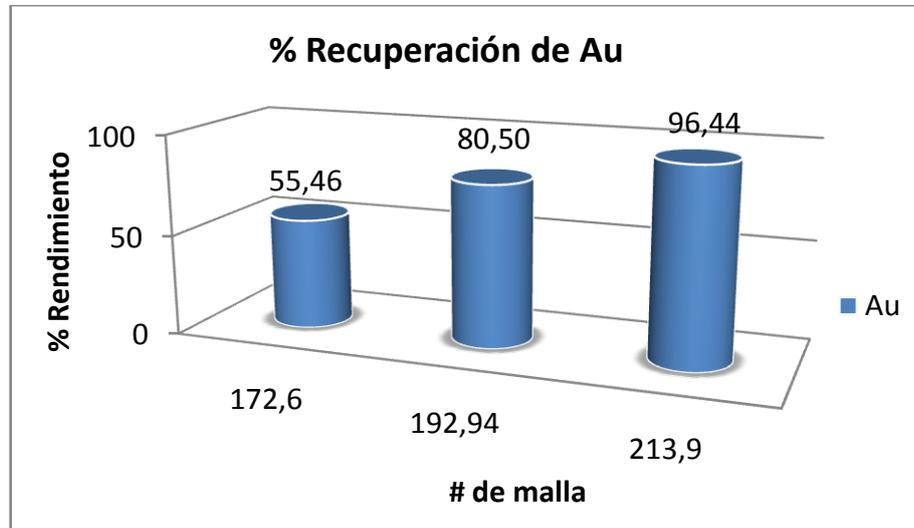
mallas de interés; la segunda curva granulométrica corresponde al ensayo de 20 minutos de molienda con  $d_{80}=88,15\mu\text{m}$  (172,60mallas); la tercera curva corresponde al ensayo de 26 minutos de molienda con un  $d_{80}=76,59\mu\text{m}$  (192,94mallas) y la cuarta curva granulométrica corresponde a 32min con un  $d_{80}=68,89\mu\text{m}$  (213,90mallas).

Se puede apreciar en las curvas granulométricas que mientras mayor es el tiempo de molienda, mayor es la liberación del tamaño de partículas, que estos serán utilizados para los ensayos de flotación y cianuración respectivamente.

#### 4.4. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTO DE LA FLOTACIÓN

**Tabla Nº 7. Balances metalúrgicos de los ensayos de flotación a diferente número de malla**

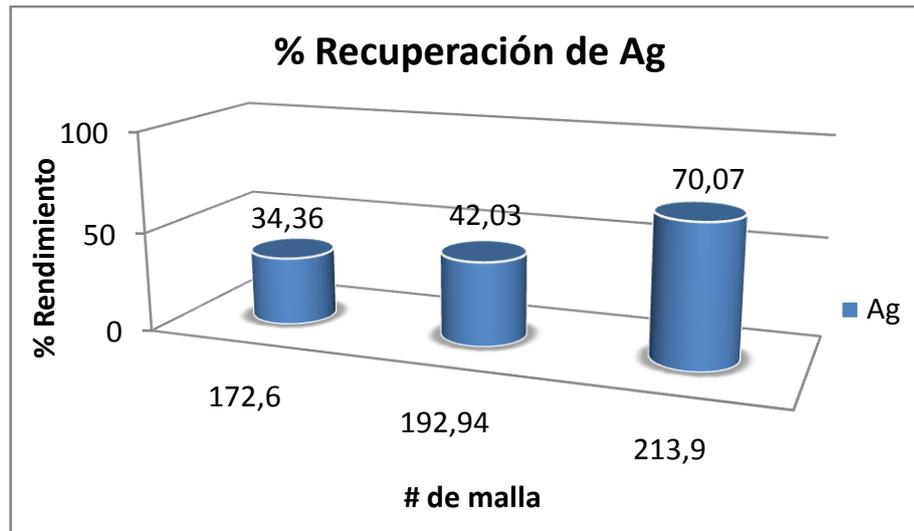
Balance de Au						
Parámetros (# malla)	Entrada E (mg)	Concentrado C (mg)	Relave R (mg)	C+R (mg)	Balance $E \approx C + R$	Rendimiento (%)
172,60	1,851	1,027	1,233	2,260	$1,851 \approx 2,260$	55,46
192,94	1,851	1,490	0,885	2,376	$1,851 \approx 2,376$	80,50
213,90	1,851	1,785	0,972	2,757	$1,851 \approx 2,757$	96,44



**Figura Nº 8. Porcentaje de Recuperación de Au**

**Tabla Nº 8. Balances metalúrgicos de los ensayos de flotación a diferente número de malla**

Balance de Ag						
Parámetros (# malla)	Entrada E (mg)	Concentrado C (mg)	Relave R (mg)	C+R (mg)	Balance C + R	Rendimiento (%)
<b>172,60</b>	1,617	0,556	0,775	1,331	1,617≈1,331	<b>34,36</b>
<b>192,94</b>	1,617	0,778	0,412	1,191	1,617≈1,191	<b>42,03</b>
<b>213,90</b>	1,617	1,133	0,735	1,868	1,617≈1,868	<b>70,07</b>



**Figura Nº 9. Porcentaje de Recuperación de Ag**

En la Figura Nº 8, observamos que el óptimo rendimiento de recuperación de Au en el proceso de flotación en los relaves, da a un tamaño de grano de 213,90 mallas, con un rendimiento de 91,44% de Au, considerando muy rentable con respecto a los otros dos ensayos; a 192,94 mallas se tiene una recuperación del 80,50% de Au, que se puede considerar suficiente, y a 172,6 mallas se tiene una recuperación de 55,46% de Au, que se considera como deficiente. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento del concentrado de flotación, es considerada muy buena en comparación a investigaciones realizadas que alcanzaron 83,93% (Alulima Jorge 2009)<sup>[8]</sup>. Ya que se usó los mismos reactivos de flotación sugeridos por el Protocolo de Geobiotics obteniéndose buenos resultados en la recuperación de oro con este tipo de mineralogía, por lo que es recomendable utilizarlos.

La recuperación de Ag se observa en la Figura Nº 9. El mejor rendimiento de recuperación de Ag en el proceso de flotación, a tamaño de grano de 213,90 mallas, con un 70,07% de Ag, considerando muy rentable con respecto a los otros dos ensayos; a 192,94

mallas se tiene una recuperación del 42,03% de Ag, que se puede considerar suficiente, y a 172,6 mallas se tiene una recuperación de 34,36% de Ag, que se considera como deficiente.

De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento del concentrado de flotación, es considerada muy buena en comparación a investigaciones realizadas en otros sector que alcanzaron 32% (Aramburú Vidal) <sup>[9]</sup>.

#### 4.5. ENSAYOS DE CIANURACIÓN

En las siguientes tablas se describe el control horario con las condiciones de operación las cuales se efectuaron las cianuraciones.

