



# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE LOJA**

**ÁREA DE LA ENERGÍA, LAS INDUSTRIAS Y LOS RECURSOS  
NATURALES NO RENOVABLES**

**CARRERA DE INGENIERÍA EN GEOLOGÍA AMBIENTAL  
Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL**

## **TÍTULO**

**“ESTUDIO DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN INTENSIVA EN  
LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS DE LA PLANTA DE  
TRATAMIENTO METALÚRGICO MAQUICER S.A. UBICADA  
EN EL DISTRITO MINERO SAN GERARDO CANTÓN  
CAMILO PONCE ENRIQUEZ PROVINCIA DEL AZUAY”**

TESIS PREVIA A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO  
DE INGENIERO EN GEOLOGÍA AMBIENTAL Y  
ORDENAMIENTO TERRITORIAL.

## **AUTOR:**

Jhon Cristoforo Villamahua Villamahua

## **DIRECTOR:**

Ing. Galo Alexander Guamán Jaramillo, Mg. Sc.

LOJA - ECUADOR

2015

## CERTIFICACIÓN

Ing. Galo Alexander Guamán Jaramillo, Mg. Sc.

**DIRECTOR DE TESIS**

### **CERTIFICA:**

Haber dirigido, asesorado, revisado y corregido el presente trabajo de tesis de grado, en su proceso de investigación cuyo tema versa en “ESTUDIO DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN INTENSIVA EN LOS CONCENTRADOS AURIFEROS DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO METALÚRGICO MAQUICER S.A. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO SAN GERARDO CANTON CAMILO PONCE ENRIQUEZ PROVINCIA DEL AZUAY”, realizado por el señor egresado: Jhon Cristoforo Villamahua Villamahua, previo a la obtención del título de Ingeniero en Geología Ambiental y Ordenamiento Territorial, la misma que cumple con la reglamentación y políticas de investigación, se autoriza su presentación para la evaluación y posterior sustentación correspondiente.

Loja, julio 2015



Ing. Galo Alexander Guamán Jaramillo, Mg. Sc.

**DIRECTOR DE TESIS**

## AUTORIA

Yo **JHON CRISTOFORO VILLAMAHUA VILLAMAHUA** declaro ser autor del presente proyecto de tesis y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos, de posibles reclamos o acciones legales, por el contenido de la misma.

Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja, la publicación de mi tesis en el Repositorio Institucional-Bibliotecario Virtual.

**Firma:**



**Cédula:** 1102074885

**Fecha:** 31/07/2015

## **CARTA DE AUTORIZACIÓN DE TESIS POR PARTE DEL AUTOR PARA LA CONSULTA, REPRODUCCIÓN PARCIAL O TOTAL Y PUBLICACIÓN ELECTRONICA DEL TEXTO COMPLETO**

Yo **JHON CRISTOFORO VILLAMAHUA VILLAMAHUA**, declaro ser autor de la tesis titulada **“ESTUDIO DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN INTENSIVA EN LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO METALÚRGICO MAQUICER S.A. UBICADA EN EL DISTRITO MINERO SAN GERARDO CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ PROVINCIA DEL AZUAY”**, como requisito para optar al grado de: **INGENIERO EN GEOLOGÍA AMBIENTAL Y ORDENAMIENTO TERRITORIAL**; autorizo al Sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que con fines académicos, muestre al mundo la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido de la siguiente manera en el Repositorio Digital Institucional:

Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el RDI, en las redes de información del país y del exterior, con las cuales tenga convenio la Universidad.

La Universidad Nacional de Loja no se responsabiliza por el plagio o copia de la tesis que realice un tercero.

Para constancia de esta autorización en la ciudad de Loja treinta y uno días del mes de julio del dos mil quince.

**Firma:** ..... 

**Autor:** Jhon Cristoforo Villamahua Villamahua

**Cédula:** 1102074885

**Dirección:** Loja, Barrio Menfís

**Correo Electrónico:** jhon\_cristofher@hotmail.com

**Teléfono:** 072326444      **Celular:** 0987367819

### **DATOS COMPLEMENTARIOS**

**Director de Tesis:** Ing. Galo Alexander Guamán Jaramillo, Mg. Sc.

**Tribunal de Grado:** Ing. Carlomagno Nixon Chamba Tacuri, Mg. Sc.

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrio, Mg. Sc.

Ing. Diego Eduardo Jara Delgado, Mg. Sc.

## **DEDICATORIA**

La presente investigación la dedico con infinito amor y gratitud a mi compañera y esposa Fanni Margot por haber sido el pilar fundamental durante el transcurso de mis estudios, a mi hija Paulina que es la bendición que me ha regalado Dios; así también a mi padre Monfilio, a mis hermanos, a todos mis familiares que hicieron todo en la vida para que yo pudiera lograr mis sueños.

**Jhon Cristoforo Villamahua Villamahua**

## **AGRADECIMIENTO**

Mi sincero agradecimiento a los profesores de la carrera de Ingeniería en Geología Ambiental y Ordenamiento Territorial, a quienes les debo gran parte de mis conocimientos adquiridos durante los años universitarios.

Al Ingeniero Galo Alexander Guamán Jaramillo, Director de esta Tesis. Quien con su conocimiento técnico científico dirigió acertadamente el trabajo investigativo.

Un agradecimiento especial al grupo Empresarial de la Compañía MAQUICER S.A. Al Gerente Señor Polivio Romero y Administrador Señor Segundo Villegas Aguirre, por darme las facilidades y el apoyo necesario para la elaboración de la presente tesis de grado.

A los técnicos de las áreas de Metalurgia, de Minas y Ambiental. Señores: Ing. Hugo Artica, Ing. Helfer Tixe, Dr. Ángel Peña e Ing. Hugo Buri, por el aporte durante el desarrollo Investigativo.

**Jhon Cristoforo Villamahua Villamahua**

# ÍNDICE DE CONTENIDOS

CONTENIDOS	Pág.
CERTIFICACIÓN .....	ii
AUTORIA .....	iii
CARTA DE AUTORIZACIÓN DE TESIS POR PARTE DEL AUTOR .....	iv
DEDICATORIA .....	v
AGRADECIMIENTO .....	vi
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	vii
INDICE DE TABLAS .....	xi
INDICE DE FIGURAS .....	xiii
1. TÍTULO .....	1
2. RESUMEN.....	2
2.1 SUMARY.....	3
3. INTRODUCCIÓN .....	4
4. MARCO TEÓRICO.....	6
4.1 MÉTODOS Y FUNDAMENTOS DE LA CIANURACIÓN.....	6
4.2 FUNDAMENTOS FÍSICO - QUÍMICOS DE LA CIANURACIÓN .....	8
4.2.1 Concentración de la Solución de Cianuro.....	9
4.2.2 Oxígeno Disuelto .....	9
4.2.3 Diámetro de la Partícula de Oro.....	10
4.2.4 Naturaleza mineralógica de la mena .....	10
4.2.5 Densidad de la Pulpa.....	11
4.2.6 Operación en Balanza Marcy .....	11
4.2.7 Tiempo de Cianuración .....	12
4.2.8 Alcalinidad Protectora.....	13
4.2.9 Velocidad de Agitación.....	14
4.2.10 Temperatura de la Pulpa .....	14
4.3 REACTIVOS QUÍMICOS .....	15
4.3.1 Nitrato de Plata (AgNO <sub>3</sub> ) .....	15

4.3.2	Yoduro de Potasio (KI) .....	15
4.3.3	Carbonato de Sodio (Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> ) .....	15
4.3.4	Peróxido de Hidrogeno (H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> ) .....	15
4.3.5	Ácido Clorhídrico (HCL).....	16
4.3.6	Ácido Nítrico (HNO <sub>3</sub> ).....	16
4.3.7	Ácido Sulfúrico (H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ) .....	16
4.3.8	Ácido Anhídrico (Na <sub>2</sub> B <sub>4</sub> O <sub>7</sub> +10H <sub>2</sub> O).....	16
4.3.9	Litargirio (PbO).....	16
5.	METODOLOGÍA .....	17
5.1	UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
5.2	MATERIALES .....	17
5.3	MÉTODOS .....	17
5.3.2.1	<i>Generalidades</i> .....	18
5.3.2.2	<i>Cancha de minerales</i> .....	18
5.3.2.3	<i>Métodos globales de Bond/Charles</i> .....	19
5.3.2.4	<i>Etapa de trituración</i> .....	22
5.3.2.5	<i>Etapa de molienda</i> .....	25
5.3.2.6	<i>Concentración gravimétrica</i> .....	26
5.3.2.7	<i>Cianuración intensiva</i> .....	26
5.3.2.8	<i>Recuperación de solución rica (Carbón en columna)</i> .....	27
5.3.2.9	<i>Elución - desorción</i> .....	28
5.3.2.10	<i>Refinación y fundición</i> .....	29
5.3.2.11	<i>Circuito de espesamiento</i> .....	30
5.3.4.1	<i>Cianuración intensiva de concentrados gravimétricos</i> .....	35
5.3.4.2	<i>Cianuración por agitación</i> .....	36
5.3.4.3	<i>Preparación de reactivos para determinar el consumo de cianuro</i> .....	37



