

---

**UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**  
La Universidad Católica de Loja



**ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA**

**“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 grado previa a la obtención del título de  
Ingeniera Química*

**AUTORA:**

Isabel Cristina Armijos Toledo.

**DIRECTOR:**

Mgs-Ing. Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez.

**LOJA-ECUADOR**

**2011**

---

### **Cesión de derechos**

Yo, Isabel Cristina Armijos Toledo, declaro ser autora 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 institucional (operativo) de la universidad”.

Isabel Cristina Armijos Toledo

Mgs-Ing. Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez  
**DIRECTOR DE TESIS**

CERTIFICO:

Que el presente trabajo “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” ha sido realizado bajo mi dirección y una vez que ha sido íntegramente revisado y cumple con los requisitos autorizo su presentación.

Loja, septiembre del 2011

**Mgs-Ing. Víctor Sanmartín**  
**DIRECTOR DE TESIS**

### **Autoría**

La presentación, procedimientos y conceptos vertidos en el presente trabajo de tesis son de responsabilidad absoluta del autor.

Isabel Cristina Armijos Toledo

## **Agradecimiento**

Al concluir una etapa más de estudio agradezco en primera instancia a la “Universidad Técnica Particular de Loja” institución educativa que me acogió para formarme como futura profesional, a mis profesores y compañeros de la escuela de Ingeniería Química, con quienes compartimos nuestros años de estudio.

A Fernando Oñate PhD, Director de UCG, por su apoyo en el desarrollo del proyecto.

A Silvia González PhD, Directora de la escuela de “Ingeniería Química”, por la comprensión brindada ante los inconvenientes suscitados en el presente trabajo de investigación.

A mi tutor de tesis: Mgs-Ing. Víctor Sanmartín, quien ha sido mi guía para la elaboración del presente trabajo de fin de carrera.

A Grad. Ramiro Ricaurte por brindarme la oportunidad de realizar el presente proyecto en su compañía.

A Ing. Adán Guzmán por su apoyo en el planteamiento y guía del proyecto.

A todas las personas que directa e indirectamente tuvieron que ver en la realización del presente proyecto.

La Autora

## Dedicatoria

*A mi hermosa hija Emily Valentina que es mi fortaleza, orgullo y razón de ser le dedico este triunfo al culminar esta etapa de estudio así como también a mis padres Jaime y Francia quienes con su amor y sacrificio supieron educarme y apoyarme en todas las etapas de mi vida y que hacen posible que ahora cumpla uno más de mis sueños. A mis hermanos Jaime, Jail y Jhoel que siempre me apoyaron y estuvieron junto a mí para complementar mi vida. A mi familia por su apoyo y sus sabios consejos que me han permitido ser cada día una mejor persona, de manera especial a mis abuelitos queridos Eleuterio y Mercedes quienes ayudaron en mi formación y siempre me dieron cariño y aliento para seguir adelante a pesar de los inconvenientes. A mis amigos y compañeros que han sido un apoyo fundamental en esta tesis.*

Isabel Armijos Toledo.

### **Fin del trabajo de investigación**

Contribuir al mejoramiento e implementación de un nuevo proceso de recuperación de oro usando cianuro en la planta de beneficio de la Compañía Fortuna Gold Mining Corporation.

### **Propósito del trabajo de investigación**

Determinar la mejor recuperación de oro proveniente del skarn aurífero del yacimiento Fortuna I utilizando dos métodos de lixiviación con cianuro: agitación mecánica y agitación neumática

### **Componentes del trabajo de investigación**

Dentro del contexto de nuestra investigación, los ensayos experimentales que vamos a realizar nos permitirán obtener los siguientes resultados:

#### **Caracterización de la muestra:**

Determinar la ley de cabeza.

Determinar los componentes mineralógicos presentes en la roca.

Determinación del tamaño de grano del material triturado.

Determinación del peso específico.

#### **Molienda:**

Se determinará el grado de molienda del mineral para liberar el oro en estado libre.

**Análisis por malla o granulometría del contenido de oro:** Nos permitirá determinar la cantidad de oro contenido en cada una de las mallas, el cual se lo comprobará por un balance metalúrgico.

**Cianuración con agitación mecánica:** Nos permitirá determinar la cinética de cianuración del mineral (tiempo de residencia), la concentración adecuada de cianuro, el consumo de cianuro y cal requeridos en el proceso.

**Cianuración por agitación neumática:** Se determinarán los mismos parámetros que en la agitación mecánica, estos resultados nos permitirán establecer el mejor método de agitación para la mayor recuperación de oro, económicamente rentable.



**Abstract**

The pilot plant of Fortune has been characterized by the recovery of gold by means of amalgamation of gravimetric concentrates, obtaining low yields, the cyanide process is presented as an alternative of recovery of gold, two types of mechanical and pneumatic agitation were compared to determine the best type of agitation as well as the variables to take into account, the characterization of the mineral is previously needed in order to know the properties of the skarn to be studied. A possible diagram of the process for the recovery of gold by the cyanide process as well as an alternative of gold recovery of those leached is also included.

## Resumen

En el presente proyecto se estudia el comportamiento del mineral de skarn aurífero muestreado en el yacimiento Fortuna I a ensayos de lixiviación con cianuro empleando dos tipos de agitación mecánica y neumática; con el propósito de impulsar la implementación de una planta de cianuración de oro fino para lo cual es necesario determinar los parámetros óptimos que requiere este tipo de mineral. Se realizan las operaciones previas como preparación del material. Estas son: trituración del material pasante a malla #10 (ASTM) ó 2000  $\mu\text{m}$ , homogenización y cuarteo para obtener una muestra representativa que se usará en los ensayos químico, mineralógico, granulométrico, y peso específico; quedando el material sobrante en stock para los ensayos metalúrgicos.

Una vez determinadas las condiciones iniciales del mineral, sabemos según la literatura que los factores que influyen en la disolución de oro en soluciones de cianuro son: tamaño de partícula, concentración de cianuro, pH, densidad de pulpa y oxígeno. Se inicia con ensayos de molienda del material para obtener un tamaño de partícula pasante 80% a 200 mallas. Los ensayos de molienda se sometieron a tiempos de 20, 25 y 30 minutos debido a su granulometría, luego se evaluaron mediante ensayos de malla valorada que permite determinar la distribución granulométrica de oro.

Con este argumento se procede a realizar la molienda del stock de material para empezar a realizar los ensayos hidrometalúrgicos. Los parámetros del proceso para los dos tipos de agitaciones son: pH de 10,5; concentración de cianuro de sodio 0,75g/L, 1g/L y 1,25g/L; y dilución de pulpa S/L: 1/2. El control horario del pH y concentración de cianuro permite mantener la estabilidad del proceso, además en cada control se toma una alícuota de lixiviado para determinar la cinética de cianuración mediante análisis químico por el método de absorción atómica.

La recuperación de oro disuelto en cada uno de los procesos de agitación mecánica y neumática se la hace con procesos de Merrill Crowe (método Chiddey) y CIC (carbón activado en columna) respectivamente. La torta obtenida en el método Chiddey y el carbón del CIC se analizan mediante el método de ensayo al fuego para muestras sólidas y se realizan los balances metalúrgicos de cada uno de los procesos para determinar el tipo de agitación que alcanza la mayor recuperación de oro.

Una vez obtenidos estos datos se procede a realizar una evaluación económica del proceso, y se presenta un diagrama de flujo del posible proceso de recuperación de oro con soluciones de NaCN que brindaría a la compañía una mayor recuperación de oro.

## CONTENIDO

<b>Introducción.....</b>	<b>13</b>
<b>Antecedentes.....</b>	<b>15</b>
<b>I. FUNDAMENTOS TEÓRICOS Y METODOLOGÍA</b>	
<b>1. Fundamentos Teóricos</b>	
1.1 Ubicación y acceso a la concesión .....	18
1.2 Clima .....	19
1.3 Características del mineral y oro a procesarse .....	19
1.4 Trabajos sobre procesamiento del mineral aurífero hasta la fecha .....	19
1.4.1 Resultados de los procesos de beneficio aplicados.....	20
1.4.2 Situación actual de la planta piloto de beneficio .....	20
1.5 Principios de la Cianuración.....	21
1.6 Factores que influyen en la tasa de disolución del oro en soluciones de cianuro.....	21
1.6.1 Tamaño de partícula .....	21
1.6.2 Concentración de cianuro .....	22
1.6.3 Densidad de pulpa.....	22
1.6.4 Tiempo de cianuración.....	22
1.6.5 Efecto del oxígeno en la tasa de disolución del oro.....	23
1.6.6 Efecto de la alcalinidad.....	23
1.6.7 Efecto de la temperatura.....	24
1.7 Influencia en el proceso de Cianuración de otros constituyentes en la pulpa .....	24
1.8 Lixiviación dinámica o con agitación .....	25
1.9 Tipos de agitación.....	25
1.9.1 Agitación mecánica.....	26
1.9.2 Agitación neumática.....	26
1.10 Métodos de recuperación del oro de las soluciones con cianuro.....	26
1.10.1 Merrill Crowe.....	26
1.10.2 Adsorción con Carbón Activado.....	27
<b>2. Metodología</b>	
2.1 Muestreo del material.....	29
2.2 Preparación del material muestreado.....	29
2.2.1 Trituración.....	29
2.2.2 Homogenización y cuarteo.....	30
2.3 Caracterización del mineral.....	30
2.3.1 Peso específico del mineral.....	31
2.3.2 Determinación granulométrica del mineral.....	31
2.3.3 Análisis Mineralógico.....	32
2.3.4 Análisis Químico.....	33
2.3.4.1 Método de Ensayo al fuego.....	33
2.3.4.2 Absorción atómica.....	34

2.4	Determinación del tiempo de molienda para la liberación de oro.....	35
2.4.1	Procedimiento.....	35
2.4.2	Análisis de malla valorada.....	36
2.5	Cianuración del mineral.....	37
2.5.1	Preparación del mineral.....	38
2.5.2	Medición de pH.....	39
2.5.3	Control del pH, concentración de cianuro.....	39
2.5.4	Cinética del proceso.....	39
2.5.5	Determinación de cal residual.....	40
2.5.6	Balances metalúrgicos del oro.....	40
2.5.7	Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación mecánica con el método Chiddey.....	41
2.5.8	Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación neumática con el método CIC (carbón en columna).....	41

## II. RESULTADOS, DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 3. Resultados

3.1	Caracterización del mineral.....	44
3.1.1	Peso específico del mineral.....	44
3.1.2	Granulometría inicial del mineral.....	45
3.1.3	Mineralogía del mineral del yacimiento Fortuna I.....	46
3.1.4	Análisis químico de cabeza.....	48
3.2	Tiempo óptimo de molienda para la liberación de oro.....	49
3.2.1	Curvas granulométricas de moliendas.....	50
3.2.2	Tablas del análisis de malla valorada para cada molienda.....	51
3.3	Cianuración.....	53
3.3.1	Mecánica.....	53
3.3.1.1	Recuperación de oro.....	53
3.3.1.2	Consumo de Reactivos.....	54
3.3.1.3	Cinética de los ensayos de cianuración con agitación mecánica.....	55
3.3.1.4	Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación mecánica por cementación con polvo de zinc (Método Chiddey).....	56
3.3.2	Neumática.....	58
3.3.1.1	Recuperación de oro.....	58
3.3.1.2	Consumo de Reactivos.....	59
3.3.1.3	Cinética de los ensayos de cianuración con agitación neumática.....	60
3.3.1.4	Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación Neumática por el método CIC (Carbón en Columna).....	61
3.4	Evaluación de los mejores procesos de recuperación de oro por agitación mecánica y neumática.....	62
3.4.1	Recuperación de oro.....	62
3.4.2	Consumo de Reactivos.....	63

3.4.3 Cinética de cianuración.....	65
3.4.4 Costos de los procesos de agitación y recuperación.....	66
3.5 Diagrama de flujo del proceso para el skarn estudiado.....	67
CONCLUSIONES.....	69
RECOMENDACIONES.....	71
BIBLIOGRAFÍA.....	73
ANEXOS.....	74

## Introducción

El skarn aurífero de Fortuna está localizado en la parte Norte del Distrito aurífero Nambija, que junto con el distrito de oro-plata de Portovelo-Zaruma son los mayores productores de oro en el Ecuador <sup>[1]</sup>, hacia el Sur de Fortuna se encuentran otras compañías mineras como son: Cambana, Nambija (mineros artesanales), Guaysimi (Cominsaza), y Sultana del Cóndor S.A; a excepción de las dos últimas empresas, el procesamiento del mineral es la amalgamación de concentrados gravimétricos, lo cual ha provocado la contaminación del Río Nambija, por las trazas de mercurio que son evacuadas en él.

La mineralización en Fortuna es del tipo skarn aurífero y está asociado con granate y epidota. La compañía minera Fortuna cuenta con una planta piloto desde el año 2007 que tiene una capacidad de 10 toneladas por día donde se trata el mineral con técnicas gravimétricas y de flotación. Este trabajo ha demostrado que el 85% de oro puede ser recuperado por técnicas gravimétricas. <sup>[2]</sup>

La amalgamación es uno de los procesos más importantes en la producción del oro de la pequeña minería en Ecuador. La sencillez de esta técnica y su efectividad para recuperar oro ha hecho de la amalgamación una de las técnicas preferidas por los pequeños mineros del Sur del Ecuador. Los riesgos de salud y los peligros ambientales, sin embargo, no son tomados en cuenta.

En los análisis realizados a los relaves se determinó leyes de: Au (5,20 ppm) y Cu (70,60 ppm). Por lo que sería ideal implementar otro proceso para la lixiviación de oro fino presente aún en el mineral.

La exigencia de la industria minera, está conduciendo a adoptar tecnologías, de acuerdo a las características particulares de cada yacimiento, donde predomine una eficiente recuperación de la mena, cualquiera que sea el tipo de mineral, con el fin de que el proceso de extracción resulte rentable.

Con esta consideración, este proyecto surge con la idea de implementar un nuevo método en la planta de procesamiento de Fortuna que genere una mayor rentabilidad. Un método muy conocido puede permitir la completa recuperación de oro, la cianuración, el cual con un tratamiento previo a la evacuación de relaves, podría ser óptimo; además puede evitar

el uso de mercurio empleado en la amalgamación de concentrados gravimétricos recurriendo para ello a la fundición directa de los concentrados más ricos y recuperar el oro grueso.

El proceso de cianuración es el más ampliamente utilizado para la extracción de oro y plata a partir de sus minerales. Este proceso convencional utiliza oxígeno que se encuentra en el aire como oxidante y al ion  $CN^-$  como agente complejante.<sup>[3]</sup> Este método se basa en que el oro y la plata se disuelven fácilmente en una solución acuosa diluida de cianuro de sodio o de potasio, con relativa facilidad si se mantienen condiciones oxidantes favorables.<sup>[4]</sup>

A nivel mundial la cianuración es el proceso más utilizado para la recuperación de oro, debido a su relativo bajo costo y alta eficiencia de disolución de oro, no superada aún por otros solventes. A pesar de su alta toxicidad, es un reactivo que puede ser utilizado con seguridad y bajo riesgo para la salud y el medio ambiente.<sup>[5]</sup>

Al momento no existen estudios sobre procesos de cianuración al skarn aurífero de Fortuna. Este trabajo presenta los resultados de cianuración empleando dos tipos de agitación y la recuperación de lixiviados; obtenidos a nivel de laboratorio.

## Antecedentes

Durante siglos la población indígena en Ecuador ha extraído metales preciosos a pequeña escala, las prácticas mineras actuales tienen sus orígenes en las operaciones del área Portovelo - Zaruma que comenzaron en 1896 y han continuado durante más de un siglo. El producto principal ha sido el oro, aunque durante algunos períodos se exportaban concentrados de cobre y zinc con oro. Con la decadencia de esta operación industrial, relativamente a gran escala, comenzó el desarrollo de la minería artesanal y a pequeña escala. A comienzos de los años 1980's, estimulada por el precio del oro y forzada por el cierre de las fuentes de trabajo en la mina de Portovelo, el área de Nambija fue testigo de una fiebre del oro, que dio lugar también a la invasión de las antiguas labores en Portovelo.<sup>[6]</sup>

A pesar de que el descubrimiento de oro en Nambija puede ser asignado a los Incas con la extracción de oro a inicios del tiempo colonial en 1550 cuando los españoles ocuparon la región. Limbija también conocida como Nambixa fue la primera mina rudimentaria que trabajó en el Distrito Nambija.<sup>[2]</sup> Años después se redescubre la mina aurífera de Nambija y hasta el yacimiento llegan mineros informales desde Portovelo, Zaruma en una primera instancia y luego desde todo el país.

Unos años más tarde se descubren nuevos yacimientos de oro dentro del distrito aurífero de Nambija, entre los yacimientos descubiertos consta el yacimiento de skarn aurífero de Fortuna localizado al NW de Nambija.

Las operaciones mineras en Fortuna inician en 1993, el oro se procesaba usando molinos chilenos y se recuperaba como una amalgama usando mercurio. La mina procesaba de 15 a 20 ton/día, las recuperaciones de oro se estimó que fueron de 60-65%.<sup>[2]</sup> Luego Fortuna se formaliza mediante la obtención del Título Minero, denominado FORTUNA I, a favor de la empresa Fortuna Gold Mining Corporation.