- ❖ pH: 9, 10 y 11
- ❖ Peso de la muestra (g): 250
- ❖ Volumen de agua (ml):500
- ❖ Dilución de la pulpa L/S:2/1 (33% de concentrado)
- ❖ Concentración de CN:0,75 - 1,00 - 1,25g/l
- ❖ Tamaño de grano: 213,90 mallas (68,89  $\mu$ m)
- ❖ Tiempo de cianuración: 12 horas

**Tabla Nº 9. Cianuración de relaves (durante 12 H).**

Tiempo (hora)	1. Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	Variación de pH								
	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
8:00	7,00	-	0,78	7,50	-	0,89	8,66	-	0,96
8:30	10,00	-	-	9,00	-	-	11,00	-	-
9:00	10,00	0,12	-	9,00	0,11	-	11,00	0,12	-
11:00	10,00	0,10	-	9,00	0,10	-	11,00	0,10	-
13:00	10,00	0,09	-	9,00	0,09	-	11,00	0,08	-
16:00	10,00	0,07	-	9,00	0,07	-	11,00	0,08	-
17:00	10,00	0,05	-	9,00	0,05	-	11,00	0,06	-
18:00	10,00	0,03	-	9,00	0,05	-	11,00	0,04	-
20:00	10,00	0,00	-	9,00	0,00	-	11,00	0,00	-
<b>TOTALES</b>		<b>0,46</b>	<b>0,78</b>		<b>0,47</b>	<b>0,89</b>		<b>0,48</b>	<b>0,96</b>

**Tabla N° 10. Cianuración de relaves (durante 12 H).**

Tiempo (hora)	1. Cianuración			2. Cianuración			3. Cianuración		
	0,75 g/l CN <sup>-</sup>			1,00 g/l CN <sup>-</sup>			1,25 g/l CN <sup>-</sup>		
	pH	NaCN (g)	CaO (g)		NaCN (g)	CaO (g)	pH	NaCN (g)	CaO (g)
8:00	10,30	-	0,72	8,66	-	0,96	10,30	-	1,02
8:30	11,00	-	-	11,00	-	-	11,00	-	-
9:00	11,00	0,10	-	11,00	0,12	-	11,00	0,19	-
11:00	11,00	0,07	-	11,00	0,10	-	11,00	0,14	-
13:00	11,00	0,06	-	11,00	0,08	-	11,00	0,12	-
16:00	11,00	0,05	-	11,00	0,08	-	11,00	0,08	-
17:00	11,00	0,05	-	11,00	0,06	-	11,00	0,06	-
18:00	11,00	0,03	-	11,00	0,04	-	11,00	0,03	-
20:00	11,00	0,00	-	11,00	0,00	-	11,00	0,00	-
<b>TOTALES</b>		<b>0,36</b>	<b>0,72</b>		<b>0,48</b>	<b>0,96</b>		<b>0,62</b>	<b>1,02</b>

#### 4.5.1. BALANCES METALÚRGICOS Y RENDIMIENTO DE LA CIANURACIÓN

Para los ensayos de cianuración se utilizó el material concentrado de la flotación a 213,90 mallas que dio la mejor recuperación en oro y plata, se varió parámetros de pH.

##### 4.5.1.1. Balances químicos de Au y Ag para las cianuraciones variando el pH (9, 10,11)

**Tabla N° 11. Balance químico de Au para las cianuraciones**

Parámetros	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S + R (mg)	Rendimiento (%)
pH 9	0,67	0,36	0,16	0,53	54,05
pH 10	0,67	0,37	0,13	0,50	54,26
pH 11	0,67	0,42	0,16	0,58	62,45

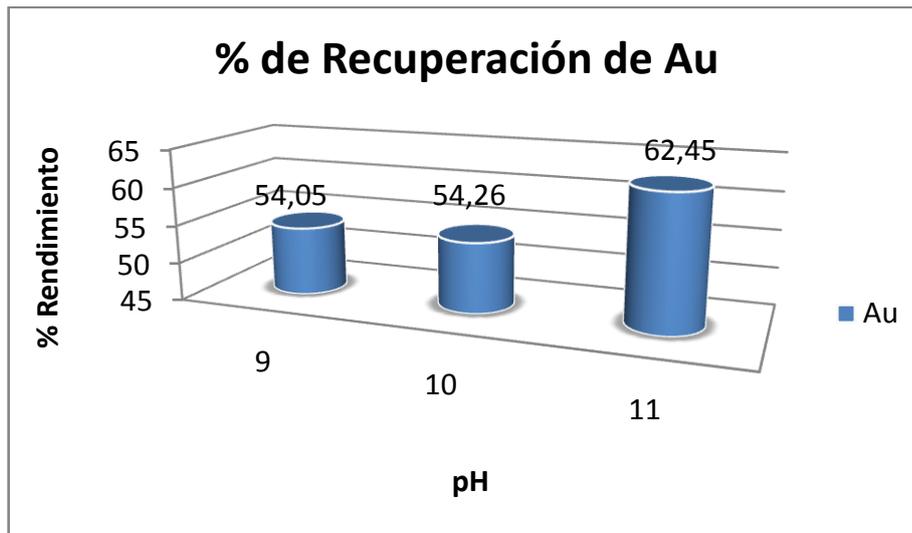


Figura Nº 10. Porcentaje de Recuperación de Au

Tabla Nº 12. Balance químico de Ag para las cianuraciones variando pH

Parámetros	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
pH 9	0,30	0,06	0,04	0,10	20,64
pH 10	0,30	0,14	0,04	0,18	46,56
pH 11	0,30	0,18	0,03	0,21	60,00

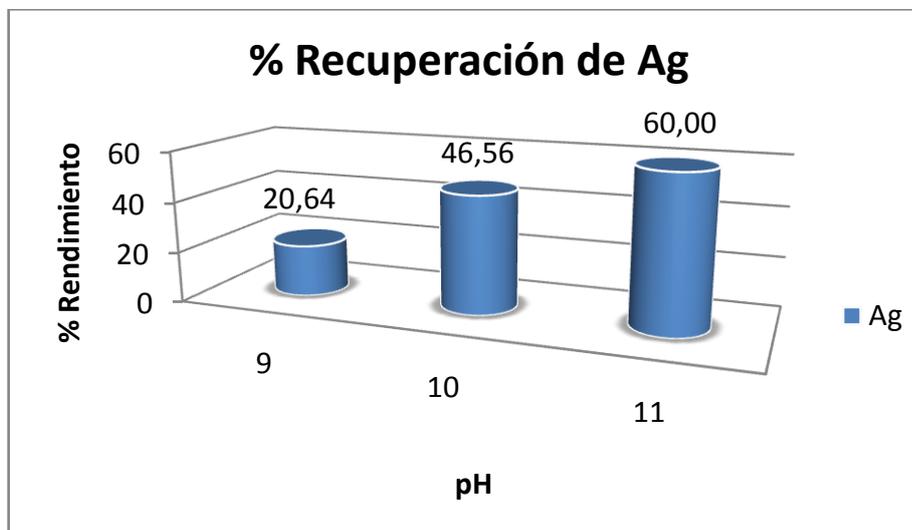


Figura Nº 11. Porcentaje de Recuperación de Ag

En la Figura Nº 10. Obtenemos una recuperación de Aua pH 11 con el 62,45%, mientras que en los otros dos ensayos las recuperaciones fueron bajas para pH 9 fue 54,05% y para pH 10 fue 54,26%, la mismas que se consideran deficientes. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración, no es considerada muy buena en comparación

investigaciones realizadas en otro sector que alcanzaron 90.05% a pH 10.5 (**GUARTÁN – TAMAY 2002**)<sup>[10]</sup>.

