



**UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**

*La Universidad Católica de Loja*

**TITULACIÓN DE INGENIERÍA QUÍMICA**

**Estudio Hidrometalúrgico por Cianuración de los concentrados de  
Flotación de los relaves provenientes de la minería artesanal del  
yacimiento Nambija**

*Trabajo de Fin de Titulación.*

**AUTOR:**

Rodrigo Álvaro Ludeña Reyes

**DIRECTOR:**

Mgs-Ing. Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

LOJA-ECUADOR

2012

Mgs-Ing.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

### **C E R T I F I C A:**

Que el presente trabajo, denominado "Estudio Hidrometalúrgico por Cianuración de los concentrados de flotación de los relaves provenientes de la minería artesanal del yacimiento Nambija" realizado por el profesional en formación: Rodrigo Álvaro Ludeña Reyes cumple con los requisitos establecidos en las normas generales para la Graduación en la Universidad Técnica Particular de Loja, tanto en el aspecto de forma como de contenido, por lo cual me permito autorizar su presentación para los fines pertinentes.

Loja, diciembre del 2012

f) \_\_\_\_\_  
CI

## **CESIÓN DE DERECHOS**

“Yo, Rodrigo Álvaro Ludeña Reyes declaro ser autor del presente trabajo y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales.

Adicionalmente declaro 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”.

f) \_\_\_\_\_  
Rodrigo Álvaro Ludeña Reyes  
Cédula 1104019789

## AUTORÍA

Las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo, son de exclusiva responsabilidad del autor.

---

Rodrigo Álvaro Ludeña Reyes

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco de manera especial al Ing. Víctor Sanmartín por su guía para la realización de este trabajo, por su tiempo, consejos y experiencias compartidas conmigo.

A la titulación de Ingeniería Química de la UTPL, con sus docentes forjadores de mi formación.

A AJ Hoge. a quien considero un amigo, maestro y consejero. Y quien me ayudó a encontrar una nueva forma de conocimiento.

A mis compañeros de batalla Jorge y Galo, y a Katty y Daniel por su ayuda desinteresada en este proyecto.

## DEDICATORIA

*A mi familia: mis padres y hermanos*

Rodrigo Ludeña

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

Capítulo 1.....	1
1.1 Fin.....	1
1.2 Propósito.....	1
1.3 Componentes.....	1
Capítulo 2.....	2
2.1 Introducción .....	2
2.2 Antecedentes .....	4
Capítulo 3 .....	7
Fundamento Teórico	
3.1 Descripción Físico-Geográfica de la Zona de Estudio .....	7
3.1.1 Ubicación .....	7
3.1.2 Acceso .....	7
3.1.3 Topografía y Clima .....	8
3.1.4 Labores de Explotación .....	9
3.1.5 Mineralogía .....	10
3.2 Características de la Muestra de Estudio .....	10
3.3 Flotación .....	13
3.3.1 Principios .....	13
3.3.2 Reactivos .....	13
3.4 Lixiviación .....	14
3.4.1 Lixiviación por agitación .....	15
3.4.2 Lixiviación de oro con cianuro .....	15
3.4.2.1 Variables que afectan la cianuración .....	15
3.5 Procesos de Pretratamiento .....	18
3.5.1 Tostación .....	18
3.5.1.1 Tostación Oxidante .....	18
3.5.1.2 Tostación Reductora .....	19
3.5.1.3 Tostación Clorurante .....	19

Capítulo 4 .....	20
Materiales y Métodos	
4.1 Metodología .....	20
4.2 Preparación de la Muestra .....	21
4.3 Molienda .....	21
4.4 Flotación .....	22
4.5 Cianuración por Agitación .....	25
4.6 Pretratamiento por Tostación Oxidante .....	28
4.7 Análisis Químico .....	28
Capítulo 5 .....	30
Discusión de Resultados	
5.1 Cianuración de Muestras sólo con Molienda .....	30
5.1.1 Rendimiento .....	30
5.1.2 Consumo de Reactivos .....	32
5.2 Cianuración de Muestras de Concentrados de Flotación .....	33
5.2.1 Rendimiento .....	34
5.2.2 Cinética de Reacción .....	35
5.2.3 Consumo de Reactivos .....	37
5.3 Cianuración de Concentrados de Flotación sometidos a pretratamiento por Tostación Oxidante .....	39
5.3.1 Rendimiento .....	39
5.3.2 Cinética de Reacción .....	40
5.3.3 Consumo de Reactivos .....	42
5.4 Comparación de los ensayos .....	42
5.4.1 Rendimiento .....	43
5.4.2 Consumo de Reactivos .....	44
Capítulo 6 .....	46
Conclusiones	
Capítulo 7 .....	47
Recomendaciones	



Capítulo 8 .....	49
Bibliografía	

Capítulo 9 .....	51
Anexos	

- Anexo 1
- Anexo 2
- Anexo 3
- Anexo 4
- Anexo 5

## RESUMEN EJECUTIVO

La minería artesanal del yacimiento Nambija en el sur del Ecuador desecha relaves con leyes de oro de importancia económica que se desperdician por métodos inadecuados de explotación. Los relaves de las plantas artesanales fueron cianurados para recuperar el oro desechado. En una primera parte se molió y preconcentró por flotación los relaves a condiciones optimizadas de operación, en la parte de cianuración se evaluó la variable concentración de cianuro de sodio inicial a los valores de 1 g/l y 1,25 g/l; la opción con mejores resultados fue empleada para cianurar concentrados de flotación pretratados por tostación oxidante. Los resultados fueron los siguientes: la recuperación de oro fue mejor a 1,25 g/l para ambas muestras, con 82,67% en Condominio Norte y 86,23 % en Condominio Sur y el consumo de reactivos: cianuro de sodio 1,72 kg/ton y de cal 0,66 kg/ton para el Condominio Norte; 4,3 kg/ton de cianuro de sodio y de cal 0,82 kg/ton para el Condominio Sur. La tostación redujo el rendimiento a 54,52% y 48,85% para el Condominio Norte y Sur respectivamente.

## **ABSTRACT**

The artisanal mining activity in the Nambija mine, southeastern Ecuador, discards tailings with gold of economic value that are wasted due to inappropriate methods of exploitation. Tailings were leached to recover this gold. In an early stage the tailings were milled and flotated to optimized operating conditions, on the cyanidation stage the variable initial sodium cyanide concentration was evaluated with values of 1 g/l and 1.25 g /l; the option with best results was used for cyanidation of flotation concentrates pretreated by oxidative roasting. The results were as follows: the option with the best recovery was 1,25 g/l for both Condominios, with 82,67% for Condominio Norte and 86,23 % for Condominio Sur and reasonable reagents consumption: 1.72 kg/ton of sodium cyanide and 0,66 kg/ton of lime in Condominio Norte and 4,3 kg/ton of sodium cyanide and 0,82 kg/ton of lime in the Condominio Sur. The roasting reduced the yield to 54,52% and 48,85% for North and South respectively.

# Capítulo 1

---

## **1.1. Presentación de Fin de Proyecto**

Contribuir a la recuperación del oro que se pierde en los relaves de las plantas de beneficio de minerales del yacimiento Nambija.

## **1.2. Propósito del Proyecto**

Determinar la mejor recuperación de oro de los relaves provenientes de las plantas de beneficio de minerales del yacimiento Nambija aplicando cianuración previa concentración por flotación con parámetros optimizados.

## **1.3. Componentes del Proyecto**

- 1.3.1. Cianuración de relaves molidos no concentrados.
- 1.3.2. Cianuración de concentrados de flotación.
- 1.3.3. Cianuración de concentrados de flotación previamente tostados.

# Capítulo 2

---

## 2.1. INTRODUCCIÓN

La minería en el Ecuador produce cerca del 1,3% del PIB<sup>[3]</sup>, si bien es una actividad económica muy poca desarrollada, tiene amplias y prometedoras perspectivas de crecimiento con concesiones y firma de contratos de explotación a gran escala. La inexistencia de proyectos mineros de importancia o gran magnitud ha relegado al país con respecto a sus vecinos sudamericanos como Chile, Perú o Argentina en términos de toneladas de material tratado, tecnología, etc. Si bien en los últimos años se ha dado apertura para la exploración y explotación de minerales a gran escala lo que predomina en el país son concesiones para la pequeña minería y minería artesanal.

Los principales distritos mineros se localizan en la región sur y suroriental del país, en lugares como: la Provincia del Oro con el distrito aurífero Zaruma-Portovelo y en la provincia de Zamora Chinchipe con el distrito aurífero de Nambija que comprende: Nambija, Guaysimi, Sultana del Cóndor, Cumay, Fortuna, Cambana y Campanillas<sup>[1]</sup> que realizan la explotación de metales preciosos como oro y plata en su mayor parte.

En la zona de Nambija en particular, existen algunas pequeñas plantas de beneficio de minerales, repartidas en dos condominios, que recuperan oro por métodos de concentración gravimétrica para su posterior amalgamación con mercurio y separación del oro del mercurio por destilación de la amalgama. Estos métodos requieren poca inversión y

son los más difundidos dentro de la actividad artesanal, sin embargo al no ser aplicados con criterio técnico originan problemas ambientales y deficientes recuperaciones.

Los relaves que son desechados producto de la actividad minera en Nambija aún contienen oro de importancia económica, con leyes de 0,68 ppm para el condominio norte y 1,38 ppm para el condominio sur<sup>[2]</sup>, que simplemente se pierden porque no se aplica un método de recuperación para este oro. Ante este hecho surge la necesidad de proponer un método relativamente barato y técnico que permita la recuperación del metal.

La presente investigación busca encontrar las condiciones óptimas de cianuración que permitan la mayor recuperación del oro que se pierde en los relaves. El proyecto se basa en ensayos de cianuración a las concentraciones iniciales de cianuro de sodio de 1 y 1,25 g/l aplicados a muestras de molienda y a concentrados de flotación con parámetros optimizados, en una etapa posterior se introduce el pretratamiento por tostación oxidante a los concentrados de flotación, debido a que la mineralogía de la mena presenta pirita y pirrotina, para ver si se logra una mejor liberación del Au y por ende una mejor recuperación.

## 2.2. ANTECEDENTES

La actividad minera metálica en el país cobró auge a finales de la década de los años 70 con la quiebra de la Compañía Industrial Minera Asociada (CIMA) que operaba en la zona de Zaruma-Portovelo después de la salida de la South American Development Company (SADCO) a mediados del siglo 20. El precio del oro al alza originó la ocupación ilegal de los terrenos de concesión de la empresa con actividades mineras de carácter informal y precario.<sup>[4]</sup>

En la década de los 80 aparecen 2 nuevos distritos mineros: Nambija en la provincia de Zamora Chinchipe y Ponce Enríquez en la provincia del Azuay; impulsados por el incremento del precio internacional del oro y la crisis del agro de la costa ecuatoriana por el fenómeno de El Niño.<sup>[4]</sup>

La explotación de oro en la región de Nambija data de la época precolombina, en la época de la colonia los españoles continuaron la explotación utilizando mano de obra indígena en las históricas minas de "Limbiya" o Nambixa", sin embargo las enfermedades y inestabilidad provocaron el abandono de las labores. No fue hasta principios de los 80 que el yacimiento de Nambija fue redescubierto por buscadores de oro que remontaban los arroyos lavando sedimentos en bateas.<sup>[5]</sup> El descubrimiento artesanal de vetas y bolsonadas de oro a poca profundidad atrajo a miles de mineros informales.

En 1984 las minas en Nambija explotaban una cantidad importante de oro, en 1988 según estimaciones oficiales se alcanzó una producción de 4 Tm, esta estimación correspondía a la parte declarada de la producción, no obstante esta cifra debió ser mayor ya que una parte considerable se comercializaba irregularmente.<sup>[6]</sup> La fiebre del oro provocó un aumento desmedido de la población asentada cerca de las minas. En 1985 el pueblo de Nambija llegó a tener 20000 habitantes.<sup>[1]</sup> Durante la década de 1990 el yacimiento entró en declive, el precio del oro bajó, en 1994 se produjo un deslizamiento de tierra que mató a 200 personas y muchos túneles colapsaron; estos hechos sumado a la falta de inversión y

tecnologías de explotación a profundidad además de precarias condiciones de trabajo originó una caída drástica de la producción.

El método que se usaba para recuperar el oro es básicamente el mismo hasta la actualidad, y consiste en alimentar molinos "chilenos" con el material de la mina, el producto de la molienda se clasifica para separar la fracción más pesada, esta pasa por una canaleta para formar la amalgama de mercurio-oro y por último se quema la amalgama para evaporar el mercurio y dejar el oro puro. La amalgamación recupera el oro libre y de mayor tamaño, no obstante, una fracción representativa del metal susceptible a recuperación se desecha en los relaves.

Las recuperaciones deficientes se traducen en pérdidas económicas, frente a este hecho y a la dificultad de sustituir la amalgamación como procedimiento primario de recuperación del oro surge la necesidad de buscar un método técnico que logre recuperar el metal desperdiciado, este método puede ser la cianuración a diferentes condiciones de relaves preconcentrados por flotación y la selección de la alternativa con mayor rendimiento.

Nambija ha sido explotada durante más de 25 años, mucha de la información disponible trata de estudios de concesiones privadas específicas dentro del distrito minero que abarcan temas de exploración geológica, formas de explotación y beneficio de minas. Entre estos podemos mencionar:

" Exploración geológico-minero de la mina Gold Star en Nambija", 2003 ; "Explotación y beneficio del mineral aurífero del sector "El Playón" de la mina Nambija", 2003 ; "Comportamiento del mineral de skarn aurífero del yacimiento Fortuna I a ensayos de lixiviación con cianuro, de la compañía minera fortuna Gold Mining Corporation, ubicada en San Carlos de las Minas, distrito minero Nambija" , 2011. Todos estos realizados en la Universidad Técnica Particular de Loja.



La Universidad Central del Ecuador publicó un estudio denominado "Nambija. Informe Técnico, 1985". Este reporte contiene poca información técnica.

En cuanto a investigaciones sobre relaves del yacimiento de Nambija existe un estudio sobre la recuperación de oro y plata realizado en el 2011 en la UTPL denominado: "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", el cual se enfoca en la influencia del pH y concentración de cianuro inicial en la recuperación de oro y plata.

# Capítulo 3

---

## 3. FUNDAMENTO TEÓRICO

### 3.1 Descripción Físico-Geográfica de la zona de Estudio

#### 3.1.1 Ubicación

Nambija está ubicada al Sureste del Ecuador, sobre la margen derecha del río Nambija, al oeste de la Cordillera de Nanguipa en la Provincia de Zamora Chinchipe, a 20 km al este del cantón Zamora, en la parroquia San Carlos de las Minas.<sup>[5][11]</sup>

Las minas se encuentran divididas en dos condominios, al norte y al sur de la quebrada del Hierro que es el principal drenaje de la zona, denominados Condominio Norte y Condominio Sur.<sup>[12]</sup>

#### 3.1.2 Acceso

Para llegar a las minas se pueden tomar la carretera a Zamora desde la ciudad de Loja con un tramo de 60 km aproximadamente, ya en Zamora se toma una vía de segundo orden hasta Namírez(19 km), en este punto se dirige a la parroquia San Carlos de las Minas por 15 km y finalmente un recorrido de 17 km por una vía lastrada hasta Nambija.<sup>[11]</sup>



**Figura 1.** Ubicación del yacimiento de Nambija.

### 3.1.3 Topografía y Clima

El distrito aurífero de Nambija se encuentra ubicado en la Cordillera de Nanguipa que forma parte de los contrafuertes de la Cordillera Oriental de los Andes. El relieve es muy accidentado, con altitudes que varían entre 1400 y 2400 msnm. El área se caracteriza por la presencia de numerosas fallas y cicatrices dejadas por los deslizamientos del terreno. <sup>[5]</sup>

El clima es tropical húmedo con temperaturas que van desde 10°C en la noche y 22°C en el día y precipitaciones entre 1500 y 2500 mm anual. La región está frecuentemente cubierta de niebla y la vegetación es selvática y exuberante. <sup>[5] [12]</sup>

### 3.1.4 Labores de explotación

El auge del yacimiento comenzó a inicios de la década de los 80<sup>[4]</sup>, con actividades de explotación rudimentarias por parte de miles de pequeños mineros artesanales, la explotación siguió en aumento hasta mediados de los 90, punto en donde empezó a disminuir hasta el día de hoy en que las labores de beneficio de minerales son realizadas por una fracción pequeña de mineros, en comparación al número en los tiempos de auge.