En el 2007 Kinross Ecuador realizó un estudio de la porción norte del Distrito Nambija desde Fortuna hasta Campanillas. Un total de 18 rocas de mina y muestras de canales fueron recogidas desde la propiedad de Fortuna. De estas 18 muestras, 7 dieron como resultados de 1



g/ton de Au, incluyendo; 3 muestras de 25.13 g/ton Au; 2 muestras de 15.33 g/ton Au; 3 muestras de 8.77 g/ton Au y 3 muestras de 5.27 Au g/ton.<sup>[7]</sup>

En la actualidad se realiza una explotación a pequeña escala por el sistema de cielo abierto en los yacimientos Fortuna I y Tesoro que se localizan dentro de la concesión y se ha implementado una planta piloto de tipo gravimétrica para la recuperación del oro.

Los trabajos mineros se efectúan en el yacimiento Fortuna I y es del mineral de skarn aurífero de Fortuna donde se realiza la presente tesis con la finalidad de plantear un proceso técnico y de recuperación del oro aplicando los sistemas de lixiviación de oro con cianuro.

*PARTE I*

*Fundamentos Teóricos y Metodología*

# Capítulo 1

## Fundamentos Teóricos

### 1.1 Ubicación y acceso a la concesión

Fortuna está ubicada al Sur del Ecuador y está aproximadamente a 400 Km de Quito, pertenece al cinturón de skarn Nambija en la parroquia San Carlos de las Minas, cantón Zamora, provincia Zamora Chinchipe, se encuentra a 1600 – 1700 msnm. (Figura 1.1)

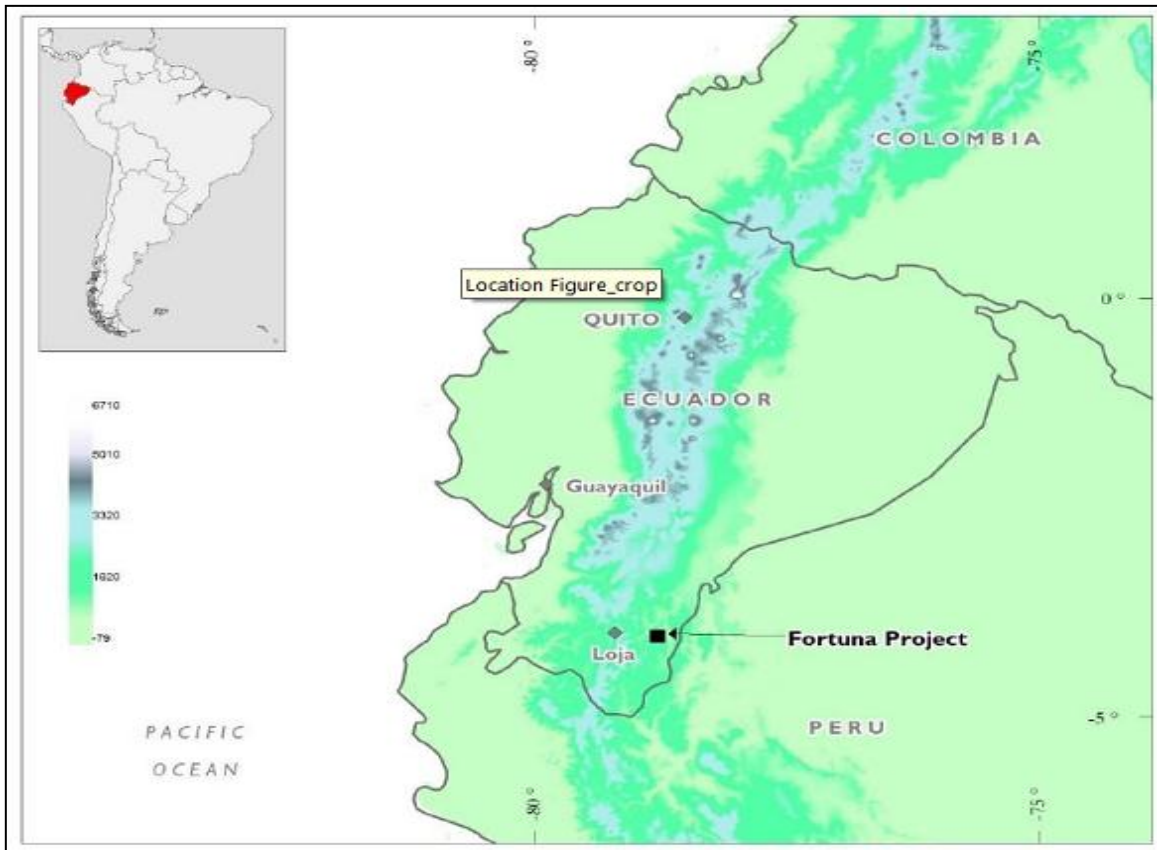
Fortuna está localizada aproximadamente a 43 Km al Este de Zamora. La propiedad de la Fortuna es accesible por un camino de clima variable desde el pueblo de Namírez 19 Km al Este de Zamora, a través de un camino de tierra el cual es generalmente accesible por vehículos convencionales.<sup>[2]</sup>

Las coordenadas U.T.M. con el datun PSAD 56 del área de Explotación del yacimiento Fortuna son:

VÉRTICE	X	Y
PP	745.740 E	9'554.060 N
1	745.740 E	9'554.310 N
2	745.840 E	9'554.310 N
3	745.840 E	9'554.060 N

### 1.2 Clima

El clima en el Distrito Nambija es subtropical, tiene temperaturas entre 15<sup>0</sup>C a 22<sup>0</sup>C. Las lluvias son del orden de 1.3 a 1.6 m/año con una ocurrencia máxima de lluvia en la primavera. Las temporadas de lluvia son desde Abril hasta Junio, tiempo durante el cual los esfuerzos de exploración pueden ser obstaculizados debido a la neblina y lluvias fuertes. Las pendientes de las montañas están cubiertas con bosques tropicales y vegetación densa. Como resultado de la actividad minera en Fortuna. La mayoría de los árboles próximos a la mina tuvieron que ser removidos para la construcción y propósitos mineros.<sup>[2]</sup>



**Fig. 1.1 Ubicación del proyecto minero Fortuna**

**Fuente:** Hunter Bay Minerals

### 1.3 Características del mineral y oro a procesarse.

En el yacimiento Fortuna el skarn epidótico se encuentra fresco y ha sido mineralizado con oro a través de pequeñas vetillas de cuarzo lechoso ahumado. El oro es nativo y se encuentra libre, en tamaños gruesos y mayormente en finos.

El oro está asociado con cuarzo lechoso hidrotermal, epidota, feldespato ortoclásico, carbonatos. Existe oro grueso y fino en mayor porcentaje. <sup>[8]</sup>

### 1.4 Trabajos sobre procesamiento del mineral aurífero hasta la fecha.

Cuando se realizaron los primeros trabajos mineros informales de extracción del mineral de Fortuna, fueron por los métodos subterráneos. El procesamiento del mineral fue por el sistema de amalgamación, la planta de procesamiento estaba constituida por un sistema

de trituración muy rudimentario, la molienda con molinos de pisones, recuperación gravimétrica del oro con canalones y luego la amalgamación del concentrado recuperado en el canalón, en pequeños tambores amalgamadores conocidos en el medio minero como chanchas.

En el año 1993 se instalaron nuevos sistemas en la planta de beneficio con cambios en los equipos de molienda, implementándose los molinos conocidos como chilenos. La mina procesaba de 15 a 20 toneladas por día, las recuperaciones fueron estimadas de 60-65%.

Gran parte del proceso con los trapiches chilenos se realizó cuando ya era concesionaria Fortuna Gold Mining Corporation.

En el 2007 se implementa una planta piloto para la recuperación del oro por los sistemas de flotación, la planta con capacidad instalada de 20 Ton/día, funcionó aproximadamente 1 año con el sistema de flotación.

En una siguiente fase se implementa un sistema de gravimetría previa a la flotación, la planta en su diagrama constaba de: cancha mina para stock de mineral y alimentación a la trituradora, sección de trituración, tolva de finos, Molienda con molino de bolas 5' x 5', gravimetría con recuperación tipo centrífuga del oro empleando Nudsons, caja de bombas y sistema de bombeo, sección de clasificación con hidrociclón D6, tanque acondicionador, celdas de flotación tres celdas de desbaste y una de limpieza, sistema filtrado de concentrados, stock de concentrados, amalgamación y fundición de la amalgama.

#### ***1.4.1 Resultados de los procesos de beneficio***

Los procesos iniciales de beneficio solamente recuperaban oro grueso, el porcentaje de recuperación no sobrepasó del 40% y se beneficiaba un mineral muy rico en oro.

Los procesos de amalgamación llegaron a un 60% de recuperación del oro

La flotación también no superó el nivel de recuperación del 65%, la flotación con la gravimetría llegó hasta un 75% de recuperación pero los costos se incrementaron de manera considerable por el proceso de flotación.

La actual planta gravimétrica llega a un 75% de recuperación a un costo mínimo que le permite continuar funcionando a pesar del poco tonelaje procesado, no más allá de 18 Ton/día en promedio.

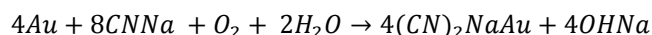
#### ***1.4.2 Situación actual de la planta piloto de beneficio instalada en Fortuna***

La planta piloto funcionando a la fecha es de tipo gravimétrica y sus características e instalaciones son las siguientes:

- Cancha mina para stock de mineral y alimentación a la trituradora
- Trituración primaria
- Tolva de finos
- Molienda
- Gravimetría: 5 Nudson.
- Stock de concentrados
- Amalgamación de concentrados

#### **1.5 Principios de la Cianuración.**

La cianuración utiliza la propiedad del oro y la plata de disolverse en soluciones diluidas de cianuro de sodio o potasio. Se ha establecido que en condiciones normales la reacción que rige la disolución del oro en soluciones de cianuro es la siguiente <sup>[9]</sup>:



#### **1.6 Factores que influyen en la tasa de disolución del oro en soluciones de cianuro.**

Haden investigó por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro; más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aún determinaron que las sales de bismuto y talio producían el mismo efecto. Esto puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando por tanto el proceso, ya que la etapa que controla el mecanismo de la cianuración es la difusión. Se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo, se lograba

retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$ ,  $\text{Ni}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Ba}^{2+}$ , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad. <sup>[10]</sup>

### ***1.6.1 Tamaño de partícula***

El tamaño de partícula óptimo para trabajar en cianuración, es aquel en el cual las partículas de oro y plata se encuentran liberadas, esto lógicamente depende del tamaño de los metales en los minerales. <sup>[9]</sup> En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula (mayor liberación de oro). Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementan también las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y el consumo de cianuro. <sup>[11]</sup>

Barsky encontraron que la velocidad máxima de disolución de oro fue de 3.25 mg/cm<sup>2</sup>/h. <sup>[10][12]</sup>

### ***1.6.2 Concentración de cianuro***

La velocidad de disolución de oro aumenta linealmente con el aumento de la concentración de cianuro hasta un cierto límite más allá del cual un aumento adicional de cianuro tiene un efecto más bien retardante en la disolución de oro. <sup>[9][11][12]</sup>

La disminución de la razón de disolución de oro a concentraciones altas de cianuro, se debe al aumento del pH de la solución producida por la hidrólisis del cianuro. <sup>[9][13]</sup>

La concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralógica del material a ser tratado. <sup>[9]</sup>

### ***1.6.3 Densidad de pulpa***

El porcentaje de sólidos por peso en la pulpa por lo general deben estar comprendidos entre 30 y 60%. A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con las partículas minerales y se obtiene una disolución mayor, sin embargo aumenta el consumo de cianuro. <sup>[9][12]</sup>

#### ***1.6.4 Tiempo de cianuración***

Es muy variable y depende de factores como la composición mineralógica, tamaño de las partículas de oro y plata, grado de liberación, concentración de cianuro en la solución y la temperatura del medio ambiente.<sup>[9][12]</sup>

#### ***1.6.5 Efecto del oxígeno en la tasa de disolución del oro***

El oxígeno es un agente oxidante, esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración. La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto grado proporcional a la tasa de disolución de oxígeno.<sup>[9]</sup>

La concentración de cianuro es relativamente fácil de controlar, no así la del oxígeno, debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25 °C se puede tener en solución 8,2 mg O<sub>2</sub>/litro (0.082 g/litro). Por esta razón se dice que la cianuración está controlada por fenómenos de transporte. El cianuro es fácil de adicionar, pero el oxígeno es difícil de controlar en solución.

Se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación [CN<sup>-</sup>]/[O<sub>2</sub>] cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro.<sup>[11]</sup>

#### ***1.6.6 Efecto de la alcalinidad***

Para que se produzca la disolución de oro, es fundamental que la solución se mantenga a un determinado nivel de alcalinidad, en la práctica se ha tomado un pH que varía entre 10 a 12 como un rango óptimo de trabajo para disoluciones de minerales auríferos. La alcalinidad se la puede mantener con distintos álcalis, entre los cuales el más usado es la Cal, por su costo y facilidad de manipulación.<sup>[9]</sup>

Las razones de realizar la reacción en medio básico son muchas entre las cuales se pueden mencionar:

- a) Evitar la hidrólisis de cianuro (pH<10).
- b) Evitar la descomposición del cianuro por el CO atmosférico.



- c) Neutralizar los compuestos ácidos en las menas como sales ferrosas, férricas, etc.
- d) Descomponer los bicarbonatos presentes en las aguas de las plantas de tratamiento, antes de usarse en la cianuración.
- e) Para neutralizar los componentes ácidos presentes en el agua.
- f) Para ayudar en la floculación de partículas finas del mineral. <sup>[10]</sup>

### ***1.6.7 Efecto de la temperatura***

Al aplicar calor a una solución de cianuro, dos factores influyen en la velocidad de disolución, el aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y por consiguiente acelera la velocidad de disolución de oro, por otro lado la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

Usar soluciones calientes para extraer oro de una mena tiene muchas desventajas tales como costo de calentamiento de pulpa, también se produce aumento en la descomposición del cianuro a causa de la reacción acelerada de los cianidos de la mena. <sup>[10]</sup>

### **1.7 Influencia en el proceso de Cianuración de otros constituyentes en la pulpa**

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, lo que disminuye la extracción del metal precioso y el material arcilloso genera problemas de recuperación si el oro está asociado directamente a las arcillas en tamaños similares al de ellas, como se ha señalado anteriormente. <sup>[11]</sup>

#### **Minerales de Cobre**

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 ión  $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$  no afecta la cianuración del oro, y la cinética de extracción no es afectada si la razón  $\text{CN}^-$  total en solución por  $\text{Cu}$  total disuelto es mantenida en un valor mayor a cuatro.

Una manera de reducir el consumo de cianuro en la presencia de minerales de cobre es usar soluciones diluidas. Varios autores sugieren el uso de sales de mercurio y amoníaco. <sup>[9]</sup>

### **Minerales sulfurados de hierro**

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 cianidas.

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 sulfurados de hierro. <sup>[9]</sup>

### **1.8 Lixiviación dinámica o con agitación**

A diferencia de lo que ocurre con la lixiviación estática en la lixiviación dinámica el mineral y la disolución de ataque están en movimiento relativo. <sup>[14]</sup>

El material es preparado para la lixiviación por molienda del mineral en agua para minimizar los polvos y producir el tamaño óptimo de partícula; las densidades de pulpa variando de 30 a 60 % de sólidos el agente lixivante que es el cianuro de sodio es agregado a la pulpa y agitado continuamente. La cinética de reacción de relacionara con el tamaño de partícula y con las condiciones favorables de transferencia de masa que se generan en un sistema agitado. <sup>[9]</sup>

La ventaja de la agitación es que la recuperación puede ser mayor del 90%, sin embargo se tiene que la desventaja de que se necesita molienda, que la solución resultante es diluida y que se necesita separación sólido-líquido. <sup>[9]</sup>

### **1.9 Tipos de agitación**

La agitación se realiza bien utilizando medios mecánicos o bien a través de medios neumáticos con inyección de aire. <sup>[14]</sup> Esta última posibilidad se emplea en los conocidos

agitador Brown o Tanque Pachuca, en el cual la altura es por lo menos tres veces el diámetro. Este depende completamente, para su acción de agitación, de una columna de ascensión de aire desde la parte central del fondo del cono. Los agitadores mecánicos insuflan aire a un lado o en el centro del elevador de aire, para elevar y airear la pulpa mientras dependen de un mecanismo de agitación mecánica en el fondo para mantener la pulpa en suspensión.<sup>[15]</sup>

### *1.9.1 Agitación mecánica*

Para que tenga lugar la lixiviación del mineral es imprescindible el contacto íntimo entre éste y la disolución lixivante. Los reactores con este tipo de agitación consisten en una vasija cilíndrica y con un dispositivo mecánico para generar la turbulencia adecuada en el sistema. Este dispositivo es un sistema motor que hace girar, a las revoluciones apropiadas, un eje en cuyo extremo inferior hay un sistema de paletas que producen la deseada turbulencia en la pulpa.<sup>[15]</sup>

### *1.9.2 Agitación neumática*

El movimiento de la pulpa en los tanques Pachuca se obtiene por la energía de expansión del aire comprimido inyectado en el vértice de la parte cónica inferior del tanque, el Pachuca no es realmente un reactor de mezcla perfecto sino más bien un sistema de recirculación. El material que entra por el tubo central, forzado por el movimiento ascendente del aire, rebosa por la parte superior de aquel y retorna al fondo de forma cíclica. Evidentemente el tiempo de cada ciclo depende de las condiciones de diseño del reactor.<sup>[15]</sup>

## **1.10 Métodos de recuperación del oro de las soluciones con cianuro.**

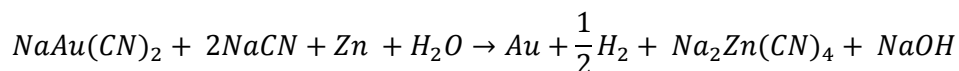
Para recuperar el oro disuelto en las soluciones de cianuro, hay diversos métodos basados en los usos de sales, metales y corriente eléctrica como agentes precipitantes; pero son los métodos de adsorción con carbón activado y el de cementación con polvo de zinc los que destacan en nuestro medio por su mayor uso.