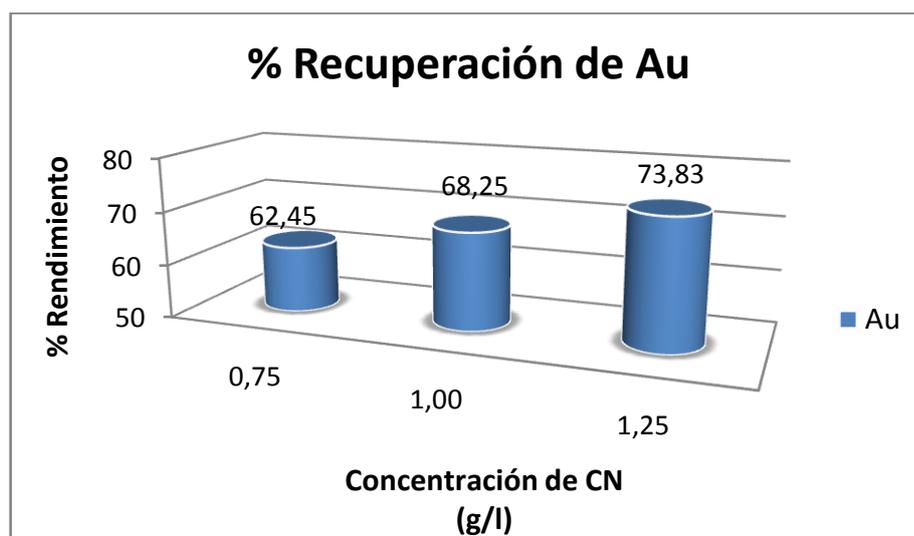
En la Figura N° 11. El mayor porcentaje de recuperación fue a pH 11 con el 60,00%, en los otros dos fueron bajos, a pH 9 fue 20,64% y pH 10 fue 46,56%, considerándose así unas recuperaciones deficientes. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración para Ag, no es considerada muy buena en comparación a investigaciones realizadas en otro país que alcanzaron 80% (**LUNA 2003**)<sup>[11]</sup>.

Para la variación de concentración de CN, se trabajó con pH 11 ya que fue el que dio un mejor rendimiento de Au, que se puede decir que es el mineral de mayor importancia.

**4.1.1.2. Balances químicos de Au y Ag para las cianuraciones variando la concentración de CN<sup>-</sup> (0,75- 1,00- 1,25).**

**Tabla N° 13. Balance químico de Au para las cianuraciones**

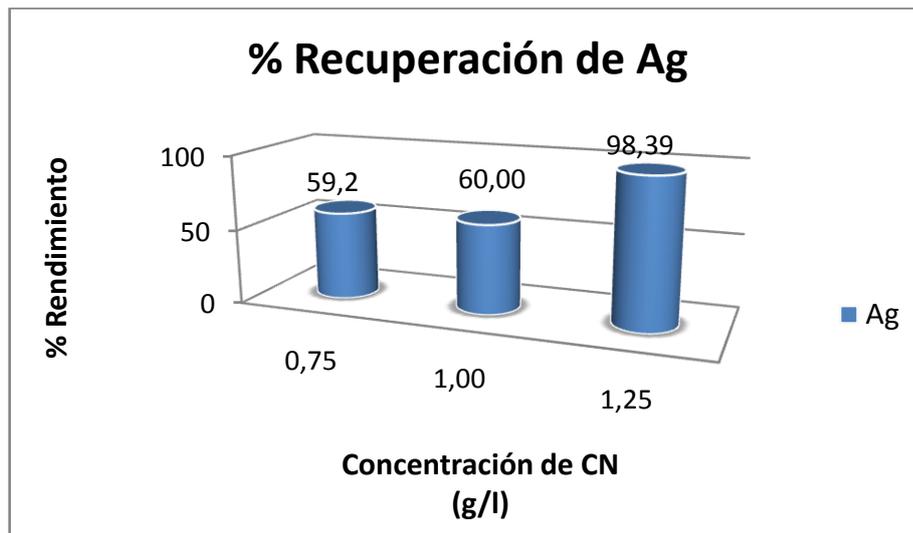
Parámetros	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
CN <sup>-</sup> 0,75g/L	0,67	0,42	0,16	0,58	62,45
CN <sup>-</sup> 1,00g/L	0,67	0,46	0,29	0,75	68,25
CN <sup>-</sup> 1,25g/L	0,67	0,50	0,38	0,88	73,83



**Figura N° 12. Porcentaje de Recuperación de Au**

**Tabla N° 14. Balance químico de Ag para las cianuraciones**

Parámetros	Entrada E (mg)	Solución S (mg)	Relave R (mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
CN 0,75g/L	0,30	0,18	0,15	0,32	59,20
CN 1,00g/L	0,30	0,18	0,03	0,21	60,00
CN 1,25g/L	0,30	0,30	0,14	0,44	98,39



**Figura N° 13. Porcentaje de Recuperación de Ag**

En la Figura N° 12. Trabajamos con la variación de CN, para la recuperación de Au en donde cambiando las concentraciones tenemos las siguientes recuperaciones concentración de CN 0.75g/l fue 62,45% a concentración de CN 1,00g/l fue de 68,25% considerándose así unas recuperaciones deficientes. Sin embargo se obtuvo un óptimo rendimiento a concentración de CN 1,25g/L que fue 73,83% en comparación a los otros ensayos que fueron bajos. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración, no es considerada muy buena en comparación a investigaciones realizadas en otros sector que alcanzaron 93.84% a concentración de CN 1.5g/LT (**GUARTÁN – TAMAY 2002**)<sup>[10]</sup>.

En la Figura N° 13. El rendimiento de Ag a 1,25g/l de concentración de CN, obtuvo la mejor recuperación con el 98,39%, y a 0,75g/l de CN fue 59,20% siendo un porcentaje aceptable y con 1,00g/l de CN nos dio un resultado de 60,00%. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración, es considerada muy buena en comparación a investigaciones realizadas que alcanzaron 60% a las 72 horas de reacción (**SALINAS – RIVERA 2004**)<sup>[12]</sup>.

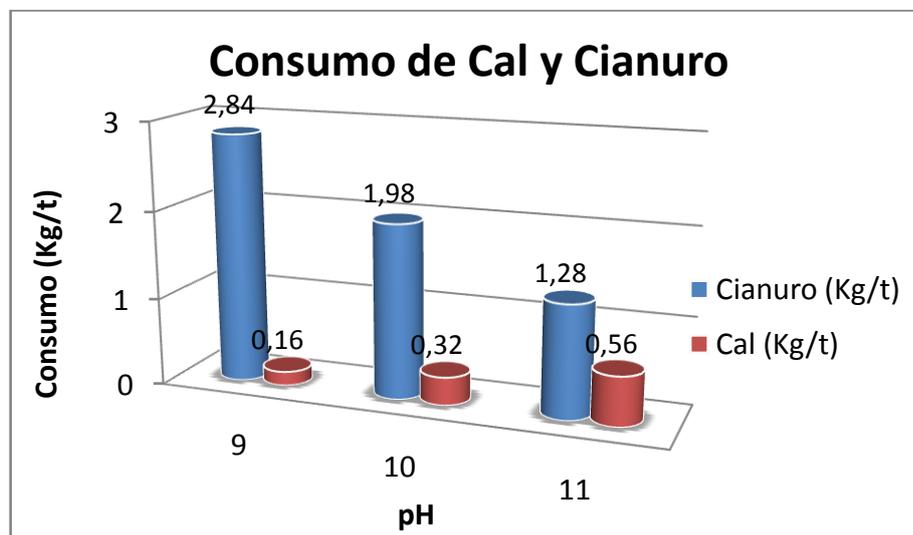
Para proceder a realizar la curva de cinética se trabajó con parámetros de pH 11 y concentración de CN 1,25g/l, ya que son los que proporcionan un mejor resultado de recuperación tanto de Au como de Ag.