La explotación se realizaba de la siguiente manera:

- Excavación a mano con punta y combo en la etapa inicial, después perforación con martillos perforadores accionados con compresores de motor a diesel. El criterio para dirigir la galería son los barrenos(perforaciones) que realiza el barrenador.
- Colocación de carga de dinamita y voladura de la roca.
- Clasificación visual de la fracción estéril de la mineralizada.
- Transporte de la fracción mineralizada hacia los molinos a hombro en sacos.
- Disminución de tamaño de la roca con presencia de agua en los molinos denominados chilenos.
- El producto de la molienda pasa por un canalones cubiertos por cobijas(bayetas) para separar la fracción pesada.
- Lavado de la fracción pesada en presencia de mercurio para obtener la amalgama mercurio-oro.
- Quema de la amalgama con soplete para evaporar el mercurio y obtener oro puro.<sup>[5]</sup>

[11]

Este método no ha variado significativamente con el pasar de los años. En la actualidad se usa para el transporte de material winches con baldes de capacidad de un cuarto de tonelada con motores eléctricos y/o mecánicos y transporte por gravedad utilizando cables aéreos,<sup>[11]</sup> en la mina se usan vagones de rieles en ruedas en los casos más desarrollados y carretillas en las menos desarrolladas<sup>[4]</sup>.

### 3.1.5 Mineralogía

Es un yacimiento tipo Skarn de rocas metamórficas constituidas por calco-silicatos de Ca, Mg, Fe principalmente, específicamente es un skarn de oro oxidado, caracterizado por la presencia de piroxeno, arsenopirita y pirrotita. El oro es el metal de mayor interés económico en el yacimiento, se presenta en forma de bolsonadas lenticulares métricas o decamétricas irregularmente distribuidas.

El oro visible esta siempre asociado con un tipo de cuarzo que puede ser descrito en ejemplares de mano como translúcido, lechoso y microcristalino. El oro esta mineralógicamente relacionado con el cuarzo, ortoclasa y pirita. Comúnmente está en estado nativo y con concentraciones promedio que van de 15 a 30 g/ton.

## 3.2 Características de la Muestra de Estudio

La muestra objeto de estudio son los relaves de las plantas artesanales de beneficio de minerales de los Condominios Norte y Sur de Nambija, sus características se indican a continuación:

### **Muestra Condominio Norte:**

Peso específico: 3,29 g/cm<sup>3</sup>

Tamaño de grano: 109,35 mallas

Análisis Químico de cabeza:

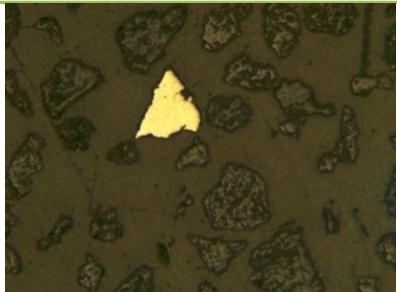
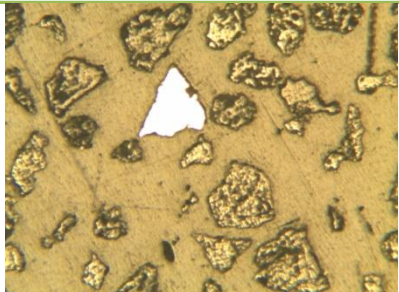
**Tabla 1.** Análisis Químico de cabeza de los relaves del Condominio Norte

<i>Elemento</i>	<i>Ley (ppm)</i>
<b>Oro (Au)</b>	0,680
<b>Plata (Ag)</b>	0,976
<b>Hierro (Fe)</b>	5,004
<b>Cobre (Cu)</b>	4,674

**Fuente:** Mineralogía y Metalurgia del yacimiento Minero De Nambija 2012, UTPL

Análisis Mineralógico:

**Tabla 2.** Análisis Mineralógico de los relaves del Condominio Norte

<b>Procedencia</b>	NAMBIJA	
<b>Tipo de roca</b>	Skarn	
<b>Estado de sedimentos</b>	Relaves de las plantas artesanales que se encuentran en el Condominio Norte del Distrito Minero Nambija	
<b>Reconocimiento microscópico preciso</b>	<b>Mineral</b>	<b>Porcentaje</b>
	Pirita	40
	Calcopirita	10
	Horblenda	3
	Pirrotina	20
	Minerales de Rx	27
<b>Descripción general</b>	La calcopirita tiene granos de 2 a 20 micras. La pirrotina va desde los 4 hasta las 23 micras. Como minerales de roca se describe a los piroxenos, epidota, cuarzo.	
<b>Imagen</b>	<b>Con polarizador</b>	<b>Sin polarizador</b>
		

**Fuente:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL

### Muestra Condominio Sur:

Peso específico: 3,14 g/cm<sup>3</sup>

Tamaño de grano: 43,79µm (104,34 mallas)

Análisis Químico de cabeza:

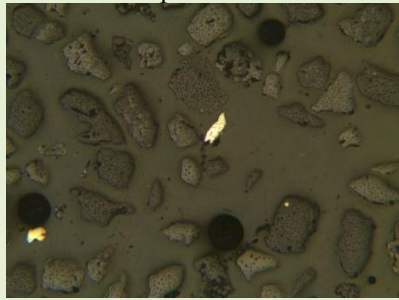
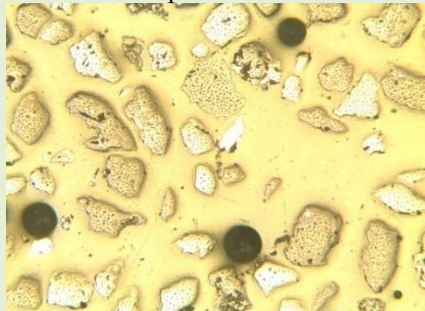
**Tabla 3.** Análisis Químico de cabeza de los relaves del Condominio Sur

<i>Elemento</i>	<i>Ley (ppm)</i>
<b>Oro (Au)</b>	1,398
<b>Plata (Ag)</b>	1,320
<b>Hierro (Fe)</b>	7,684
<b>Cobre (Cu)</b>	8,374

**Fuente:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012. UTPL

Análisis Mineralógico:

**Tabla 4.** Análisis Mineralógico de los relaves del Condominio Sur

<b>Procedencia</b>	Nambija	
<b>Tipo de roca</b>	Skarn	
<b>Estado de sedimentos</b>	Relaves de proceso de gravimetría de plantas artesanales, específicamente después del proceso de molienda.	
<b>Reconocimiento microscópico preciso</b>	<b>Mineral</b>	<b>Porcentaje</b>
	Pirita	40
	Calcopirita	10
	Galena	3
	Pirrotina	20
	Blenda	1
	Horblenda	2
	Minerales de Rx	24
<b>Descripción general</b>	El tamaño de los granos de la calcopirita va desde las 2 micras a las 11 micras. Los granos de pirrotina van desde los 2 hasta las 18 micras. Los minerales de ganga en mayor porcentaje está formado por minerales de roca (feldespatos, carbonatos, epidota, cuarzo).	
<b>Imagen</b>	Con polarizador	Sin polarizador
		

**Fuente:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012.UTPL

### 3.3 Flotación

Originalmente patentada en 1906, la flotación permite la explotación de menas complejas y de baja ley que de otra manera resultarían no rentables.<sup>[7]</sup>

#### 3.3.1 Principios

La flotación es un proceso de separación físico-química que se basa en la diferencia en las propiedades superficiales de los minerales de interés y de la ganga para separarlos mediante la adición de reactivos e inyección de aire.<sup>[7]</sup> Contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida son las materias a separar, la líquida el medio para dichas separaciones y la gaseosa es aire inyectado en la pulpa para formar burbujas que son los centros sobre los cuáles se adhieren las partículas sólidas. De acuerdo a esto la flotación depende de las propiedades hidrofílicas (afinidad por el agua) e hidrofóbicas (afinidad por el aire o aerofílicas) de cada especie mineral.<sup>[8]</sup>

#### 3.3.2 Reactivos de Flotación

Los reactivos que se adicionan a la pulpa para modificar sus características son:

*Colectores:* Son compuestos orgánicos que se adsorben a la superficie de los minerales, convirtiéndolos en hidrofóbicos (o aerofílicos) facilitando la adherencia a la burbuja de aire.

*Espumantes:* Son generalmente reactivos orgánicos heteropolares, capaces de ser adsorbidos en la interfaz aire-agua.<sup>[7]</sup> Se agregan para estabilizar la formación de espuma en la cual las partículas hidrofóbicas son recolectadas.<sup>[8]</sup>



Un buen espumante debe tener un bajo poder colector y también producir espuma lo suficientemente estable para facilitar la transferencia del mineral flotado desde la celda de flotación hacia la siguiente etapa.

*Reguladores:* Ó modificadores son usados ampliamente en flotación para modificar la acción del colector, ya sea intensificando o reduciendo su efecto hidrofóbico sobre la superficie del mineral. Así hace que la acción del colector sea más selectiva hacia ciertos minerales. <sup>[7]</sup>Los reguladores pueden ser clasificados como activadores, depresantes o modificadores de pH.

*Activadores:* Estos reactivos alteran la naturaleza química de las superficies minerales de tal modo que causan la adsorción del colector sobre un mineral particular. Son usualmente sales solubles que se ionizan en solución y estos iones reaccionan con la superficie del mineral.

*Depresantes:* Incrementan la selectividad de la flotación convirtiendo a ciertos minerales en hidrofílicos para evitar su flotación.

*Modificadores de pH:* Sirven para estabilizar la acidez de la pulpa en un valor de pH determinado, proporcionando el ambiente adecuado para que ocurra todo el proceso de flotación. <sup>[8]</sup>

### **3.4 Lixiviación**

La lixiviación es un proceso físico-químico que consiste en la disolución selectiva de metales en una solución acuosa desde los minerales que los contienen, en el proceso intervienen agentes lixiviantes que actúan como disolventes. Ocasionalmente se hace necesario introducir a la solución lixiviante, otro agente externo para que cumpla la función

de oxidante o reductor en la disolución del metal mediante un cambio en los potenciales redox. <sup>[8]</sup>

### 3.4.1 Lixiviación por agitación

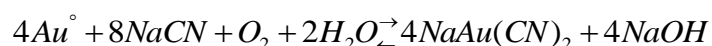
La aplicación de la lixiviación por agitación requiere que el mineral este finamente molido y las densidades de pulpa varíen de 30 a 60%, así se aumenta el área expuesta a la lixiviación y la agitación permite disminuir el espesor de la capa límite de difusión, al mismo tiempo que se maximiza el área de la interfase gas-líquido. <sup>[9][10]</sup>

La agitación puede realizarse por medios mecánicos o bien con aire.

### 3.4.2 Lixiviación de oro con cianuro

El proceso hidrometalúrgico más utilizado en la recuperación del oro, es aquel en donde el metal es disuelto mediante soluciones alcalinas cianuradas en presencia de oxígeno. <sup>[8]</sup> Los cianuros de calcio, potasio y sodio disuelven el oro formando complejos de cianuro. Para la lixiviación el cianuro se utiliza en alguna de sus formas más solubles ya sea como KCN, NaCN o Ca(CN)<sub>2</sub>. Sin embargo, industrialmente se prefiere usar el NaCN por su mayor contenido de CN<sup>-</sup> por unidad de peso y menor precio. <sup>[9]</sup>

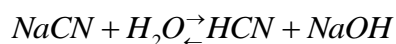
La reacción de disolución del oro en las soluciones de cianuro se puede representar por la ecuación propuesta por L. Elsner(1946)



#### 3.4.2.1 Variables que afectan la cianuración.

- *Descomposición de las soluciones de cianuro*

Las soluciones de cianuro tienden a hidrolizarse como sigue



Esta reacción depende principalmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro, en ausencia de álcali libre, la hidrólisis puede ser retardada adicionando cal. En la práctica la adición de cal a la pulpa es prácticamente universal no sólo para evitar pérdida de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier componente ácido del mineral. <sup>[13]</sup>

- *Concentración de cianuro*

A concentraciones bajas de cianuro, la velocidad de disolución del oro depende sólo de la concentración de cianuro, una mayor presión de oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución; en tanto que a concentraciones mayores la disolución pasa a ser dependiente de la presión parcial del oxígeno.<sup>[9]</sup>A condiciones atmosféricas las soluciones diluidas de CN tienen el mismo efecto práctico que una solución más concentrada.

En la práctica se usan soluciones de menos de 0,05% de NaCN. <sup>[13]</sup>

- *Tamaño de partícula:*

Las partículas gruesas no pueden ser completamente disueltas en el tiempo adecuado para la cianuración. Tamaños de partícula pequeños pueden mejorar la tasa de disolución del oro debido a que se proporciona mayor área superficial de contacto entre sólido(mineral) y líquido(lixivante) <sup>[20]</sup>. En general la velocidad de disolución aumenta mientras menor es el tamaño de partícula. Sin embargo se debe considerar que al disminuir el tamaño se incrementan las reacciones de competencia con otros elementos, elevando el consumo de cianuro y dando lugar a recuperaciones de oro no muy satisfactorias <sup>[14]</sup>

El tamaño de partícula óptimo es aquel en el que las partículas se encuentren liberadas y permita una recuperación de oro aceptable con consumo de reactivo razonable <sup>[13]</sup>

- *Cantidad de oxígeno*

El oxígeno afecta positivamente la velocidad de disolución apenas se incrementa la cantidad de cianuro disponible es decir que hasta cierto punto la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno.

La mayor velocidad de disolución se da cuando las concentraciones de cianuro y oxígeno se encuentran en una relación molar de aproximadamente de seis.<sup>[9]</sup>

- *Alcalinidad*

En la cianuración se requiere un pH alcalino, usualmente entre 9,24 y 12, que se denomina alcalinidad protectora, la razón principal para mantener el pH en este rango es porque a pH menor de 9,24 se empiezan a producir pérdidas de cianuro libre por formación de gas cianhídrico, el ácido cianhídrico en forma de gas es tóxico y puede causar asfixia.