5.3.4.4	<i>Granulometría</i> .....	38
5.3.4.5	<i>Velocidad de la agitación</i> .....	39
5.3.4.6	<i>Tiempo de cianuración</i> .....	39
5.3.4.7	<i>Acondicionamiento</i> .....	39
5.3.5.1	<i>Control del pH</i> .....	40
5.3.5.2	<i>Oxígeno disuelto</i> .....	40
5.3.5.3	<i>Concentración de la solución de cianuro</i> .....	40
5.3.5.4	<i>Temperatura</i> .....	41
6.	RESULTADOS .....	43
6.1	DATOS GENERALES .....	43
6.1.1	Situación Geográfica Política y Administrativa.....	43
6.1.2	Acceso .....	45
6.1.3	Clima y Vegetación.....	45
6.1.4	Geología Regional.....	45
6.1.5	Geología Local .....	46
6.1.6	Yacimientos Minerales .....	46
6.1.7	Sistemas de Explotación .....	47
6.2	CARACTERIZAR QUÍMICA Y MINEROLÓGICAMENTE LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS .....	48
6.2.1	Caracterización Química.....	48
6.2.2	Caracterización Mineralógica .....	49
6.3	DETERMINACIÓN DEL EFECTO DE LA GRANULOMETRÍA DE LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS EN LA EXTRACCIÓN DEL ORO .....	50
6.3.1	Cianuración intensiva de concentrados auríferos.....	58
7.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	64
8.	CONCLUSIONES .....	68
9.	RECOMENDACIONES .....	70

10. BIBLIOGRAFIA .....	71
11. ANEXOS .....	73
ANEXO 1. DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA METALÚRGICA .....	74
ANEXO 2. DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA METALÚRGICA PROCESO MIXTO.....	75
ANEXO 3. CÁLCULOS DE WORK INDEX EN TRITURACIÓN Y MOLIENDA. ....	76
Anexo 3.1. Calculo del Work Index en trituración.....	77
Anexo 3.2. Diagrama de flujo de trituración.....	78
Anexo 3.3. Cálculo del Work Index en molienda.....	79
Anexo 3.4. Diagrama de flujo circuito de molienda.....	80
Anexo 3.5. Diagrama de flujo circuito de cianuración.....	81
Anexo 3.6. Diagrama de flujo desorción.....	82
Anexo 3.7. Diagrama de flujo, filtración de relaves.....	83
ANEXO 4. CIANURACIÓN .....	84
ANEXO 4.1. PREPARACIÓN DE MUESTRA DE MINERAL PARA ENSAYOS DE CIANURACIÓN.....	84
ANEXO 4.2. Procedimiento para ensayos de Cianuración .....	85
ANEXO 5. CALCULO DE ENSAYO AL FUEGO .....	87
ANEXO 5.1 PROCEDIMIENTO PARA DETERMINAR EL CÁLCULO DE ORO TOTAL.....	87
ANEXO 6. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO.....	90
ANEXO 6.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS MUESTRAS MINERALES .....	90
ANEXO 7. CALCULO DE HUMEDAD.....	91
ANEXO 7.1 Calculo de humedad del mineral .....	91
ANEXO 8 CÁLCULO DE GRAVEDAD ESPECÍFICA .....	92
ANEXO 8.1 Gravedad específico de mineral aurífero .....	92
ANEXO 9. MEDICIÓN DE PARÁMETROS EN CIANURACIÓN .....	93
ANEXO 9.1 Medición de pH, temperatura, y HCN.....	93

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>CONTENIDOS</b>	<b>Pág.</b>
Tabla 1. Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro.....	10
Tabla 2. Contenido del HCN en función del pH.....	14
Tabla 3. Datos operativos para el cálculo de Work index en trituración.....	20
Tabla 4. Dimensiones de trituradora de mandíbula .....	22
Tabla 5. Especificaciones técnicas de trituradora de mandíbulas.....	22
Tabla 6. Datos operativos para cálculo de Work index en molienda. ....	23
Tabla 7. Dimensiones de molino de bolas .....	25
Tabla 8. Especificaciones técnicas de molino de bolas. ....	25
Tabla 9. Dimensiones de molino de bolas 5X10 .....	26
Tabla 10. Pesado de muestra para calcular el porcentaje de malla 200.....	34
Tabla 11. Detalle de muestras seleccionadas.....	34
Tabla 12. Variables operacionales. ....	36
Tabla 13. Parámetros de cianuración .....	37
Tabla 14. Detalle de tamices para análisis granulométrico .....	38
Tabla 15. Coordenadas del área minera San Gerardo.....	43
Tabla 16. Análisis de oro en fracciones granulométricas, (concentrado gravimétrico) .....	48
Tabla 17. Análisis de oro en fracciones granulométricas, (cola de cianuración) ..	49

Tabla 18. Análisis mineralógico muestra concentrado gravimétrico .....	49
Tabla 19. Análisis mineralógico muestra mineral (MM-001) .....	50
Tabla 20. Parámetros de control en la cianuración porcentaje pasante malla 200 = 80 .....	51
Tabla 22. Parámetros de control en la cianuración del porcentaje pasante malla 200 = 98 .....	53
Tabla 23. Balance metalúrgico .....	53
Tabla 24. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 88 .....	55
Tabla 25. Balance metalúrgico .....	55
Tabla 26. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 70 .....	57
Tabla 27. Balance metalúrgico .....	57
Tabla 28. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 80 .....	59
Tabla 29. Balance metalúrgico .....	60
Tabla 31. Balance metalúrgico .....	62
Tabla 32. Medición de parámetros en cianuración .....	63

# ÍNDICE DE FIGURAS

<b>CONTENIDOS</b>	<b>Pág.</b>
Figura 1. Equilibrio entre el HCN y el CN <sup>-</sup> cianuro libre en función del pH. ....	13
Figura 2. Proceso para refinación del oro .....	29
Figura 3. Preparación de muestras para ensayo al fuego .....	31
Figura 4. Preparación de muestras para ensayos de cianuración .....	33
Figura 5. Ensayo granulométrico .....	38
Figura 6. Resumen de la metodología general para realizar el estudio de cianuración convencional intensiva en la planta metalúrgica Maquicer S.A. ....	42
Figura 7. Ubicación del área de trabajo .....	44
Figura 8. Porcentaje disolución versus tiempo pasante en malla 200 = 80 .....	52
Figura 9. Porcentaje de disolución versus tiempo pasante malla 200 = 98 .....	54
Figura 10. Porcentaje de disolución versus tiempo pasante malla 200 = 88 .....	56
Figura 11. Porcentaje de disolución versus tiempo de porcentaje pasante malla 200 = 70 .....	58
Figura 12. Grafica de disolución versus tiempo del porcentaje pasante malla 200 = 80 .....	60
Figura 13. Disolución versus tiempo del porcentaje pasante malla 200 = 25,60..	62

## **1. TÍTULO**

**“ESTUDIO DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN INTENSIVA EN LOS  
CONCENTRADOS AURÍFEROS DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO  
METALÚRGICO MAQUICER S.A. UBICADA EN EL DISTRITO  
MINERO SAN GERARDO CANTÓN CAMILO PONCE ENRÍQUEZ  
PROVINCIA DEL AZUAY”**

## **2. RESUMEN**

El presente trabajo de investigación plantea el “Estudio del Proceso de Lixiviación Intensiva en los Concentrados Auríferos de la Planta de Tratamiento Metalúrgico Maquicer S.A. Ubicada en el Distrito Minero San Gerardo Cantón Camilo Ponce Enríquez Provincia del Azuay”, el objetivo principal es mejorar el proceso de beneficio de los minerales auríferos y se determinó la eficiencia y optimización de extracción del oro mediante la técnica de lixiviación intensiva de los concentrados auríferos que se generan en la empresa Metalúrgica MAQUICER S.A. El distrito minero se encuentra localizado en el sector de San Gerardo en la parte Suroccidental de la Provincia del Azuay.

Marco Referencial: geología minera del Distrito San Gerardo, estado actual de la Planta de Beneficio.

Marco Teórico: generalidades del oro, operaciones de reducción del tamaño de las partículas minerales, concentración gravimétrica y cianuración.

Marco Metodológico: caracterización y análisis de las muestras de concentrados gravimétricos, cianuración intensiva de los concentrados gravimétricos experimentación de cianuración convencional, análisis e interpretación de resultados

## **2.1 SUMMARY**

In this thesis Project, the main objective is improving the process for the benefit of the yielding gold. The efficiency, optimization and extraction was determined using the intensive leaching technique of the yielding gold generated in MAQUICER Metallurgical Company S.A. Referential Frame. Mining Geology of San Gerardo State, actually producing benefit Plant. Theoretical Framework: General knowledge of the gold, reduce operations of the size of the mineral particles, gravity concentration and cyanidation. Methodological Framework: description and analysis of samples of concentrated gravity, intensive cyanidation of the gravity concentration conventional cyanidation testing, analysis and establishment of results



### 3. INTRODUCCIÓN

Actualmente en el Ecuador existen yacimientos y grandes cantidades de residuos minerales con características refractarias y contenidos importantes de oro que no se han recuperado. Lamentablemente en el Ecuador, el procesamiento para la recuperación del oro no existe una tecnología que esté al alcance de los pequeños mineros.

Actualmente las empresas mineras dedicadas a la extracción del oro a nivel internacional, están utilizando la metodología de lixiviación intensiva de concentrados aurífera, debido a que produce menos contaminación y una mayor recuperación de oro<sup>1</sup>.