#### 4.5.2. CONSUMO DE CAL Y CIANURO EN EL PROCESO

A continuación se presenta el consumo de cal y cianuro que se produjo durante los procesos de cianuración tanto en la variación de pH así como también en la variación de cianuro.

**Tabla Nº 15. Consumo de cal y cianuro variando el pH**

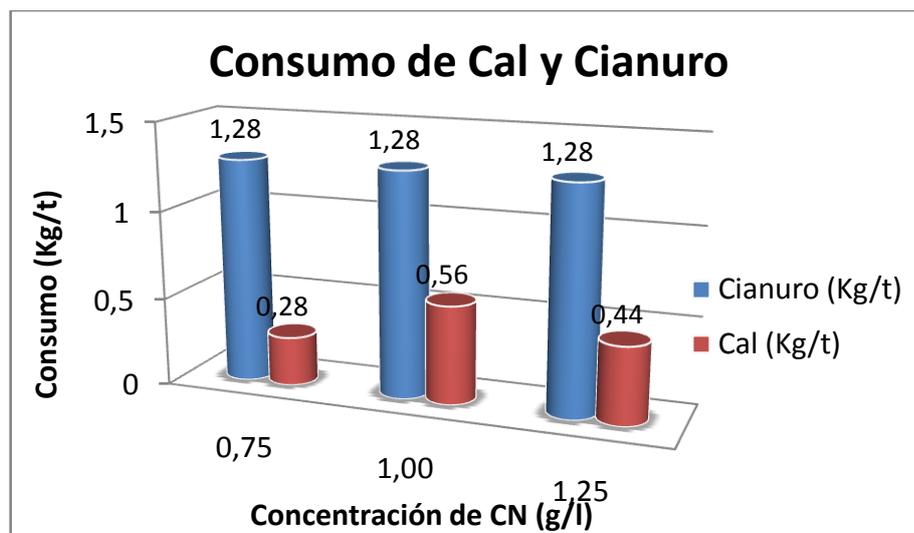
PARÁMETROS	PROCESO	PROMEDIO	
		g	Kg/Ton
pH 9	Consumo de cianuro	0,71	2,84
	Consumo de cal	0,04	0,16
pH 10	Consumo de cianuro	0,50	1,98
	Consumo de cal	0,08	0,32
pH 11	Consumo de cianuro	0,32	1,28
	Consumo de cal	0,14	0,56



**Figura Nº 14. Consumo de Cianuro y Cal durante las 12Horas variando el pH**

**Tabla N° 16. Consumo de cal y cianuro variando la concentración de CN**

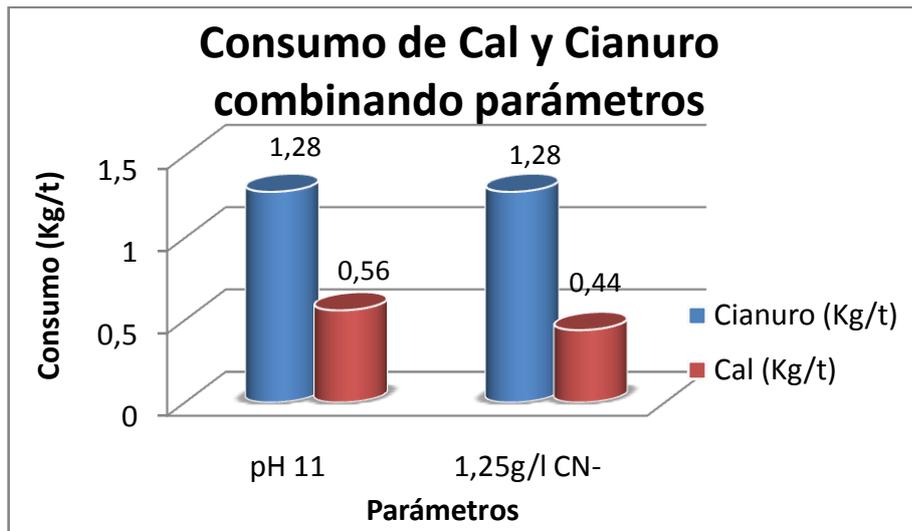
PARÁMETROS	PROCESO	PROMEDIO	
		g	Kg/Ton
0,75g/l CN <sup>-</sup>	Consumo de cianuro	0,32	1,28
	Consumo de cal	0,07	0,28
1,00g/l CN <sup>-</sup>	Consumo de cianuro	0,32	1,28
	Consumo de cal	0,14	0,56
1,25g/l CN <sup>-</sup>	Consumo de cianuro	0,32	1,28
	Consumo de cal	0,11	0,44



**Figura N° 15. Consumo de Cianuro y Cal durante las 12Horas variando la concentración de CN**

En la Figura N° 14. Indica el consumo de cianuro y cal durante las 12horas variando el pH se puede observar que para pH 9 fue 2,84kg/ton de cianuro y 0,16kg/ton de cal, pH 10 fue 1,98kg/ton de cianuro y 0,32 kg/ton de cal, en cambio con pH 11 fue 1.28Kg/ton durante el proceso para el cianuro, y el consumo total de cal es de 0.56Kg/ton.

En la Figura N° 15. Consumo de cianuro y cal durante las 12Horas variando la concentración de CN<sup>-</sup> a concentración de 0,75 CN<sup>-</sup> fue 1.28Kg/ton y 0.28 1Kg/ton de cal, a concentración de 1 CN<sup>-</sup> fue 1.28Kg/ton y 0.56 1Kg/ton de cal, y por último a concentraciones de 1,25 CN<sup>-</sup> fue 1.28Kg/ton y 0.44 1Kg/ton de cal.



**Figura Nº 16. Consumo de Cianuro y Cal con parámetros de pH y Cianuro combinados**

En la Figura Nº 16. Determinamos los mejores resultados a pH 11 y 1,25g/l concentración de CN<sup>-</sup>, el consumo de CN<sup>-</sup> para los dos ensayos es de 1,28kg/ton, con respecto al consumo de cal para el ensayo a pH 11 fue de 0,56kg/ton y para el ensayo de 1,25g/l de concentración de CN<sup>-</sup> es de 0.44kg/ton se puede notar claramente que el ensayo 2 es el más eficiente, ya que se utilizó menos cantidad de reactivos y se obtuvieron los mejores rendimientos de recuperación de Au y Ag (Anexo 6).

#### 4.6. CURVAS DE CINÉTICA DE CIANURACIÓN

La cinética de cianuración se la estableció con los parámetros de pH11 y concentración de cianuro de 1.25g/L, los datos se los presenta en la Tabla Nº 15

**Tabla Nº 17. Cianuraciones de los relaves**

Tiempos (horas)	Ley de Au (ppm)	Ley de Ag (ppm)
0	0	0
½	0,125	1,149
1	0,145	1,361
2	0,154	1,352
5	0,146	1,319
8	0,145	1,165