### 1.10.1 Merrill Crowe

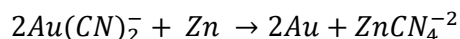
Es el método clásico de recuperación de metales preciosos de soluciones lixiviadas, fue desarrollado en 1890, y era el más usado hasta la introducción del proceso de adsorción con carbón activado entre los años 1970 y 1980. <sup>[16]</sup>

Las operaciones unitarias del proceso incluyen: separación sólido líquido, clarificación, desaireación al vacío, adición de Zinc y filtración de precipitados de oro y plata usando filtros a presión. <sup>[16]</sup>

La reacción de cementación de oro usando el zinc en polvo puede ser descrita como:



O también:



La operación se debe llevar a cabo bajo condiciones fuertemente reductoras.

Las soluciones deben contener la suficiente cantidad de cianuro libre para disolver zinc y mantener en solución los compuestos formados. Los principales inconvenientes de una elevada concentración de cianuro y cal consisten en que el primero da lugar a un elevado consumo de cal y el segundo tiende a recubrir el metal y a retrasar la precipitación de todas las soluciones. Para eliminar este retraso se adiciona acetato de plomo. <sup>[9]</sup>

El plomo precipita en el zinc en forma de película metálica creando así, un galvánico que da lugar a una precipitación más rápida y casi completa del oro, así como también un menor consumo de zinc.

La solución estéril que puede retornar al circuito de lixiviación. <sup>[17]</sup>

### 1.10.2 Adsorción del oro con Carbón Activado

El carbón activado fue utilizado por mucho tiempo desde 1980, sus aplicaciones son:

- CIP .- Carbón en pulpa.
- CIL.- Carbón en lixiviación.
- CIC.- Carbón en columna.<sup>[18]</sup>

En principio, el proceso de adsorción con carbón para la recuperación de oro y plata consiste de tres operaciones básicas descritas a continuación:

- a) Carga: adsorción de oro y plata a partir de la solución sobre el carbón.
- b) Elución y reactivación: desorción de oro y plata a partir del carbón en una solución concentrada. El carbón después de una etapa de regeneración, es retornado a la etapa de cargado.
- c) Recuperación: La electrodeposición o cementación de oro y plata a partir de la solución concentrada. El carbón después de una etapa de regeneración es retornado a la etapa de cargado.<sup>[10]</sup>

El circuito de carbón en columna es típicamente usado para recuperar metales preciosos de soluciones lixiviadas clarificadas. En esta operación, los flujos de la solución pasan a través de una serie de columnas de lecho fluidizadas en contracorriente, la parte superior de la columna son generalmente abiertas pero algunas veces se usa el sistema cerrado.<sup>19</sup>

Para operaciones pequeñas no es justificable el capital para la elución del carbón, en estos casos el carbón obtenido podría ser incinerado.<sup>[18]</sup>

## Capítulo 2

### Metodología

#### 2.1 Muestreo del material.

La recolección de muestras representativas se realizó en la parte norte de la compañía que corresponde al yacimiento Fortuna I. El método de muestreo que se utilizó es el de acopio, este fue de fácil manipulación ya que el material había sido sometido a la voladura previamente y se encontraba expuesto a la intemperie en diámetros de 10 cm aproximadamente, se escogió fragmentos representativos del yacimiento, hasta obtener el peso aproximado de 46 Kg (un saco de muestras).

#### 2.2 Preparación del mineral muestreado

El material es muestreado en el yacimiento Fortuna I, como un skarn de sustancias minerales valiosas y estériles, por lo cual resulta necesaria su preparación mecánica y así lograr una separación adecuada de la mena.

Al ser mineral fresco que se encontraba expuesto a las condiciones climáticas del sector fue necesario secarlo en una estufa a 50°C. Luego se procedió a llevar a cabo las operaciones mecánicas de reducción de tamaño que se realizan con el fin de obtener un grado de liberación apropiado del mineral.

##### 2.2.1 Trituración

La trituración de sustancias sólidas transforma un determinado material en trozos de menor tamaño. Para la trituración de los materiales se incrementa su superficie libre, según las propiedades físicas de una sustancia, su dureza, su fragilidad, se emplean métodos distintos de trituración que pueden ser: por presión o impacto, fractura, escisión o corte. <sup>[20]</sup>

Se la realiza en una trituradora de mandíbulas cuyas ventajas permiten la manipulación adecuada de material así como también obtener un tamaño de partícula adecuado. La boca de

alimentación de la trituradora es grande, por lo tanto colocamos el material poco a poco, por la acción de las mandíbulas (fija y móvil) se realiza la trituración y se descarga el producto por la parte inferior debido al movimiento de la mandíbula móvil. Las mandíbulas se regulan previamente para obtener un tamaño de partícula de 2mm; una vez realizada la trituración pasamos el producto por un tamiz ASTM #10 con el fin de clasificar el material, el retenido pasará nuevamente a ser triturado y el pasante quedará en stock para las preparaciones posteriores.

### ***2.2.2 Homogenización y Cuarteo.***

La homogenización consiste en mezclar y amontonar sucesivamente el material hasta conseguir que el material este visiblemente homogéneo.

Colocamos el material en un plástico y homogenizamos con movimiento continuo, de forma circular, cogiendo cada punta del plástico sin dejar partes muertas. Luego se procede a la reducción de la muestra, aplicado cuarteo.

En el cuarteo se intenta obtener la cantidad de material suficiente para realizar los ensayos de caracterización. El material se distribuye para formar primero un cono y después una “torta” circular plana, respetando lo máximo posible la simetría lograda en el paso anterior, finalmente la torta circular se divide en 4 partes a lo largo de 2 diagonales perpendiculares entre sí. Dos cuartos opuestos se separan como muestras y el par restante constituye el rechazo. <sup>[21]</sup> Se repite las veces que sea necesario para obtener aproximadamente 1 Kg.

### **2.3 Caracterización del mineral.**

La caracterización del mineral permite conocer las características físicas, químicas y mineralógicas del mineral para tener como referencia e iniciar con los ensayos metalúrgicos.

### 2.3.1 *Peso específico del mineral.*

El peso específico de un mineral se determina por el cociente entre su peso y el peso de un volumen equivalente de agua a 4°C.

Empleamos el método del picnómetro; que consiste en pesar inicialmente el picnómetro vacío con su tapón ( $P_1$ ), se introduce el mineral y se vuelve a pesar ( $P_2$ ). Rellenamos completamente el recipiente con agua destilada y se pesa de nuevo ( $P_4$ ) y finalmente se vacía el picnómetro y se rellena únicamente con agua destilada obteniéndose el peso ( $P_3$ ) <sup>[22]</sup>.

El peso específico vendrá dado por:

$$P_{S_1} = \frac{P_2 - P_1}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

Ec. 1. Ecuación para la

del picnómetro.

determinación específico por el método

### 2.3.2 *Determinación granulométrica del mineral*

El análisis granulométrico es utilizado para obtener la distribución por tamaño de las partículas. Para el ensayo se utiliza el vibrotamiz modelo Retsch, el cual se constituye por tamices estandarizados de la serie ASTM en distintos micrones y tiene una numeración para cada tamaño. <sup>[23]</sup>

Usamos los siguientes tamices: No. 10 (2 mm), No. 18 (1 mm), No. 35 (500  $\mu$ m), No. 60 (250  $\mu$ m), No. 120 (125  $\mu$ m), No. 230(63  $\mu$ m), No. 325 (44  $\mu$ m), No. 400 (37  $\mu$ m) y -400 o fondo.

Se utilizan 250g de muestra y se colocan sobre el vibrotamiz con un juego de cuatro tamices de número de mallas: 120, 230, 325 y 400, para realizar el tamizado por vía húmeda. El material pasante se dejó sedimentar durante 24 horas, se evacua el agua se seca y se pesa; además el material retenido se seca en una estufa a una temperatura de 100°C.



Con el material retenido seco se realiza un tamizado por vía seca pero con toda la serie de tamices, estos son pesados vacíos y después con el material por diferencia se saca el peso de la muestra.

Mediante el porcentaje de retenido en cada tamiz, se realiza el cálculo total de fineza del mineral tamizado; y se determina el  $D_{80}$ , así como se indica en el Anexo 1. El  $D_{80}$  nos permite determinar el número de malla o tamaño de grano en la cual tenemos el 80% de material pasante.

### **2.3.3 *Análisis Mineralógico***

Se analizaron las muestras utilizando un microscopio esteroscopio SZ-PT OLYMPUS, tomando una muestra del material triturado. También se analizaron tres fracciones a números de malla: 18, 35 y 60.

Además se realizaron briquetas mediante el siguiente protocolo:

- Tomamos 10 g de muestra pulverizada, la misma que es platoneada y secada en el horno por 24 horas.
- Se retira del horno y se dejan enfriar a temperatura ambiente por 2 horas.
- Luego separamos los minerales magnéticos del material.
- Se mezcla endurecedor y resina 5:1 en un vaso, luego se coloca a esta mezcla el material listo y se coloca en los moldes para secciones pulidas y dejamos secar en el equipo de cámara al vacío BUEHLER por 72 horas.
- Transcurrido este tiempo sacamos la muestra del molde y se pule con las suspensiones de diamante 1  $\mu\text{m}$  y 5  $\mu\text{m}$  por 20 minutos cada una en la pulidora de muestras PETROPOL BUEHLER.
- Luego limpiamos la superficie que se va a observar en el microscopio con alcohol etílico absoluto.
- Con luz transmitida en el microscopio OLYMPUS BH-2, objetivo IC procedemos a ver los diferentes minerales que tenemos en la sección pulida, el tamaño de los granos es observado gracias a los hilos del microscopio.

### **2.3.4 Análisis Químico**

#### **2.3.4.1 Método de Ensayo al fuego**

Para este ensayo usamos el horno refractario de pruebas de la planta de cerámica CERART, que alcanza una temperatura máxima de 1100 °C. Este ensayo se realizó para la torta obtenida del método Chiddey y el carbón del proceso CIC.

El ensayo al fuego es arte metalúrgica antes que ciencia química. Sin embargo es una técnica usada por expertos para ensayos de oro, plata y platino. <sup>[24]</sup>

#### **Fusión**

Se coloca en un crisol refractario la muestra más la mezcla de fundentes (35 g litargirio, 25 g carbonato de sodio, 15 g bórax y 3 g harina), se homogeniza toda la mezcla, para luego colocarlos dentro del horno a una temperatura de 1000 °C. Cuando la temperatura del horno haya alcanzado los 1000 °C, se deja por 60 minutos y luego se saca los crisoles para descargar el material fundido en una payonera de acero previamente calentada, en donde poco a poco se enfría la muestra quedando en la parte inferior el plomo y en la parte superior las escorias.

#### **Copelación**

El material fundido luego de haberse enfriado se procede a separar la escoria del régulo de plomo, con un martillo se procede a moldearlo hasta darle forma de un cubo, se lo coloca en una copela y se introduce en el horno a una temperatura de 900 °C, debe permanecer por el tiempo necesario hasta que el plomo se evapore y sea absorbido como PbO por la copela, obteniéndose finalmente un doré de oro y plata.

### **Disolución de perlas con agua regia**

Al doré obtenido es necesario disolverlo de la siguiente manera:

Colocamos las perlas en cápsulas de porcelana, se coloca 3 ml de ácido nítrico al 71%, y se calienta en una mufla hasta que la plata se disuelva completamente, luego se adiciona 9 ml de ácido clorhídrico al 37%, la disolución preparada recibe el nombre de agua regia que tiene la capacidad de disolver al oro, luego se aforó en balones de 25 ml. Las disoluciones se leen en el espectrofotómetro.

#### **2.3.4.2 Absorción atómica**

La mayoría de los elementos de la tabla periódica se pueden determinar por absorción atómica. Primordialmente esta se utiliza para la determinación de elementos metálicos. <sup>[25]</sup> Los análisis químicos se realizaron utilizando la técnica de absorción atómica en el laboratorio de Análisis Instrumental perteneciente al Instituto de Química Aplicada de la UTPL, el mismo que sigue el siguiente protocolo:

- Pesamos 5 g de muestra en un vaso de teflón, añadimos 10 ml de agua destilada, para humedecer la muestra.
- Colocamos 20 ml de ácido clorhídrico concentrado en cada muestra y sometemos a ebullición en la plancha de calentamiento por 10 minutos.
- Luego adicionamos 10 ml de HNO<sub>3</sub> y 2ml de ácido perclórico; llevamos a sequedad (salen humus blancos). Añadimos 30 ml de agua destilada y sometemos a ebullición por unos minutos.
- Enfriamos y aforamos en un balón de 100 ml (volumen inicial); dejamos sedimentar para extraer la parte sobrenadante o filtrar.
- Realizar la lectura de metales pesados en el espectrofotómetro. Dichas lecturas corresponden a la concentración inicial.

Para la determinación de ppm de cada metal usamos la siguiente fórmula:

$$ppm = \frac{Co \times Aforo \times FD}{Wmuestra}$$

Ec. 2. Ecuación para la determinación de las concentraciones de metales por absorción atómica.

**Co:** Concentración inicial.

**FD:** Factor de dilución.

**W:** Peso de muestra.

## 2.4 Determinación del tiempo de molienda para la liberación de oro

La molienda es la operación final de reducción de tamaño para la liberación de las partículas valiosas del mineral. En ésta etapa es necesario reducir su tamaño de 2 mm, hasta un pasante de 80% 200 mallas (74 µm). Para la molienda del material usamos un molino de bolas de acero tipo batch.

Los parámetros de la molienda fueron:

**Peso muestra:** 1000 g

**Volumen de agua:** 1000 ml

**Dilución S/L:** 1/1

**Carga de molienda:** 40% llenado (11,574 Kg).

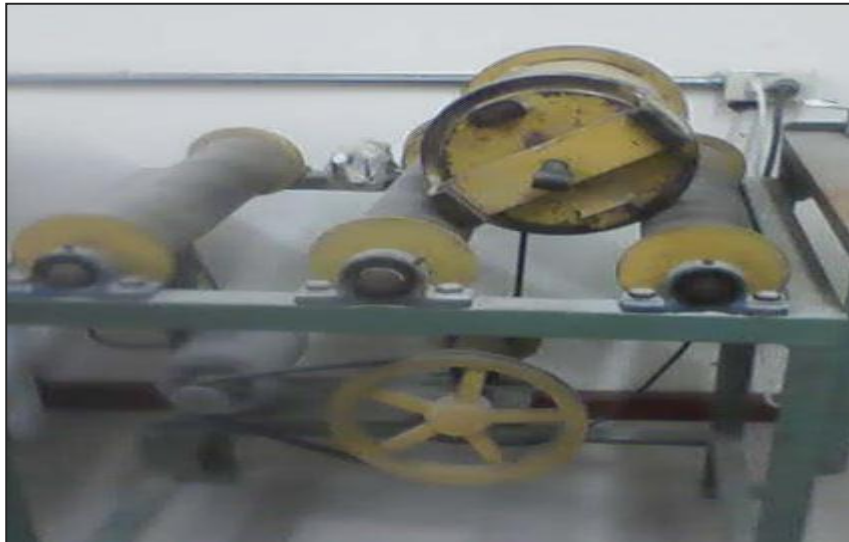
**Velocidad Crítica:** 75-80 rpm.

### 2.4.1 Procedimiento

Colocamos las bolas de acero en el molino, luego el mineral más el agua, cerramos el molino y lo ponemos sobre los rodillos para que se proceda a moler (Figura 2.1). El molino funciona girando sobre sus muñones de apoyo a una velocidad determinada para cada tamaño de molienda; los elementos moledores, van cayendo en forma de cascada para suministrar la enorme área superficial que se requiere para producir capacidad de molienda. Estos cuerpos en

movimiento y libres, los cuales son relativamente grandes y pesados comparadas con las partículas minerales, son recogidos y elevados hasta un ángulo tal, que la gravedad vence a las fuerzas centrífugas y de fricción. La carga luego efectúa cataratas y cascadas hacia abajo rompiendo de esta manera las partículas minerales, mediante impactos repetidos y continuados, así como por frotamiento.

Las moliendas se realizaron a distintos tiempos tomando en cuenta la granulometría en cada una de ellas como referencia para ajustar el tiempo de molienda en el cual obtengamos el 80% a malla No. 200.



*Fig. 2.1 Molino de bolas de acero Laboratorio Promex UCG  
Fuente: La Autora*

#### **2.4.2 Análisis de malla valorada**

Este ensayo se realizó para conocer la distribución de oro en cada una de las fracciones granulométricas <sup>[10]</sup>.

Se mezclan y homogenizan cada muestra restante de cada molienda que tiene un peso aproximado de 750 g. Luego pasamos este material por la serie de tamices Tyler: No. 50 (289.17 $\mu$ m), No. 60 (250  $\mu$ m), No. 80 (177  $\mu$ m), No. 100 (149  $\mu$ m), No. 120 (107.86  $\mu$ m), No. 200 (74  $\mu$ m), No. 230 (67.4  $\mu$ m) y -230 o fondo; por un tiempo de 15 minutos, después se separa cada retenido para analizar químicamente por el método de absorción atómica la ley de oro.

Una vez obtenido los datos de análisis por malla se procede a determinar el mejor tiempo de molienda para la mayor liberación de oro y se lleva a cabo la molienda del material restante a ese tiempo, con el fin de que este material quede en stock para los ensayos hidrometalúrgicos.