El álcali de uso más divulgado es la cal. Además un medio básico tiene las ventajas de:

- ✓ Evitar la hidrólisis de cianuro (pH<10).
- ✓ Evitar la descomposición del cianuro por el CO atmosférico.
- ✓ Neutralizar los compuestos ácidos en las menas como sales ferrosas, férricas, etc.
- ✓ Descomponer los bicarbonatos presentes en las aguas de las plantas de tratamiento, antes de usarse en la cianuración.
- ✓ Neutralizar los componentes ácidos presentes en el agua.<sup>[14]</sup>

- *Temperatura*

Cuando se aplica calor a la solución de cianuro suceden dos fenómenos: por un lado el incremento en la temperatura aumenta la actividad de la solución y por ende la velocidad de disolución del oro y por el otro la cantidad de oxígeno disminuye porque la solubilidad de los gases disminuye con el incremento en la temperatura. La temperatura tiene un efecto favorable hasta los 85°C.<sup>[9] [13]</sup>

En la práctica el uso de soluciones calientes es desventajoso por el costo que implica el calentamiento de la solución, descomposición de cianuro, consumo de cianuro por reacciones aceleradas entre cianicidas.<sup>[13]</sup>

- *Composición de la Mena*

Los compuestos minerales de la mena, donde se incluyen algunas especies de cobre, hierro, zinc, plomo, arsénico, antimonio, entre otros, consumen cianuro y oxígeno, por

consiguiente se requiere mayor concentración en solución para lograr tasas aceptables de extracción. Las sustancias carbonáceas adsorben el oro disuelto. <sup>[11]</sup>

Los minerales de cobre como la calcosina, bornita, covelina, enargita, azurita, malaquita, cuprita, tenorita y cobre metálico son rápidamente atacados por el cianuro. La calcopirita, tetraedrita y crisocola son atacadas con menos facilidad por el cianuro.

El hierro metálico no es atacado por las soluciones de cianuro en cantidades sustanciales, el hierro metálico finamente dividido actúa como desoxidante de las soluciones de cianuro.

La pirita en su estado normal no es atacada por el cianuro, los productos de descomposición como sulfato ferroso y férrico son fuertes cianicidas. La pirrotina se descompone tan fácilmente que su presencia en la mena causa una considerable pérdida de cianuro y se constituye en un poderoso agente reductor de minerales sulfurosos de hierro.

### **3.5 Procesos de Pretratamiento**

Los procesos de oxidación son usados como un pretratamiento para minerales y concentrados sulfurosos, carbonáceos y telururos con el fin de incrementar la recuperación de oro por técnicas hidrometalúrgicas, como por ejemplo la cianuración. Estos son aplicados cuando la cianuración directa da resultados pobres en recuperación o el material de mena contiene oro refractario. <sup>[15]</sup>

#### **3.5.1 Tostación**

Es una operación preparatoria de los minerales de tipo pirometalúrgico, y consiste en el cambio de la composición química de un mineral metálico por reacción a alta temperatura con las sustancias gaseosas de la atmósfera del horno. Existen tres tipos de tostación: oxidante, reductora y clorurante. <sup>[16]</sup>

##### **3.5.1.1 Tostación oxidante**

También llamada oxidación pirometalúrgica, se utiliza para transformar los sulfuros metálicos en sulfatos por reacción con el oxígeno del aire a temperaturas entre 500 y 900

°C. El objetivo es producir una calcina porosa en la cual el oro se encuentra expuesto para el acceso de la solución lixivante y reducir el consumo de cianuro. <sup>[16]</sup>

### **3.5.1.2 Tostación reductora**

Se utiliza para eliminar parcial o totalmente el oxígeno de los óxidos metálicos sin necesidad de fundir la carga mineral. Utiliza como reactivo gaseoso CO, aportándose también carbón a la carga para generar el reactivo y garantizar la atmósfera del reactor. <sup>[16]</sup>

### **3.5.1.3 Tostación clorurante**

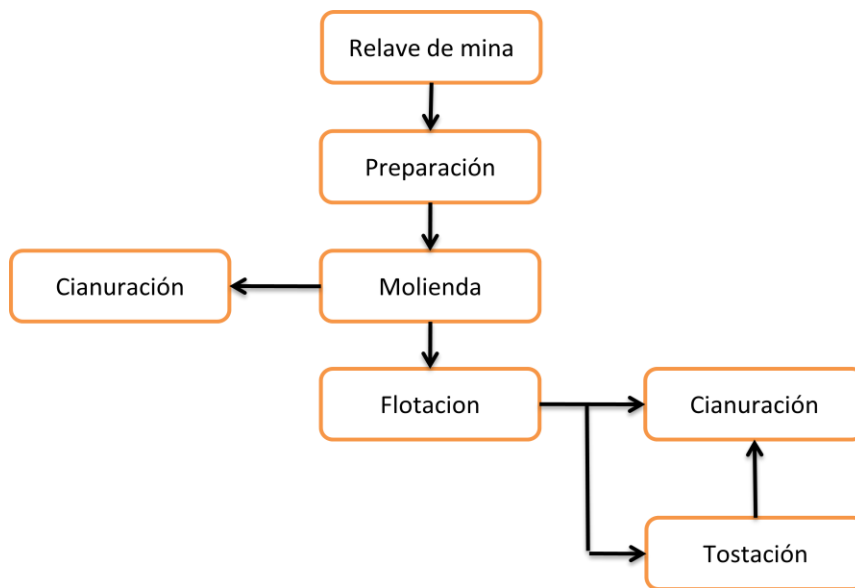
Transforma en cloruros menas con sulfuros u óxidos, utiliza como reactivos sustancias clorurantes sólidas y gaseosas, inyectando gas cloro en la atmósfera del horno o al formarse indirectamente cloruros volátiles por la composición de la mena. Es la base de la metalurgia de minerales refractarios con puntos de fusión elevados y que forman óxidos muy estables cuya reducción por carbón sería inviable. <sup>[16]</sup>

# Capítulo 4

---

## 4. MATERIALES Y MÉTODOS

### 4.1. Metodología



**Figura 2.** Metodología del Estudio

La figura 2 muestra la metodología que se aplicó en este estudio, el cual incluye preparación de la muestra de relaves en una etapa inicial, seguido de molienda a número de malla optimizada, en esta etapa se procedió a cianurar las muestras molidas tanto del Condominio Norte como del Condominio Sur a las concentraciones de 1 g/l y 1,25 g/l de NaCN inicial, con el fin de establecer una base de comparación con las cianuraciones de los concentrados de flotación. Después de moler el material de relave se lo concentró por flotación a condiciones ya establecidas, de igual manera este procedimiento se realizó para

el Condominio Norte y Sur. Para luego entrar en la parte principal del estudio que fue la evaluación de la concentración de cianuro de sodio inicial en el proceso de cianuración y por último, una vez establecida la concentración que da mejores resultados, se cianura concentrados de flotación tostados para intentar mejorar el rendimiento.

Este estudio no tiene diseño experimental puesto que se está evaluando el proceso de cianuración aplicado a muestras molidas y a concentradas por flotación haciendo 2 variaciones en la concentración del cianuro inicial, tanto para muestras molidas y concentradas y luego se trata de mejorar la cinética, consumo de reactivos y rendimiento haciendo un tratamiento por tostación a los concentrados de flotación. Todas estas cianuraciones fueron validadas mediante la cinética.

#### 4.2. Preparación de la muestra

La muestra seca, almacenada en sacos, se agitó vigorosamente para homogenizarla, luego se cuarteo hasta quedar la fracción representativa necesaria para someterla a molienda.

#### 4.3. Molienda

##### *Equipos*

- Molino de bolas Batch de laboratorio (9,8pulg. X 7,2pulg.), modelo C560394, accionado por un motor eléctrico de ½ HP a 80 rpm con carga de bolas de acero.

##### *Parámetros de molienda*

**Tabla 5.** Condiciones de Molienda

	Cond. Norte	Cond. Sur
dilución S/L	1/1	1/1
peso material(g)	1500	1000
volumen de agua(ml)	1500	1000
carga(g)	15760	15760
tiempo(min)	23	26
# de malla	177	192

**Fuente:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL



### *Procedimiento*

Se cargó el molino con el peso de bolas, cantidad de material y volumen de agua que se especifica en la tabla 5, se colocó la tapa para cerrar herméticamente. Una vez que el molino está cargado y bien cerrado se lo colocó sobre los rodillos para luego encender el motor y arrancar la molienda durante 23 minutos para la muestra del condominio norte y 26 para la del condominio sur.

Transcurrido el tiempo de molienda se descargó el molino, el producto de la molienda se separó de la carga de bolas y se lo colocó en una tina para dejarlo reposar, se retiró el agua y la pulpa húmeda es introducida en bandejas pyrex dentro de una estufa para el secado. La pulpa seca se disgregó con la ayuda de un rodillo de acero y se almacenó. La operación es repetida hasta conseguir suficiente material para la flotación.

## **4.4. Flotación**

### *Equipos*

- Celda de flotación DENVER, modelo D-12, con dos rotores difusores de adaptación intercambiable, motor de velocidad constante. Brazo y columna de sustentación de aluminio, tacómetro integral y control regulable de aireación.
- pH-metro PHM 80 portable COPENHAGEN
- Estufa
- Balanza

### *Parámetros*

**Tabla 6.** Parámetros de Flotación

	<b>Cond. Norte</b>	<b>Cond. Sur</b>
dilución S/L	1/2	1/2
peso material(g)	3000	3000
volumen de agua(ml)	6000	6000
pH	10,5	10,5
rpm	75	75
tamaño de grano	177mallas	192 mallas

**Fuente:** Mineralogía y metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL

### Reactivos

- Aerofloat 31 - colector específico
- Aerofloat 25 - colector específico
- Silicato de sodio( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) - depresor
- Xantato amílico de potasio(KAX Z-6) - colector
- RS 370 - espumante
- Cal ( $\text{CaO}$ ) - modificador de medio

### Preparación y Dosificación de Reactivos

La tabla 7 detalla la dosificación de los reactivos usados en el proceso. Se utilizó una combinación de los reactivos aerofloat 25 y aerofloat 31 a 25 g/ton cada uno como alternativa al uso de un sólo colector a 50 g/ton y se incrementó la dosificación del espumante RS 370 a 75 g/ton. La línea dosificación indica la cantidad de reactivo que se debe adicionar durante todo el proceso, esta cantidad es dividida en fracciones en cada acondicionamiento, así por ejemplo se añadió 25 g de reactivo aerofloat 31, que se dividen en 15 g agregados en el primer acondicionamiento y 5 g en el segundo y tercero acondicionamiento, el mismo procedimiento se llevó a cabo con los demás reactivos. Se pesó la cantidad necesaria de cada reactivo y se llevó a solución de 100 ml, la tabla 8 muestra el volumen de solución de reactivo añadido a la pulpa en cada acondicionamiento, estos volúmenes se añadieron según el mismo principio explicado para la tabla 7.

**Tabla 7.** Dosificación de Reactivos de Flotación

Operación	Tiempo(min)	pH	reactivo	aerofloat 31	aerofloat 25	KAX	Rs 370	$\text{Na}_2\text{SiO}_3$
			dosificación	25 g/ton	25 g/ton	75 g/ton	75 g/ton	250 g/ton
acondicionamiento	20	10,5						250
	15	10,5		15	15			
	10	10,5				50	50	
flotación A	7	10,5						
acondicionamiento	5	10,5		5	5	15	15	
flotación B	7	10,5						
acondicionamiento	5	10,5		5	5	10	10	
flotación C	7	10,5						
<b>Total</b>				25	25	75	75	250

**Fuente:** El Autor

**Tabla 8.** Adición de Reactivos preparados a 100 ml de solución

Operación	Tiempo(min)	pH	reactivo	aerofloat 31	aerofloat 25	KAX	Rs 370	Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>
			dosificación	100 ml	100 ml	100 ml	100 ml	100 ml
acondicionamiento	20	10,5						100
	15	10,5		60	60			
	10	10,5				66,67	66,67	
flotación A	7	10,5						
acondicionamiento	5	10,5		20	20	20	20	
flotación B	7	10,5						
acondicionamiento	5	10,5		20	20	13,3	13,3	
flotación C	7	10,5						
<b>Total</b>				100	100	100	100	100

**Fuente:** El Autor

### *Procedimiento*

Se tomaron 3000 g de muestra molida seca y homogenizada, para ambos condominios, a los que se le agregaron 6 litros de agua en la celda de flotación. Se prendió el equipo para que la pulpa se homogenice, se llevó el pH a 10,5 adicionando cal. Al alcanzar las condiciones de operación se inició el primer acondicionamiento agregando los reactivos según lo planificado en la tabla 8, cuando llegó el término de la primera etapa de acondicionamiento la válvula de aire fue abierta para iniciar la flotación. Después de cada flotación se hizo un control del pH igualándolo a 10,5 por adición de cal. La espuma que rebosaba de la celda fue recogida hacia una bandeja con la ayuda de una espátula, terminado el tiempo de flotación se cerró la válvula y se continuó con los siguientes acondicionamientos y flotaciones.

La bandeja con el concentrado de flotación se llevó a la estufa para eliminar el agua, el concentrado seco se disgregó, homogenizó y almacenó.

La operación fue repetida hasta conseguir suficiente material para la siguiente etapa.

#### 4.5. Cianuración por agitación

Para este ensayo las muestras de molienda y concentrados de flotación se lixiviaron a concentraciones de cianuro de 1 g/l y 1,25 g/l con el fin de establecer la diferencia en el rendimiento de la cianuración al concentrar el mineral por flotación.

##### *Equipo*

- celda de cianuración tipo WENCO con agitación mecánica y autoaireación

##### *Reactivos*

- Cianuro de Sodio(NaCN) - 1 g/l y 1,25 g/l
- Cal (CaO)
- Yoduro de potasio(IK) - indicador
- Solución de nitrato de plata a 4,34 g/l (AgNO<sub>3</sub>)
- Solución de ácido sulfúrico a 4,38 g/l (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>)
- Fenolftaleína - indicador

##### *Parámetros*

**Tabla 9.** Parámetros de Cianuración

	<b>molienda</b>	<b>concentrado de flotación</b>
dilución S/L	1/2	1/2
peso material(g)	750	500
volumen de agua(ml)	1500	1000
pH	10,5	10,5
concentración CN(g/l)	1 y 1,25	1 y 1,25
tiempo de cianuración(horas)	10	10

**Fuente:** El Autor

### *Procedimiento*

El protocolo que se siguió para este ensayo fue el siguiente:

- Preparación de la pulpa con la cantidad de material y agua dado en la tabla 9 dependiendo de la muestra.
- Homogenización de la pulpa en la celda de cianuración por 5 minutos.
- Medición del pH y adición de cal para alcanzar el pH de operación.
- Adición de cianuro de sodio según las concentraciones establecidas. Desde el momento que empieza la prueba de cianuración hasta 10 horas.
- Filtración al vacío de la pulpa para obtener la torta y la solución.
- La torta se coloca en la estufa para eliminar la humedad.
- La torta seca se disgrega, homogeniza y almacena para su análisis químico junto con la solución cianurada

### *Control de Cianuro libre y pH*

Los controles se programaron a 0.5, 2, 4, 6, 8 y 9 horas.

La determinación del cianuro libre se realizó por viraje con solución de nitrato de plata a 4,34 g/l, para esto se tomó una alícuota de 25 ml de pulpa que se filtró al vacío para separar los sólidos, del filtrado se tomó 5 ml en un vaso de precipitación y se llevó a titulación con una solución de  $\text{AgNO}_3$  agregando 4 gotas de indicador yoduro de potasio.

El momento del viraje se produce cuando la solución cambia de transparente a ligeramente amarillo, se toma lectura del gasto de nitrato de plata, se calcula el cianuro libre por medio de la siguiente fórmula:

$$CN\text{-libre} = \frac{\text{gasto } \text{AgNO}_3 \times V_i}{2}$$

Donde:

CN libre=gramos de cianuro libre

Gasto  $\text{AgNO}_3$ = gasto de nitrato de plata al momento del viraje

$V_i$ =volumen de agua para formar la pulpa

2= factor de equivalencia debido a que se toma 5 ml de pulpa filtrada

La cantidad de cianuro que se ha consumido es igual a la concentración de NaCN inicial menos el cianuro libre residual, este valor es el que debe ser adicionado para mantener la concentración inicial.