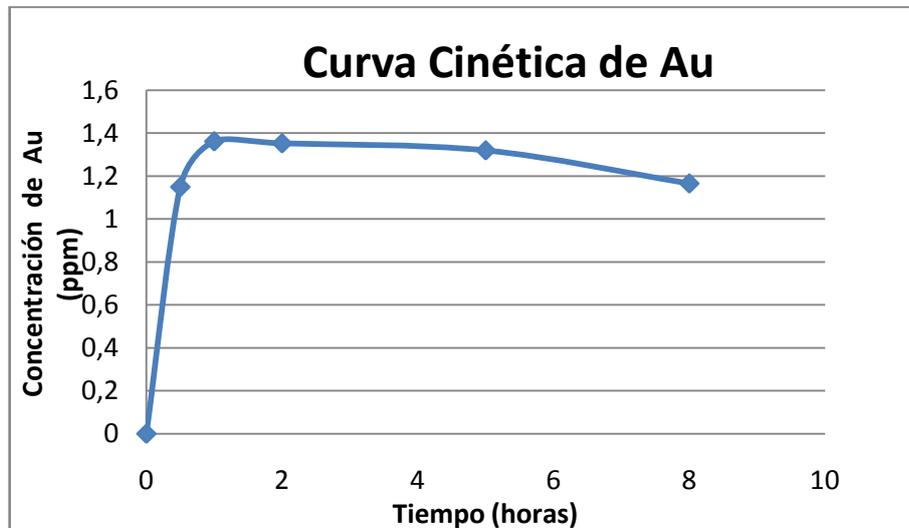


Figura N° 17. Curva Cinética de Au

En la Figura N° 17. Se puede observar la curva de la cinética de reacción a través del tiempo, el gráfico nos permite observar que a tiempos de 5 a 6 horas hay mayor cantidad de recuperación de oro, en el momento en que el cianuro libre se agota, se presenta un cambio brusco en la pendiente de la curva de concentración Vs tiempo. Dichas recuperaciones se dieron a pH 11 y concentración de cianuro de 1,25g/l.

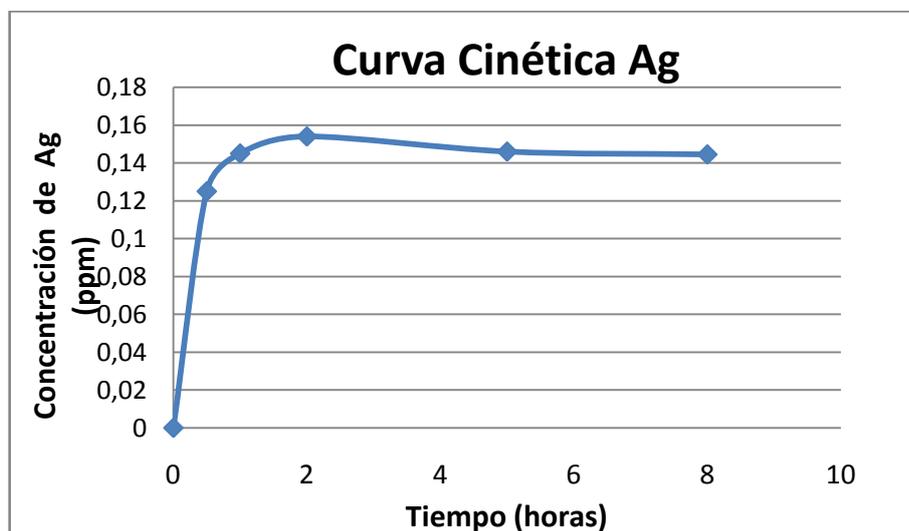


Figura N° 18. Curva Cinética de Ag

En la Figura N° 18. Se puede observar la curva de la cinética de reacción a través del tiempo, que en los tiempos de 5 a 6 horas hay mayor cantidad de recuperación de plata en el momento en que el cianuro libre se agota, se presenta un cambio brusco en la pendiente de la

*“Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija”*

---



curva de concentración vs tiempo. Estas recuperaciones se dieron a pH11 y concentración de cianuro de 1,25g/l.

## CAPITULO V

### 5. CONCLUSIONES

Como resultados de la investigación realizados en los relaves de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija, se puede concluir lo siguiente:

- ✓ El análisis químico de cabeza de los relave nos determina una concentración de Au = 1,286ppm y de Ag =1,388ppm.
- ✓ En el análisis mineralógico no se logra detectar Au y Ag debido a las leyes bajas tanto de Au = 1,286ppm como de Ag =1,388ppm; hay presencia de Pirita en un 2%, trazas de Hematita y minerales de ganga 98%.
- ✓ El peso específico de los relaves es de  $3,14\text{g/cm}^3$ , considerándose así un material bastante denso.
- ✓ El mejor tiempo de molienda es de 32min con un  $d_{80}=68,89\mu\text{m}$  (213,90mallas).
- ✓ En la flotación se obtuvo una recuperación de Au=96,44% y de Ag=70,07%, a  $68,89\mu\text{m}$  de tamaño de grano.
- ✓ A pH 11 y concentración de  $\text{CN}^-$  1,25g/l se obtuvieron las mejores recuperaciones de Au con el 73,83%, y para la Ag de 98,39%.
- ✓ El consumo de reactivos en el proceso de cianuración fue a parámetros de pH 11 y 1,25g/l concentración de  $\text{CN}^-$ , con un gasto de 1,28kg/ton de  $\text{CN}^-$  y 0.44kg/ton de cal.
- ✓ En las cinéticas de cianuración el mejor ensayo fue a pH 11 y concentración de  $\text{CN}^-$  1.25g/l obteniéndose la mayor recuperaciones de 5 a 6 horas tanto para el oro y la plata.

## CAPITULO VI

### 6. RECOMENDACIONES

- ✓ El tamaño de partícula que se desea obtener esta en total dependencia de la calidad y tiempo de molienda, para lo cual es conveniente tener bien claro los tiempos de molienda y sus curvas para poder reportar la malla de trabajo para determinar el d80.
- ✓ El proceso de lavado de la muestra debe ser realizado cuidadosamente de modo de no dañar el tamiz o producir perdidas del material al ser lanzado este fuera de la bandeja al lavar los tamices.
- ✓ Para que los datos sean confiables verificar el estado limpio de los tamices en caso de ser utilizados limpiarlos con brocha y con el aire del compresor y en caso de ser necesario las mallas mayores a 200 utilizar el limpiador de ultrasonido.
- ✓ En los relaves, se recomienda flotar a pH 9 porque a pH superiores el oro se deprime, ya que la cal actúa como un agente depresor.
- ✓ Se recomienda antes de realizar el proceso de cianuración plantearse el control horario y las condiciones de operación que se tomaran en cuenta para efectuar la misma.
- ✓ Al determinar el consumo de cianuro residual hay que tomar en cuenta el gasto correcto de solución titulante, para determinar bien el peso de reposición de cianuro que hay que devolver a la solución cianurada.
- ✓ Dejar que repose la muestra para poderla tomar sin sedimentos, hasta que el líquido se encuentre claro para el momento de realizar las titulaciones y no altere el color del viraje.

## **7. BIBLIOGRAFIA**

1. Evaluación del Distrito Minero del Ecuador, Ministerio de Geología y Minas 1ra Edición, Volumen V, Junio 2000.
2. AGENCIA CANADIENSE DE DESARROLLO INTERNACIONAL, Gobierno del Ecuador Ministerio de Recursos Naturales y Energéticos-Proyecto Sur Oriente Ecuador, Diciembre 1987.
3. Perry Roberth (2001)Manual de Ingeniería Química (6ª.Ed.). Sección: Sistema de clasificación sólido -sólido y líquido-líquido, Flotación (p.p 51-58) México. McGraw-Hill/ Interamericana editores S.A. Tomo 2.
4. Kirk, R, Othmer D (1962) Enciclopedia de Tecnología Química (1ª.Ed.). Flotación (p.p 180-198) México.
5. Reactivos de Flotación<http://www.renasa.com.pe/xantatos.htm>
6. CHUQUIPOMA Fidel Sergio, Metalurgia del Oro, Editorial San Marcos\_Lima-Peru.
7. PERRY R.- Manual del Ingeniero Químico, sexta edición, Tomo 1, sexta edición.
8. ALULIMA Jorge, Rendimiento de la flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los subdistritos mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo, tesis, grado previo la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja Ecuador 2009.
9. ARAMBURU Vidal Sixto, Recuperación de plata a partir de relaves de flotación, Mediante lixiviación ácido –clorurante, volumen 3, Lima –Perú.
10. GUARTÁN MEDINA José Arturo - TAMAY GRANDA José Vidal “Optimización del Proceso de Recuperación de Oro Contenido en los Relaves de Molienda de la Planta Vivanco por el Método de Flotación - Cianuración” - Tesis de Grado Previa la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja - Ecuador 2002.
11. LUNA SÁNCHEZ, Rosa María- Investigación ESTUDIO INTEGRAL DEL COMPORTAMIENTO DE LA CIANURACIÓN DE PLATA EN CONCENTRADOS MINERALES TESIS OBTENER EL GRADO DE DOCTOR EN CIENCIAS (INGENIERÍA QUÍMICA) marzo 2003.
12. SALINAS Eliazar, RIVERA Isauro – Investigación Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono, México 10 de diciembre del 2004.