## 2.5 Cianuración del mineral

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

Se realizó con dos métodos de agitación: mecánico y neumático; para la lixiviación de las partículas de oro presentes en el skarn estudiado. Posteriormente el oro fue recuperado por cementación con polvo de Zinc (Método Chiddey) y carbón activado (Método CIC) respectivamente.

Las condiciones de operación en los ensayos fueron:

<b>Peso muestra:</b>	1000 g
<b>Volumen de agua:</b>	2 L
<b>Concentración de cianuro de sodio:</b>	0,75 g/L; 1 g/L y 1,25 g/L
<b>pH:</b>	10–10.5
<b>Temperatura:</b>	25 °C
<b>Dilución de pulpa S/L:</b>	1/2 (33% sólidos).
<b>Tiempo de agitación:</b>	24 horas.

Para realizar las cianuraciones se utilizan los siguientes reactivos:

- Cal (CaO)
- Cianuro de Sodio (NaCN)

Para la determinación de CN y CaO residuales se utilizaron los siguientes reactivos:

- Ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>)
- Fenolftaleína

- Nitrato de plata ( $\text{HNO}_3$ )
- Yoduro de potasio (KI)

La preparación (homogenización y cuarteo), medición de pH, y control es el mismo para las dos agitaciones, la única diferencia es el reactor empleado en cada una de ellas. La agitación mecánica emplea una celda de agitación con auto-aireación (Figura 2.3) y la neumática en su parte inferior se inyecta aire para realizar la agitación y se alimenta por la parte superior la pulpa (Figura 2.2).



**Fig. 2.2** Agitador neumático.  
**Fuente:** La Autora



**Fig. 2.3** Celda de agitación mecánica.  
**Fuente:** La Autora

### **2.5.1. Preparación de la pulpa**

Se homogeniza y cuartea la muestra inicial hasta obtener una cantidad de 1000 g. Este protocolo se sigue para cada prueba de agitación mecánica.

Se prepara la pulpa en base a la cantidad de material y de agua previamente establecida S/L (1/2) y se coloca dentro del recipiente de agitación, se agita la pulpa por espacio de 5 minutos.

### 2.5.2 Medición de pH

La medición de pH se realiza directamente en la pulpa usando un pHmetro PHM 80 portable COPENHAGEN, se determina el pH inicial, luego se ajusta con cal el pH hasta 10.5, después se agrega el NaCN necesario para tener la concentración de cianuro que requiere la prueba. En este instante da inicio la prueba de cianuración por agitación.

### 2.5.3 Control de pH y concentración de cianuro del proceso

Se controla y determina el pH y por tanto el consumo de cal y las correspondientes adiciones. El control de la concentración de cianuro libre durante el proceso se determina por titulación con una solución de nitrato de plata de concentración conocida, y un indicador de yoduro de potasio al 5%. Para ello se toma una alícuota de 5 ml se agrega 3 gotas de yoduro de potasio y se titula con una solución de nitrato de plata por medio de una bureta que cambia el color del indicador de transparente a amarillo claro.

Se mide el consumo del nitrato de plata ( $\text{Ag NO}_3$ ) en la bureta con este gasto se hace el cálculo para determinar el cianuro residual, se resta la concentración de inicial de cianuro y el resultado es la cantidad de cianuro de sodio que se debe adicionar.

$$\text{CN}^- = \frac{\text{Gasto} \times 2}{2}$$

Ec. 3. Ecuación para la determinación de cianuro residual en los ensayos de cianuración.

#### Dónde:

$\text{CN}^-$  = Cianuro residual.

**Gasto x 2** = ml de  $\text{NHO}_3$  por la relación de agua empleada en la disolución de cianuro.

**2** = se utiliza porque la alícuota de la solución cianurada es de 5ml.

Se añade la cantidad necesaria de cianuro y cal para continuar con el proceso.

### 2.5.4 Cinética del proceso

La cinética del proceso se realiza junto con el control periódico de cal y concentración de cianuro, nos permitirá determinar la variación de la ley de Au con respecto al tiempo. Para



determinar la cinética de cianuración tomamos una alícuota de 50 ml de la solución lixiviada, misma que es filtrada al vacío para retener lo sólidos y guardada en un recipiente esterilizado para realizar su correspondiente lectura en el espectrofotómetro.

La torta obtenida en el proceso al igual que la cantidad de agua tomada se coloca nuevamente al proceso.

### **2.5.5 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 como indicador que hace que tome un color fucsia, luego se titula con ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) hasta obtener un viraje incoloro, se mide el gasto, y se realiza el cálculo para obtener el dato de cal residual; a este resultado le restamos la cal total y obtenemos como resultado la cal consumida durante el proceso.

$$Cal\ residual = \frac{Gasto \times 2}{2}$$

**Ec. 4. Ecuación para la determinación de cal residual en los ensayos de cianuración.**

**Dónde:**

**Gasto x 2**= ml de  $H_2SO_4$  por la relación de agua empleada en el proceso.

**2**= se utiliza porque la alícuota de la solución cianurada es de 5ml.

### **2.5.6 Balances metalúrgicos del oro**

El propósito del balance metalúrgico con respecto al oro es determinar cómo se encuentra el proceso, para lo cual se procede de la siguiente manera:

Au en la entrada = Au en la solución cianurada + Au en el relave:

$$E=S+R$$

**Dónde:**

**Entrada (E)** = Peso de la muestra por ley de cabeza (mg Au).

**Solución (S)** = Volumen de solución final por ley solución final (mg Au).

**Relave (R)** = Peso relave final por ley de relave final (mg Au).

$$\text{Rendimiento (\%)} = \frac{S}{E} \times 100$$

### ***2.5.7 Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación mecánica con el método Chiddey***

El método usado es el Chiddey<sup>[26]</sup>, el principio de este es el desplazamiento electroquímico del oro por el Zinc siendo este prácticamente el precipitador universal para metales preciosos disueltos en soluciones de cianuro; además se agrega sales de plomo como acelerador de la reacción.

El procedimiento empleado en el laboratorio fue el siguiente:

- Colocamos los 2 L de solución con oro en una botella de 2.5 litros. Añadimos aproximadamente 1-1.5 gramos de NaCN, se agita bien hasta que se disuelva el cianuro; agregamos 20 ml de acetato de plomo al 10% y 5 gramos de polvo de zinc.
- Se agita fuertemente por alrededor de 5 minutos, dejamos decantar y filtramos.
- La torta obtenida se la analiza químicamente por el método de ensayo al fuego, luego se trata el doré obtenido con agua regia y se lee la disolución en el espectrofotómetro.

### ***2.5.8 Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación neumática con el método CIC (carbón en columna)***

La recuperación de oro con carbón activado es posible debido a las propiedades adsorbentes del carbón activado sobre el oro en soluciones cianuradas.

El carbón se comporta muchas veces como una resina de intercambio iónico. Sin embargo, el carbón no intercambia aniones ni retiene el oro como ión simple. La selectividad

del carbón activado es hacia  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  ó  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  y está acorde con la teoría de solvatación de iones, ya que el ión más grande (o el que menos agua solvatada tiene) es el de preferencia.

El método empleado en el laboratorio para la adsorción de oro en carbón activado fue el CIC <sup>[19]</sup> (carbón en columna), se usaron tres embudos de separación como columnas; en el fondo se coloca un poco de algodón para evitar pérdidas de carbón, seguidamente se coloca la capa de carbón activado aproximadamente 10 gramos; luego hacemos pasar la solución cianurada por la columna de carbón esperamos que reaccione y abrimos lentamente la ampolla del embudo de separación con el fin de que el oro se adsorba adecuadamente en la columna de carbón activado; esta operación se repite dos veces.

El carbón se retira de los embudos y se seca para analizarlo químicamente por ensayo al fuego y determinar la ley de oro.

## *PARTE II*

### *Discusión de Resultados, Conclusiones y Recomendaciones*

## Capítulo 3

### Resultados

#### 3.1 Caracterización del mineral

La caracterización del mineral nos permitió conocer las propiedades físicas y químicas para tenerlas como pautas para el correcto tratamiento del skarn aurífero.

##### 3.1.1 *Peso específico*

Se empezó la caracterización física con la determinación del peso específico. Se realizaron tres pruebas para obtener el peso específico promedio.

Los resultados de esta prueba se registran en la tabla 3.1.

**Tabla 3.1 Peso específico del mineral de skarn aurífero Fortuna**

No. ensayo	Peso picnómetro vacío (g)	Peso picnómetro con muestra (g)	Peso picnómetro muestra + agua (g)	Peso picnómetro con agua (g)	Peso específico (g/cm <sup>3</sup> )
1	13,087	14,748	23,978	22,862	3,048
2	13,085	14,544	23,882	22,858	3,111
3	13,085	14,683	23,943	22,858	3,115
<b>PROMEDIO</b>					<b>3,091</b>

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

El peso específico del mineral muestreado en el yacimiento Fortuna I es de 3,091 g/cm<sup>3</sup>; que se encuentra dentro del rango obtenido en los análisis de determinación de peso volumétrico realizados al mineral de la concesión que presenta valores de 1,89 – 3,69 g/ cm<sup>3</sup>.

### 3.1.2 Granulometría inicial del mineral.

El análisis granulométrico inicial nos permitió conocer la distribución de tamaño de grano luego de la trituración. Se determinó el  $D_{80}$  de 13,61 mallas de tamaño de partícula.

**Tabla 3.2 Granulometría inicial del mineral**

<b>Tiempo de molienda:</b>		<b>0 minutos</b>
<b>No. Malla</b>	<b>Abertura (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>Acumulado retenido (%)</b>
10	2000	0,10
18	1000	44,24
35	500	62,42
60	250	72,96
120	125	80,45
230	63	86,70
325	45	89,32
400	37	91,13
-400	0	91,76
<b>TOTAL</b>		<b>100</b>

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora



## UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

LABORATORIO DE PROCESAMIENTO DE MINERALES  
Y METALURGÍA EXTRACTIVA - UCG

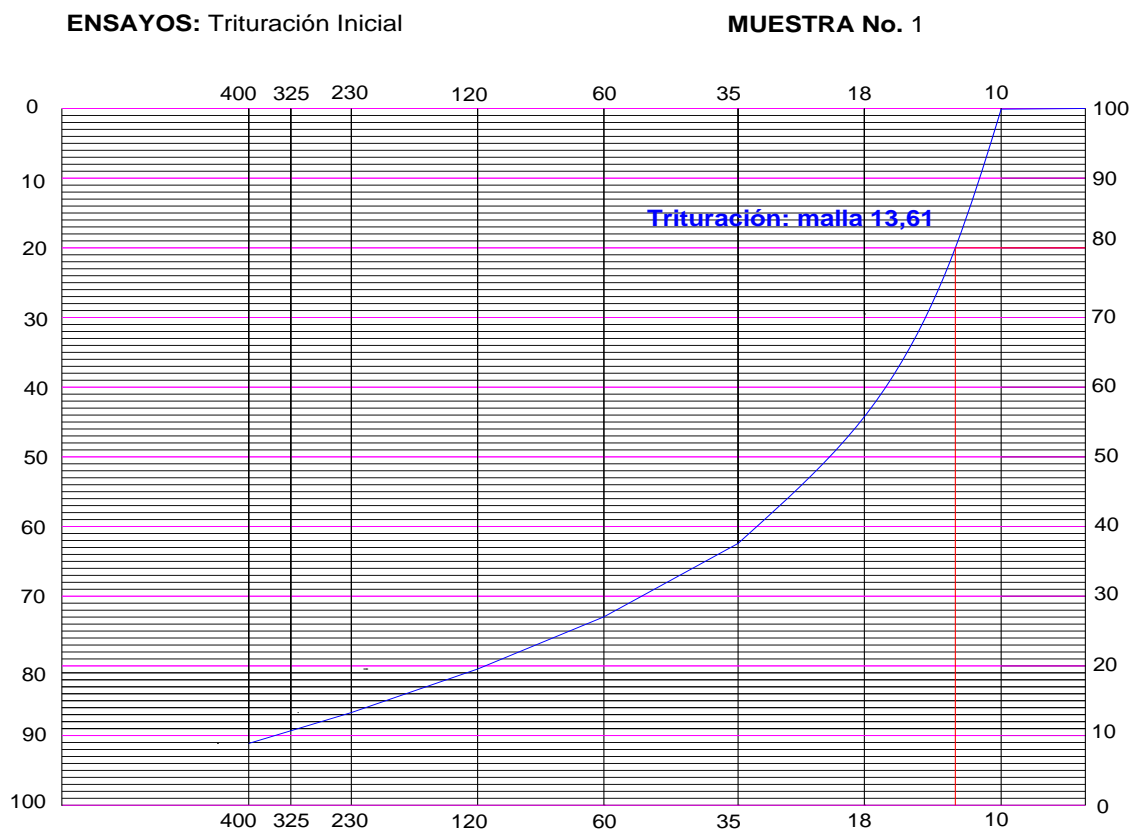
### Diagrama ASTM



**Analista:** Isabel Armijos Toledo

**Análisis Granulométrico**

**Proyecto:** "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"



**Gráfico 3.1.** Curva granulométrica y determinación del  $D_{80}$  inicial del mineral.

### 3.1.3 Mineralogía del mineral del yacimiento Fortuna I

Los resultados del análisis mineralógico en cada fracción granulométrica analizada nos permitieron ver que en el mineral de skarn está fresco y completamente duro. El skarn mineralizado y que contiene valores económicos en oro en el yacimiento Fortuna, es un típico skarn piroxeno epidótico donde predomina la coloración verdosa.

**Tabla 3.3 Mineralización del skarn a mallas No. 18, 35 y 60.**

Minerales Metálicos	%	Minerales Ganga	%
Pirita	70	Epidota	35
Calcopirita	25	Calcita	30
Oro	<1	Cuarzo	30
Bornita	4	Limonitas	5
		Hematitas	
		Granates	

FUENTE: Laboratorio de Petrografía UCG.

ELABORACIÓN: La Autora



Fig. 3.1 Minerales de ganga Calcita y epidota asociado con pirita.

A los tamaños de grano 1 mm malla No. 18, 500 µm malla No. 35, 250 µm malla No. 60; aún es difícil ver la presencia de partículas de oro.

Con las briquetas realizadas para material pulverizado tenemos los siguientes resultados.

**Tabla 3.4 Mineralización del skarn vista en briqueta**

Minerales	%
Pirita	40
Calcopirita	10
Horblenda	3
Pirrotina	20
Minerales de Rx	27

FUENTE: Laboratorio de Petrografía UCG.

ELABORACIÓN: La Autora





**Fig. 3.2** Minerales metálicos calcopirita y pirita vistos con polizador y sin polizador respectivamente.

Como minerales de roca se describe a los piroxenos, epidota, cuarzo. La calcopirita tiene granos de 2 a 20  $\mu\text{m}$ . La pirrotina va desde los 4 hasta las 23  $\mu\text{m}$ .

### 3.1.4 Análisis químico de cabeza

El mineral fresco es analizado por el método de absorción atómica, para determinar la ley inicial o de cabeza.

También se analizan las concentraciones de otros metales que pueden influir como agentes cianidas en el proceso de cianuración.

**Tabla 3.5** Composición química del mineral

Mineral	Unidad	Resultado
Oro	mg/Kg	2,82
Plata	mg/Kg	2,07
Cobre	mg/Kg	12,67
Arsénico	mg/Kg	0,28
Hierro	mg/Kg	1,55
Manganeso	mg/Kg	1,31
Níquel	mg/Kg	<LDD
Zinc	mg/Kg	7,40

**FUENTE:** Laboratorio de Análisis Instrumental IQA.

**ELABORACIÓN:** La Autora

La ley inicial de Au es de 2,82 ppm como podemos ver en la tabla 3.5, además existen concentraciones notables de agentes cianidas tales como: Fe, Mn y Zn; estos resultados se pueden comparar con los resultados obtenidos en análisis químicos de determinación de oro realizados en la Escuela Politécnica Nacional con leyes de Au de 2.5 ppm hasta 20.4 ppm, ley

de Ag desde 0.5 ppm hasta 6.1 ppm; así como también los resultados obtenidos por XRAL Laboratories Canadá con concentraciones de Au desde 2.74 ppm hasta 38.7 ppm y de plata desde 2.3 ppm hasta 3.5 ppm. <sup>[27]</sup>

Además se puede contrastar con los resultados obtenidos por ALS Chemex Perú específicamente para el skarn muestreado en el yacimiento Fortuna que es del tipo epidótico con leyes de Au desde 0.03 ppm hasta 10.75 ppm. <sup>[2]</sup>

### 3.2 Tiempo óptimo de molienda para la liberación de oro.

Se realizaron varios ensayos de molienda y de acuerdo a la granulometría de cada una se determinó que el tamaño de grano estaba cercano al ideal 74  $\mu\text{m}$  en los siguientes tiempos: 20', 25' y 30'.