En el momento de detener el proceso se tituló el cianuro libre residual, que es el cianuro remanente en la pulpa.

Para el control del pH simplemente se sumerge el electrodo del pH-metro PHM 80 portable COPENHAGEN en la pulpa, si la medición era menor a 10,5 se agregaba cal, siempre teniendo en cuenta la cantidad de cal agregada.

#### *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 dos gotas de fenolftaleína, adquiere una coloración fucsia, luego se titula con solución de ácido sulfúrico hasta obtener un viraje incoloro, se mide el gasto y se realiza el cálculo de la cal residual a través de la siguiente fórmula:

$$cal\ residual = \frac{gastoH_2SO_4 \times Vi}{2}$$

Donde:

Cal residual=gramos de cal

Gasto  $H_2SO_4$ = gasto de solución de ácido sulfúrico al momento del viraje

$V_i$ =volumen de agua para formar la pulpa

2= factor de equivalencia debido a que se toma 5 ml de pulpa filtrada

A este resultado le restamos la cal total adicionada y obtenemos como resultado la cal consumida durante el proceso.

### *Cinética de la cianuración*

Junto con los controles de pH y cianuro libre planificados, se extrajo 25 ml adicionales que se almacenaron en un envaso plástico para posterior análisis químico.

Todas las cantidades extraídas de la solución fueron repuestas con agua para mantener la relación sólido-líquido inicial.

## **4.6. Pretratamiento por Tostación Oxidante**

Tomando en cuenta la mineralogía de las muestras, se optó por tostar los concentrados de flotación como un pretratamiento a la cianuración con el fin de mejorar la recuperación de oro.

### *Equipo*

- Horno eléctrico de la planta de cerámica CERART UTPL.

### *Procedimiento*

Se pesó 500 g de la muestra a tostar, se introdujo en el horno, el horno fue encendido y programado a la temperatura a 600 °C. Se esperó hasta que la temperatura en el horno alcance los 600 °C y se contabilizó una hora, después de una hora el horno fue apagado y se esperó 24 horas para su enfriamiento.

## **4.7. Análisis químico**

Al finalizar los ensayos de cianuración se tiene soluciones cianuradas y relaves, ambos se llevaron al laboratorio IQA de la UTPL para la cuantificación de oro por el método de absorción atómica. Los relaves requirieron un tratamiento químico previo a su lectura en el espectrofotómetro de absorción atómica, el mismo que se detalla a continuación.

- Pesar 5 g del material a analizar en un vaso de teflón.
- Agregar un poco de agua destilada para humedecer la muestra.

- Añadir 20 ml de HCl y calentar sobre la plancha calefactora por 10 minutos.
- Añadir 10 ml de HNO<sub>3</sub> más 2 ml de ácido perclórico.
- Calentar hasta llevar a sequedad en la plancha.
- Adicionar 30 ml de agua destilada y someter a ebullición por unos minutos.
- Dejar enfriar y aforar a 100 ml
- Dejar sedimentar los sólidos y filtrar 50 ml.

Los resultados del análisis químico se utilizaron para calcular los balances metalúrgicos y trazar las gráficas de cinética del proceso.



## Capítulo 5

---

### 5. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

**Tabla 10.** Análisis de Cabeza  
relave de mina

Muestra	ppm Au
Condominio Norte	0,68
Condominio Sur	1,389

Fuente: Lab. IQA

#### 5.1 Cianuración de muestras sólo con molienda

La variable en este ensayo fue la concentración de NaCN: 1 g/l y 1,25 g/l.

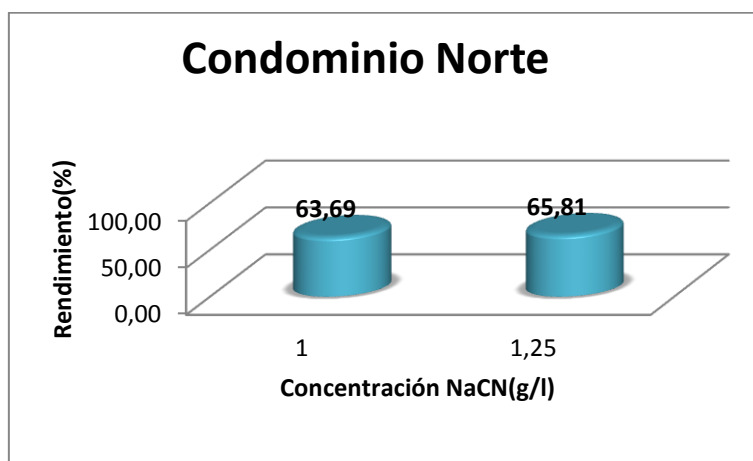
En una etapa inicial se realizaron ensayos de cianuración a muestras sin concentrar, es decir directamente de la molienda, para establecer una base de comparación con los ensayos de cianuración de los concentrados de flotación y el impacto en el rendimiento de oro de la variación de la concentración del cianuro de sodio. Las condiciones de operación son las que se establecieron en la tabla 9.

##### 5.1.1 Rendimiento

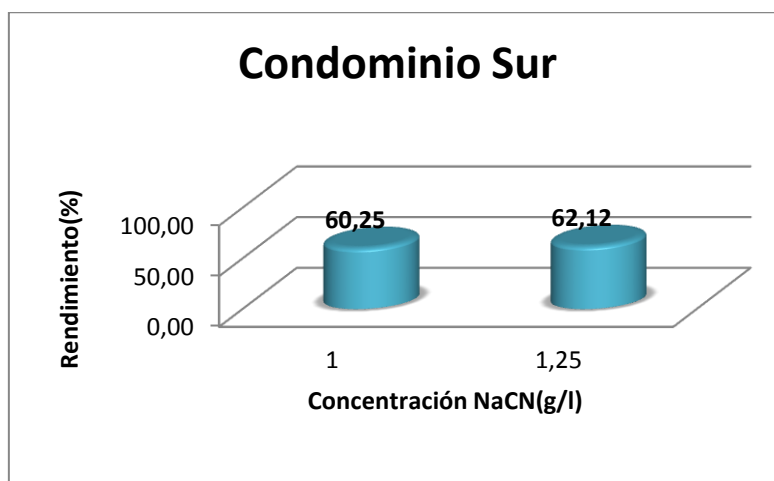
**Tabla 11.** Rendimiento de Oro del Ensayo de  
Cianuración de muestras de molienda a diferente  
concentración de NaCN

Muestra	concentración de CN(g/l)	
	1	1,25
C. Norte	63,69 %	65,81 %
C. Sur	60,25 %	62,12 %

Fuente: El Autor



**Gráfico 1.** Rendimiento de Oro en el ensayo de cianuración de las muestras de molienda del Condominio Norte



**Gráfico 2.** Rendimiento de Oro en el ensayo de cianuración de las muestras de molienda del Condominio Sur

Los gráficos 1 y 2 muestran que el mayor rendimiento de oro es de 65,81% para el condominio norte y 62,12% para el condominio sur, ambos alcanzados a la concentración de 1,25 g/l. La diferencia con el rendimiento logrado a la concentración de 1 g/l es muy pequeña, alrededor del 2% en ambos condominios. Estos porcentajes de recuperación se consideran deficientes.

Estos porcentajes de rendimiento son un poco más altos comparado con un estudio en el yacimiento Fortuna I (I. Armijos, 2011)<sup>[14]</sup>, de 51,87% a una concentración de 1,25 g/l

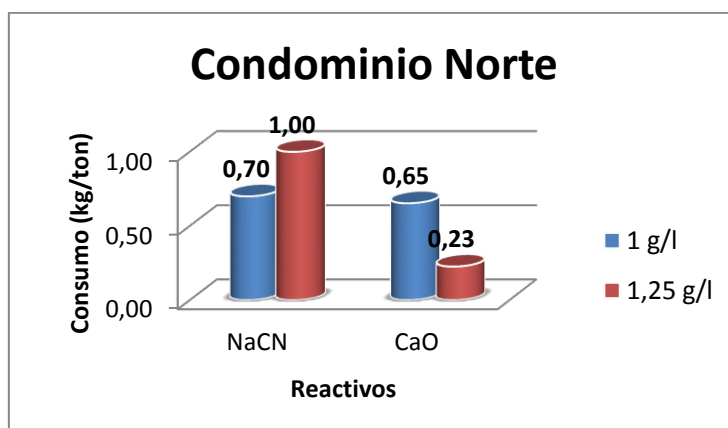
de NaCN. Esta cierta relación se debe a que Nambija y Fortuna tienen similar mineralogía por formar parte del mismo distrito aurífero.

### 5.1.2 Consumo de Reactivos

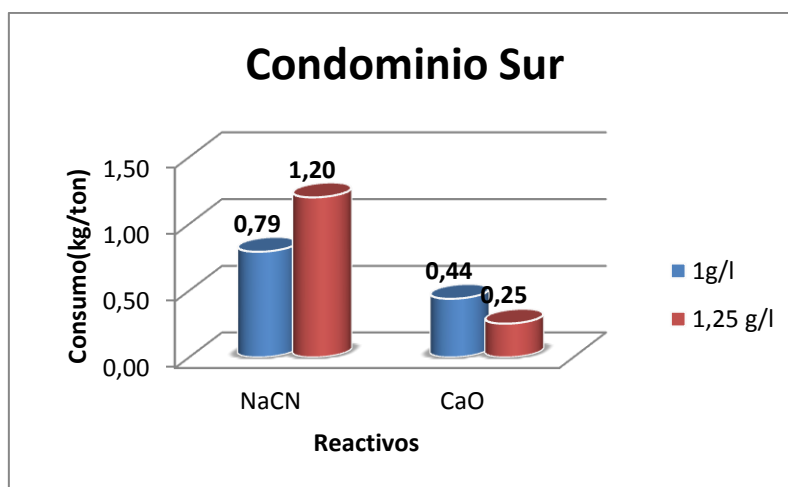
**Tabla 12.** Consumo de reactivos de la Cianuración de muestras de molienda

Muestra	Concentración de CN(g/l)	Reactivos(kg/ton)	
		NaCN	CaO
C. Norte	1	0,70	0,65
	1,25	1,00	0,23
C. Sur	1	0,79	0,44
	1,25	1,20	0,25

Fuente: El Autor



**Gráfico 3.** Consumo de reactivos en el ensayo de cianuración de la muestra de molienda del Condominio Norte



**Gráfico 4.** Consumo de reactivos en el ensayo de cianuración a la muestra de molienda del Condominio Sur

El consumo de reactivos mostrado en los gráficos 3 y 4 retrata lo esperado, el consumo de NaCN aumenta al incrementar la concentración del agente lixiviante de 1 a 1,25 g/l. En el Condominio Norte sube de 0,7kg/ton a 1 kg/ton y en el Sur de 0,79 a 1,20 kg/ton. Se destaca que en el condominio sur el consumo de cianuro es más alto que en el norte, este hecho posiblemente se deba a que el condominio sur tiene una ley de oro más alta, además el análisis químico mostró que contiene plata y cobre en mayor proporción que el condominio norte. Al aumentar la concentración de cianuro aumentan las reacciones de competencia que elevan el consumo del reactivo.

El consumo de cal es menor al incrementar la concentración de NaCN, para el condominio Norte disminuye de 0,65 a 0,23 kg/ton y en el sur va de 0,44 a 0,25 kg/ton. La cantidad de cal consumida en el condominio norte es casi el doble que la del condominio sur.

La cantidad de cianuro consumido en este ensayo es muy baja con respecto al estudio de Fortuna I (I. Armijos, 2011) <sup>[14]</sup> donde se consumió 5,4 y 6,6 kg/ton a la concentración de 1 y 1,25 g/l, respectivamente. El consumo de cal es similar al de Fortuna I cuyos valores son de 0,58 y 0,26 kg/ton a las concentraciones mencionadas anteriormente. Si se contrasta el consumo de reactivos de otro estudio en Nambija (J. Gutierrez, 1990) de NaCN: 0,86 kg/ton y cal: 1,07 kg/ton realizado a la concentración de 0,5 g/l se puede ver que el consumo de cianuro es casi de la misma magnitud y el consumo de cal es casi la mitad.

## 5.2 Cianuración de muestras de concentrados de Flotación

### Leyes de cabeza

**Tabla 13.** Análisis de Cabeza de los concentrados de flotación

Muestra	Ley Au (ppm)
Condominio Norte	2,71
Condominio Sur	5,52

Fuente: Lab. IQA

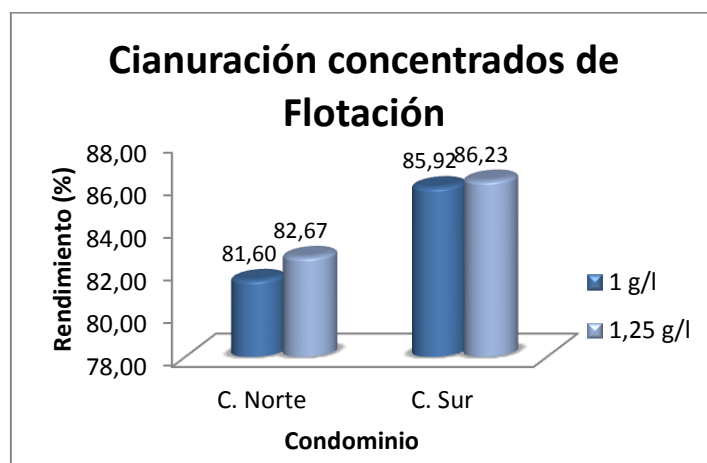
Se cianuró concentrados de flotación a las concentraciones de 1 g/l y 1,25 g/l de NaCN y las según las condiciones especificadas en la tabla 9. Los rendimientos alcanzados se muestran en la tabla 14.

### 5.2.1 Rendimiento

**Tabla 14.** Rendimiento de oro del Ensayo de Cianuración a concentrados de flotación

Muestra	concentración de CN(g/l)	
	1	1,25
C. Norte	81,60 %	82,67 %
C. Sur	85,92 %	86,23 %

Fuente: El Autor



**Gráfico 5.** Rendimiento de Oro del ensayo de cianuración a concentrados de flotación de Condominios Norte y Sur

Se observa claramente que la recuperaciones mejoraron en ambos condominios, alrededor de un 20%, lo cual tiene sentido porque se aplicó un proceso de concentración antes del ensayo de cianuración. Se observa la misma tendencia que en el ensayo anterior a muestras de molienda, la cual es que las recuperaciones mejoran aumentando la concentración de la solución de cianuro pero la mejora en el rendimiento es muy pequeña. En el condominio norte el rendimiento sube de 81,60% a 82,67% y en el sur de 85,92% a 86,23% como lo muestra el gráfico 5.