La lixiviación (cianuración) intensiva es aplicada principalmente para la disolución de oro con partículas < 1000  $\mu$ . La cianuración intensiva es eficiente en presencia de minerales sulfurosos, produce una atmósfera fuertemente oxidante, capaz de romper la estructura de estos minerales. Este es un proceso que se aplica al tratamiento de las menas de oro, desde hace muchos años.

El trabajo de investigación se justifica por las siguientes razones:

- a) En el sector minero de nuestro país, muy pocas sociedades y /o empresas llevan un control técnico adecuado del tratamiento y beneficio del mineral aurífero, específicamente en el distrito minero San Gerardo, provincia del Azuay; lo cual trae consigo una serie inconvenientes tanto en el nivel técnico, económico, ambiental y social.
- b) Los métodos que utilizan la mayoría de empresas mineras para la extracción del oro es la amalgamación, la misma que tiene una baja eficiencia de recuperación del oro en un rango del 45 al 50% y además desprende altos contenidos de gases del mercurio, lo que afecta principalmente a la salud de los obreros y a la pobladores de las comunidades circundantes. Además los

---

<sup>1</sup> Guerrero J., Caracterización y ensayos de cianuración intensiva año 2006

residuos de estos procesos contienen metales pesados: Arsénico, mercurio, nitratos, hierro, en concentraciones altas, los mismos que son vertidos directamente a las fuentes de agua provocando contaminación de los recursos naturales, el suelo y el agua.

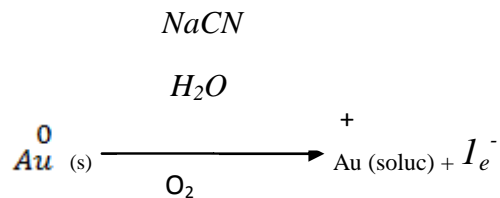
- c) Es necesario realizar la investigación que nos permita obtener tratamientos adecuados, capaz de lograr un mayor beneficio en la recuperación específicamente del metal oro debido a su valor, tratando de minimizar los impactos al medio ambiente lo cual será de mucho beneficio para todos. Por tal razón se ejecutó la investigación “LIXIVIACIÓN INTENSIVA EN LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO METALÚRGICO MAQUICER S.A.” eliminándose el uso del mercurio, y utilizándose cantidades mínimas de cianuro de sodio, consecuentemente, lográndose mantener los ecosistemas en mejores condiciones.

Los objetivos planteados en la presente investigación son los siguientes:

- Caracterización química y mineralógicamente los concentrados auríferos.
- Determinar el efecto de la Granulometría de los concentrados auríferos en la extracción del oro.
- Establecer las diversas variables operacionales adecuadas, aplicadas al diseño metalúrgico para una mayor eficiencia y optimización en la recuperación del oro.



Esta ecuación de ELSNER. (1846), nos da a conocer la vital importancia del oxígeno para para la disolución del oro en la solución cianurada. Se produce una reacción de oxidación



El oro y la plata metálica al estado de partículas finas se disuelven por acción de los cianuros pasando al estado iónico y conformando un complejo que se encuentra como solución acuosa<sup>3</sup>.

La Cianuración Intensiva es un método moderno utilizado para disolver el oro, en concentraciones entre 1.0 % y 2.0 % de cianuro (10 000 a 20 000 mg L<sup>-1</sup>).

“Se debe utilizar el mecanismo de cianuración convencional cuando se tenga oro fino, considerándose el 80 a 85 % pasante la malla 200 mesh; y al tener oro grueso se debe aplicar el mecanismo de concentración gravimétrica o el de flotación”.<sup>4</sup>

Según las características de la mina y la economía de los procesos para recuperar el oro de una manera eficiente.

Tomando en cuenta que esta investigación se dirige a optimizar el proceso de cianuración intensiva se da a conocer la reacción de mayor interés dentro del proceso que es la de disolución del oro en una solución acuosa, la cual requiere, tanto a un complejante como a un oxidante para alcanzar un buen porcentaje de disolución en la solución de cianuración. El cianuro de sodio es universalmente usado porque es relativamente barato y tiene alta eficiencia para disolver el oro.

El oxígeno es uno de los reactivos consumidos durante la cianuración, y una deficiencia en el oxígeno disuelto en la solución puede disminuir la velocidad de lixiviación. El aire (oxígeno) puro puede ser burbujado a través del material para

<sup>3</sup> AGUIRRE, L. (2006). Recopilaciones de Metalurgia Extractiva. Quito, Ecuador

<sup>4</sup> MISARI, F. (1993). Metalurgia del oro (vol.1 y vol. 2) Perú San Marcos

aumentar la concentración de oxígeno disuelto (no olvidar que tiene que estar en constante agitación)<sup>5</sup>.

El oxidante más comúnmente usado en lixiviación con cianuro es el oxígeno, proporcionado por el aire y el peróxido de hidrogeno, es de gran importancia en el proceso, pero posee limitantes como son la disolución de este en un medio acuoso.

## 4.2 FUNDAMENTOS FÍSICO - QUÍMICOS DE LA CIANURACIÓN

Los compuestos de oro tienen la característica de presentar al metal en dos estados de oxidación, el auroso (+1) y el áurico (+3). El estado áurico es generalmente, pero no siempre más estable que el auroso.

Los iones  $Au^{+1}$  o  $Au^{+3}$  no ocurren libremente, están en estado sólidos o en estado gaseoso; los compuestos del oro son invariablemente ligados covalentemente y la mayoría son complejos.

El estado natural que presenta la mena aurífera a someterse al ensayo es importante, ya que de haber menos impurezas o sustancias extrañas, menores dificultades presentarían en la disolución de los metales preciosos, de igual manera si las partículas presentan mayor liberación estos serían mejor expuestos al ataque de la solución de cianuro en el menor tiempo, lo cual incidirá en un ahorro de costos en el proceso.

El principio básico de la cianuración es aquella en que las soluciones alcalinas débiles tienen una acción directa disolvente preferencial sobre el oro y la plata contenidos en el mineral.

- El oro es soluble en soluciones cianuradas.
- El oro es algo soluble en una solución de carbonato de sodio al 10 %.
- El oro es fácilmente soluble en agua regia, que produce cloro nascente.

---

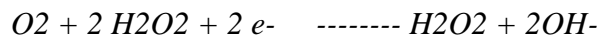
<sup>5</sup> HABASHI, FATHI. Avances recientes en la metalurgia del oro

En su forma más sencilla la reacción (ecuación 1, 2 y 3) para la disolución del oro metálico en una solución diluida de cianuro es:

- Reacción anódica



- Reacción catódica:



#### **4.2.1 Concentración de la Solución de Cianuro**

La solubilidad del oro en una solución de NaCN aumenta al pasar de las soluciones diluidas a las concentradas. La solubilidad es muy baja a valores < 0.005 % NaCN, crece rápidamente cuando contiene 0.01% NaCN y después lentamente, llegando al máximo cuando contiene 0.90 % NaCN. La concentración usual de NaCN para el tratamiento de concentrados de oro es de 1.0 a 2.0 % NaCN y para concentrados de oro-plata, la fuerza de NaCN está entre 0.3 - 0.7 %6.

#### **4.2.2 Oxígeno Disuelto**

Es un elemento indispensable en la disolución del oro y plata (aireación de la pulpa); siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración.

Según estudios realizados, el efecto del oxígeno en la disolución del oro (que se muestra en la Tabla 12), está referida para una solución de cianuro de sodio al 0.1 % y a 25 °C. Donde se observa que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno usado, deduciéndose que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno<sup>7</sup>.

---

<sup>6</sup> HABASHI, FATHI. Avances recientes en la metalurgia del oro

<sup>7</sup> HABASHI, FATHI. Chaparra, Agosto 2005

Tabla 1. Efecto del oxígeno sobre la disolución del oro.

<b>% de Oxígeno</b>	<b>Velocidad de disolución (mg/cm<sup>2</sup>-h)</b>
<b>0.0</b>	0.04
<b>9.6</b>	1.03
<b>20.9</b>	2.36
<b>60.1</b>	7.62
<b>99.5</b>	12.62

Fuente: Metalurgia del oro y uso adecuado del cianuro.

#### ***4.2.3 Diámetro de la Partícula de Oro***

Cuando se presenta oro grueso libre en la mena, la práctica generalizada es recuperarlo por medio de concentración gravimétrica antes de la cianuración ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo que dura el proceso. La disolución de oro por efecto de las soluciones de NaCN es efectiva cuando se tiene un tamaño de partículas menor a 1mm, es decir oro fino.

Bajo condiciones consideradas ideales con respecto a la aireación y agitación, Barsky encontró que la velocidad mínima de disolución de oro es 3.25 (mg/cm<sup>2</sup>-h).