**Tabla 3.6 Tiempos de molienda**

Tiempo de molienda:		20 minutos	25 minutos	30 minutos
No. Malla	Abertura ( $\mu\text{m}$ )	Retenido acumulado (%)	Retenido acumulado (%)	Retenido acumulado (%)
10	2000	0,02	0	0
18	1000	0,02	0	0
35	500	0,02	0	0
60	250	0,13	0	0,13
120	125	5,70	3,14	0,93
230	63	33,16	25,10	19,09
325	45	48,39	39,84	34,07
400	37	54,21	44,76	41,22
-400	0	54,81	45,33	43,17
TOTAL		100	100	100

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

## 3.2.1 Curvas granulométricas de moliendas



**UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**  
 LABORATORIO DE PROCESAMIENTO DE MINERALES  
 Y METALURGÍA EXTRACTIVA - UCG  
 Diagrama ASTM



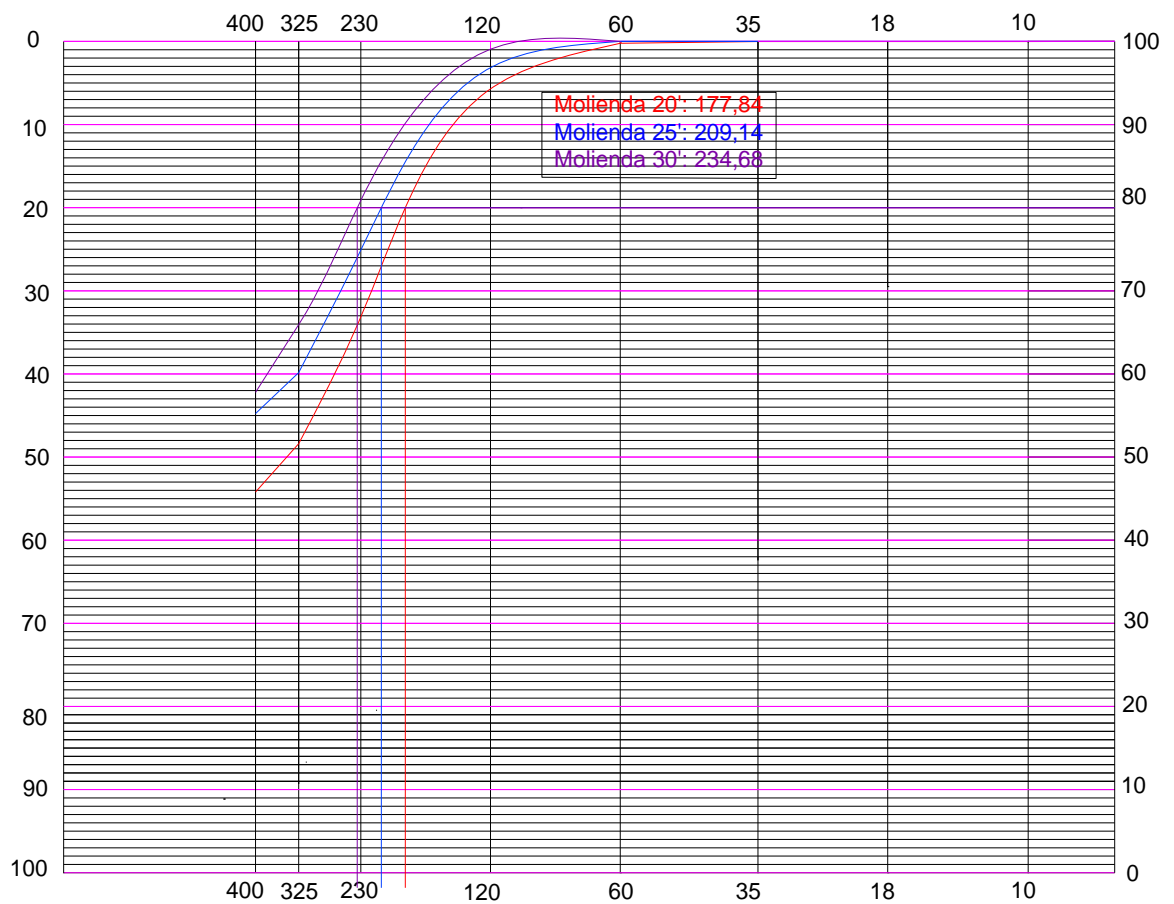
Analista: Isabel Armijos Toledo

Análisis Granulométrico

**Proyecto: "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"**

ENSAYOS: Molienda

MUESTRA No. 1

Gráfico. 3.2. Curva granulométrica y determinación del  $D_{80}$  de las moliendas.

En el gráfico se puede observar las curvas granulométricas de los ensayos de molienda con sus respectivos  $D_{80}$ , la primera curva granulométrica corresponde a la molienda de 20 minutos con un  $D_{80}$ : 177,84 mallas (84,34  $\mu\text{m}$ ); la segunda curva granulométrica corresponde a la molienda de 25 minutos con un  $D_{80}$ : 209,14 mallas (70,65  $\mu\text{m}$ ); y la tercera curva granulométrica corresponde al ensayo de molienda de 30 minutos con un  $D_{80}$ : 234,08 mallas (61,98  $\mu\text{m}$ ). Los  $D_{80}$  se determinan mediante interpolaciones realizadas del Anexo 2.

En el gráfico de las curvas granulométricas podemos observar que mientras mayor es el tiempo de molienda mayor es la liberación del tamaño de partícula; estos distintos tamaños de grano serán analizados con malla valorada para determinar en qué tamaño de grano se obtiene la mejor liberación de oro.

Es necesario recalcar que los tiempos de molienda se establecieron para el molino de bolas de acero de laboratorio tipo batch, y para las condiciones de operación del mismo.

### 3.2.2 Tablas del análisis de malla valorada para cada molienda

Se realizaron los ensayos metalúrgicos de cada análisis de malla valorada, obteniendo los siguientes datos:

Tabla 3.7 Análisis de malla valorada

<i>Molienda</i>			<i>20 minutos</i>		<i>25 minutos</i>		<i>30 minutos</i>	
Fracción	No. Malla	Abertura $\mu\text{m}$	Ley ppm (mg/Kg)	mg Au	Ley ppm (mg/Kg)	mg Au	Ley ppm (mg/Kg)	mg Au
<b>A</b>	50	289,17	1,22	0,0154	1,78	0,0151656	3,51	0,055107
	60	250						
	80	177						
<b>B</b>	100	149	1,37	0,0211	2,08	0,0113	2,47	0,0264
<b>A+B</b>	50,60,80,100	0	1,3	0,0364	1,9	0,0264	3,09	0,0815
<b>C</b>	120	107,86	1,68	0,1145	2,1	0,1097	2,5	0,2303
<b>A+B+C</b>	50,60,80,100,120	0	1,57	0,151	2,06	0,1361	2,63	0,3118
<b>D</b>	200	74	1,17	0,2588	2,08	0,6261	2,79	0,7064
<b>A+B+C+D</b>	50,60,80,100,120,200	0	1,29	0,4097	2,08	0,7622	2,74	1,0182
<b>E</b>	230	67,4	1,76	0,0497	2,39	0,0476	2,83	0,0229
<b>A+B+C+D+E</b>	50,60,80,100,120,200,230	0	1,33	0,4594	2,09	0,8098	2,74	1,0411
<b>F</b>	-230	0	1,79	0,6321	2,8	0,8686	2,87	0,9087
<b>A+B+C+D+E+F</b>	50,60,80,100,120,200,230,-230	0	<b>1,56</b>	1,0915	<b>2,41</b>	1,6784	<b>2,8</b>	1,9498

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

ELABORACIÓN: La Autora

La tabla nos indica los valores de ley calculada para cada balance metalúrgico, para la molienda 20 minutos tenemos un valor de 1,56 ppm, para la molienda 25 minutos tenemos un valor de 2,41 y para la molienda 30 minutos un valor de 2,8 ppm, tomando en cuenta que la ley de cabeza es de 2,81 ppm, podemos determinar que a mayor tiempo de molienda aumenta la liberación de oro, no solo en el balance total sino también en cada porción granulométrica.

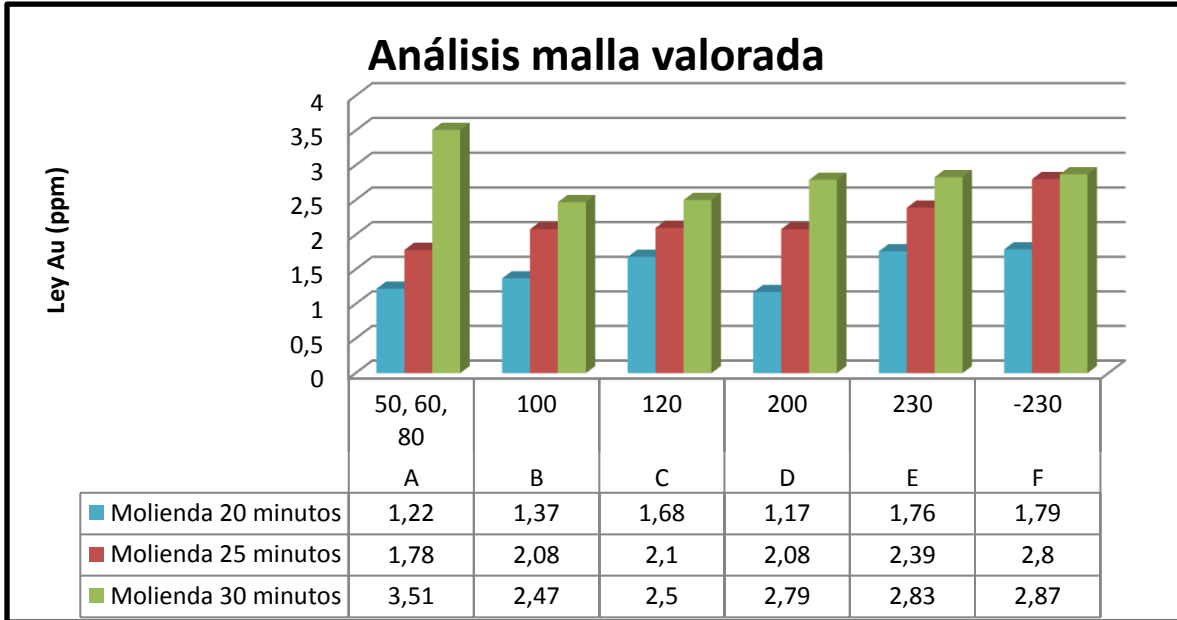


Gráfico. 3.3. Ley de Au en cada fracción granulométrica a distintos tiempos de molienda.

En la gráfica se puede observar la relación que existe entre el tamaño de grano con la liberación de oro por mallas, para los tiempos 20 y 25 minutos obtenemos mayor liberación en los números de malla: 120, 200, 230 y -230, y para la molienda 30 minutos observamos liberación alta a partir de los números de malla 80, 100, 120, 200, 230 y -230.

Se puede ver un incremento en la Ley de Au para la suma de las fracciones 50, 60 y 80 mallas en el tiempo 30 minutos esto se debe a que la cantidad de material era muy pequeña y fue necesario unirlos para determinar la ley de Au en esas fracciones.

Además el balance metalúrgico nos indica que existe demasiado oro fino en el mineral por ello aún se encuentra oro en el pasante a 230 mallas.

Con estos datos determinamos que la mayor liberación se obtiene a molienda 30 minutos que tiene un  $D_{80}$  de 234,08 mallas (61,98  $\mu$ m).

### 3.3 Cianuración

La variable para los dos tipos de agitaciones fue la concentración de NaCN de: 0,75g/L; 1g/L; y 1,25 g/L.

#### 3.3.1 Mecánica

##### 3.3.1.1 Recuperación de oro

Tabla 3.8 Balance metalúrgico de Au para los ensayos de cianuración por agitación mecánica.

Ensayo	Entrada (mg)	Solución (mg)	Relave (mg)	Solución + Relave	Rendimiento (%)
M <sub>1</sub>	2,82	1,34	1,21	2,55	47,55
M <sub>2</sub>	2,82	1,30	1,26	2,56	46,17
M <sub>3</sub>	2,82	1,46	1,22	2,68	51,87

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

ELABORACIÓN: La Autora

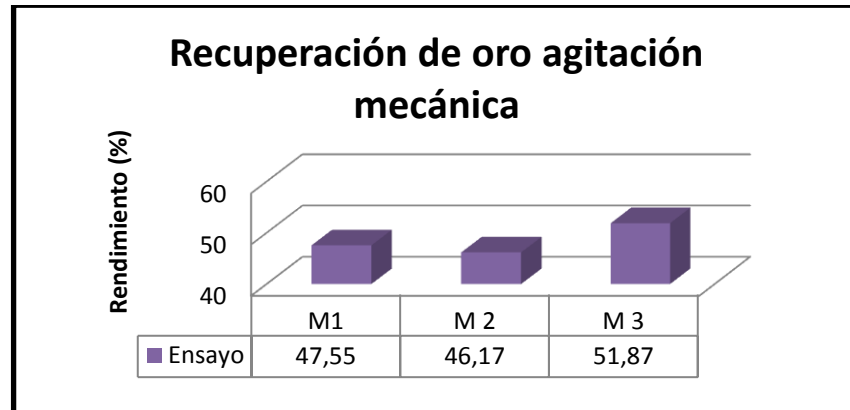


Gráfico 3.4. Rendimiento en los ensayos de cianuración de oro por agitación mecánica

En el gráfico 3.4, se puede observar como aumenta la recuperación de oro; a mayor concentración de NaCN; para una concentración de 1,25 g/L de NaCN se consigue una recuperación de 51,87%, manteniendo condiciones invariables de pH y tamaño de grano a malla 234,08 conseguida con un tiempo de molienda de 30 minutos. De acuerdo al mejor resultado obtenido en el rendimiento de la cianuración por agitación mecánica podemos considerarlo bueno en comparación a resultados obtenidos en investigaciones realizadas al mineral de cabeza con el mismo método de ORENAS S.A. (concesión Santa Martha) Azuay que alcanzaron el 47.1% (J. Barreto, F. Morante y L. Sobral) <sup>[28]</sup>, sin embargo si la

comparamos con la cianuración por agitación mecánica al mineral del sector “El paraíso” Azuay que consiguió un rendimiento del 92% se la considera deficiente. (J. Flores 1992)<sup>[9]</sup>.

### 3.3.1.2 Consumo de Reactivos

#### Consumo de NaCN

Tabla 3.9 Consumo de NaCN en los ensayos de cianuración de oro por agitación mecánica

Ensayo	NaCN (Kg/ton)
M <sub>1</sub>	4,7
M <sub>2</sub>	5,4
M <sub>3</sub>	6,6

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

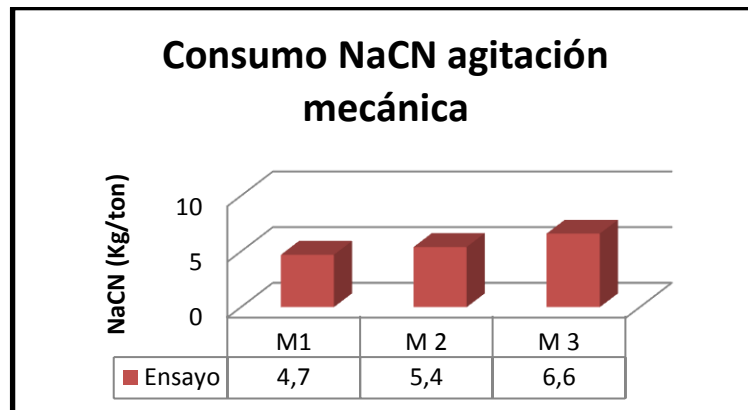


Gráfico 3.5. Consumo de NaCN en cada ensayo de cianuración de oro por agitación mecánica

#### Consumo de CaO

Tabla 3.10 Consumo de CaO en los ensayos de cianuración de oro por agitación mecánica

Ensayo	Cal (Kg/t)
M <sub>1</sub>	0,45
M <sub>2</sub>	0,58
M <sub>3</sub>	0,26

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

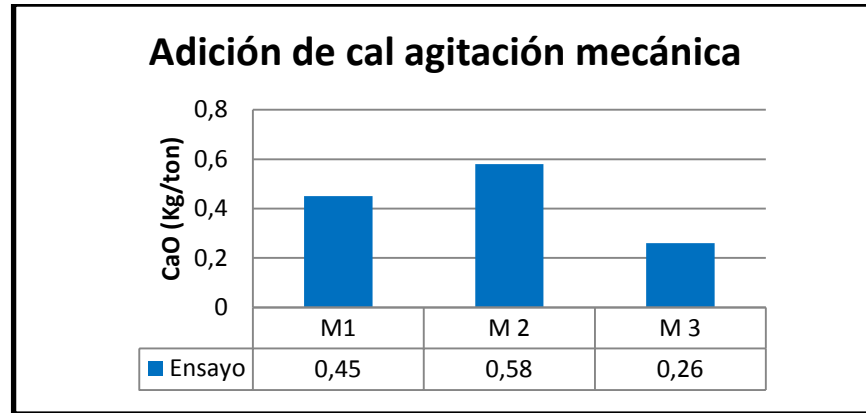


Gráfico 3.6. Consumo de CaO en cada ensayo de cianuración de oro por agitación mecánica

Respecto al consumo de reactivos se puede observar en el gráfico No. 3.5, que el ensayo M<sub>3</sub>, donde conseguimos el mayor rendimiento de oro, existe el mayor consumo de NaCN obteniendo un consumo de 6,6 Kg/ton, mientras que el consumo de cal es nulo, ya que únicamente se adiciona para ajustar el pH, en una cantidad de 0,26 Kg/ton, como se puede observar en el gráfico No. 3.6, esto se debe a las características mineralógicas del mineral que es ligeramente alcalino al formar la pulpa del mismo posiblemente por la presencia de compuestos calcáreos.

### ***3.3.1.3 Cinética de los ensayos de cianuración con agitación mecánica***

Tabla 3.11 Control de la disolución de oro con NaCN por agitación mecánica.