A la concentración de 1,5 g/l NaCN y pH 10,5 (**Guartan - Tamay,2003**)<sup>[18]</sup> obtuvieron recuperaciones de 93,84% pero en el tiempo de 24 horas y a 1 g/l lograron recuperaciones

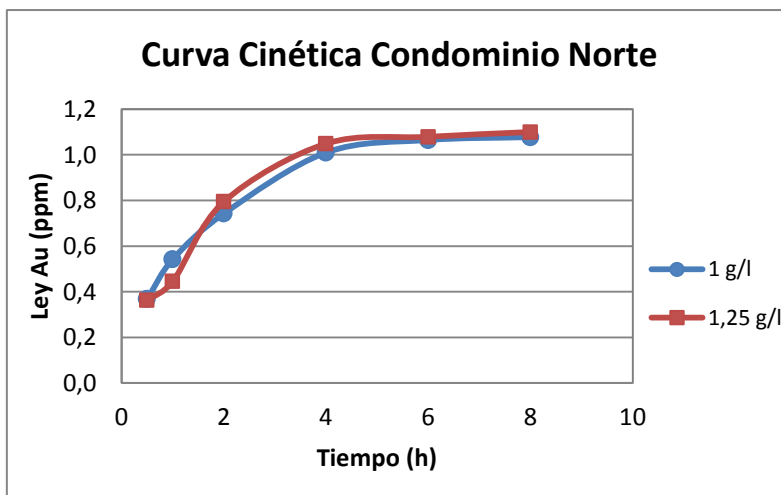
de 91,05%. Contrastando con este estudio las recuperaciones obtenidas se consideran buenas por el menor tiempo de residencia(10 horas). Y en relación a (Jimenez-Prieto,2011) <sup>[2]</sup>, que alcanzaron rendimiento de 73,83% a 1,25 g/l NaCN, las recuperaciones son buenas.

### 5.2.2 Cinética de Reacción

**Tabla 15.** Cinética de reacción de la Cianuración de concentrados de flotación del Condominio Norte

Ensayo	1 g/l NaCN	1,25 g/l NaCN
Tiempo(h)	Ley Au(ppm)	Ley Au(ppm)
0,5	0,37	0,362
1	0,54	0,445
2	0,74	0,794
4	1,01	1,049
6	1,07	1,079
8	1,08	1,173

Fuente: El Autor



**Gráfico 6.** Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración a concentrados de flotación del Condominio Norte.

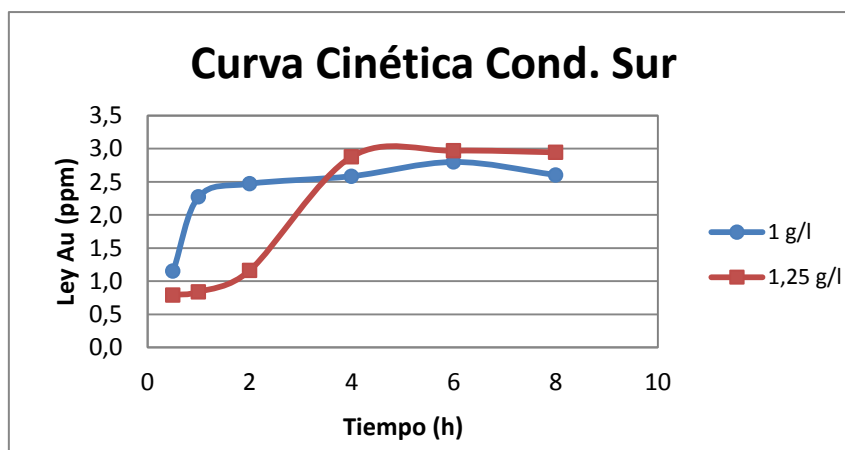
Según el gráfico 6, en el Condominio Norte las curvas de las diferentes concentraciones son muy similares entre sí, el máximo de recuperación se alcanza entre las 4 y 6 horas de cianuración, a partir de la sexta hora el aumento en la ley de oro es muy baja pero todavía no se presenta un cambio de dirección en la curva alcanzadas las 8 horas.

Debido al mínimo aumento en las últimas horas de cianuración se puede considerar que el material no requiere más tiempo que el programado de 10 horas.

**Tabla 16.** Cinética de reacción de la Cianuración a concentrados de flotación del Condominio Sur

Ensayo	1 g/l NaCN	1,25 g/l NaCN
Tiempo(h)	Ley Au(ppm)	Ley Au(ppm)
0,5	1,15	0,79
1	2,27	0,84
2	2,47	1,16
4	2,58	2,88
6	2,80	2,97
8	2,60	2,94

Fuente: El Autor



**Gráfico 7.** Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración a concentrados de flotación del Condominio Sur.

En el condominio sur el punto máximo de recuperación se da alrededor de la hora 6 (gráfico 7) para ambas concentraciones, en este punto la pendiente cambia de dirección y empieza a disminuir la concentración de Au. Se puede ver que para la concentración de 1 g/l NaCN la disolución de oro es más rápida durante las 2 primeras, en cambio en la cinética a la concentración de 1,25 g/l sucede lo opuesto: en las 2 primeras horas la reacción transcurre lentamente, al finalizar la hora 2 la velocidad de disolución va en aumento hasta ser parecida a la del ensayo a 1 g/l de concentración.

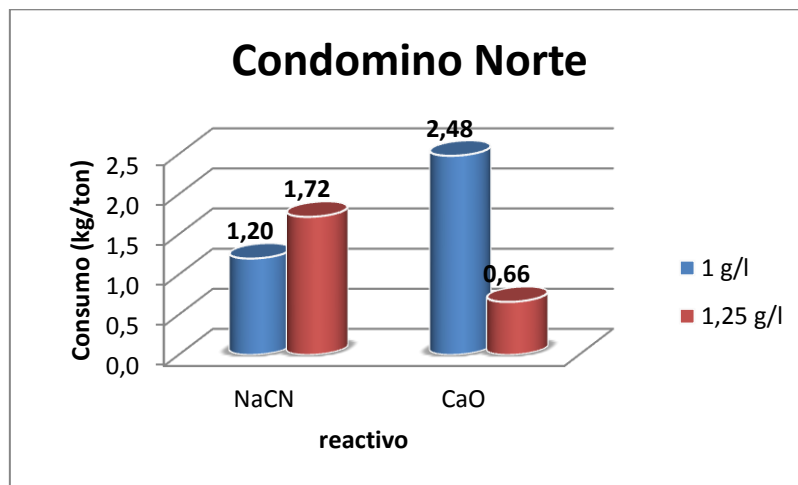
Las curvas de ambos condominios muestran que la recuperación de oro transcurre con rapidez y requiere poco tiempo de residencia hecho que difiere de otro estudio(**Guartán - Tamay,2003**)<sup>[18]</sup> en el cual las máximas recuperaciones se alcanzan entre los 7 y 12 horas.

### 5.2.3 Consumo de reactivos

**Tabla 17.** Consumo de reactivos en la Cianuración de los concentrados de flotación

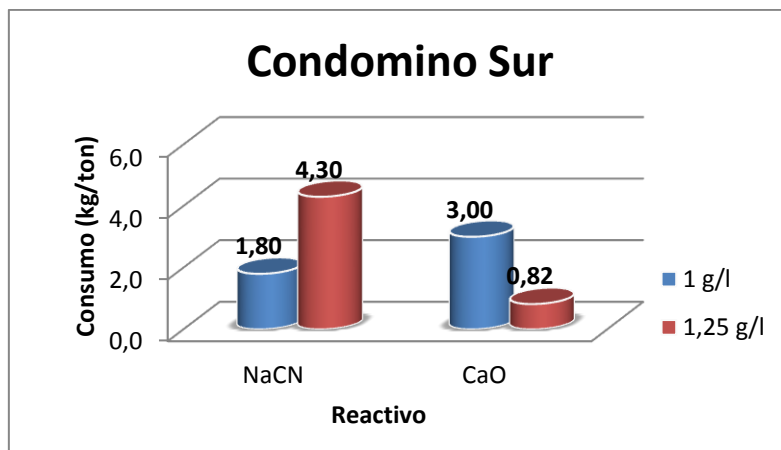
Muestra	Concentración de NaCN inicial(g/l)	Reactivos(kg/ton)	
		NaCN	CaO
C. Norte	1	1,20	2,48
	1,25	1,72	0,66
C. Sur	1	1,80	3,00
	1,25	4,30	0,82

Fuente: El Autor



**Gráfico 8.** Consumo de reactivos del ensayo de cianuración a los concentrados de flotación del Condominio Norte.





**Gráfico 9.** Consumo de reactivos del ensayo de cianuración a los concentrados de flotación del Condominio Sur.

Para el condominio Norte el consumo de cianuro en el primer ensayo es 1,20 kg/ton y en el segundo es 1,72 kg/ton ver gráfico 8, la diferencia no es mucha pero en el primer ensayo el cianuro consumido es menor. En el Condominio Sur la cantidad de cianuro utilizado es bastante alta en el segundo ensayo: 4,3 kg/ton en comparación al primero: 1,8 kg/ton, ver gráfico 9. Lo que demuestra que un aumento de la concentración inicial de NaCN origina un aumento considerable en el consumo de cianuro calculado al final del proceso, se presume que minerales como la pirita, calcopirita y pirrotina originan este hecho. Estos datos confirman el comportamiento ya mostrado en los ensayos de cianuración realizados a muestras de molienda. A las concentración de NaCN de 1 g/l y pH 10,5 en el estudio de relaves de la planta Vivanco (**Guartán - Tamay,2003**)<sup>[18]</sup> se consumía 11,79 kg/ton de cianuro, al comparar con este estudio los consumos de cianuro son muy bajos.

En lo que respecta a la cal en el segundo ensayo a 1,25 g/l de CN los consumos son casi tres veces menor que en el ensayo a 1 g/l de CN, tendencia que se observa en los dos condominios, en el Condominio Norte baja de 2,48 ton/kg a 0,66 ton/kg y en el Condominio Sur disminuye de 3 ton/kg a 0,82 ton/kg.

De acuerdo al grafico 5 la mejor recuperación de oro se da a la concentración de cianuro inicial de 1,25 g/l en los dos Condominios, los valores son 82,67% para el Condominio Norte y 86,23% para el Condominio Sur; las cinéticas de reacción en las tablas 15 y 16 confirman este hecho y muestran que a la hora 8 la ley de oro es mayor a la

concentración de 1,25 g/l en ambos condominios. Por lo que se determina que la mejor recuperación se obtiene a la concentración de NaCN inicial de 1,25 g/l tanto en el Condominio Norte con en el Condominio Sur.

Una vez establecida la concentración de 1,25 g/l como la de mejor resultado, esta fue utilizada para la cianuración de concentrados de flotación previamente tostados

### 5.3 Cianuración de Concentrados de Flotación sometidos a pretratamiento por Tostación Oxidante

Debido a que este material presenta cierto grado de refractariedad, por la presencia de pirita y pirrotina, se llevó a cabo un pretratamiento por tostación oxidante previo a la cianuración para observar su comportamiento y buscar elevar el porcentaje de oro recuperado en ambos condominios. Las condiciones de cianuración fueron las siguientes:

dilución S/L: 1/2

peso material(g): 500

volumen de agua(ml): 1000

concentración CN(g/l): 1,25

pH: no se modificó el pH resultante al formar la pulpa con la calcina

tiempo de cianuración(horas): 10

#### 5.3.1 Rendimiento

Los resultados se muestran a continuación en la tabla 18.

**Tabla 18.** Rendimiento de oro del ensayo de Cianuración a 1,25 g/l de NaCN a concentrados de flotación tostados

Muestra	Rendimiento(%)
Condominio Norte	54,52
Condominio Sur	48,85

Fuente: El Autor

La cianuración de los concentrados de flotación pretratados por tostación oxidante arrojó los siguientes rendimientos: para el Condominio Norte 54,52 % y para el Condominio Sur 48,85 %. Comparando estas recuperaciones con las de los concentrados de flotación sin pretratar que fueron 82,67 % y 86,23 %, en el Condominio Norte y Sur respectivamente, son considerablemente bajas inclusive más bajas que la de los ensayos de cianuración con el material de molienda cuyos rendimientos fueron 65,81 % para el Norte y 62,12 % para el Sur. Estos resultados no son buenos puesto que en un estudio similar de tostación de concentrados de flotación de mena refractaria en Ponce Enríquez (Holguín, 1999)<sup>[15]</sup> logró recuperaciones del rango de 70% a 95%. Pero un comportamiento similar al de nuestros ensayos lo tenemos con relaves refractarios en Portovelo (G. Carrión, 2010)<sup>[19]</sup> en el que después de aplicar tostación oxidante y cianurar, el rendimiento bajó de 21,33% a 20,10%.

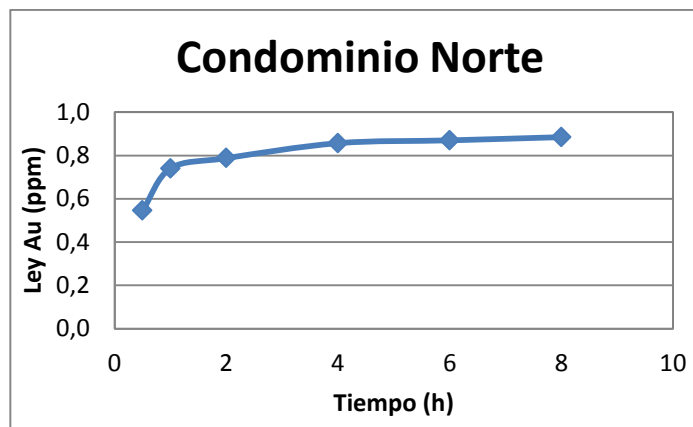
El bajo rendimiento de la cianuración de concentrados de flotación tostados se puede explicar por el pH elevado de operación, que fue de 12-12,5, ya que el grado de disolución del oro se reduce con el incremento del pH debido a la adsorción de OH<sup>-</sup> en la superficie del oro disminuyendo la superficie disponible para la cianuración. (W. Srithammavut, 2008)<sup>[20]</sup> además se descarta que el oro se haya perdido durante el proceso de tostación por la baja temperatura de trabajo (600 °C).

### 5.3.2 Cinética de reacción

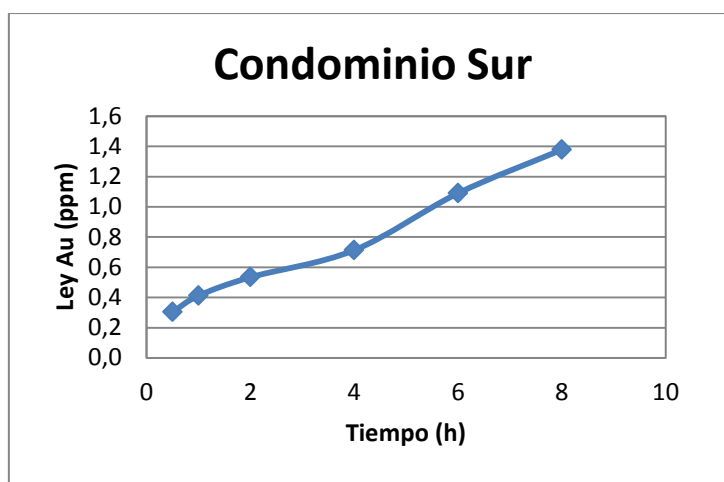
**Tabla 19.** Cinética de reacción de la Cianuración a 1 g/l de NaCN de concentrados de flotación tostados

Muestra	Cond. Norte	Cond. Sur
Tiempo(h)	Ley Au(ppm)	Ley Au(ppm)
0,5	0,546	0,304
1	0,74	0,412
2	0,788	0,534
4	0,857	0,713
6	0,87	1,09
8	0,885	1,378

Fuente: El Autor



**Gráfico 10.** Curva de la Cinética de reacción del ensayo de cianuración al concentrado de flotación tostado del Condominio Norte.



**Gráfico 11.** Curva de la Cinética de reacción del ensayo de cianuración al concentrado de flotación tostado del Condominio Sur.