13. CARRIÓN Galo, Estudio mineralógico para la determinación de oro refractario en los distritos mineros de Portovelo, Bella rica y San Gerardo, tesis, grado previo la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja Ecuador 2010.
14. SANCHO José, BALLESTER Antonio, Metalurgia Extractiva Procesos de Obtención, Volumen II pág. 410,411.
15. Gutiérrez Jaime, Estudio de la recuperación del oro por cianuración muestra de Nambija, tesis, grado previo la obtención del título de ingeniero en Geología y Minas, Loja Ecuador 1990.
16. Zona de Nambija [www.ecuadoralibre.com](http://www.ecuadoralibre.com)

## 8. ANEXOS

### ANEXO 1. Cálculo del peso específico de los relaves

P1 = Peso del picnómetro vacío y seco

P2 = P1 + peso de la muestra

P4 = P2 + agua

P3 = P1 + agua

$$Pe = \frac{P_2 - P_1}{P_3 - P_1} = \frac{P_4 - P_2}{P_3 - P_1}$$

#### ENSAYO Nº 1

P1 = 19,64

P2 = 20,56

P4 = 30,58

P3 = 29,95

$$Pe = \frac{20,56 - 19,64}{29,95 - 19,64} = \frac{30,58 - 20,56}{29,95 - 19,64} = \frac{0,92}{0,29} = 3,1724$$

#### ENSAYO Nº 2

P1 = 19,64

P2 = 21,94

P4 = 30,89

P3 = 29,94

$$Pe = \frac{21,04 - 19,64}{29,94 - 19,64} = \frac{30,89 - 21,04}{29,94 - 19,64} = \frac{1,4}{0,45} = 3,1111$$

#### ENSAYO Nº 3

P1 = 19,64

P2 = 20,71

P4 = 30,69

P3 = 29,96

$$Pe = \frac{20,71 - 19,64}{29,96 - 19,64} = \frac{30,69 - 20,71}{29,96 - 19,64} = \frac{1,07}{0,34} = 3,1470$$

**ANEXO 2. Serie de Tamices**

**Tabla Nº 17. Serie de tamices de Estados Unidos y equivalentes de Tyler (ASTM\_E-11-61)**

Designación del tamiz		Abertura de la malla		Diámetro nominal del alambre		Designación equivalente de Tyler
Estándar	Alternativa	mm	In (equiv. Aprox.)	mm	In (equiv. Aprox.)	
107.6mm	4.24in.	107.6	4.24	6.40	0.2520	
101.6mm	4 in. †	101.6	4.00	6.30	0.2480	
90.5mm	3 ½ in.	90.5	3.5	6.08	0.2394	
76.1mm	3in.	76.1	3.00	5.80	0.2283	
64.0mm	2 ½ in	64.0	2.50	5.50	0.2165	
53.8mm	2.12in.	53.8	2.12	5.15	0.2028	
50.8mm	2 in. †	50.8	2.00	5.05	0.1988	
45.3mm	1 ¾ in.	45.3	1.75	4.85	0.1909	
38.1mm	1 ½ in.	38.1	1.50	4.59	0.1807	
32.0mm	1 ¼ in.	32.0	1.25	4.23	0.1665	
26.9mm	1.06 in.	26.9	1.06	3.90	0.1535	1.050 in
25.4mm	1 in. †	25.4	1.00	3.80	0.1496	
22.6mm	7/8 in.	22.6	0.875	3.50	0.1378	0.883 in
19.0mm	¾ in.	19.0	0.750	3.30	0.1299	0.742 in
16.0mm	5/8 in.	16.0	0.625	3.00	0.1181	0.624 in
13.5mm	0.530 in.	13.5	0.530	2.75	0.1083	0.525 in
12.7mm	½ in. †	12.7	0.500	2.67	0.1051	
11.2mm	7/16 in.	11.2	0.438	2.45	0.0965	0.441 in
9.51mm	3/8 in.	9.51	0.375	2.27	0.0894	0.371 in
8.00mm	5/16 in.	8.00	0.312	2.07	0.0815	2 ½ malla
6.73mm	0.265 in.	6.73	0.265	1.87	0.0736	3 malla
6.35mm	¼ in. †	6.35	0.250	1.82	0.0717	
5.66mm	No. 3 ½	5.66	0.223	1.68	0.0661	3 ½ malla
4.76mm	No. 4	4.76	0.187	1.54	0.0606	4 malla
4.00mm	No. 5	4.00	0.157	1.37	0.0539	5 malla
3.36mm	No. 6	3.36	0.132	1.23	0.0484	6 malla
2.83mm	No. 7	2.83	0.111	1.10	0.0430	7 malla
2.38mm	No. 8	2.38	0.0937	1.00	0.0394	8 malla
2.00mm	No. 10	2.00	0.0787	0.900	0.0354	9 malla
1.68mm	No. 12	1.68	0.0661	0.810	0.0319	10 malla
1.41mm	No. 14	1.41	0.0555	0.725	0.0285	12 malla
1.19mm	No. 16	1.19	0.0469	0.650	0.0256	14 malla
1.00mm	No. 18	1.00	0.0394	0.580	0.0228	16 malla
841micras	No. 20	0.841	0.0331	0.510	0.0201	20 malla

*“Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija”*



707micras	No. 25	0.707	0.0278	0.450	0.0177	24 malla
595micras	No. 30	0.595	0.0234	0.390	0.0154	28 malla
500micras	No. 35	0.500	0.0197	0.340	0.0134	32 malla
420micras	No. 40	0.420	0.0165	0.290	0.0114	35 malla
354micras	No. 45	0.354	0.0139	0.247	0.0097	42 malla
297micras	No. 50	0.297	0.0117	0.215	0.0085	48 malla
250micras	No. 60	0.250	0.0098	0.180	0.0071	60 malla
210micras	No. 70	0.210	0.0083	0.152	0.0060	65 malla
177micras	No. 80	0.177	0.0070	0.131	0.0052	80 malla
149micras	No. 100	0.149	0.0059	0.110	0.0043	100 malla
125micras	No. 120	0.125	0.0049	0.091	0.0036	115 malla
105micras	No. 140	0.105	0.0041	0.076	0.0030	150 malla
88micras	No. 170	0.88	0.0035	0.064	0.0025	170 malla
74micras	No. 200	0.74	0.0029	0.053	0.0021	200 malla
63micras	No. 230	0.63	0.0025	0.044	0.0017	250 malla
53micras	No. 270	0.53	0.0021	0.037	0.0015	270 malla
44micras	No. 325	0.44	0.0017	0.030	0.0012	325 malla
37micras	No. 400	0.37	0.0015	0.025	0.0010	400 malla