<b>ENSAYOS DE CIANURACIÓN DE ORO POR AGITACIÓN MECÁNICA</b>			
<b>ENSAYO</b>	<b>M<sub>1</sub> (0,75g/L NaCN)</b>	<b>M<sub>2</sub> (1g/L NaCN)</b>	<b>M<sub>3</sub> (1,25g/L NaCN)</b>
<b>Tiempo (h)</b>	<b>Ley Au (ppm)</b>	<b>Ley Au (ppm)</b>	<b>Ley Au (ppm)</b>
0	0	0	0
0,5	0,160	0,161	0,228
2	0,423	0,483	0,536
4	0,656	0,698	0,742
6	0,729	0,754	0,798
8	0,755	0,791	0,830
10	0,773	0,812	0,850
22	0,779	0,817	0,864
24	0,772	0,809	0,859

**FUENTE:** Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

**ELABORACIÓN:** La Autora



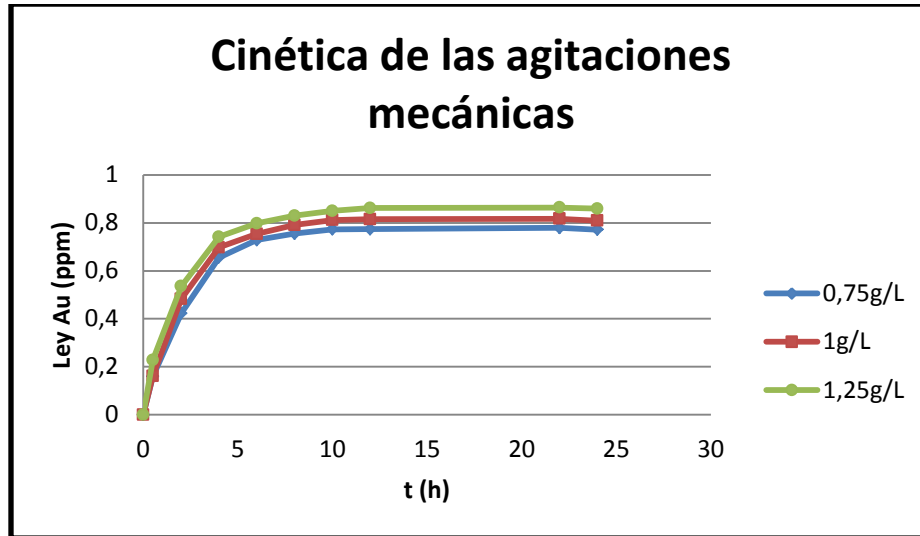


Gráfico 3.7. Curvas de la cinética de cianuración de oro por agitación mecánica

En el gráfico No. 3.7 se corroboran los datos obtenidos en la tabla No. 3.11 para el control periódico de la disolución de oro en los ensayos  $M_1$  (0,75g/L NaCN),  $M_2$  (1g/L NaCN),  $M_3$  (1,25g/L NaCN) en el cual se puede observar que a mayor concentración de NaCN es decir en el ensayo  $M_3$  obtenemos la mayor recuperación de oro, además para los tres ensayos realizados se determina que el tiempo óptimo de residencia es de 22 horas, para la celda de cianuración de laboratorio con los siguientes parámetros: dilución pulpa S/L:  $\frac{1}{2}$ , pH: 10.5 y tamaño de grano a 234,08 mallas (61,98  $\mu\text{m}$ ). El tiempo de residencia para los tres ensayos es de 22 horas, en investigaciones similares se obtienen tiempos de residencia de 6 horas pero la disolución de oro no es rentable (J. Barreto, F. Morante y L. Sobral ).

#### 3.3.1.4 Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación mecánica por cementación con polvo de zinc (Método Chiddey)

Tabla 3.12 Recuperación de oro de los lixiviados de la cianuración por agitación mecánica

RECUPERACIONES MÉTODO CHIDDEY			
Ensayo	Solución (mg)	Recuperación (mg)	Recuperación (%)
$M_1$	1,34	1,293	96,49
$M_2$	1,30	1,2545	96,50
$M_3$	1,46	1,443	98,84

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

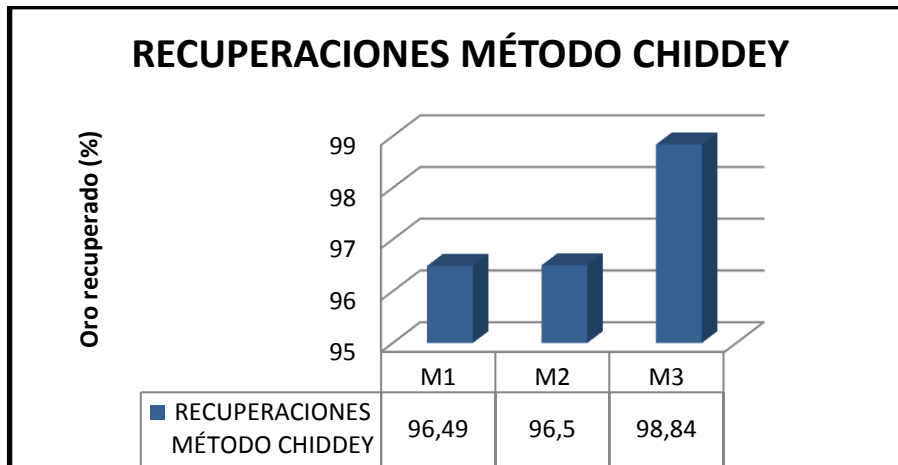


Gráfico 3.8. Recuperación de oro lixiviado de la cianuración por agitaciones mecánicas

La recuperación de oro por cementación de las soluciones cianuradas con el método Chiddey es alta, como podemos ver en el gráfico 3.8 está en el orden del 96,5 % de recuperación para los ensayos  $M_1$  (0,75g/L NaCN) y  $M_2$  (1g/L NaCN) obteniéndose una recuperación un poco más alta como se puede observar en el gráfico 3.8 para el ensayo  $M_3$  con un valor de recuperación de oro del 98,84%. La mejor recuperación se considera eficiente si la comparamos con resultados obtenidos en investigaciones de recuperación de oro en lixiviados en el sector “El paraíso” Azuay de 91.87%. (J. Flores 1992)

De acuerdo con los datos obtenidos para los tres ensayos se determina que la mejor recuperación de oro por agitación mecánica se obtiene en el ensayo  $M_3$  (1,25g/LNaCN) con un rendimiento de recuperación de oro en solución del 51,87% (1,46 mg Au) y de recuperación de los lixiviados del 98,84% (1,44 mg Au) a condiciones de operación: pH 10,5; tiempo de molienda 30 minutos con un tamaño de grano de 234,08 mallas.

### 3.3.2 Neumática

#### 3.3.2.1 Recuperación de oro

Tabla 3.13. Balance metalúrgico de Au para los ensayos de cianuración por agitación neumática

Ensayo	Entrada (mg)	Solución (mg)	Relave (mg)	Solución + Relave	Rendimiento (%)
N <sub>1</sub>	2,82	2,14	0,68	2,82	75,88
N <sub>2</sub>	2,82	1,95	0,69	2,64	69,15
N <sub>3</sub>	2,82	2,01	0,71	2,72	71,13

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

ELABORACIÓN: La Autora

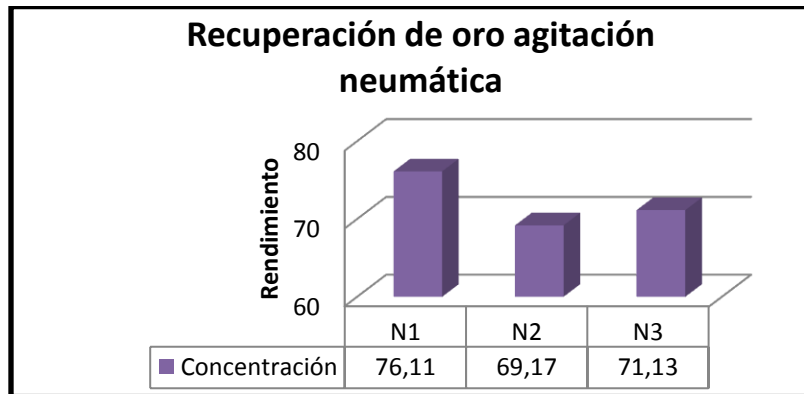


Gráfico 3.9. Rendimiento en los ensayos de cianuración de oro por agitación neumática

En el gráfico No. 3.9 se observa que la mayor recuperación de oro para los ensayos de agitación neumática N<sub>1</sub> (0,75 g/L NaCN), N<sub>2</sub> (1 g/L NaCN), N<sub>3</sub> (1,25 g/L NaCN), se consigue en el ensayo N<sub>1</sub> con un porcentaje de recuperación de 75.88 %. El mejor rendimiento obtenido resulta eficiente si lo comparamos con resultados obtenidos en cianuraciones con agitación neumática realizadas al mineral de cabeza de ORENAS S.A. (concesión Santa Martha) Azuay que obtuvo un rendimiento de 52.5% (J. Barreto, F. Morante y L. Sobral )<sup>[28]</sup>, esto debe a la buena transferencia de oxígeno hacia la pulpa y por consiguiente la buena disolución de oxígeno en la pulpa.

### 3.3.2.2 Consumo de Reactivos

#### Consumo NaCN

Tabla 3.14 Consumo de NaCN en los ensayos de cianuración de oro por agitación neumática

Ensayo	NaCN (Kg/ton)
N <sub>1</sub>	8,3
N <sub>2</sub>	9,8
N <sub>3</sub>	11,1

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

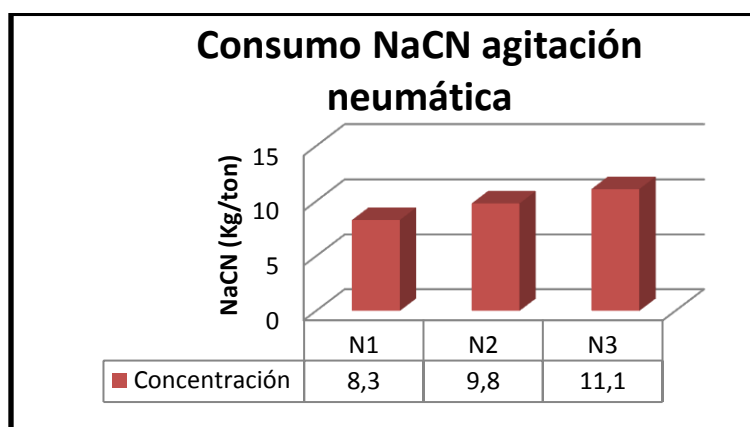


Gráfico 3.10. Consumo de NaCN en cada ensayo de cianuración de oro por agitación neumática

#### Consumo CaO

Tabla 3.15. Consumo de CaO en los ensayos de cianuración de oro por agitación neumática

Ensayo	Cal (Kg/t)
N <sub>1</sub>	0,32
N <sub>2</sub>	0,33
N <sub>3</sub>	0,22

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

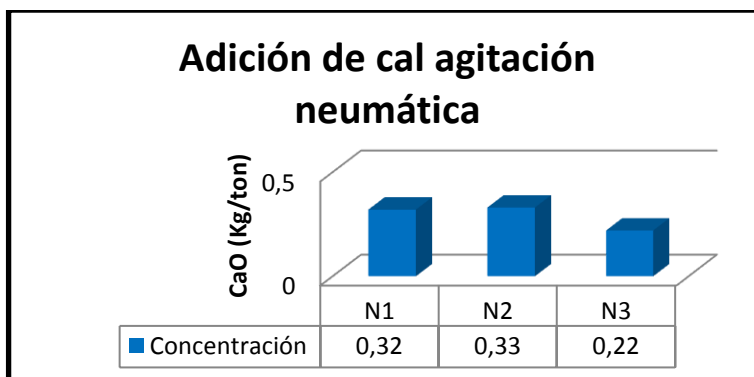


Gráfico 3.11. Consumo de CaO en los ensayo de cianuración de oro por agitación neumática

El consumo de reactivos para los ensayos de agitación neumática demuestran que su valor es mayor con relación a los ensayos de agitación mecánica como se observa en el gráfico No. 3.10, el consumo de NaCN para el ensayo N<sub>1</sub> (0,75g/L NaCN) en el cual conseguimos la mayor recuperación de oro es de 8,3 Kg/ton que resulta bajo comparado con los otros ensayos N<sub>2</sub> con 9,2 Kg/ton y N<sub>3</sub> con un consumo de 11.1 Kg/ton, esto se debe a que el oxígeno empleado en la agitación acelera la reacción, obteniendo recuperaciones altas a menor consumo de NaCN. En cuanto al consumo de cal se puede observar en el grafico No. 3.11 que su adición es de 0,32 Kg/ton para el ensayo N<sub>1</sub>, sin embargo no existe consumo al igual que en los ensayos de cianuración por agitación mecánica por las características mineralógicas del mineral.

### 3.3.2.3 Cinética de los ensayos de cianuración con agitación neumática

Tabla 3.16 Control de la disolución de oro con NaCN por agitación neumática.

ENSAYOS DE CIANURACIÓN DE ORO POR AGITACIÓN NEUMÁTICA			
ENSAYO	N <sub>1</sub> (0,75g/L NaCN)	N <sub>2</sub> (1g/L NaCN)	N <sub>3</sub> (1,25g/L NaCN)
Tiempo (h)	Ley Au (ppm)	Ley Au (ppm)	Ley Au (ppm)
0	0	0	0
0,5	0,338	0,318	0,352
2	0,531	0,518	0,704
4	0,664	0,699	0,812
6	0,767	0,768	0,837
8	0,825	0,805	0,853
10	0,898	0,85	0,871
22	1,079	0,924	0,985
24	1,078	0,895	0,984

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental

ELABORACIÓN: La Autora

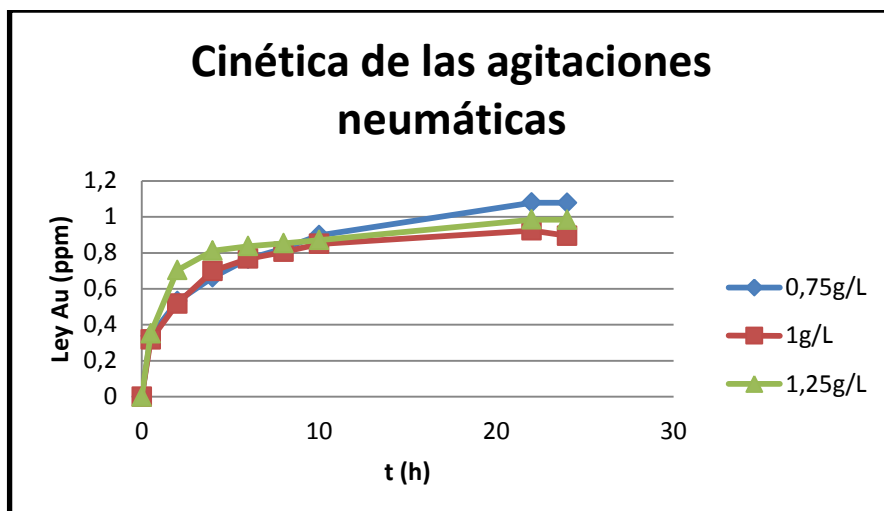


Gráfico 3.12. Curvas de la cinética de cianuración de oro por agitación neumática

En el gráfico 3.12 podemos observar la cinética de cianuración para los ensayos por agitación neumática que se obtiene de los datos del control periódico en cada ensayo, en el mismo que se logra observar que para los ensayos  $N_1$  (0,75g/L NaCN) la disolución inicial es baja y aumenta con el tiempo, para los ensayos  $N_2$  (1g/L NaCN) y  $N_3$  (1,25g/L NaCN) tenemos disoluciones de oro iniciales altas pero con el tiempo descienden. Para los tres ensayos obtenemos un tiempo de residencia óptimo de 22 horas obteniendo la mayor recuperación de oro en el ensayo  $N_1$ , gracias a la aireación constante de la pulpa. El tiempo de residencia del material resulta buena si la comparamos con cinéticas de cianuración con aire del mineral de cabeza de ORENAS S.A. (concesión Santa Martha) Azuay que determina tiempos de agitación de 24 horas (J. Barreto, F. Morante y L. Sobral)<sup>[28]</sup>, esto se debe a que la inyección de aire permitió la adecuada oxidación de sulfuros, además se puede observar que hasta un cierto límite, para altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución de oro aumenta en función de la cantidad de oxígeno disuelto en la solución.

#### 3.3.2.4 Recuperación de oro de los lixiviados de la agitación neumática con el proceso CIC (Carbón en columna)

Tabla 3.17. Recuperación de oro de los lixiviados de la cianuración por agitación neumática

RECUPERACIONES MÉTODO CIC			
Ensayo	Solución (mg)	Recuperación (mg)	Recuperación (%)
$N_1$	2,15	2,12675	98,92
$N_2$	1,95	1,9285	98,89
$N_3$	2,01	1,98565	98,79

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

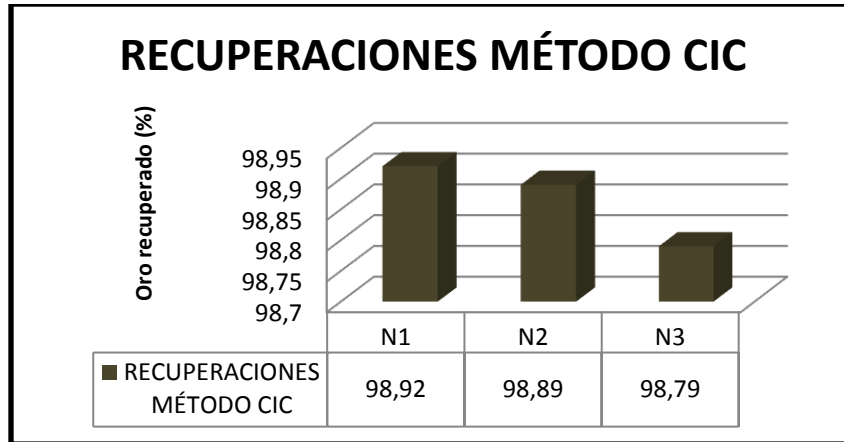


Gráfico 4.13. Recuperación de oro lixiviado de la cianuración por agitaciones neumáticas

La recuperación de lixiviados por el método carbón en columna permite recuperaciones eficientes de rangos entre 98-99%, consiguiendo para el ensayo N<sub>1</sub> una recuperación de oro de los lixiviados del 98,92%, para el ensayo N<sub>2</sub> del 98,89% y del N<sub>3</sub> del 98,79%. Para la mejor recuperación de oro obtenido con el método CIC se considera muy buena si la comparamos con estudios similares realizados al mineral del sector “El paraíso” Azuay de 71% (J. Flores 1992).