La curva cinética del Condominio Norte ver gráfico 10 ilustra que la máxima recuperación de oro se alcanza entre las 4 y 6 horas, con leyes alrededor de 0,87 ppm; al comparar con la cinética del ensayo de cianuración a concentrados de flotación sin tostar cuyo máximo es de alrededor 1,173 ppm se ve la disminución de recuperación de oro en el mismo tiempo de residencia. El pretratamiento por oxidación disminuyó la recuperación de oro con respecto al tiempo de residencia.

En el gráfico 11 de la cinética de reacción del condominio Sur, desde la hora 0,5 la recuperación va en aumento sin llegar a un máximo inclusive hasta la hora 8. En la hora 8 la ley de oro es de 1,378 ppm la cual es baja con respecto a la ley alcanzada en el ensayo de cianuración a concentrados de flotación sin tostar que es 2,94 ppm. Se ve que esta calcina tiene una cinética lenta que puede deberse a un encapsulamiento parcial del oro en la

calcina porosa, donde la velocidad de lixiviación está controlada por la difusión entre poros(Holguín, 1999)<sup>[15]</sup>

### 5.3.3 Consumo de reactivos

**Tabla 20.**Consumo de reactivos en la cianuración de concentrados de flotación tostados

Muestra	Reactivos(kg/ton)	
	NaCN	CaO
C. Norte	0,54	0,0
C. Sur	0,98	0,0

Fuente: El Autor

Al tostar los concentrados de flotación el consumo de cianuro disminuyó; de 1,72 kg/ton en el concentrado sin tostar a 0,62 kg/ton en el concentrado tostado del condominio norte y de 4,30 kg/ton en el concentrado sin tostar a 0,98 kg/ton en el concentrado tostado del condominio sur. Con respecto a la cal el consumo es 0 kg/ton tanto en el Condominio Norte como en el Sur. La razón de que no se agregó cal es porque la pulpa ya tenía un pH básico, de aproximadamente 12, al empezar la cianuración. El elevado pH de la pulpa se debe a la conversión de los sulfuros a sulfatos durante la tostación que producen compuestos de carácter básicos.

En el estudio en el distrito de Portovelo(G. Carrión, 2010)<sup>[19]</sup> también se produce 0 kg/ton de consumo de cal al someter concentrados de flotación a tostación y el cianuro consumido es parecido al del condominio sur.

### 5.4 Comparación de los ensayos

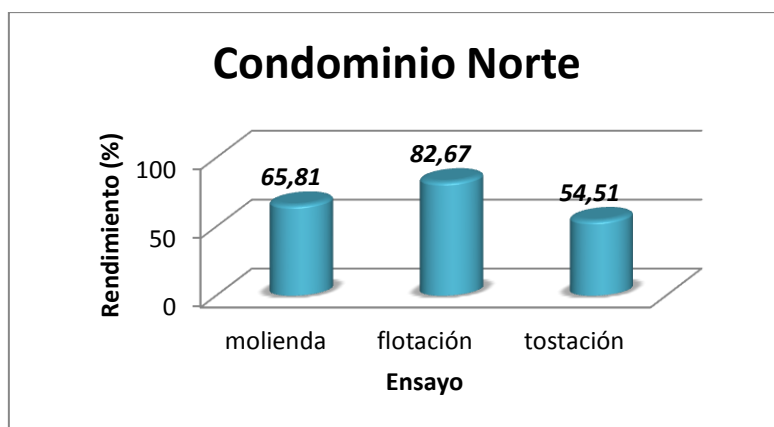
Las comparaciones se hacen entre los ensayos de cianuración a 1,25 g/l NaCN de las muestras: de molienda, concentrado de flotación y concentrado de flotación tostado

### 5.4.1 Rendimiento

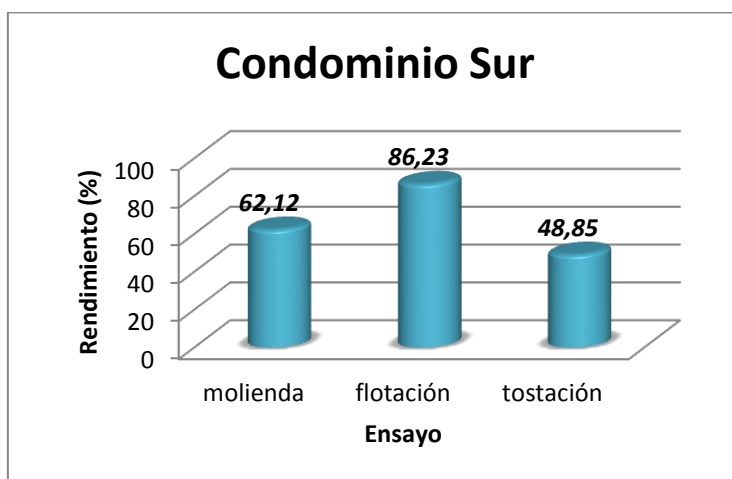
**Tabla 21.** Recuperación de Oro de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN en los 3 tipos de ensayos

Muestra	Ensayo		
	molienda	flotación	tostación
C. Norte	65,81 %	82,67 %	54,51 %
C. Sur	62,12 %	86,23 %	48,85 %

Fuente: El Autor



**Gráfico 12.** Rendimiento de Oro en el Condominio Norte de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos



**Gráfico 13.** Rendimiento de Oro en el Condominio Sur de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos

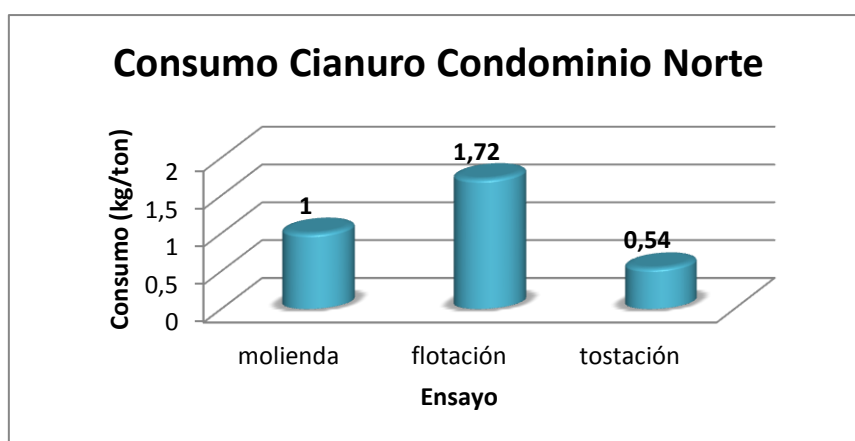
En los gráficos 12 y 13 se observa con claridad que el mejor rendimiento se da con la cianuración de los concentrados de flotación, con 82,67 % y 86,23 %, para los Condominio Norte y Sur respectivamente y los más bajos en la cianuración de concentrados tostados, 54,51% para el Norte y 48,85% para el Sur.

### 5.4.2 Consumo de Reactivos

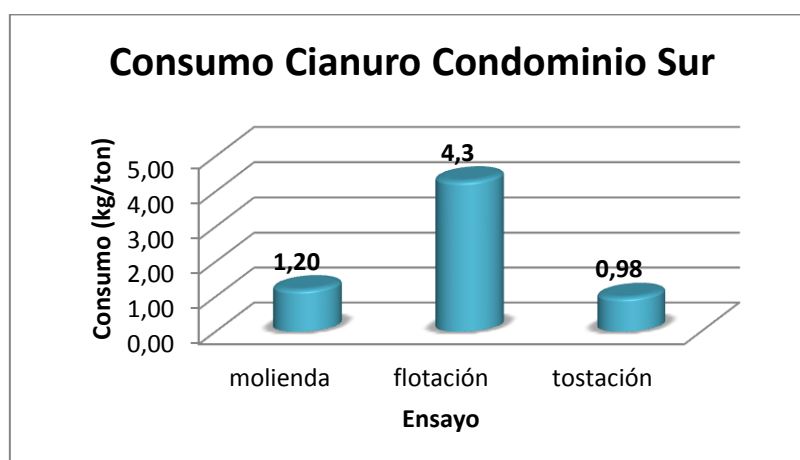
**Tabla 22.** Consumo de Reactivos de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN en los 3 tipos de ensayos

Muestra	molienda		flotación		tostación	
	NaCN(kg/ton)	CaO(kg/ton)	NaCN(kg/ton)	CaO(kg/ton)	NaCN(kg/ton)	CaO(kg/ton)
C. Norte	1	0,23	1,72	0,66	0,54	0
C. Sur	1,20	0,25	4,3	0,82	0,98	0

Fuente: El Autor

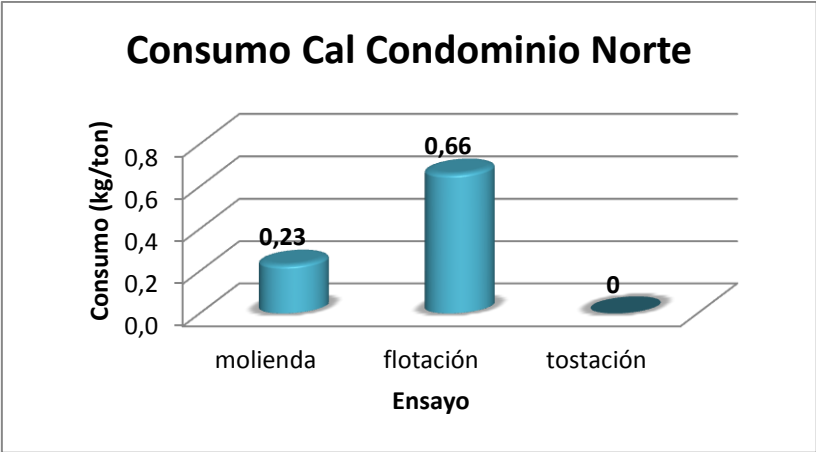


**Gráfico 13.** Consumo de cianuro en el Condominio Norte de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos

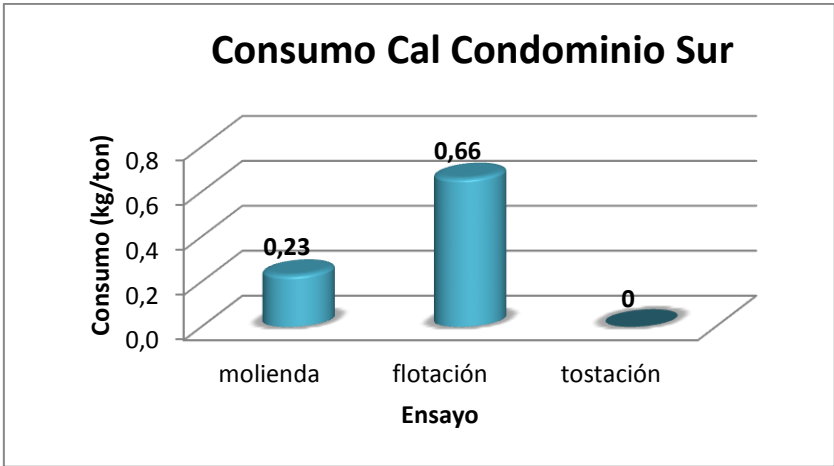


**Gráfico 14.** Consumo de cianuro en el Condominio Sur de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos

El menor consumo de cianuro se da en las cianuraciones a muestras tostadas en tanto que el mayor se produce en las cianuraciones de concentrados de flotación. Ver gráfico 13 y 14.



**Gráfico 15.** Consumo de cal en el Condominio Norte de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos



**Gráfico 15.** Consumo de cal en el Condominio Sur de la Cianuración a 1,25 g/l de NaCN para los tres ensayos

No se adiciona cal en las cianuraciones a muestras tostadas lo que hace que este ensayo tenga el menor consumo en ambos condominios. Durante la cianuración de concentrados de flotación se gasta la mayor cantidad de cal, 1,72 kg/ton en el condominio norte y 4,3 kg/ton en el condominio sur.



## Capítulo 6

---

### CONCLUSIONES

- La concentración por Flotación eleva la recuperación de oro en las cianuraciones, alrededor de un 20 % en ambos condominios.
- El aumento en la concentración de cianuro de 1g/l a 1,25g/l no es un factor determinante a la hora de incrementar la recuperación de oro.
- La variable que da el mejor resultado es 1,25 g/l de NaCN con el rendimiento de 82,67 % en el Condominio Norte y 86,23% en el Condominio Sur y con los siguientes consumo de reactivos: Condominio Norte 1,72 kg/ton de cianuro de sodio y 0,66 kg/ton de cal; Condominio Sur 4,3 kg/ton de cianuro de sodio y 0,82 kg/ton de cal, tomando en cuenta el rendimiento, consumo de reactivos y las curvas cinéticas.
- La tostación perjudica la recuperación de Au en la cianuración, de 82,67 % a 54,52% en el condominio Norte y de 86,23% a 48,85% en el condominio Sur.
- La tostación oxidante como pretratamiento, incide en el consumo de reactivos durante el proceso de cianuración; la cal es nulo y el de cianuro es la mitad, con respecto a los consumos en los concentrados de flotación.
- El pretratamiento de tostación en las menas de los Condominios Norte y Sur demostró que no existe oro asociado a sulfuros porque no se mejoraron las recuperaciones.

# Capítulo 7

---

## RECOMENDACIONES

- Se sugiere usar agitación neumática en lugar de mecánica en los ensayos de cianuración para evaluar si el rendimiento mejora.
- Se recomienda prestar atención a la reposición de alícuotas de pulpa que se toman para los controles de cianuro y cinéticas de reacción para no alterar la relación solido-liquido establecida de la pulpa.
- Se sugiere extender el tiempo de residencia de 10 a 24 horas en el ensayo de cianuración de concentrados de flotación tostados del Condominio Norte y Sur.
- Se sugiere introducir la variable pH con valores de 9,5 y 11,5 dentro de los ensayos de cianuración para observar el comportamiento de los concentrados de flotación.
- Se recomienda usar filtración al vacío en lugar de filtración común al momento de los controles de cianuro puesto que facilita el filtrado, en especial en las horas finales de la cianuración, dando una solución más clara y adecuada para observar el momento justo del viraje.
- Se sugiere no alargar demasiado las fracciones de desbaste durante la flotación puesto que se corre el riesgo de arrastrar ganga que disminuye el rendimiento del proceso.
- Se recomienda usar campana extractora o un lugar ventilado en la preparación de las soluciones con los colectores aerofloat 25 y 31.

- Se recomienda realizar chequeos continuos durante la evaporación de los ácidos en la digestión de las muestras solidas previa lectura en absorción atómica, para evitar que la muestra se queme y tenga que ser desechada.
- Se recomienda realizar los ensayos de cianuración en un lugar con suficiente ventilación, además de un almacenamiento del reactivo en recipientes adecuados debido a la naturaleza volátil del cianuro de sodio.