#### ***4.2.4 Naturaleza mineralógica de la mena***

Una mena de un elemento químico, generalmente un metal, es un mineral del que se puede extraer aquel elemento porque lo contiene en cantidad suficiente para poderlo aprovechar. Así, se dice que un mineral es mena de un elemento químico, o más concretamente de un metal, cuando mediante un proceso de extracción a base de minería se puede conseguir ese mineral a partir de un yacimiento y luego, mediante metalurgia, obtener el metal a partir de ese mineral,

Para los cálculos y una identificación precisa y exacta de la composición mineral de las muestras, es indispensable identificar la gravedad específica que es la

densidad de un material en relación con el agua. (Ver ANEXO 8.1 Gravedad específica del mineral aurífero)

#### **4.2.5 Densidad de la Pulpa**

Se define como la razón entre el peso o flujo másico de una pulpa y su peso o flujo volumétrico.

De acuerdo al sistema de cianuración habrá un porcentaje adecuado de sólidos y líquidos teniéndose una concentración en peso de más o menos 30 % en sólidos y 70 % en líquidos, esto permitirá un buen contacto entre líquidos y sólidos facilitando la disolución de oro<sup>8</sup>.

La densidad de pulpa es un factor vital de importancia en todo circuito metalúrgico, una vez establecido la dilución óptima que se debe mantener en todos los puntos del circuito se puede calcular el tonelaje, carga circulante, etc. La densidad es una propiedad intensiva y su valor depende de la temperatura y de la presión. Se define como la masa de una sustancia presente en la unidad de volumen  $d = m/v$  (g/mL o g/cm<sup>3</sup>). La densidad de pulpa es probablemente el parámetro que se controla más frecuentemente en una planta, determinado en la Balanza Marcy<sup>9</sup>.

#### **4.2.6 Operación en Balanza Marcy**

##### **A.- Calibración**

- Se llenó el tacho para la pulpa hasta 1000 cm<sup>3</sup> con agua limpia.
- Para asegurar la exacta cantidad de 1000 cm<sup>3</sup> se hace rebasar el tacho con agua limpia, cuidando de mantener tapados todos los orificios laterales que el tacho tiene en la parte superior. Los orificios laterales están localizados como

---

<sup>8</sup> THAIS GONZALES PÉREZ, Universidad Tecnológica de Chile, Instituto profesional Centro de formación técnica, Mayo 2012



para retener exactamente  $1000 \text{ cm}^3$  de agua, si los orificios están completamente limpios.

#### **B.- Obtención de datos de pulpa**

- Llenar el tacho con la pulpa, que estaba constituida de 160 g de muestra en seco más la diferencia en volumen de agua para completar los  $1000 \text{ cm}^3$ .
- El nivel del líquido o pulpa debe alcanzar justo hasta lo orificios de derrame del tacho.
- Colgar el tacho lleno en la balanza y que queda listo para la medición a realizar.
- Con el recipiente lleno colgado en la balanza, proceder a leer la gravedad específica de la pulpa en el anillo más exterior de la caratula de la balanza.
- Si se conoce la gravedad específica del mineral seco en la pulpa, se puede leer directamente entonces el porcentaje de sólidos en la caratula de la balanza.
- El porcentaje de sólidos en la pulpa se lee en sentido del reloj a partir de los números de la gravedad específica en los anillos color rojo y blanco de la caratula de la balanza<sup>10</sup>.

#### ***4.2.7 Tiempo de Cianuración***

“La velocidad de disolución del oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la máxima velocidad de disolución del oro. Las variaciones incluyen factores como, la razón del volumen de la solución a la superficie del oro. Si es empleado un gran volumen de solución de cianuro y la superficie expuesta por el oro es relativamente pequeña y la agitación es suficientemente intensa para favorecer la difusión de los productos de la reacción, entonces el factor restrictivo que gobierna la velocidad de disolución del oro sería

---

<sup>10</sup> RAIMUND CHANG, Química general, sexta edición.

la concentración de oxígeno en la solución en contacto con el oro”<sup>11</sup>. En el caso de cianuración intensiva por agitación el tiempo de disolución es mayor a 6 horas.

#### 4.2.8 Alcalinidad Protectora

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo con valores de pH superiores a 10.5. El efecto del pH en la disolución de oro en valores mayores a 10 ppm depende de los minerales que se encuentren como constituyentes de la mena, así como también del álcali empleado para su regulación.

El equilibrio entre el ácido cianhídrico (HCN) y ion cianuro (CN<sup>-</sup>) en función del pH se presenta en la Figura 1120. En la práctica se debe trabajar con valores de pH superiores a 10.5 para evitar la formación de HCN y favorecer la presencia del ion CN<sup>-</sup> (Tabla 14).

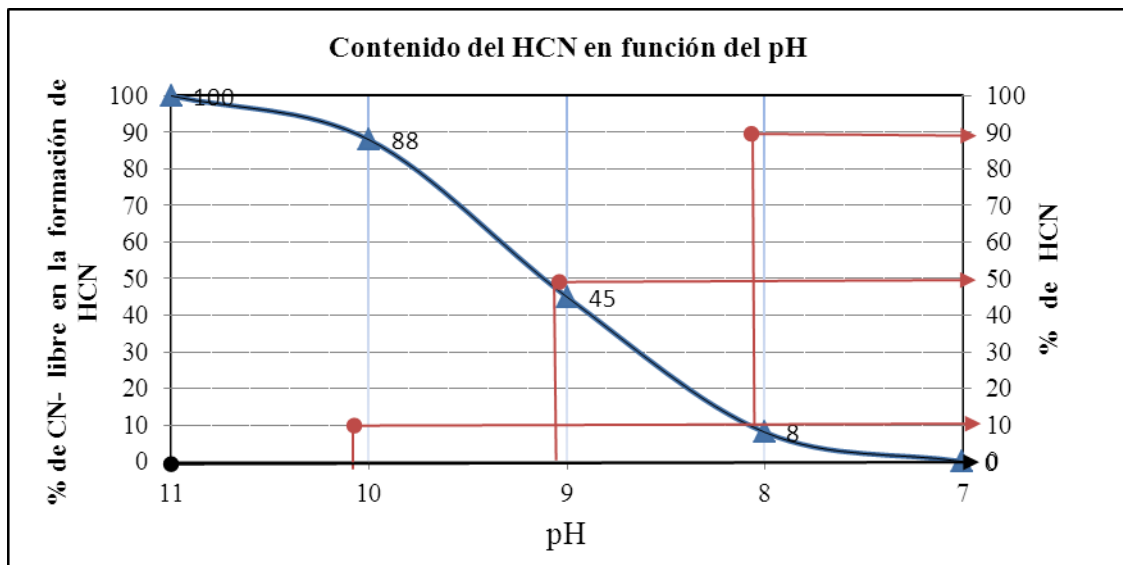


Figura 1. Equilibrio entre el HCN y el CN<sup>-</sup> cianuro libre en función del pH.

Fuente: Esteban Miguel y Domic Mihovilovic, Hidrometalurgia.

<sup>11</sup> MISARI CHUQUIPOMA FIDEL SERGIO. Metalurgia del oro Editorial San Marcos (1993)

Tabla 2. Contenido del HCN en función del pH

pH	( %) HCN	( %) CN <sup>-</sup>
8,2	90	10
9,2	50	50
10,2	10	90
11	0	100

Fuente: Esteban Miguel y Domic Mihovilovic, Hidrometalurgia

#### **4.2.9 Velocidad de Agitación**

Para que tenga lugar la lixiviación de los concentrados es imprescindible el contacto íntimo entre éste y la disolución cianurante. Puesto que el sólido tiende a depositarse en el fondo del reactor, es necesario que éste disponga de algún medio para conseguir mantener a aquel en suspensión. La manera de lograr esto es imprimir al líquido un movimiento tal que la velocidad local del fluido sea superior a la de caída libre a las partículas, con lo cual el líquido arrastra en su movimiento a aquellas impidiendo su sedimentación.

Esta agitación puede conseguirse de dos maneras mediante un sistema mecánico formado por paletas, o por la introducción en el fondo de un caudal de gas que en su ascensión arrastra al líquido que lo rodea provocando su movimiento.

El movimiento de la pulpa se obtiene por la energía de la expansión del aire comprimido eyectado en el vértice de la parte cónica inferior del reactor<sup>12</sup>.

#### **4.2.10 Temperatura de la Pulpa**

La velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN aumenta con el incremento de la temperatura, hasta 85 °C arriba de esta temperatura; las pérdidas por descomposición del cianuro es un serio problema. Si bien el incremento de temperatura acelera las reacciones químicas en este caso no es

<sup>12</sup> MC. CABE- SMITH. Operaciones Básicas de Ingeniería Química. Barcelona ( 1981 )

conveniente utilizar temperaturas  $> 40\text{ }^{\circ}\text{C}$  ya que ocasionarán descomposiciones del NaCN disminuyendo la efectividad del proceso. En la mayoría de casos se trabaja a temperatura ambiente, esto significa un buen ahorro energético.

### **4.3 REACTIVOS QUÍMICOS**

#### ***4.3.1 Nitrato de Plata ( $\text{AgNO}_3$ )***

El nitrato de plata es una sal inorgánica mixta. Este compuesto es muy utilizado para detectar la presencia de cloruro en otras soluciones cuando esta diluido en agua.

#### ***4.3.2 Yoduro de Potasio ( $\text{KI}$ )***

El yoduro de potasio es una sal, es utilizada para determinación de consumo de cianuro libre.

#### ***4.3.3 Carbonato de Sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ )***

Se usa como cubierta de fundición por ser muy fluido y no descomponerse al estado de fusión.