Con los resultados obtenidos de los tres ensayos de cianuración por agitación neumática a condiciones invariables de operación de pH: 10,5, tamaño de grano 234, 08 mallas obteniendo a molienda 30 minutos, dilución de pulpa S/L: ½, determinamos que el proceso N<sub>1</sub> (0,75g/L NaCN) permite la mayor recuperación de oro con un 75,88 % (2,15 mg Au), y una recuperación de oro en los lixiviados del 98,98 % (2,126 mg Au).

### 3.4 Evaluación de los mejores procesos de recuperación de oro por agitación mecánica y neumática.

Las mejores recuperaciones de oro en cada tipo de agitación fueron: N<sub>1</sub> (0,75g/L NaCN) y M<sub>3</sub> (1,25g/L NaCN).

#### 3.4.1 Recuperación de oro

Tabla 3.18. Balance metalúrgico de los mejores procesos de agitación

Ensayo	Agitación	Entrada (mg)	Solución (mg)	Relave (mg)	Solución + Relave	Rendimiento (%)
N <sub>1</sub>	Neumática	2,82	2,14	0,68	2,82	75,88
M <sub>3</sub>	Mecánica	2,82	1,46	1,22	2,68	51,87

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

ELABORACIÓN: La Autora

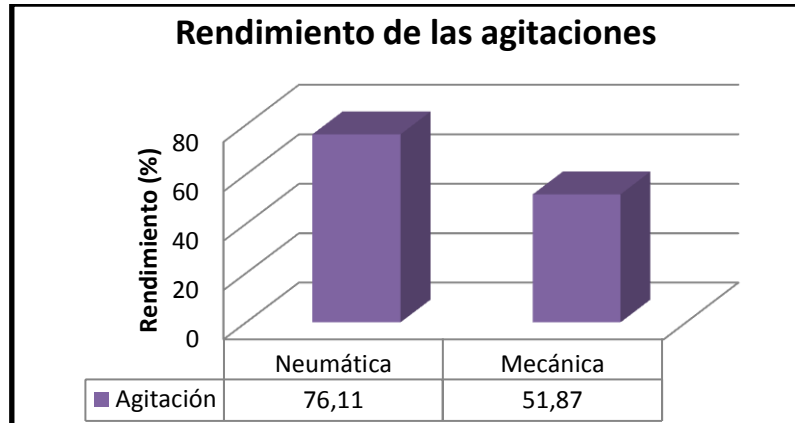


Gráfico 3.14. Rendimiento de los mejores procesos de agitación

El proceso de recuperación de oro por cianuración con agitación neumática permite el mayor rendimiento como se observa en el gráfico 3.14 obteniendo el 75.88 % con relación a la mecánica de 51,87%.

### 3.4.2 Consumo de Reactivos

#### Consumo NaCN

Tabla 3.19. Consumo NaCN para los mejores procesos

Ensayo	Agitación	NaCN (Kg/ton)
N <sub>1</sub>	Neumática	8,3
M <sub>3</sub>	Mecánica	6,6

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

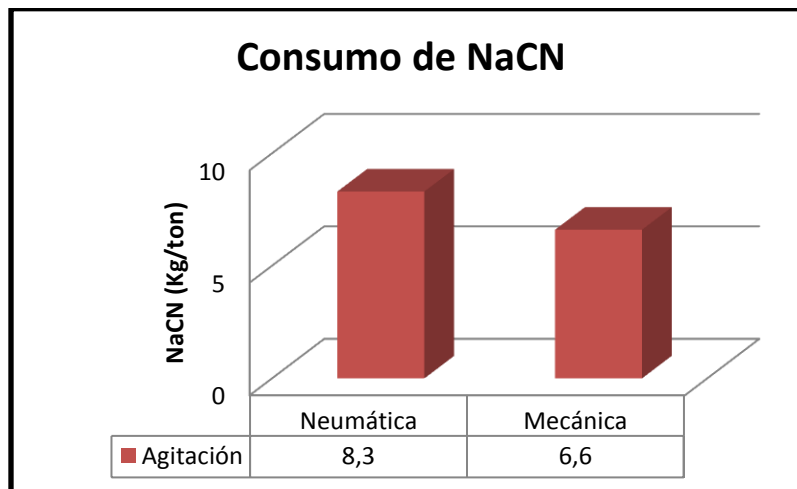


Gráfico 3.15. Consumo NaCN para los mejores procesos de recuperación de oro



## Consumo CaO

Tabla 3.20 Consumo de CaO para los mejores procesos

Ensayo	Agitación	CaO (Kg/ton)
N <sub>1</sub>	Neumática	0,32
M <sub>3</sub>	Mecánica	0,26

FUENTE: Investigación Experimental

ELABORACIÓN: La Autora

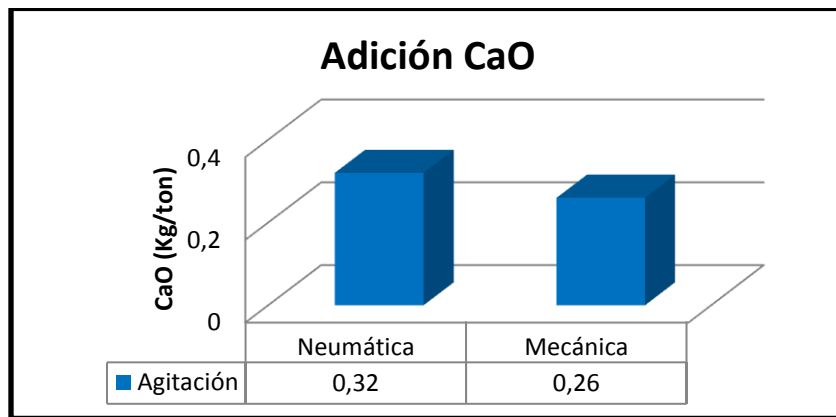


Gráfico 3.16 Consumo de CaO para los mejores procesos de recuperación de oro

El consumo de reactivos para la agitación neumática es de 8,3 Kg/ton de NaCN, y de 0,32 Kg/ton de CaO como se observa en el gráfico 3.16. A pesar de que la agitación mecánica emplea una concentración inicial de 1,25 g/L NaCN el consumo de este es bajo debido a las condiciones de operación del ensayo, la agitación neumática tiene un consumo más elevado a concentración inicial de 0,75g/L NaCN por las condiciones de aireación de la pulpa. Sin embargo la diferencia de consumo de NaCN no es significativamente alta. La adición de cal solo fue necesaria para ajustar el pH.

### 3.4.3 Cinética de cianuración

Tabla 3.21 Disolución de oro en los mejores procesos

ENSAYO	N <sub>1</sub> (0,75g/L NaCN)	M <sub>3</sub> (1,25g/L NaCN)
Tiempo (h)	Ley Au (ppm)	Ley Au (ppm)
0	0	0
0,5	0,338	0,228
2	0,531	0,536
4	0,664	0,742
6	0,767	0,798
8	0,825	0,830
10	0,898	0,850
22	1,079	0,864
24	1,078	0,859

FUENTE: Laboratorio de Análisis Instrumental IQA

ELABORACIÓN: La Autora

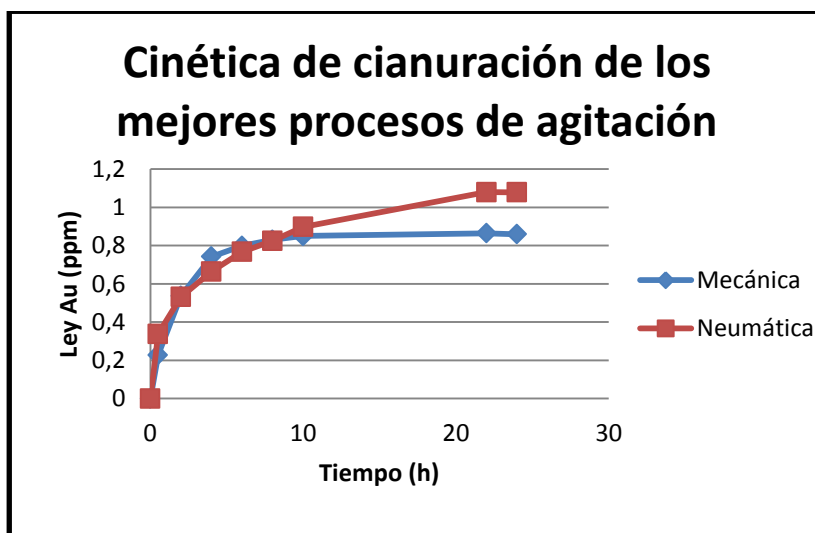


Gráfico 3.17. Cinética de cianuración de los mejores procesos.

La cinética de cianuración se observa en el gráfico No. 3.17 donde se puede ver que la mayor recuperación de oro se obtiene en la agitación neumática en un tiempo de residencia de 22 horas, manteniendo invariables las condiciones de operación de pH, y tamaño de grano. Esto se debe a que el oxígeno permite una mayor oxidación principalmente de sulfuros permitiendo así la disolución de oro. Para la cianuración por agitación mecánica tenemos que el aire extraído del ambiente no es necesaria para obtener la disolución de los minerales que retardan e inhiben la transformación del oro metálico a solución por lo que a pesar de las altas concentraciones de cianuro no se obtiene una mayor recuperación de oro en un tiempo de 22 horas de agitación.

### 3.4.4 Costos de los procesos de agitación y recuperación

Los costos se analizan para una tonelada de material tratado.

Las cantidades de los recursos necesarios se plantean en las tablas 3.22, 3.23 y 3.24.

**Tabla 3.22 Recursos de la agitación**

<b>RECURSOS</b>	<b>Mecánica</b>	<b>Neumática</b>
Mineral (ton)	1	1
Agua (m <sup>3</sup> )	2	2
Tiempo de residencia (h)	22	22
Energía (Kw/h)	0,18	0,36
NaCN (Kg/ton)	6,6	8,30
CaO (Kg/ton)	0,26	0,32

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

**Tabla 3.23 Recursos y costo de recuperación agitación mecánica**

<b>MERRILL CROWE (CHIDDEY)</b>		
<b>Recurso</b>	<b>Cantidad (Kg)</b>	<b>Precio (\$)</b>
NaCN	3	0,37
Acetato de plomo	2	5,80
Polvo de Zn	10	13
Fundición	-	30,84
<b>TOTAL</b>		50,03

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

**Tabla 3.24 Recursos y costo de recuperación agitación neumática**

<b>ADSORCIÓN CIC</b>		
<b>Recurso</b>	<b>Cantidad (Kg)</b>	<b>Precio (\$)</b>
Carbón activado	10	12
Fundición	-	30,85
<b>TOTAL</b>		42,85

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

Los costos evaluados para la agitación se presentan en la tabla 3.25.

**Tabla 3.25 Costos de la agitación**

<b>RECURSOS</b>	<b>Mecánica (\$)</b>	<b>Neumática (\$)</b>
Agua (m <sup>3</sup> )	0,42	0,42
Energía (Kw/h)	0,59	1,18
NaCN (Kg/ton)	0,83	1,04
CaO (Kg/ton)	2,92	3,59
Mano de obra	27,50	27,50
Recuperación	50,02	42,85
<b>TOTAL</b>	<b>82,29</b>	<b>76,59</b>

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

Analizando los costos totales del proceso y evaluándolos con el precio actual del oro de \$55 (Julio 2011) determinamos la utilidad del proceso en la tabla 3.26.

**Tabla 3.26 Utilidad de las agitaciones**

<b>Agitación</b>	<b>Costo (USD)</b>	<b>Oro disuelto (g/ton)</b>	<b>Oro disuelto (USD/ton)</b>	<b>Utilidad (USD/ton)</b>
<b>Mecánica</b>	82,29	1,44	79,20	-3,09
<b>Neumática</b>	76,59	2,13	116,93	40,34

**FUENTE:** Investigación Experimental

**ELABORACIÓN:** La Autora

De acuerdo con la tabla 3.26 tenemos mayor utilidad en el proceso con agitación neumática por lo que resultaría rentable económicamente.

### 3.5 Diagrama de flujo del proceso para el skarn estudiado

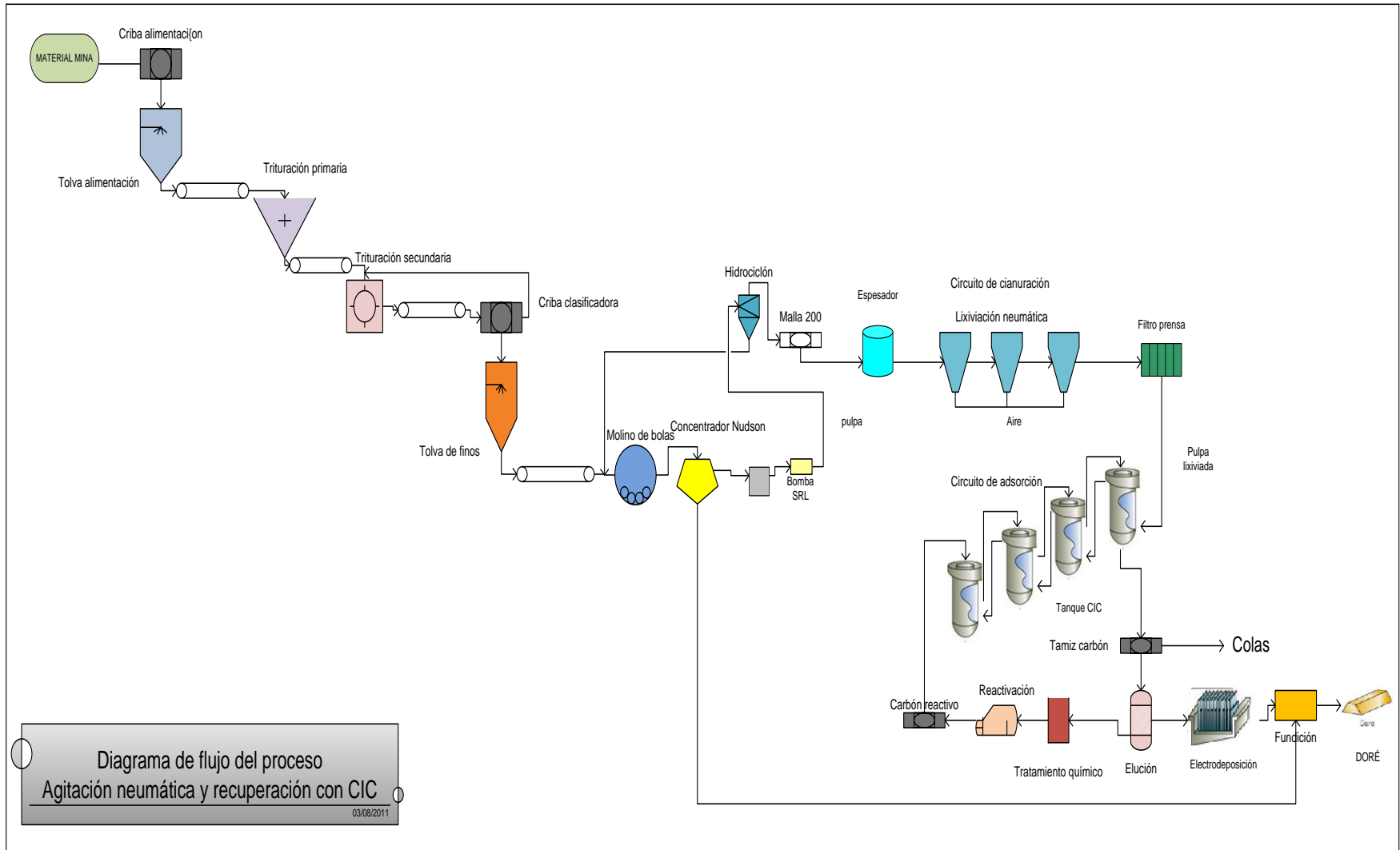


Gráfico3.18. Diagrama de flujo para el proceso de lixiviación con aire y recuperación de oro de los lixiviados con el método CIC (carbón en columna)

## Conclusiones

- El peso específico del mineral muestreado en el yacimiento Fortuna I es de  $3,091\text{g/cm}^3$ .
- La ley de cabeza del mineral es de Au 2,82 ppm; Ag 2,07 ppm; Cu 12,67 ppm; As 0,28 ppm; Fe 1,55 ppm; Mn 1,31 ppm; Zn 7,40 ppm.
- La mayor liberación de oro se obtiene a molienda 30 minutos que tiene un  $D_{80}$  de 234,08 mallas ( $61,98\ \mu\text{m}$ ) permitiendo obtener una ley de 2,79 ppm a 200 mallas y una ley recalculada de 2,8 ppm, a condiciones de molienda dilución del pulpa S/L: 1/1, 40% llenado carga de molienda y una velocidad critica de 70 – 80 rpm determinadas para el molino de laboratorio tipo batch.
- La cianuración del mineral por agitación mecánica a condiciones invariables de pH: 10.5, tamaño de grano de  $61,98\ \mu\text{m}$ , temperatura  $25^\circ\text{C}$ , dilución de pulpa S/L: 1/2 y a una concentración inicial de 1,25g/L de NaCN que corresponde al ensayo  $M_3$  permite obtener el mayor rendimiento para este tipo de agitación con un valor de recuperación de oro del 51,87% (1,46 mg Au).
- En la cianuración del mineral por agitación neumática a condiciones invariables de pH: 10.5, tamaño de grano 234, 08 mallas obteniendo a molienda 30 minutos, dilución de pulpa S/L: 1/2, determinamos que el ensayo  $N_1$  (0,75g/L NaCN) permite la mayor recuperación de oro con un valor de 75,88% (2,15 mg Au).
- El método que permite obtener la mayor recuperación de oro en solución es el de cianuración del mineral con agitación neumática a condiciones de operación de: dilución S/L: 1/2, pH: 10.5, concentración inicial de NaCN: 0,75g/L, con tamaño de grano a 234,08 mallas y temperatura  $25^\circ\text{C}$ .
- El consumo de reactivos para el ensayo  $M_3$  (1,25g/L NaCN) de cianuración del mineral por agitación mecánica es de 6,6 Kg/ton de NaCN y de adición de cal de 0,26 Kg/ton debido a que no existe consumo de CaO por las características mineralógicas del mineral.