# Capítulo 8

---

## BIBLIOGRAFÍA

1. Fobonté, L.; Vallance, J.; Markowski, A.; Chiaradia, M. Oxidized Gold Skarns in the Nambija District, Ecuador. En *Society of Economic Geologists*; Special Publication 11, 2004; pp 341-357.
2. Jiménez, M; Prieto, I. 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, Tesis de Ingeniero Químico, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja. 2011.
3. Ministerio de Recursos Naturales no Renovables del Ecuador. Agencia de Regulación y Control Minero. <http://www.arcom.gob.ec/index.php/servicios/base-de-datos> (acceso junio 2012).
4. Sandoval, F. *La pequeña minería en el Ecuador*, International Institute for Environment and Development: Ecuador, 2001.
5. *Informe de Prefactibilidad Geológico Metalogénico de la zona sur del yacimiento aurífero de Nambija*, Instituto Ecuatoriano de Minería (INEMIN): Ecuador, 1987.
6. Sandoval, F.; Gómez, J.; Carvajal, M.; Chamorro, C.; Pazmiño, D. Minería, Minerales y Desarrollo Sustentable en Ecuador. En *Minería, Minerales y Desarrollo Sustentable en América del Sur*, Centro de Investigación y Planificación del Medio Ambiente (CIPMA), Centro Internacional de Investigación para el Desarrollo (IDRC) - Iniciativa de Investigación sobre Políticas Mineras (IIPM): 2002; pp 441-528.
7. Wills B.; Napier-Munn, T. *Mineral Processing Technology: An introduction of ore treatment and mineral recovery*, 7th Edition; Elsevier Science and Technology Books: USA, 2006.
8. Portal Minero S.A. *Manual General de Minería y Metalurgia*, 1ra Edición; Portal Minero Ediciones: Chile, 2006.
9. Domic, E. *Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones*, 1ra Edición; Domic: Chile, 2001.

10. Villacreses, J. Cianuración por Agitación de las arenas del sector La Independencia, Tesis de Ingeniero en Geología, Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil. 1993.
11. Espinoza, P. Exploración geológico-minero de la mina Gold Star en Nambija, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.
12. Arias, J; González, R. Explotación y beneficio del mineral aurífero del sector "El Playón" de la mina Nambija, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.
13. Misari, F. *Metalurgia del Oro*, Centro de Estudios y Promoción en Ciencias de la Tierra: Perú, Lima, 1993.
14. Armijos, I. Comportamiento del Mineral de Skarn Aurífero del Yacimiento Fortuna I a Ensayos de Lixiviación con cianuro, de la Compañía Minera Fortuna Gold Mining Corporation, ubicada en San Carlos de las Minas, Distrito Minero Nambija, Tesis de Ingeniero Químico, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2011.
15. Holguín, B. Pretratamiento por Tostación de Concentrados Sulfurosos de Flotación del Sector Ponce Enríquez, Tesis de Ingeniero en Geología, Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil. 1999.
16. Slideshare.<http://www.slideshare.net/JosePalacios11/la-tostacin-en-pirometalurgia>(acceso mayo 2012)
17. Sanmartín, V. *Mineralogía y metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija: Estudio mineralógico y metalúrgico de los relaves de gravimetría de las plantas artesanales del Condominio Sur y Condominio Norte*, Universidad Técnica Particular de Loja: Loja, 2012.
18. Guartán, J; Tamay, J. 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 Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.
19. Carrión, G. Estudio mineralógico para la determinación de oro refractario en los distritos mineros de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2010.
20. W, Srithammavut. J. Modeling of Gold Cyanidation, Master of Science Thesis, Lappeenranta University of Technology, 2008.

# Capítulo 9

---

## ANEXOS

### Anexo 1 Equipos Utilizados



Celda de Flotación



Celda de Cianuración



Balanza



Estufa



Molino de bolas



pH-metro

## Anexo 2

### Dosificación de reactivos de flotación

El cálculo de la cantidad de reactivo viene dado por la siguiente ecuación:

$$Pr = \frac{dr.Pm}{p}$$

En donde

Pr: peso del reactivo a pesar

dr: dosificación del reactivo

Pm: peso de la muestra a flotar

p: pureza del reactivo

Así para el caso del colector 31:

dr: 25 g/ton

Pm: 3000g=  $3 \times 10^{-3}$  ton

p: 1

$$Pr = \frac{25 \text{ g / ton} \cdot 3 \times 10^{-3} \text{ ton}}{1}$$

$$Pr = 0,075 \text{ g}$$

**Tabla 1.** Dosificación de Reactivos de Flotación

Reactivo	Dosificación (g/ton)	Pm(ton)	pureza	Pr(g)
31	25	0,003	1	0,075
25	25	0,003	1	0,075
KAX	75	0,003	1	0,225
Rs 370	75	0,003	1	0,75
Na <sub>2</sub> SO <sub>3</sub>	250	0,003	1	0,225

**Fuente:** El Autor



### Anexo 3

#### Control Horario de los Ensayos de Cianuración

A continuación en la tabla 3 se muestra el formato que se utilizó en cada uno de los ensayos de cianuración para controlar pH, cal y cianuro en los tiempos establecidos.

**Tabla 2.** Dosificación de Reactivos de Flotación

Fecha	2012-01-11			
Muestra	<b>Condominio Norte 23 min concentrado de flotación</b>			
Peso muestra(g)	500			
Dilución L/S	2 a uno			
Conc. NaCN	1 g/L			
Tiempo(h)	Hora exacta	pH	CaO(g)	NaCN(g)
		10,13		
0	8:00	10,5	0,19	1
0,5	8:30	10,5		0,15
1	9:00	10,5	0,03	0,05
2	10:00	10,5		0,15
4	12:00	10,5	0,12	0,15
7	15:00	10,5	0,1	0,15
9	17:00	10,5	0,8	0,15
10	18:00	10,5		
		<b>TOTAL</b>	<b>1,24</b>	<b>1,8</b>

**Fuente:** El Autor

## Anexo 4

### Balances Metalúrgicos de Oro

$$\text{Entrada} = \text{Solución} + \text{Relave}$$

$$\text{peso muestra} \times \text{ley Au} = \text{volumen solución} \times \text{ley Au} + \text{peso relave} \times \text{ley Au}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Solución}}{\text{Entrada}} \times 100$$

### Condominio Norte

Muestra molienda

Ensayo a 1 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,750
ley(mg/kg)	0,68

solución	
volumen(l)	1,400
ley(mg/l)	0,232

relave	
peso(kg)	0,74265
ley(mg/kg)	0,26

$$0,750\text{kg} \times 0,68 \frac{\text{mg}}{\text{kg}} = 1,4\text{l} \times 0,232 \frac{\text{mg}}{\text{l}} + 0,74265\text{kg} \times 0,26 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$0,51\text{mg} = 0,3248\text{mg} + 0,193\text{mg}$$

$$0,51\text{mg} \approx 0,5178\text{mg}$$

$$R = \frac{0,3248}{0,51} \times 100 = 63,69\%$$

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,750
ley(mg/kg)	0,68

solución	
volumen(l)	1,370
ley(mg/l)	0,245

relave	
peso(kg)	0,74085
ley(mg/kg)	0,32

$$0,750kg \times 0,68 \frac{mg}{kg} = 1,37l \times 0,245 \frac{mg}{l} + 0,7408kg \times 0,32 \frac{mg}{kg}$$

$$0,51mg = 0,335mg + 0,237mg$$

$$0,51mg \approx 0,5727mg$$

$$R = \frac{0,335}{0,51} \times 100 = 65,81\%$$

Muestra concentrados de flotación

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	2,71

solución	
volumen(l)	0,945
ley(mg/l)	1,170

relave	
peso(kg)	0,495
ley(mg/kg)	1,04

$$0,5kg \times 2,71 \frac{mg}{kg} = 0,945l \times 1,17 \frac{mg}{l} + 0,495kg \times 1,04 \frac{mg}{kg}$$

$$1,355mg = 1,105mg + 0,5152mg$$

$$1,355mg \approx 1,62mg$$

$$R = \frac{1,105}{1,355} \times 100 = 81,59\%$$

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	2,71

solución	
volumen(l)	0,880
ley(mg/l)	1,273

relave	
peso(kg)	0,48915
ley(mg/kg)	1,07

$$0,5kg \times 2,71 \frac{mg}{kg} = 0,88l \times 1,273 \frac{mg}{l} + 0,489kg \times 1,07 \frac{mg}{kg}$$

$$1,355mg = 1,12mg + 0,5233mg$$

$$1,355mg \approx 1,643mg$$

$$R = \frac{1,12}{1,355} \times 100 = 82,67\%$$

Muestra concentrados de flotación tostados

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	2,71

solución	
volumen(l)	0,830
ley(mg/l)	0,890

relave	
peso(kg)	0,495
ley(mg/kg)	1,61

$$0,5kg \times 2,71 \frac{mg}{kg} = 0,83l \times 0,88 \frac{mg}{l} + 0,495kg \times 1,61 \frac{mg}{kg}$$

$$1,355mg = 0,738mg + 0,796mg$$

$$1,355mg \approx 1,534mg$$

$$R = \frac{0,738}{1,355} \times 100 = 54,52\%$$

## Condominio Sur

Muestra molienda

Ensayo a 1 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,750
ley(mg/kg)	1,398

solución	
volumen(l)	1,360
ley(mg/l)	0,465

relave	
peso(kg)	0,7418
ley(mg/kg)	0,72

$$0,750\text{kg} \times 1,398 \frac{\text{mg}}{\text{kg}} = 1,36\text{l} \times 0,465 \frac{\text{mg}}{\text{l}} + 0,7418\text{kg} \times 0,72 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$1,048\text{mg} = 0,631\text{mg} + 0,534\text{mg}$$

$$1,048\text{mg} \approx 1,166\text{mg}$$

$$R = \frac{0,631}{1,048} \times 100 = 60,25\%$$

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,750
ley(mg/kg)	1,398

solución	
volumen(l)	1,380
ley(mg/l)	0,472

relave	
peso(kg)	0,7421
ley(mg/kg)	0,98

$$0,750\text{kg} \times 1,398 \frac{\text{mg}}{\text{kg}} = 1,38\text{l} \times 0,472 \frac{\text{mg}}{\text{l}} + 0,7421\text{kg} \times 0,98 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$1,048\text{mg} = 0,651\text{mg} + 0,727\text{mg}$$

$$1,048\text{mg} \approx 1,166\text{mg}$$

$$R = \frac{0,651}{1,048} \times 100 = 62,12\%$$

Muestra concentrados de flotación

Ensayo a 1g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	5,52

solución	
volumen(l)	0,850
ley(mg/l)	2,790

relave	
peso(kg)	0,49435
ley(mg/kg)	1,29

$$0,50kg \times 5,52 \frac{mg}{kg} = 0,85l \times 2,79 \frac{mg}{l} + 0,494kg \times 1,29 \frac{mg}{kg}$$

$$2,76mg = 2,37mg + 0,637mg$$

$$2,76mg \approx 3,009mg$$

$$R = \frac{2,37}{2,76} \times 100 = 85,92\%$$

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	5,52

solución	
volumen(l)	0,850
ley(mg/l)	2,800

relave	
peso(kg)	0,48915
ley(mg/kg)	1,19

$$0,50kg \times 5,52 \frac{mg}{kg} = 0,85l \times 2,8 \frac{mg}{l} + 0,489kg \times 1,19 \frac{mg}{kg}$$

$$2,76mg = 2,38mg + 0,582mg$$

$$2,76mg \approx 2,962mg$$

$$R = \frac{2,38}{2,76} \times 100 = 86,23\%$$

Muestra concentrado de flotación tostado

Ensayo a 1,25 g/l NaCN

entrada	
peso(kg)	0,500
ley(mg/kg)	5,52

solución	
volumen(l)	0,842
ley(mg/l)	1,601

relave	
peso(kg)	0,4931
ley(mg/kg)	2,648

$$0,50\text{kg} \times 5,52 \frac{\text{mg}}{\text{kg}} = 0,842\text{l} \times 1,601 \frac{\text{mg}}{\text{l}} + 0,4931\text{kg} \times 2,648 \frac{\text{mg}}{\text{kg}}$$

$$2,76\text{mg} = 1,35\text{mg} + 1,30\text{mg}$$

$$2,76\text{mg} \approx 2,65\text{mg}$$

$$R = \frac{1,35}{2,76} \times 100 = 48,85\%$$

## Anexo 5

### Paper

# Hydrometallurgical Study by Cyanidation of Flotation Concentrates of Tailings from Artisanal Gold Mining in Nambija

Rodrigo Ludeña<sup>1,\*</sup>, Víctor Sanmartín<sup>1</sup>

1) *Departamento de Geología y Minas e Ingeniería Civil*  
*Universidad Técnica Particular de Loja*  
*San Cayetano, Loja, Ecuador*

\*corresponding author: raludena@utpl.edu.ec

## ABSTRACT

The tailings from artisanal mining in Nambija district were leached to recover gold that miners discard due to deficient extraction methods. In a first stage tailings were concentrated by flotation with optimized parameters. Cyanidation essays were carried out on these flotation concentrates where the variable was sodium cyanide concentration: 1 g/l and 1,25 g/l; because of regular gold extraction a pretreatment by roasting previous to cyanidation was decided. The best gold recovery was at 1 g/l for both samples, with 81,6% in Condominio Norte and 85,92% in Condominio Sur and reasonable reagents consumption: sodium cyanide 1,2 kg/ton and lime 2,48 kg/ton for Condominio Norte and sodium cyanide 1,8 kg/ton and lime 3 kg/ton for Condominio Sur.

**Keywords:** tailings, artisanal mining, flotation, cyanidation, roasting, reagents consumption

## INTRODUCTION

The Nambija gold district is located in the Zamora Chinchipe province, southeastern Ecuador, specifically in San Carlos de las Minas town, the mines are divided in two parts by the del Hierro river, called Condominio Norte and Condominio Sur<sup>[2]</sup>. Many artisanal miners work in these mines recovering gold, using gravimetric methods and amalgamation. The



Amalgamation method principally recovers big particle size free gold. Only about 40% of gold is recovered using amalgamation, the rest of it is discarded in the tailings. [3]

The tailings still have some economical interest, chemical analysis reveals 0,68 Au ppm in Condominio Norte and 1,38 Au ppm in Condominio Sur<sup>[1]</sup> and the ore mineralogy indicates presence of pyrrhotite, chalcopyrite and pyrite.

Cyanidation is universally used because of its relatively low cost and great effectiveness for gold dissolution and could be an alternative to recover gold from tailings.

The goal of this study is to determine the cyanidation parameters to achieve the maximum gold recovery. The study is based upon leaching essays to 1 g/l and 1,25 g/l on flotation concentrates with optimized conditions. Later on, the flotation concentrate was pre-treated by oxidation roasting in order to enhance the access of cyanide to the surface of gold particles and therefore enhance gold recovery and reduce reagents consumptions.

## METHODS

The study was held at Departamento de Geología y Minas e Ingeniería Civil, UTPL, Loja

### Sample Preparation

The dried ore sample, was stirred vigorously to homogenize, then quartered in order to get a representative fraction necessary for the next milling stage.

### Milling

The stage was carried out in a ball mill type Batch (9,8pulg. X 7,2pulg.), model C560394, ½ HP and 80 rpm

Milling conditions are showed in Table 1

**Table 1. Milling Conditions**

	Cond. Norte	Cond. Sur
slurry S/L	1/1	1/1
sample weight(g)	1500	1000
water volume(ml)	1500	1000
load(g)	15760	15760
time(min)	23	26
grind size	177	192

**Source:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL

### Flotation

The conditions, dosage and type of reagents were determined as the best to get a good gold recovery. The dried milling material was flotated in a Denver flotation cell, model D-12, the conditions are given in table 2.

**Table 2.** Flotation Conditions

	Cond. Norte	Cond. Sur
slurry S/L	1/2	1/2
Sample weight(g)	3000	3000
Water volume(ml)	6000	6000
pH	10,5	10,5
rpm	75	75
grind size	177	192

**Source:** Mineralogía y metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL

In addition the flotation reagents used were :

- Aerofloat 31 - collector
- Aerofloat 25 - collector
- Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub> - depresant
- KAX Z-6 - collector
- RS 370 - frother
- lime (CaO) - modifier

And dosage according the table 3

**Table 3.** Dosage of flotation reagents

Operation	Time(min)	pH	Reagents(g/ ton)				
			31	25	KAX	Rs 370	Na <sub>2</sub> SO <sub>3</sub>
			25 g/ton	25 g/ton	75 g/ton	75 g/ton	250 g/ton
conditioning	20	10,5					250
	15	10,5	15	15			
	10	10,5			50	30	
flotation A	7	10,5					
conditioning	5	10,5	5	5	15	10	
flotation B	7	10,5					
conditioning	5	10,5	5	5	10	10	
flotation C	5	10,5					

**Source:** Mineralogía y Metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija 2012, UTPL

A combination of two specific gold collectors, aerofloat 25 and 31, each one added as 25 g/ton was used instead of only one collector to 50 g/ton.