#### ***4.3.4 Peróxido de Hidrogeno ( $\text{H}_2\text{O}_2$ )***

Conocido como agua oxigenada, es un compuesto químico con características de un líquido altamente polar, fuertemente enlazado con el hidrogeno tal como el agua, que por lo general se presenta como un líquido ligeramente más viscoso que ésta. Es conocido por ser un poderoso oxidante<sup>13</sup>.

---

<sup>13</sup> BADGER & BANCHERO Introducción a la Ingeniería Química. McGRAW-HILL BOOK Company, Inc. España. (1984)

#### **4.3.5 Ácido Clorhídrico (HCL)**

Es una solución acuosa del gas cloruro de hidrogeno es muy corrosivo y ácido. Se emplea comúnmente como reactivo químico y se trata de un ácido fuerte que se disocia completamente en solución acuosa.

#### **4.3.6 Ácido Nítrico (HNO<sub>3</sub>)**

El compuesto químico tiene la propiedad de disolver los metales que acompañan al oro siempre y cuando estén en una relación de 3:1 (tres partes de metales como el cobre y la plata por una de oro) mientras que el oro no es atacado por este ácido.

#### **4.3.7 Ácido Sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>)**

El ácido sulfúrico es un compuesto químico extremadamente corrosivo, se emplea para la refinación química del precipitado de oro en la obtención de fertilizantes. También se usa para la síntesis de otros ácidos y sulfatos en la industria petroquímica.

#### **4.3.8 Ácido Anhidro (Na<sub>2</sub>B<sub>4</sub>O<sub>7</sub>+10H<sub>2</sub>O)**

El bórax fundido disuelve un gran número de óxidos metálicos como por ejemplo FeO; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; etc, y además disuelve grandes cantidades de sílice.

#### **4.3.9 Litargirio (PbO)**

Es el reactivo más importante en la fundición, una parte se reduce a plomo metálico mediante la harina o cualquier otro reductor la función de este plomo es coleccionar el oro y la plata contenida en el mineral.<sup>14</sup>

---

<sup>14</sup> BADGER, BANCHERO, Introducción a la Ingeniería Química. McGRAW-HILL BOOK Company, Inc. España. (1984)

## **5. METODOLOGÍA**

### **5.1 UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

San Gerardo se encuentra localizado en la cordillera occidental, en la parte Suroccidental de la Provincia del Azuay, Cantón Camilo Ponce Enríquez. Se ubica en la hoja topográfica PONCE ENRIQUEZ, hoja CT-NVI-A2, 3684-1 del I.G.M., escala 1: 50.000.

### **5.2 MATERIALES**

En la investigación se utilizaron los siguientes materiales, equipos e insumos: planos topográficos, pica, combo, cincel, martillo geológico, brújula azimutal, balanza de precisión de cinco dígitos, Balanza de precisión de 5 dígitos, mettlar, espectrofotómetro de absorción atómica AA-200, marca para muestras perkin elmer, tamiz de 6 mallas, reactivos químicos, papel indicador pH, bureta de 50 m, pipeta de 500 ml, vasos de precipitación de 250 ml, papel filtro, marcadores, esferográficos, papelógrafo, papel boom, cinta masking, tinta para impresora, GPS, cámara fotográfica digital, computadora, impresora, calculadora.

### **5.3 MÉTODOS**

Se realizó un tipo de investigación bibliográfica para la sistematización de información secundaria de trabajos, estudios, experiencias y conceptos; una investigación de campo para la recolección de información primaria en el área de explotación minera de la Empresa AGRIMROC S.A. Estableciendo el respectivo análisis que se generarían en el proceso de lixiviación intensiva en los concentrados auríferos de la planta de tratamiento metalúrgico MAQUICER S.A.

Se utilizó para la investigación una metodología para cada uno de los objetivos planteados, a través del estudio de dos componentes: 1) Procesos sistemáticos que nos permitan recuperar la mayor cantidad del oro en los concentrados auríferos aplicando la lixiviación intensiva, 2) Determinar las variables operacionales para

un correcto proceso, con lo cual se logrará minimizar los contaminantes al aire, suelo y agua obteniendo una mejor calidad de vida y ecosistemas más limpios.

### ***5.3.1 Metodología para el desarrollo de los procesos de cianuración convencional e intensiva***

Todas las muestras que se analizaron en el presente proyecto investigativo se realizaron en los laboratorios y planta metalúrgica de la Empresa MAQUICER S.A.

Se describieron las características actuales de la planta de beneficio con sus respectivos parámetros. Las muestras fueron proporcionadas por la compañía Agrícola Minera AGRIMROC S.A. de la Concesión Las Paralelas, de las cuales se seleccionaran 4 muestras para su posterior análisis.

### ***5.3.2 Descripción del proceso en la planta metalúrgica MAQUICER S.A.***

#### ***5.3.2.1 Generalidades***

Para ilustrar como se lleva a cabo el proceso de cianuración del oro a nivel de planta se describe el diagrama de flujo de la Planta Metalúrgica de la Empresa MAQUICER S.A. dedicada al tratamiento, beneficio y comercialización del oro (Ver ANEXO 1 y 2: Diagramas de flujo de Planta metalúrgica).

#### ***5.3.2.2 Cancha de minerales***

La cancha o depósito de mineral está situado en el extremo Sur-Oeste de la planta, es el lugar donde llegan los volquetes con el mineral aurífero que se extrae de la mina. En este lugar permanece el mineral amontonado hasta que es trasladado en palas mecánicas de 1.5 m<sup>3</sup> de capacidad hasta la tolva de gruesos, desde donde se alimenta a la trituradora primaria, dando inicio al proceso de trituración del mineral.

### 5.3.2.3 *Métodos globales de Bond/Charles*

“La reducción de tamaño por trituración y molienda es una operación importante en las industrias minera, metalúrgica, de energía y química.

Utiliza elementos de energía específica global y agrega relaciones empíricas, como las de la “ley” de Bond o la “ley” de Charles las que describen cómo la energía específica de molienda y trituración varía con cambios en el tamaño de la alimentación o el tamaño del producto. Se utilizan factores de escalamiento y a menudo es necesario hacer una serie de correcciones empíricas basadas en experiencias previas para obtener resultados correctos”<sup>15</sup>. El tipo de molino rotatorio de bolas más usado en la actualidad.

El material grueso pasa por el molino fracturándose debido a la acción de la carga de bolas, produciendo un material más fino en la descarga. Este equipo puede ser considerado como un “reactor” continuo donde la energía suministrada es convertida en acción mecánica de ruptura y la “reacción” obtenida es una reducción de tamaño. Un paso básico en el diseño de un circuito de molienda es el dimensionamiento del molino para obtener el tonelaje por hora deseado de producto a partir de una alimentación específica. El gasto de capital por unidad de capacidad de molienda debe ser minimizado, lo que envuelve una correcta selección de las condiciones de molienda tales como velocidad de rotación y peso de la carga de bolas.

- **Calculo del Work Índice en Trituración**<sup>16</sup>

a. Índice de trabajo de trituración en laboratorio

WI = 17,5 Kw-h/t, donde: WI= Energía consumida durante la reducción del tamaño

---

<sup>15</sup> LEONARDO G, Agustín, Fernando Concha A. Concepción Chile 1994

<sup>2</sup> LEONARDO G, Agustín, Fernando Concha A. Concepción Chile 1994



b. Dimensionamiento de equipo por comparación a escala industrial: En la Tabla 1, se encuentra los valores requeridos para el cálculo de diseño del molino.

Tabla 3. Datos operativos para el cálculo de Work index en trituración.

Símbolo	Valor
V (voltaje) =	440
A (amperaje) =	50
t (tonelada) =	20
$\sqrt{3}$ =	1,73
Cos Ø =	0,8
Factor de conversión =	1.000
F80 = dato obtenido en el grafico	80.000
P80 = dato obtenido en el grafico	7.000
Fuente: El Autor	

- **Calculo de consumo de energía**

**Ecuación 1**

P=potencia

$$P = \frac{V * A * \text{Cos } \emptyset * \sqrt{3}}{1.000} = \frac{440V * 50A * \text{Cos } 0,8 * \sqrt{3}}{1.000} = 30,48 \text{ Kw}$$

## Ecuación 2

$$P1 = \frac{P}{0,746} = \frac{30,48 \text{ KW}}{0,746} = 40,85 \text{ HP}$$

## Ecuación 3

$$W = \frac{PKw}{t} = \frac{30,45Kw}{20t} = 1,52 \text{ Kw} - h/t$$

- **Fórmula de Cálculo del work index<sup>17</sup>**

$$Wi = \frac{\frac{W}{10}}{\sqrt{P80}} = \frac{\frac{W}{10}}{\sqrt{F80}} = Wi = \frac{\frac{1,52Kw-h/t}{10}}{\sqrt{7000}} = \frac{\frac{1,52Kw-h/t}{10}}{\sqrt{80,000}} = 18,09Kw - h/t$$

- **Eficiencia**

**Potencia teórico de diseño = 37 Kw**

$$E = \frac{PKw}{PteoricaKw} = \frac{30,45Kw}{37Kw} * 100 = 82,29 \%$$

- **Tonelaje máximo**

$$Tmax. = \frac{PteoricoKw}{W} = \frac{37Kw}{1,52Kw - h/t} = 24,34 \text{ t/h}$$

(Ver ANEXO 3.1 cálculo del work index en trituración).