- Para el ensayo de agitación neumática  $N_1$  (0,75g/L NaCN) existe un consumo de NaCN de 8,3 Kg/ton y de adición de CaO de 0,36 Kg/ton ya que no existe consumo por las características mineralógicas del mineral que permiten la alcalinidad adecuada en el proceso.
- El ensayo  $N_1$  que permite la mayor de recuperación de oro posee un consumo de NaCN mayor al ensayo  $M_3$  sin embargo esta diferencia es mínima, de igual forma la adición de CaO por lo que resulta aplicable emplear el método de agitación neumática con las condiciones de operación establecidas anteriormente para el ensayo  $N_1$ .
- La cinética de cianuración nos permite ver que el tiempo de residencia del mineral tanto para  $N_1$  y  $M_3$  es de 22 horas, con recuperaciones distintas, consiguiendo valores más altos en el ensayo  $N_1$  con una ley de 1,079 ppm a las 22 horas comparadas con la ley de  $M_3$  de 0,862 ppm a 22 horas.
- La recuperación de oro en los lixiviados de la cianuración del mineral por agitación mecánica empleando la cementación con polvo de Zinc, método Chiddey, es de 98,84%, es decir de los 1,46 mg Au recuperados en la agitación mecánica recuperamos 1,44 mg de Au.
- Los lixiviados de cianuración del mineral por agitación neumática tratados con carbón activado empleando el método CIC (Carbón en columna) permitió recuperaciones del 98,98 %, es decir de los 2,15 mg Au obtenidos por agitación neumática se recuperan 2,126 mg Au.
- El mejor proceso de agitación  $N_1$  permite obtener una utilidad de \$ 40,33.

## Recomendaciones

- Al realizar la fragmentación del material por trituración tomar en cuenta que la trituradora se encuentre limpia, con el fin de evitar contaminación de la mena con material indeseable.
- Controlar antes de cada ensayo de molienda el peso de las bolas de acero, este debe mantenerse con el peso correspondiente para conservar el parámetro de 40% de llenado.
- Mantener las condiciones óptimas de molienda dilución de pulpa S/L: 1/1, carga de molienda 40% de llenado, velocidad crítica de 70 – 80 rpm, tiempo de molienda: 30 minutos.
- En las cianuraciones tomar en cuenta que para cada control se toma una alícuota de la solución, que debe reponerse para que al final de proceso el volumen no se altere.
- Al preparar la pulpa para las cianuraciones mantener las condiciones de operación de dilución de pulpa S/L: ½, pH: 10.5, tamaño de grano: 61,98 µm, midiendo inicialmente el pH para determinar si la pulpa es ácida o básica, de acuerdo a esto colocar la concentración de NaCN adecuada para cada ensayo.
- En las cianuraciones por agitación neumática tener cuidado al momento de la inyección de aire este debe ser moderado porque existen pérdidas de material.
- Para poder realizar los controles de la concentración de cianuro y de cal las soluciones deben estar claras para poder ver claramente el punto de finalización de la reacción en el viraje del indicador.
- En la recuperación de oro de los lixiviados aplicando el método Chiddey mantener un tiempo de agitación adecuado para que se produzca la precipitación de oro.



- Para la recuperación de oro de los lixiviados por agitación neumática tomar en cuenta que se debe hacer reciclo de la solución asegurándonos de esta forma que el carbón adsorba todo el oro que hay en la solución.

## Bibliografía

- <sup>1</sup>Fontboté, L.; Markowski, A.; Schaltegger, U. & Chiaradia, M.; Stein, H.; Vallance, J.; Vennemann, T.; “Fluid inclusions, stable isotope, and geochronological constraints on the origin of the Nambija oxidized gold skarns (Ecuador)”. En: XIII Congreso Peruano de Geología, (Lima, 17-20 octubre, 2006), 1
- <sup>2</sup>Gilbertson, J.; *Independent Technical Report on the Fortuna Gold Mine Ecuador*, 2010.
- <sup>3</sup>Habashi, F.; *Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution.*, **59** (1967).
- <sup>4</sup>Szczygiel, S.; *Metalurgia no ferrosa*, México, 1984.
- <sup>5</sup>De la torre, E.; *Desarrollo de nuevos procesos de tratamiento de minerales en la pequeña minería aurífera ecuatoriana que han logrado reducir la contaminación ambiental*, 2007, 30-35.
- <sup>6</sup>Ministerio de Energía y Minas Ecuador; *Monitoreo Ambiental de las áreas mineras en el Sur del Ecuador*, 1998, 10.
- <sup>7</sup>Comunicaciones Internas Kinross; 2007
- <sup>8</sup>Chiaradia, M.; Fonboté, L.; Markowski, A.; Vallance, J.; *Mineral zoning and gold occurrence in the Fortuna skarn mine, Nambija district, Ecuador*, 2006, 7-13.
- <sup>9</sup>Flores, J.; *Metodología teórica-práctica para la obtención de metales preciosos por medio de la cianuración*, Ecuador, 1992, 19-20.
- <sup>10</sup>Misari, Fidel.; *Metalurgia del oro*, Perú, 2010, 20-21.
- <sup>11</sup>Romero, A.; Flores, S.; *La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales*, Perú, **12** (2009), 235.
- <sup>12</sup>Villacreses, J.; *Cianuración por agitación de las arenas del sector la Independencia*, Ecuador, 1993, 19.
- <sup>13</sup>Ballester, A.; Verdeja, L.; Sancho, J.; *Metalurgia Extractiva*, Editorial Síntesis Madrid, **2** (2000) 70-72
- <sup>14</sup>Ballester, A.; Verdeja, L.; Sancho, J.; *Metalurgia Extractiva*, Editorial Síntesis Madrid, **1** (2000) 370-374
- <sup>15</sup>Carballo, F.; Santos, L.; Barreto, J.; Cobos, V.; Toala, J.; *Cianuración por agitación para la disolución de oro de las menas de Ponce Enríquez (provincia del Azuay - Ecuador)*, 2005, 5
- <sup>16</sup>Andrew, L.; Mular, D.; Derek, J.; *Mineral processing plant design, practice, and control*, **2** (2002) 1663-1666.
- <sup>17</sup>Doyle, F.; Kelsall G.; Woods, R.; *Electrochemistry in mineral and metal processing*, **6** (2003) 376-377
- <sup>18</sup>Marsden, J.; House, C.; *The chemistry of gold extraction*, Estados Unidos, 2006, 86.
- <sup>19</sup>Gulbag, E.; *Heap Leaching of Gold*, 2009, 29-34.
- <sup>20</sup>Hopp V.; *Fundamentos de tecnología química*, España, 2005, 410-412.
- <sup>21</sup>Alfaro, M.; *Introducción al muestreo minero*, Chile, 2002, 31-40
- <sup>22</sup>Osorio, R.; *Manual de técnicas de laboratorio químico*, Colombia, 2009, 49.
- <sup>23</sup>Braja, M.; *Fundamentos de ingeniería geotécnica*, México, 2001, 2-9.
- <sup>24</sup>Dulsky, T.; *A manual for the chemical analysis of metals*, 1996, 122.
- <sup>25</sup>Walton, H.; Reyes, J.; *Análisis químico e instrumental moderno*, España, 2005, 257
- <sup>26</sup>Park, J.; *The cyanide process of gold extraction*, 1820, 50.
- <sup>27</sup>Prominex, S.A.; *Informe Final de Exploración Fortuna I*, Ecuador, 1997
- <sup>28</sup>Barreto, J.; Morante, F.; Sobral, L.; *Caracterización y ensayos de cianuración intensiva de muestras minerales con contenido de oro del Distrito minero Ponce-Enríquez*, Ecuador, 6-9.

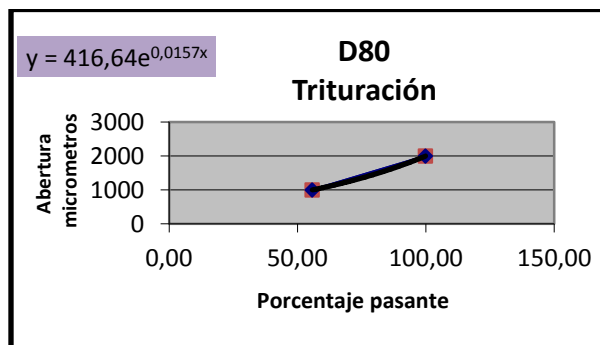
# Anexos

## Anexo 1

### Determinación del $D_{80}$

<b>ANALISIS GRANULOMETRICO</b>					
<b>Muestra: Trituración</b>					
<b>Nro.Malla</b>	<b>Abertura, <math>\mu\text{m}</math></b>	<b>Peso,gr</b>	<b>peso,%</b>	<b>Acumulado retenido %</b>	<b>Acumulado Pasante %</b>
10	2000	0,25	0,10	0,10	99,9
18	1000	109,98	44,14	44,24	55,8
35	500	45,29	18,18	62,42	37,6
60	250	26,26	10,54	72,96	27,04
120	125	18,66	7,49	80,45	19,55
230	63	15,59	6,26	86,71	13,29
325	45	6,52	2,62	89,32	10,7
400	37	4,52	1,81	28,72	71,3
-400	0	1,8	0,72	29,44	70,6
Lamas		20,28	8,14	37,58	62,4
	<b>Total</b>	<b>249,15</b>	<b>100,00</b>		

<b>Datos Gráfico <math>D_{80}</math></b>	
<b>abertura</b>	<b>%</b>
2000	99,90
1000	55,76
500	37,58



$$y = 416,6 \times e^{(0,015 \times 80)}$$

$$y = 1462,97 \mu\text{m.}$$

<b>Interpolacion</b>			
	<b>No. malla</b>	<b><math>\mu\text{m}</math></b>	
b	12	1680	a
X	X	1462,97	e
d	14	1410	c

$$x = \mathbf{13,61 \text{ malla}}$$

## Anexo 2

### Serie de Tamices de Estados Unidos y equivalentes de Tyler (ASTM \_\_ E-11-61)

Designación del tamiz		Abertura de la malla		Diámetro nominal del alambre		Designación equivalente de Tyler
Estándar	Alternativa	mm.	In (equiv. Aprox.)	mm	In (equiv. Aprox.)	
76.1mm	3in.	76.1	3.00	5.80	0.2283	
64.0mm	2 ½ in	64.0	2.50	5.50	0.2165	
53.8mm	2.12in.	53.8	2.12	5.15	0.2028	
50.8mm	2 in. †	50.8	2.00	5.05	0.1988	
45.3mm	1 ¾ in.	45.3	1.75	4.85	0.1909	
38.1mm	1 ½ in.	38.1	1.50	4.59	0.1807	
32.0mm	1 ¼ in.	32.0	1.25	4.23	0.1665	
26.9mm	1.06 in.	26.9	1.06	3.90	0.1535	1.050 in
25.4mm	1 in. †	25.4	1.00	3.80	0.1496	
22.6mm	7/8 in.	22.6	0.875	3.50	0.1378	0.883 in
19.0mm	¾ in.	19.0	0.750	3.30	0.1299	0.742 in
16.0mm	5/8 in.	16.0	0.625	3.00	0.1181	0.624 in
13.5mm	0.530 in.	13.5	0.530	2.75	0.1083	0.525 in
12.7mm	½ in. †	12.7	0.500	2.67	0.1051	
11.2mm	7/16 in.	11.2	0.438	2.45	0.0965	0.441 in
9.51mm	3/8 in.	9.51	0.375	2.27	0.0894	0.371 in
8.00mm	5/16 in.	8.00	0.312	2.07	0.0815	2 ½ malla
6.73mm	0.265 in.	6.73	0.265	1.87	0.0736	3 malla
6.35mm	¼ in. †	6.35	0.250	1.82	0.0717	
5.66mm	No. 3 ½	5.66	0.223	1.68	0.0661	3 ½ malla
4.76mm	No. 4	4.76	0.187	1.54	0.0606	4 malla
4.00mm	No. 5	4.00	0.157	1.37	0.0539	5 malla
3.36mm	No. 6	3.36	0.132	1.23	0.0484	6 malla
2.83mm	No. 7	2.83	0.111	1.10	0.0430	7 malla
2.38mm	No. 8	2.38	0.0937	1.00	0.0394	8 malla
2.00mm	No. 10	2.00	0.0787	0.900	0.0354	9 malla
1.68mm	No. 12	1.68	0.0661	0.810	0.0319	10 malla
1.41mm	No. 14	1.41	0.0555	0.725	0.0285	12 malla
1.19mm	No. 16	1.19	0.0469	0.650	0.0256	14 malla
1.00mm	No. 18	1.00	0.0394	0.580	0.0228	16 malla
841micras	No. 20	0.841	0.0331	0.510	0.0201	20 malla
707micras	No. 25	0.707	0.0278	0.450	0.0177	24 malla
595micras	No. 30	0.595	0.0234	0.390	0.0154	28 malla
500micras	No. 35	0.500	0.0197	0.340	0.0134	32 malla
420micras	No. 40	0.420	0.0165	0.290	0.0114	35 malla
354micras	No. 45	0.354	0.0139	0.247	0.0097	42 malla
297micras	No. 50	0.297	0.0117	0.215	0.0085	48 malla
250micras	No. 60	0.250	0.0098	0.180	0.0071	60 malla
210micras	No. 70	0.210	0.0083	0.152	0.0060	65 malla
177micras	No. 80	0.177	0.0070	0.131	0.0052	80 malla
149micras	No. 100	0.149	0.0059	0.110	0.0043	100 malla
125micras	No. 120	0.125	0.0049	0.091	0.0036	115 malla
105micras	No. 140	0.105	0.0041	0.076	0.0030	150 malla
88micras	No. 170	0.88	0.0035	0.064	0.0025	170 malla
74micras	No. 200	0.74	0.0029	0.053	0.0021	200 malla
63micras	No. 230	0.63	0.0025	0.044	0.0017	250 malla
53micras	No. 270	0.53	0.0021	0.037	0.0015	270 malla
44micras	No. 325	0.44	0.0017	0.030	0.0012	325 malla
37micras	No. 400	0.37	0.0015	0.025	0.0010	400 malla

---

**Anexo 3****Balance metalúrgico de oro agitación mecánica**

$$E = S + R$$

**M<sub>1</sub> (0,75 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(0,68 \frac{mg}{L} \times 1,97L\right) + \left(1,22 \frac{mg}{Kg} \times 0,995Kg\right)$$

$$2,82 mg = 1,34 mg + 1,21 mg$$

$$2,82 mg = 2,55 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{2,14}{2,82} \times 100 = \mathbf{75,88 \%}$$

**M<sub>2</sub> (1 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(0,66 \frac{mg}{L} \times 1,95L\right) + (1,27 \times 0,99Kg)$$

$$2,82 mg = 1,30 mg + 1,26 mg$$

$$2,82 mg = 2,56 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{1,30}{2,82} \times 100 = \mathbf{46,17 \%}$$

---

**M<sub>3</sub> (1,25 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(0,75 \frac{mg}{L} \times 1,94L\right) + (1,22 \times 0,99Kg)$$

$$2,82 mg = 1,46 mg + 1,22 mg$$

$$2,82 mg = 2,68 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{1,46}{2,82} \times 100 = \mathbf{51,87 \%}$$

**Anexo 4****Balance metalúrgico de oro agitación neumática**

$$E = S + R$$

**N<sub>1</sub> (0,75 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(1,12 \frac{mg}{L} \times 1,92L\right) + \left(0,71 \frac{mg}{Kg} \times 0,97Kg\right)$$

$$2,82 mg = 2,14 mg + 0,68 mg$$

$$2,82 mg = 2,82 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{2,14}{2,82} \times 100 = \mathbf{75,88 \%}$$

**N<sub>2</sub> (1 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(1,02 \frac{mg}{L} \times 1,92L\right) + (0,7 \times 0,98Kg)$$

$$2,82 mg = 1,95 mg + 0,69 mg$$

$$2,82 mg = 2,64 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{1,95}{2,82} \times 100 = \mathbf{69,15\%}$$

---

**N<sub>3</sub> (1,25 g/L NaCN)**

$$2,82 \frac{mg}{Kg} \times 1Kg = \left(1,04 \frac{mg}{L} \times 1,93L\right) + (0,73 \times 0,98Kg)$$

$$2,82 mg = 2,005 mg + 0,71 mg$$

$$2,82 mg = 2,72 mg$$

$$R = \frac{S}{E} \times 100$$

$$R = \frac{2,005}{2,82} \times 100 = \mathbf{71,13\%}$$