## Cyanidation

These essays were carried out in a Wenco type cyanidation cell to the conditions given in table 4. The impact of sodium cyanide concentration on the gold recovery rate was evaluated by leaching flotation concentrates to 1 and 1,25 g/l of cyanide. The pH was controlled by lime addition

**Table 4.** Leaching Conditions

<b>Flotation concentrates samples</b>	
slurry S/L	1/2
sample weight(g)	500
water volume(ml)	1000
pH	10,5
NaCN(g/l)	1 y 1,25
residence time(hours)	10

**Source:** The Author

To determine the mass balance in each experiment, the gold concentration of the calculated head was obtained by adding the gold content in the tails, the liquid samples, the leachate and the wash solution. Gold concentration was analyzed by atomic absorption spectrometry (AAS; Perkin-Elmer).

The gold concentrations in solution were used to deduce the extraction kinetics plots.

The leach solution and wash solutions were titrated for free cyanide with silver nitrate to get the cyanide consumption.

## **Roasting**

Once decided which sodium cyanide concentration got the best results, flotation concentrates were roasting at 600°C during an hour to observe their behavior and try to rise the gold recovery.

## **RESULTS**

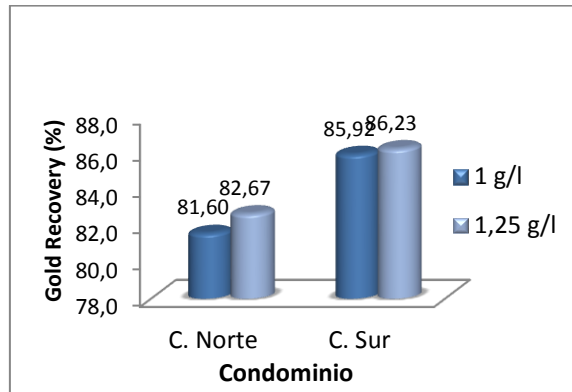
### **Cyanidation of flotation concentrates**

Gold recovery is showed in table 5 and reagents consumptions in table 6. In addition, gold extraction according the cyanidation time is given in table 7 and 8 with its corresponding plot in figure 2 and 3.

**Table 5.** Gold recovery in cyanidation of flotation concentrates

Sample	CN <sup>-</sup> (g/l)	
	1	1,25
Condominio Norte	81,60 %	82,67 %
Condominio Sur	85,92 %	86,23 %

Source: The Author



**Figure 1.** Gold recovery in cyanidation of flotation concentrates of Condominios Norte y Sur

**Table 6.** Reagents consumptions

Sample	CN(g/l)	Reagents (kg/ton)	
		NaCN	CaO
C. Norte	1	1,20	2,48
	1,25	1,72	0,66
C. Sur	1	1,80	3,00
	1,25	4,30	0,82

Source: The Author

**Table 7.** Leaching kinetic of Condominio Norte

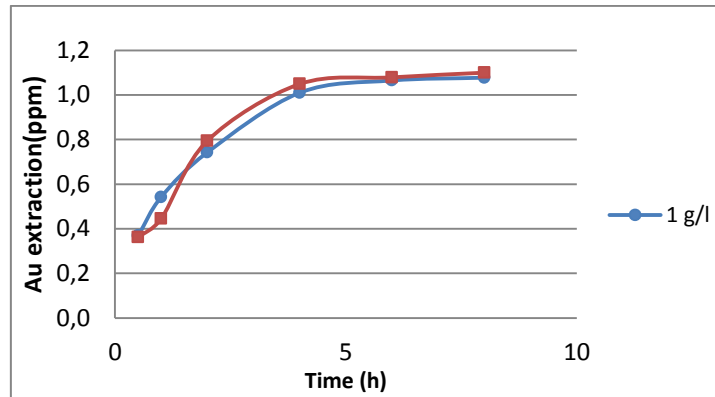
Time(h)	1 g/l NaCN	1,25 g/l NaCN
	Au(ppm)	Au(ppm)
0,5	0,37	0,362
1	0,54	0,445
2	0,74	0,794
4	1,01	1,049
6	1,07	1,079
8	1,08	1,173

Source: The Author

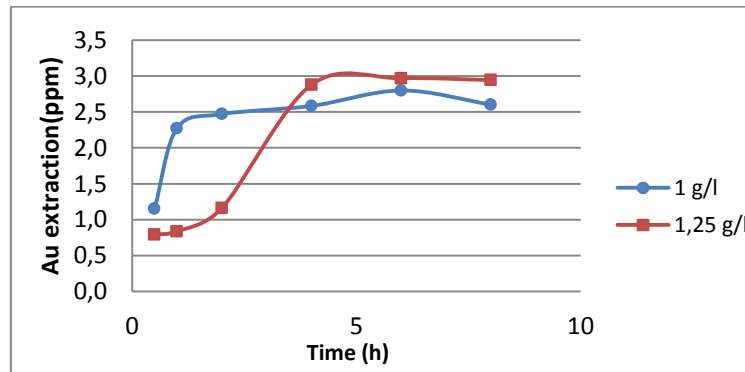
**Table 8.** Leaching kinetic of Condominio Sur

Time(h)	1 g/l NaCN	1,25 g/l NaCN
	Au(ppm)	Au(ppm)
0,5	1,15	0,79
1	2,27	0,84
2	2,47	1,16
4	2,58	2,88
6	2,80	2,97
8	2,60	2,94

Source: The Author



**Figure 2.** Kinetic curve in cyanidation of flotation concentrates of Condominio Norte



**Figure 3.** Kinetic curve in cyanidation of flotation concentrates of Condominio Sur

### Cyanidation of flotation concentrates pretreated by roasting

The leaching conditions for these samples were similar to the ones showed in table 4 with the exception that cyanide concentration was exclusively 1,25 g/l and pH didn't change once the slurry was formed. The percentage of gold recovery is given in table 9, besides the rate of reaction and kinetic curve for both Condominios in table 10, and figures 4 and 5 as well as the reagents consumption for this essay in table 11.

**Table 9.** Gold recovery in cyanidation of roasted flotation concentrates

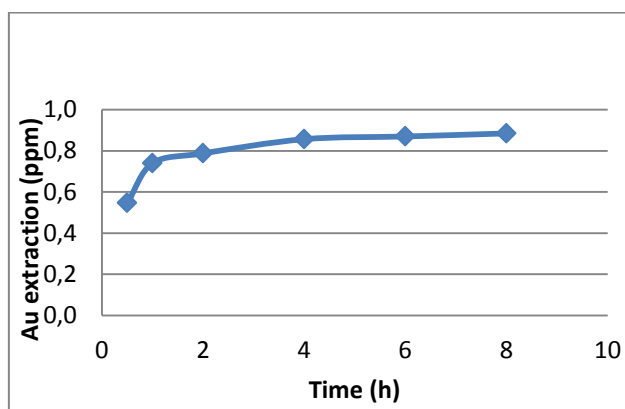
Sample	Au recovery(%)
Condominio Norte	54,52
Condominio Sur	48,85

**Source:** The Author

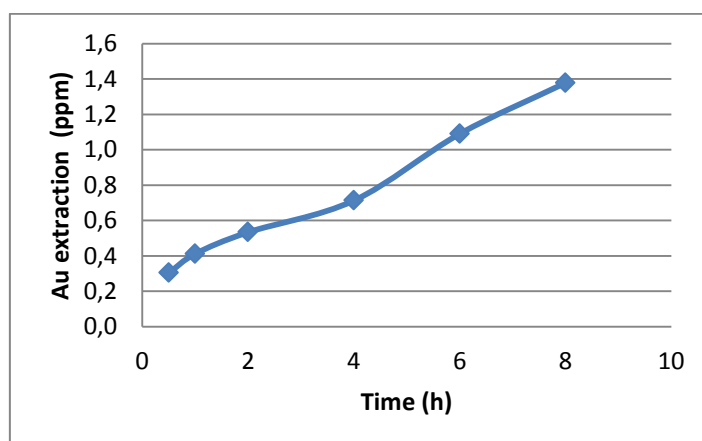
**Tabla 10.** Leaching kinetic in cyanidation of roasted flotation concentrates at 1 g/l NaCN

	Condominio Norte	Condominio Sur
Time(h)	Au(ppm)	Au(ppm)
0,5	0,546	0,304
1	0,74	0,412
2	0,788	0,534
4	0,857	0,713
6	0,87	1,09
8	0,885	1,378

Source: The Author



**Figure 4.** Kinetic curve in cyanidation of roasted flotation concentrates of Condominio Norte



**Figure 5.** Kinetic curve in cyanidation of roasted flotation concentrates of Condominio Sur

**Table 11.** Reagents consumptions

	Reagents(kg/ton)	
	NaCN	CaO
Condominio Norte	0,54	0,0
Condominio Sur	0,98	0,0

Source: The Author

## DISCUSSION

### Cyanidation of flotation concentrates

The results show that the final gold conversion increases with the increasing of sodium cyanide, as seen from Table 5, however the increment is not considerable, only about 2 % in each Condominio as it is showed in Figure 1. In Condominio Norte gold recovery goes from 81.60% to 82.67% and in Condominio Sur from 85.92% to 86.23%. These results are deemed good considering the low residence time(10 hours) even though other study(Guartan - Tamay, 2003) achieved gold recovery of 93.84% to 1.5 g / l NaCN and pH 10.5 and 24 hours of residence.

According to Figure 2, kinetic curves of different NaCN concentrations in Condominio Norte are quite similar, the overall gold extraction was almost the same after 10 hours and the maximum recovery is reached between 4 and 6 hours , from the sixth hour increase in gold extraction is very low but still there is no change direction in the curve reached 8 hours. This fact shows that the sample does not require more residence time.

In the Condominio Sur sample best gold extraction occurs around the sixth hour for both cyanide concentrations, as seen in figure 3, to 1 g/l NaCN the gold dissolution is faster during the first two hours, on the other hand the reaction at 1.25 g / l NaCN is the opposite: in the first two hours the reaction goes slowly.

Figures 2 and 3 illustrate that the rate reaction is quickly and requires low residence time in contrast to another study (Guartán - Tamay, 2003) in which the maximum recoveries are achieved between 7 and 12 hours.

The cyanide consumption in the Condominio Norte is lesser than in the first essay, 1.2 kg/ton and 1.75 kg/ton in the second one, see table 6. In the Condominio Sur the cyanide consumption is quite high in the second test: 4.3 kg/ton compared to the first 1.8 kg/ton, which shows that an increase in the NaCN concentration causes a considerable increase in consumption of cyanide, it is presumed that minerals such as pyrite, chalcopyrite and pyrrhotite originate this fact.

Based on gold recovery results and reagent consumption between the two different cyanide concentration was decided to establish the 1,25 g/l NaCN concentration as the best.

## **Cyanidation of flotation concentrates pretreated by roasting**

Because of the presence of pyrite and pyrrhotite, a pretreatment by oxidative roasting previous to cyanidation was carried out to observe their behavior and try to raise the percentage of gold recovered in the samples.

The gold recovery for this essay was lower than it was expected, resulted in low gold leaching kinetics and poor gold extractions. The table 9 and figures 4 and 5 illustrate this fact. In general, pretreatment by roasting did not improve gold extraction.

The cyanidation of the flotation concentrates by roasting produced the following results: for Condominio Norte 54.52% and Condominio Sur 48.85%. Comparing these gold recoveries to cyanidation of flotation concentrates without pretreatment are considerably low. These results are not good because in a similar study of roasting ore flotation concentrates refractory in Ponce Enriquez (Holguin, 1999) the author achieved recoveries from 70% to 95%. But a similar behavior is shown in a study of refractory tailings in Portovelo (G. Carrion, 2010) in which after applying oxidative roasting, the gold recovery decreased from 21.33% to 20.10%.

The high pH of 12 to 12.5 during leaching cyanidation, and may have influenced the gold dissolution, the dissolution of gold is reduced with increasing pH due to adsorption of OH<sup>-</sup> on the gold surface by decreasing the surface area available for cyanidation. (W. Srithammavut, 2008)

## **CONCLUSIONS**

- The increase in the concentration of cyanide from 1g/l to 1.25 g / l is not a decisive factor in increasing the recovery of gold.
- The variable that gives the best result is 1,25 g/l NaCN with gold recovery of 82.67 % in the Condominio Norte and 86.23% in the Condominio Sur and the following reagent consumption: 1.72 kg/ton NaCN Condominio Norte and 0,66 kg/ton lime and Condominio Sur 4,3 kg/ on of sodium cyanide and 0,82 kg/ton lime.
- Oxidative roasting as pretreatment, affects the reagents consumption, the amount of lime is zero and the cyanide is almost half, with respect to the consumption in the flotation concentrates essay.
- Roasting decreases Au recovery in cyanidation from 82.67% to 54.52% in Condominio Norte and from 86.23% to 48.85% in Condominio Sur.



- Roasting as pretreatment in the ores shows that there is no gold associated with sulphides.

## REFERENCES

1. Sanmartín, V. *Mineralogía y metalurgia del Yacimiento Minero de Nambija: Estudio mineralógico y metalúrgico de los relaves de gravimetría de las plantas artesanales del Condominio Sur y Condominio Norte*, Universidad Técnica Particular de Loja: Loja, 2012.
2. Arias, J; González, R. Explotación y beneficio del mineral aurífero del sector "El Playón" de la mina Nambija, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.
3. Sandoval, F. *La pequeña minería en el Ecuador*, International Institute for Environment and Development: Ecuador, 2001
4. *Informe de Prefactibilidad Geológico Metalogénico de la zona sur del yacimiento aurífero de Nambija*, Instituto Ecuatoriano de Minería(INEMIN): Ecuador, 1987.
5. Sandoval, F.; Gómez, J.; Carvajal, M.; Chamorro, C.;Pazmiño, D. Minería, Minerales y Desarrollo Sustentable en Ecuador. En *Minería, Minerales y Desarrollo Sustentable en América del Sur*, Centro de Investigación y Planificación del Medio Ambiente (CIPMA), Centro Internacional de Investigación para el Desarrollo (IDRC) - Iniciativa de Investigación sobre Políticas Mineras (IIPM): 2002; pp 441-528.
6. Wills B.; Napier-Munn, T. *Mineral Processing Technology: An introduction of ore treatment and mineral recovery*, 7th Edition; Elsevier Science and Technology Books: USA, 2006.
7. Portal Minero S.A. *Manual General de Minería y Metalurgia*, 1ra Edición; Portal Minero Ediciones: Chile, 2006.
8. Villacreses, J. Cianuración por Agitación de las arenas del sector La Independencia, Tesis de Ingeniero en Geología, Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil. 1993.
9. Espinoza, P. Exploración geológico-minero de la mina Gold Star en Nambija, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.
10. Arias, J; González, R. Explotación y beneficio del mineral aurífero del sector "El Playón" de la mina Nambija, Tesis de Ingeniero en Geología y Minas, Universidad Técnica Particular de Loja, Loja, 2003.