Con los resultados obtenidos (Anexo 3.1) y comparados en las Tablas 2 y 3 la trituradora será:

---

<sup>2</sup> Leonardo G, Agustín, Fernando Concha A. Concepción Chile 1994

Tabla 4. Dimensiones de trituradora de mandíbula

Detalle	Dimensión mm	Dimensión en pulgadas
Ancho de boca	400 mm	16 pulgadas
Largo de boca	600 mm	24 pulgadas
Trituradora primaria de mandíbulas = 16x24		
Fuente: El Autor		

Tabla 5. Especificaciones técnicas de trituradora de mandíbulas

Tamaño LxA	Máxima part. mm	Rango descarga	Capacidad (t/h)	Energía Kw
400x600	350	40-100	25-64	30
Fuente: El Autor				

#### 5.3.2.4 *Etapa de trituración*

El mineral es descargado en la tolva de gruesos de 40 m<sup>3</sup> de capacidad que tiene una parrilla de vigas de acero separadas 10 pulgadas, el mineral es alimentado a una chancadora primaria de quijadas, donde las grandes rocas resultantes de la extracción del mineral con un diámetro de hasta 15 pulgadas son reducidas hasta un diámetro aproximado de 2 pulgadas. El material triturado cae en una faja transportadora 1, los finos de la zaranda son descargados hacia la tolva de 80 t. Los gruesos de la zaranda son recibidos por la trituradora secundaria, donde el mineral es triturado aproximadamente  $\frac{3}{4}$  de pulgada y la descarga de esta trituradora es recibida por la faja 1 formando un circuito cerrado, para que ingrese a la tolva de finos. (Ver ANEXO 3.2 Diagrama de flujo trituración)

➤ **Calculo del Work Índice en molienda**

c. Índice de trabajo de molienda en laboratorio

$$WI = 16,00 \text{ Kw-h/t}$$

d. Dimensionamiento de equipo por comparación a escala industrial

➤ **Calculo de consumo de energía**

Tabla 6. Datos operativos para cálculo de Work índice en molienda.

Símbolo	Valor
V (voltaje) =	440
A (amperaje) =	150
t (tonelada/h) =	10
$\sqrt{3}$ =	1,73
Cos Ø =	0,8
Factor de conversión =	1,000
F80 = dato obtenido en el grafico	7250,00
P80 = dato obtenido en el grafico	350,00

Fuente: Metalúrgica MAQUICER S.A.

**Ecuación 1**

P = potencia

$$P = \frac{V * A * \cos \phi * \sqrt{3}}{1.000} = \frac{440V * 150A * \cos 0,8 * \sqrt{3}}{1.000} = 91,34 \text{ Kw}$$

### Ecuación 2

$$P1 = \frac{P}{0,746} = \frac{91,34 \text{ KW}}{0,746} = 122,44 \text{ HP}$$

### Ecuación 3

$$W = \frac{PKw}{t} = \frac{91,34Kw}{10Ton} = 9,13 \text{ Kw} - h/t$$

➤ **Fórmula de cálculo del work index<sup>18</sup>**

$$Wi = \frac{W}{\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}}} = Wi = \frac{9,13Kw-h/t}{\frac{10}{\sqrt{350}} - \frac{10}{\sqrt{7250}}} = 21,90Kw - h/t$$

➤ **Eficiencia**

Potencia teórico de diseño = 100 Kw

$$E = \frac{PKw}{PteoricaKw} = \frac{91,34Kw}{100Kw} * 100 = 91,34 \%$$

➤ **Tonelaje máximo**

$$Tmax. = \frac{P \text{ teoricoKw}}{WKw - h/t} = \frac{100Kw}{9,13Kw} = 10,95 \text{ t/h}$$

(Ver ANEXO 3.3 Cálculo del work index en molienda)

Con los resultados obtenidos en (Anexo 3,3) y comparados en tablas 5 y 6 el molino será:

---

<sup>2</sup> Leonardo G, Agustín, Fernando Concha A. Concepción Chile 1994

Tabla 7. Dimensiones de molino de bolas

Diámetro mm	1500,00	5 pies
Largo mm	3000,00	10 pies
Molino primario de bolas de 5x10		

Tabla 8. Especificaciones técnicas de molino de bolas.

Diámetro mm	Longitud mm	Revoluciones rpm	Carga de bolas (t)	Capacidad (t/h)	Energía Kw
1500,00	3000,00	30,05	8,6	2,8-9,0	95

Fuente: Catalogo de equipos Xinrui Mine Machaneery

### 5.3.2.5 *Etapa de molienda*

La segunda etapa en la preparación física del mineral es la molienda, que se desarrolla en el circuito de molienda. Esta etapa trabaja en circuito cerrado, con una sola etapa de molienda y una de clasificación. El mineral húmedo almacenado en la tolva de finos (diámetro  $\frac{3}{4}$ "), cae a una faja transportadora N° 1 que lo lleva hasta el molino, periódicamente se controla el peso del mineral fresco que ingresa al molino.

El molino 5 x 10 que recibe el mineral fino es de tipo descarga abierta baja, utiliza bolas de 4, 3, 2½, 2 y 1 pulgada. En la descarga lleva un cedazo cilíndrico (trommel) cuya espiral gira permitiendo alimentar bolas por el extremo del mismo. La molienda desarrollada en este molino es húmeda, teniendo o la pulpa una adecuada densidad que permite una molienda óptima (Ver ANEXO 3.4 Diagrama de flujo circuito de molienda).

## Características del molino de bolas de rejilla húmeda.

Tabla 9. Dimensiones de molino de bolas 5X10

Modelo	Ø mm.	Long. mm	rpm r/m	Vol. Efectivo m <sup>3</sup>	Carga maxima de bolas (t)	Capacidad (t/h)
MQG8(y) 1515	1500	3000	30,05	5	8,6	2,8 – 9

Fuente: Catalogo de equipos Xinrui Mine Machinery

### 5.3.2.6 *Concentración gravimétrica*

El factor más importante en el procesamiento de minerales es la clasificación, el tamaño relativo del oro a procesar debe ser conocido. La descarga del molino de bolas es enviada a los concentradores centrífugo. En la operación el material se alimenta como una mezcla de mineral y agua formando una pulpa la cual ingresa en un recipiente giratorio que incluye ranuras especiales fluidizadas para la captura de los minerales pesados. Periódicamente se obtiene un concentrado rico en oro, el rango de recuperación está entre el 10 % hasta 85 % del total de oro, la capacidad de tratamiento es de 1 a 1,5 t/h, el concentrado gravimétrico se almacena en un tanque decantador para procesarlo mediante la lixiviación intensiva. Como segunda opción los concentrados pueden ser fundidos directamente en forma de barras dore.

### 5.3.2.7 *Cianuración intensiva*

La cianuración se lleva a cabo en el tanque de agitación. El control de variables se controla cada hora.

Las variables que se controlan en la cianuración son:

- Porcentaje de cianuro libre, %
- Nivel de Oxígeno disuelto (OD), ppm

- pH de pulpa
- Muestras de solución para análisis por Oro.

El porcentaje de cianuro debe de mantenerse entre 1 a 1,5 %. La restitución se realiza a través de la solución al 10 % de cianuro.

El nivel de oxígeno disuelto debe estar entre 10 a 12 ppm, principalmente esto es requerido durante las 4 primeras horas donde se consigue la mayor lixiviación. Los análisis de soluciones permiten determinar la cinética de la lixiviación y establecer el tiempo óptimo.

Los concentrados son introducidos en dos tanques de cianuración que están en serie de 2.5 m de diámetro por 3.0 m de alto con una capacidad aproximada de 9.0 m<sup>3</sup> en cada tanque con un mecanismo central de agitación donde el aire ingresa por el eje hueco del agitador.

En el primer y segundo tanque se alimenta los concentrados con una densidad promedio de 1225 gr/l, y se le añade cianuro de sodio a una fuerza de 1.00 % a 1.50 % en volumen de solución. (Ver ANEXO 3.5 Diagrama de flujo circuito de cianuración).

#### **5.3.2.8      *Recuperación de solución rica (Carbón en columna)***

Los carbones activados se utilizan por su estructura granular, tienen una gran superficie específica, las que permiten un alto grado de adsorción del oro y la plata, desde las soluciones cianuradas ricas a la superficie de estos carbones.

A nivel industrial el método de adsorción por carbón activado es el más usado.

“El carbón cuando se contacta con una solución que contiene iones metálicos cianurados, adsorberá estos iones hasta alcanzar un cierto equilibrio entre la



concentración de la especie adsorbida en el carbón y la que permanece en la solución”<sup>19</sup>.

Terminada la disolución de la pulpa se decanta la solución rica para trasvasar la solución hacia tres columnas de carbón activado en estado estático, donde se realiza la adsorción y como elemento recuperador se utiliza el carbón activado, terminado el tiempo se realiza la cosecha de carbón para ser enviado al proceso de elución.

### **5.3.2.9 Elución - desorción**

Una vez llenas las columnas con el carbón cargado, enriquecido se sellan herméticamente y se recircula una solución caliente de cianuro de sodio, alcohol e hidróxido de sodio a través del carbón cargado, esta solución enriquecida se alimenta a una celda de electrodeposición.