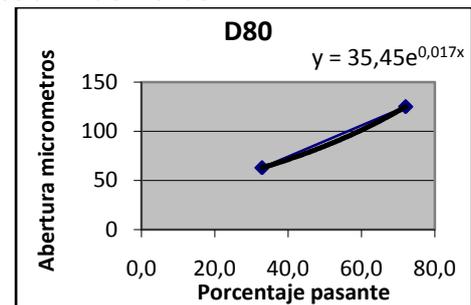
### ANEXO 3. Cálculos granulométricos de optimización de la molienda

**Tabla N° 18a. Cálculos de Granulometría del relave a 0 minutos de molienda**

Nro. Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	Peso (%)	Acumulado retenido (%)	Acumulado Pasante (%)
1	2000	0,05	0,02	<b>0,02</b>	100,0
2	1000	0,09	0,04	<b>0,06</b>	99,9
3	500	0,18	0,07	<b>0,13</b>	99,9
4	250	5,95	2,42	<b>2,55</b>	97,4
5	125	62,46	25,42	<b>27,97</b>	72,0
6	63	96,26	39,17	<b>67,14</b>	32,9
7	45	25,79	10,49	<b>77,63</b>	22,4
8	37	10,14	4,13	<b>81,63</b>	18,4
-400	0	0,44	0,18	81,81	18,2
Lamas		44,38	18,06	100	0,1
	<b>Total</b>	<b>245,74</b>	<b>100,00</b>		

**Tabla N° 18b. Transformación de micrómetros a N° de mallas**

Coefficiente	Exponente	Respuesta	unidades
35,458	0,0175	143,79	micrómetros
<b>Interpolación</b>			
B	120	125	a
X		143,79	e
D	100	149	c
<b>Resultado</b>		<b>104,34</b>	<b>Malla</b>

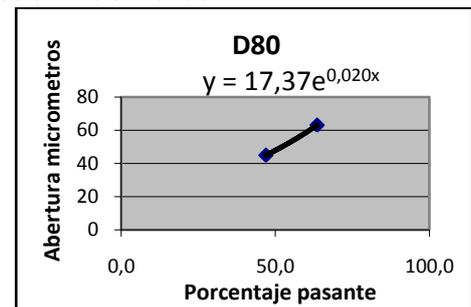


**Tabla N° 19a. Cálculos de Granulometría del relave a 20 minutos de molienda**

Nro. Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	Peso (%)	Acumulado retenido (%)	Acumulado Pasante (%)
1	2000	0,01	0,00	<b>0,00</b>	100,0
2	1000	0,01	0,00	<b>0,00</b>	100,0
3	500	0,08	0,03	<b>0,00</b>	100,0
4	250	0,08	0,03	<b>0,10</b>	99,9
5	125	8,33	3,36	<b>3,43</b>	96,6
6	63	81,91	33,00	<b>36,43</b>	63,6
7	45	41,21	16,60	<b>53,04</b>	47,0
8	37	26,58	10,71	<b>63,71</b>	36,3
-400	0	22,84	9,20	72,91	27,1
Lamas		67,13	27,05	99,96	0,0
	<b>Total</b>	<b>248,18</b>	<b>100,00</b>		

**Tabla N° 19b. Transformación de micrómetros a N° de mallas**

Coeficiente	Exponente	Respuesta	unidades
17,375	0,0203	88,15	micrómetros
<b>Interpolación</b>			
b	140	105	a
x		88,15	e
d	200	74	c
<b>Resultado</b>		<b>172,6</b>	<b>Malla</b>

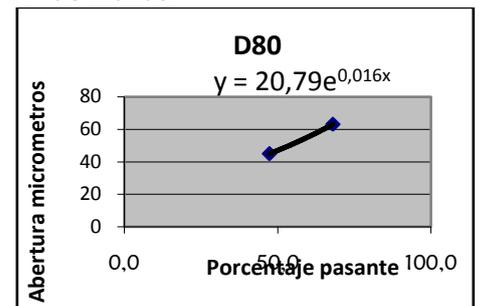


**Tabla N° 20a. Cálculos de Granulometría del relave a 26 minutos de molienda**

Nro. Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	Peso (%)	Acumulado retenido (%)	Acumulado Pasante (%)
1	2000	0	0,00	<b>0,00</b>	100,0
2	1000	0	0,00	<b>0,00</b>	100,0
3	500	0,01	0,00	<b>0,00</b>	100,0
4	250	0,01	0,00	<b>0,00</b>	100,0
5	125	5,92	2,44	<b>2,45</b>	97,5
6	63	71,64	29,57	<b>32,02</b>	68,0
7	45	49,98	20,63	<b>52,65</b>	47,3
8	37	12,01	4,96	<b>57,61</b>	42,4
-400	0	0,59	0,24	57,85	42,1
Lamas		102,1	42,14	100,00	0,0
	<b>Total</b>	<b>248,18</b>	<b>100,00</b>		

**Tabla N° 20b. Transformación de micrómetros a N° de mallas.**

Coefficiente	Exponente	Respuesta	unidades
20,79	0,0163	76,59	micrómetros
<b>Interpolación</b>			
b	200	74	a
x		76,59	e
d	230	63	c
<b>Resultado</b>		<b>192,90</b>	<b>Malla</b>

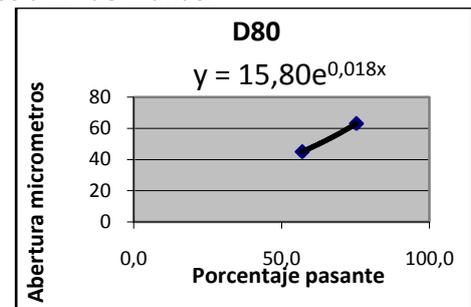


**Tabla N° 21a. Cálculos de Granulometría del relave a 32 minutos de molienda**

Nro. Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	Peso (%)	Acumulado retenido (%)	Acumulado Pasante (%)
1	2000	0	0,00	<b>0,0</b>	100,0
2	1000	0	0,00	<b>0,0</b>	100,0
3	500	0	0,00	<b>0,0</b>	100,0
4	250	0	0,00	<b>0,0</b>	100,0
5	125	2,17	0,89	<b>0,89</b>	99,1
6	63	57,77	23,83	<b>24,72</b>	75,3
7	45	44,42	18,32	<b>43,04</b>	57,0
8	37	23,98	9,89	<b>52,93</b>	47,1
-400	0	2,77	1,14	54,07	45,9
Lamas		111,36	45,93	100,00	0,0
	<b>Total</b>	<b>242,47</b>	<b>100,00</b>		

**Tabla N° 21b. Transformación de micrómetros a N° de mallas.**

Coeficiente	Exponente	Respuesta	unidades
15,808	0,0184	68,89	micrómetros
<b>Interpolación</b>			
b	200	74	a
x		68,89	e
d	230	63	c
<b>Resultado</b>		<b>213,90</b>	<b>Malla</b>



#### **ANEXO 4. Reporte de la dosificación y consumo de reactivos de flotación.**

##### **ANEXO 4.1. Dosificación de reactivos**

La dosificación de reactivos viene especificada en g/t, la cantidad de reactivo a utilizar por peso de muestra se calcula con la siguiente expresión matemática.

$$x = \frac{PR * PM * 10^{-6}}{Co}$$

Dónde:

PR = cantidad de reactivo especificado (g/t)

PM = peso de la muestra

Co = concentración

x = cantidad de reactivo a pesar

**242 = 30g/t**

$$x = \frac{(30)(1500)(10^{-6})}{1}$$
$$x = 0,045g$$

**KAX = 40g/t**

$$x = \frac{(40)(1500)(10^{-6})}{1}$$
$$x = 0,06g$$

**RS370 = 30g/t**

$$x = \frac{(30)(1500)(10^{-6})}{1}$$
$$x = 0,045g$$

**SiO<sub>3</sub>Na<sub>2</sub> = 250g/t**

$$x = \frac{(250)(1500)(10^{-6})}{1}$$
$$x = 0,375g$$

#### ANEXO 4.2. Consumo de reactivos

**Tabla N° 22. Cantidad de reactivos utilizados**

Nº de ensayos	Nombre de reactivo	Peso (g) reactivo	Peso (g) total
9	242	0,045	0,405
9	KAX Z-6	0,06	0,540
9	SiO <sub>3</sub> Na <sub>2</sub>	0,375	3,375
9	RS 370	0,045	0,405

**ANEXO 5. Análisis Químico**

**Tabla N° 23. Lecturas de Absorción Atómica IQA**

Procedimiento	Parámetro	Cód. Muestra	Ley de Au (mg/Kg)	Ley de Ag (mg/Kg)
Ley de cabeza (mg/Kg)	104,34	C1M1	1,286	1,388
Ley concentrado de la flotación (mg/Kg)	172,60	F1 C20	2,300	1,000
Ley relave de la flotación (mg/Kg)		F1 R20	1,600	0,740
Ley concentrado de la flotación (mg/Kg)	192,94	F1 C26	2,200	1,120
Ley relave de la flotación (mg/Kg)		F1 R26	1,500	1,000
Ley concentrado de la flotación (mg/Kg)	213,90	F1 C32	2,698	1,200
Ley relave de la flotación (mg/Kg)		F1 R32	1,842	1,640
Ley relave de la cianuración (mg/Kg)	pH 9	C1 M1	0,656	0,148
Ley solución de la cianuración (mg/Kg)		C1 M1	0,763	0,104
Ley relave de la cianuración (mg/Kg)	pH 10	C2 M1	0,673	0,210
Ley solución de la cianuración (mg/Kg)		C2 M1	0,760	0,291
Ley relave de la cianuración (mg/Kg)	pH 11	C3 M1	0,720	0,152
Ley solución de la cianuración (mg/Kg)		C3 M1	0,851	0,086
Ley solución de la cianuración (mg/Kg)	0,75g/l CN <sup>-</sup>	C1 M1	0,959	0,370
Ley relave de la cianuración (mg/Kg)		C1 M1	1,209	0,588
Ley solución de la cianuración (mg/Kg)	1,25g/l CN <sup>-</sup>	C2 M2	1,060	0,624
Ley relave de la cianuración (mg/Kg)		C2 M2	1,530	0,580
Leyes solución de la cianuración para cinética (mg/Kg)	pH 11 1,25g/l CN <sup>-</sup>	M1	1,149	0,125
		M2	1,361	0,145
		M3	1,352	0,154
		M4	1,319	0,146
		M5	1,165	0,145

**ANEXO 6. Determinación del consumo de Cianuro y Cal variando el pH (9, 10,11) y variando la concentración de cianuro (0,75 – 1,00 – 1,25)**

**1. Cianuración pH 9**

**CN residual a las 12 horas =0,29g**

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 0,29 \\ &= 0,71\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,71\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 2,84\text{Kg/t}\end{aligned}$$

**CaO residual a las 12 horas = 0,26g**

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,30 - 0,26 \\ &= 0,04\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,04\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,16\text{Kg/t}\end{aligned}$$

**2. Cianuración pH 10**

**CN residual a las 12 horas =0,50g**

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 0,50 \\ &= 0,50\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,50\text{g} / 250\text{g}) 1000\end{aligned}$$

$$= 1,98\text{Kg/t}$$

$$\text{CaO residual a las 12 horas} = 0,25\text{g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,33 - 0,25 \\ &= 0,08\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,08\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,32\text{Kg/t}\end{aligned}$$

### 3. Cianuración pH 11

$$\text{CN residual a las 12 horas} = 0,68\text{g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 0,68 \\ &= 0,32\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,32\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 1,28\text{Kg/t}\end{aligned}$$

$$\text{CaO residual a las 12 horas} = 0,16\text{g}$$

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,40 - 0,16 \\ &= 0,24\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,24\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,96\text{Kg/t}\end{aligned}$$

### 1. Cianuración 0,75g/l CN

**CN residual a las 12 horas = 0,68g**

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 68 \\ &= 0,32\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,32\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 1,28\text{Kg/t}\end{aligned}$$

**CaO residual a las 12 horas = 0,28g**

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,35 - 0,28 \\ &= 0,07\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,07\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,28\text{Kg/t}\end{aligned}$$

### 2. Cianuración 1g/l CN

**CN residual a las 12 horas = 0,68g**

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 68 \\ &= 0,32\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido/peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,32\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 1,28\text{Kg/t}\end{aligned}$$

**CaO residual a las 12 horas = 0,16g**

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,40 - 0,16 \\ &= 0,24\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,24\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,96\text{Kg/t}\end{aligned}$$

### 3. Cianuración 1,25g/l CN

**CN residual a las 12 horas = 0,68g**

$$\begin{aligned}\text{Cianuro consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CN residual a las 12 horas} \\ &= 1,00 - 0,68 \\ &= 0,32\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CN (Kg/t)} &= \text{Cianuro consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,32\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 1,28\text{Kg/t}\end{aligned}$$

**CaO residual a las 12 horas = 0,34g**

$$\begin{aligned}\text{Cal consumido} &= \Sigma \text{ durante 12 horas} - \text{CaO residual a las 12 Horas} \\ &= 0,45 - 0,34 \\ &= 0,11\text{g}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Consumo CaO (Kg/t)} &= \text{Cal consumido} / \text{peso muestra} \times 1000 \\ &= (0,11\text{g} / 250\text{g}) 1000 \\ &= 0,44\text{Kg/t}\end{aligned}$$

## ANEXO 7. Balances Metalúrgicos

### ANEXO 7.1. Flotación

**Entrada = Concentrado + Relave**

$$\left(1,5 \text{ Kg} * 1,234 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}}\right) = \left(0,929 \text{ Kg} * 1,922 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}}\right) + \left(0,565 \text{ Kg} * 1,720 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}}\right)$$

$$1,851 \text{ mg} = 1,785 \text{ mg} + 0,972 \text{ mg}$$

$$1,851 \text{ mg} = 2,757 \text{ mg}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{1,785 \text{ mg}}{2,757 \text{ mg}} * 100$$

**Rendimiento = 96,44%**

### ANEXO 7.2. Cianuración

**Entrada = Solución + Relave**

$$\left(0,250 \text{ Kg} * 2,698 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}}\right) = \left(0,470 \text{ litro} * 1,060 \frac{\text{mg}}{\text{litro}}\right) + \left(0,248 \text{ Kg} * 1,530 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}}\right)$$

$$0,67 \text{ mg} = 0,50 \text{ mg} + 0,38 \text{ mg}$$

$$0,67 \text{ mg} = 0,88 \text{ mg}$$

$$\text{Rendimiento} = \left(\frac{0,50 \text{ mg}}{0,67 \text{ mg}}\right) * 100$$

**Rendimiento = 73,83%**