El circuito de elusión está constituido por un tanque reactor de carbón con capacidad 2000 kg, caldero, celda electrolítica y un rectificador de corriente de 500 A. La solución pasa al caldero para ser calentada alcanzando una temperatura de 90-95°C. Luego recorre hacia la celda electrolítica para realizar la electrodeposición.

La concentración de los reactivos químicos y los parámetros de operación son:

- Cianuro de Sodio: 0,4 a 0,6 % para preparar la solución electrolítica
- Hidróxido de Sodio: 2 %; regulador de la alcalinidad de la solución pH= 14
- Alcohol Etílico: 15 a 25 % en volumen.
- Tiempo promedio de operación: 48 Horas.
- Temperatura de Operación promedio. 90 °C
- Caudal de Operación: 50 L/min.

---

<sup>19</sup> BANSUL, R.C., DANIEL, J.B. (1998) *Activate Carbon* New York

Luego del proceso de desorción del oro cargado en carbón activado, la solución enriquecida circula por los electrodos de las celdas de electrodeposición, los electrodos están constituidos por cátodos constituidos por malla de acero inoxidable y ánodos de plancha perforada de acero inoxidable, conectados a una fuente de poder de corriente continua.

La solución empobrecida que sale de la celda electrolítica, pasa a través de un caldero donde se calienta para mantener la temperatura del proceso y reingresar nuevamente a la columna de desorción cerrando el circuito.

El proceso continúa hasta agotar al máximo la solución, luego de la cual se finaliza la etapa; el producto obtenido de los cátodos de la celda electrolítica se envía a refinación y fundición (Ver ANEXO 3.6 Diagrama de flujo desorción).

#### **5.3.2.10 Refinación y fundición**

En la refinación se usa ácido nítrico para disolver la plata, formando nitrato de plata el cual se lo decanta y el precipitado se somete nuevamente a la acción del ácido nítrico. A la solución de nitrato de plata se añade cloruro de sodio, para precipitar cloruro de plata.

Al precipitado se lo se seca y se funde en un crisol a temperaturas de 1200 °C. La carga fundente está en proporción 2:1 al peso del oro, la cual consta de 50 % de bórax, 33 % de carbonato de sodio y 17 % de nitrato de potasio.



Figura 2. Proceso para refinación del oro  
Fuente El Autor

### **5.3.2.11 Circuito de espesamiento**

El producto final del área de lixiviación ingresa al espesador 1 con capacidad de 90 m<sup>3</sup> para recuperar la solución la cual contiene cianuro y cal excedente del proceso.

El lodo se comprime o se espesa lentamente en la parte inferior del tanque y es movido por el rastrillo a la parte central del fondo del mismo donde finalmente es extraído mediante gravedad hacia los filtros de compresión.

La sedimentación es ayudado mediante la adición de floculante que tiene la propiedad de adherirse a las partículas sólidas en suspensión aglomerándolas (formando flóculos) e incrementando su peso haciendo que sedimenten espontáneamente.

La pulpa aglomerada proveniente del espesador es descargado al filtro prensa por gravedad y la pasta que es desalojada tienen un 22 % de humedad que sale de los filtros; este producto es cargado en volquetes para su evacuación hacia las relaveras, y el excedente del agua se recircula hacia los tanques de cianuración (Ver ANEXO 3.7 Diagrama flujo filtración de relaves).

### **5.3.3 Metodología para el Primer Objetivo**

#### ***Caracterizar Química y Mineralógicamente los concentrados auríferos.***

Se pesó 30 g de muestra para ensayo de mineral proveniente de la cancha mina y 10 g de muestra proveniente del concentrador gravimétrico, (sulfuros). Luego se calcinó, fundió, copeló, finalmente se obtuvo el dore. Se procedió a laminar el botón, en crisoles de porcelana se efectuó el ataque ácido, se adiciono 15 ml de HNO<sub>3</sub> al 3 % para disolver toda la plata, obteniendo una solución de nitrato de plata y oro. Lavado, se realizó cuatro a cinco veces para obtener el Au libre de la solución de nitrato de plata, para luego pasar al calcinado para darle el color característico introduciéndole en una mufla por 1 h a 700 °C. Para determinar la ley mineral por ensayo al fuego se aplicó la siguiente formula: (Ver ANEXO 5.1 cálculo de oro total)

$$\text{Au gr/t} = \frac{W_2}{W_1} * 1'000.000$$

Dónde: W1= peso de la muestra inicial: 30 g

W2 = peso de la partícula mineral resultante del proceso; (gramos)

1'000.000: factor para convertir de gramos a toneladas



Figura 3. Preparación de muestras para ensayo al fuego

Fuente: El Autor

### 5.3.4 Metodología para el Segundo Objetivo

***Determinar el efecto de la granulometría de los concentrados auríferos en la extracción del oro.***

La metodología experimental y los cálculos para este objetivo se realizaron los ensayos de cianuración convencional e intensiva con diferente granulometría.

La composición granulométrica se determinó por el método de análisis de tamizado. (Ver ANEXO 6.1 Procedimiento para el ensayo granulométrico).

Para la caracterización granulométrica se utilizó los tamices (40 a 200 mallas) con lo cual se logró determinar la distribución granulométrica del mineral que pasa por los diferentes tamices, definiendo la malla que contuvo la mayor concentración de oro, con el fin de aplicar un óptimo proceso de cianuración.

Las toma de muestras de minerales auríferos y concentrados gravimétricos que fueron empleados para realizar la parte experimental de la tesis, se tomaron de la cancha de recepción de minerales, de la faja transportadora y de los productos gravimétricos de la planta de beneficio de “MAQUICER S:A:”

Este proyecto se desarrolló en la Planta Metalúrgica Maquicer S.A. La caracterización y análisis de las muestras se realizaron en el laboratorio metalúrgico de la empresa, los ensayos a desarrollarse fueron:

- Ensayos de Cianuración convencional
- Ensayos de Cianuración Intensiva
- Ensayo al fuego

La técnica de muestreo es el de cono y cuarteo:

Consiste en mezclar el material para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de la muestra.

Una vez colectada la muestra se procedió a la preparación de la misma, lo cual consiste en el secado, trituración, cuarteo, pulverizado y la muestra representativa.

El secado de la muestra Consiste en eliminar la humedad de la misma para su posterior tratamiento. El método tradicional de determinación de la humedad del mineral en laboratorio, es por medio del secado en cocineta, donde la humedad de la muestra es la relación expresada en porcentaje entre el peso del agua existente en una determinada masa de mineral y el peso de las partículas sólidas. (Ver ANEXO 7.1 Cálculo de la humedad del mineral).

El procedimiento de Trituración consiste en la reducción del tamaño de las partículas del material grueso de aproximadamente ½” y reducirla el tamaño de la partícula hasta ¼ de diámetro en una trituradora de laboratorio.

Para el cuarteo de la muestra se coloca la muestra en una membrana de plástico limpia, luego se procede a mezclar en forma correcta para realizar al cuarteo.

El método de cuarteo consiste en formar un cono y dividirla en cuatro partes, de los cuales se juntan los dos extremos opuestos y se desechan los otros dos, se repite la operación hasta reducir la muestra entre 1500 g a 1800 g y colocarla en una bandeja de acero inoxidable.

La muestra es llevada a un pulverizador hasta reducirla a partículas de tamaño muy fino. De la muestra pulverizada se tomó 100 g para determinar el porcentaje de malla óptimo que se requiere para la cianuración convencional e intensiva, como se demuestra en la tabla 8 (Ver ANEXO 4.1 preparación de muestras de mineral para ensayos de cianuración)

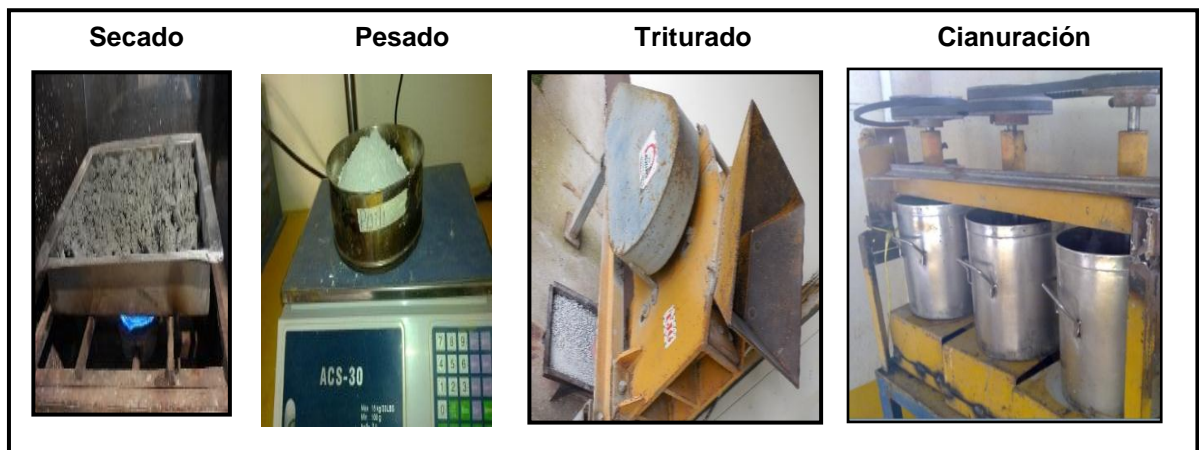


Figura 4. Preparación de muestras para ensayos de cianuración  
Fuente: El Autor

Tabla 10. Pesado de muestra para calcular el porcentaje de malla 200.

<b>DETERMINACION DEL PORCENTAJE DE MALLA</b>		
<b>Muestra</b>	<b>Peso mineral (g)</b>	<b>Porcentaje de malla 200</b>
1	100	80
2	100	98
3	100	88
4	100	70

Fuente: El Autor.

Una vez pulverizado el mineral, se procedió a seleccionar la muestra representativa, dejando siempre la contra muestra por cuestiones legales.

Previo al desarrollo de la tesis, para determinar leyes y porcentajes de recuperación del oro. De las cuales 4 muestras se seleccionaron para su posterior análisis demostrado en la tabla 9

Tabla 11. Detalle de muestras seleccionadas.

<b>Muestra N°</b>	<b>Código</b>	<b>Lugar</b>	<b>Descripción</b>
1	LMM-CABZA 001	Mina	Cabeza (mineral mina)
2	LMM-COLA 002	Planta	Cola de cianuración
3	LMM-CC 003 cbza	Planta	Concentrado gravimétrico
4	LMM-CC 004 cola	Planta	Cola concentrado gravimétrico

Fuente: El Autor

En las muestras LMM-001 (relave) Y LMM-002 (cabeza) se realizaron los ensayos de cianuración y se dividieron en dos etapas:

La primera etapa consistió en tratar el mineral con la cianuración convencional granulometría (malla 200 mesh); el tiempo de residencia fue de 24 a 26 horas, cada dos y cuatro horas se tomaron muestras de 20 ml y se analizó el Porcentaje de disolución del oro (curva de disolución de oro por absorción atómica). Por otra parte cada tres horas se tomaron alícuotas de 10 ml para determinación del consumo del cianuro, usando como agente titulador nitrato de plata al 4,2 % y yoduro de potasio al 5 %.

En la segunda etapa se trató los concentrados gravimétricos por el método de cianuración intensiva con las granulometrías del 80 % y 25,6 % ( $< 76 \mu$ ), porcentaje de sólidos de 18,8 % y 25 %, concentraciones de NaCN del 1 a 1,5 % en volumen de solución.

El pH se controló con la adición de NaHO. El tiempo de residencia fue de 6 horas con aireación. Las alícuotas de 10 ml de muestras líquidas fueron tomadas a cada cierto periodo de tiempo para obtener la curva de disolución de oro y la determinación del consumo de cianuro. Durante los ensayos de la segunda etapa se mantuvo la concentración inicial de NaCN. En el laboratorio metalúrgico se realizaron las siguientes pruebas:

#### **5.3.4.1 *Cianuración intensiva de concentrados gravimétricos***

Se realizaron los ensayos de cianuración intensiva donde se variaron los parámetros tales como: concentración de cianuro, pH y granulometría. En las pruebas de laboratorio y piloto de cianuración intensiva por agitación de concentrados auríferos gravimétricos, se determinaron las leyes de disolución del oro (LMM-CC003 y LMM-CC004). Se trabajó con una malla de  $74 \mu$  y 25% de sólidos, concentración inicial de NaCN de 10 g/L y NaOH de 1 g/ y con un valor de  $\text{pH} = 11$ . El tiempo de residencia fue de seis horas y el porcentaje máximo de disolución fue del 96,09 % de disolución. Cada tres horas se tomaron alícuotas de muestra líquida de 10 ml para obtener la curva de disolución de oro. Para las lecturas de disolución del oro se utilizó el equipo de absorción atómica.



### 5.3.4.2 *Cianuración por agitación*

Las pruebas de cianuración se basaron en el principio básico del proceso metalúrgico. En la Tabla 10 muestra las variables operacionales que se determinaron para los ensayos de cianuración.

Tabla 12. Variables operacionales.

<b>VARIABLE</b>	<b>ETAPA I</b>	<b>ETAPA II</b>
<b>(NaCN) inicial (g/L)</b>	SI	SI
<b>(NaCN) inicial mantenida (g/L)</b>	SI	SI
<b>pH</b>	11	12
<b>Controlador de pH</b>	CaO	NaHO
<b>Tamaño de grano</b>	-200 mallas	140 mallas
<b>Porcentaje de solidos (%)</b>	33.33.	25,00
<b>Tiempo de residencia (h)</b>	24	12
<b>Temperatura (°C)</b>	25	25

Fuente: El Autor

Para la presente prueba, se emplearon las muestras de mineral de cabeza con los siguientes parámetros y variables de operación. En la Tabla 11 se muestra los parámetros de cianuración.

Tabla 13. Parámetros de cianuración

Código	Peso de muestra g	Peso de cal g	Peso de NACN g	Volumen en ml	pH inicial	pH final	rpm	Relación liquido solido
LMM-001	1000	8	4	2000	12	11	750	02-ene

Fuente: El Autor

Con estas variables se obtuvo la mezcla necesaria para llevar a cabo la cianuración por agitación. Luego se procedió a la preparación de los siguientes reactivos:

#### 5.3.4.3 *Preparación de reactivos para determinar el consumo de cianuro*

- a). Preparación de Yoduro de potasio: Se pesó 5 g de KI en 100 ml de agua destilada.
- b). Preparación Solución de nitrato de plata: Se pesó 4.25 g de AgNO<sub>3</sub> en un litro de agua destilada.

- **Determinación de consumo de cianuro:**

$$\% \text{ de NaCN} = \text{Vol. gastado de AgNO}_3 / 100$$

- **Preparación de reactivos para determinar el consumo de cal**

Preparación de ácido oxálico: se pesó 5,36 g de ácido oxálico y se diluyo en 100 ml de agua destilada

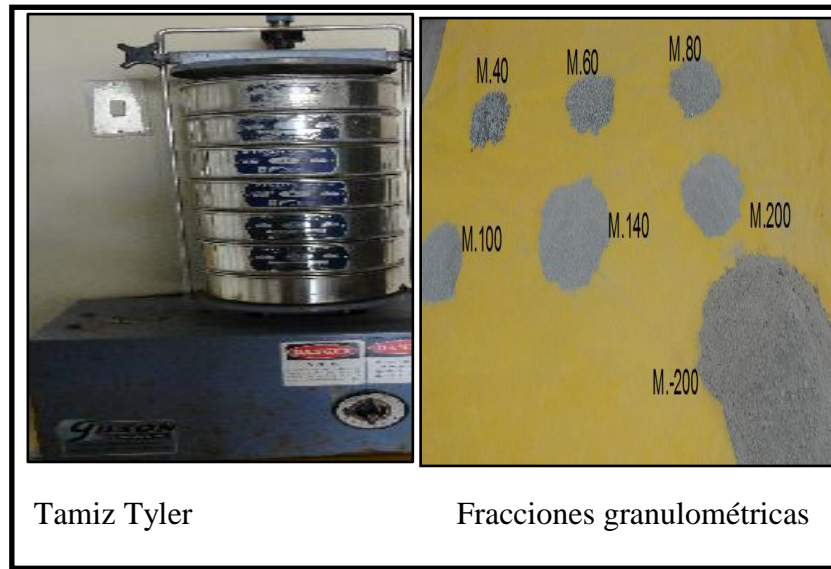
Preparación de fenolftaleína: se pesó 1 g de fenolftaleína en 100 ml de alcohol

- **Determinación del consumo de cal:**

$$\% \text{ CAL} = (\text{Volumen gastado de ácido oxálico}) / 100$$

#### 5.3.4.4 Granulometría

La cianuración con agitación requiere de mineral de una granulometría muy fina, a fin de que el proceso se desarrolle con rapidez y eficiencia. Los sólidos se separan en las mallas: 40, 60, 80, 100, 140 y 200 $\mu$ . Luego con la ayuda de la Tabla 11 defino el tamaño de las partículas.



Tamiz Tyler

Fracciones granulométricas

Figura 5. Ensayo granulométrico  
Fuente: El Autor.

Tabla 14. Detalle de tamices para análisis granulométrico

Numero de malla serie Tyler	Apertura de malla en micrones	Tamaño medio de partículas en micrones
<b>40</b>	425	356
<b>60</b>	250	252
<b>80</b>	180	210
<b>100</b>	150	178
<b>140</b>	106	126
<b>200</b>	74	89

Fuente: El Autor

#### 5.3.4.5 *Velocidad de la agitación*

Los ensayos referentes a las velocidades de agitación que se requieren para lograr una extracción óptima del oro soluble, se consideraron dentro de un límite comprendido entre 700 y 750 rpm, intervalo de agitación que permite una suspensión adecuada de la mezcla. Los ensayos indicaron que la rpm más eficiente es la de 750 revoluciones por minuto.

#### 5.3.4.6 *Tiempo de cianuración*

Durante la cianuración es preciso controlar el tiempo que dura el proceso, para poder establecer el tiempo límite económico, es decir, el tiempo aquel en el cual se va extraer el máximo porcentaje de oro, conservando la rentabilidad. Para estos ensayos se consideraron tiempos desde las 6 horas, hasta las 30 horas. Habiéndose comprobado que el tiempo adecuado es de 24 horas, bajo las condiciones óptimas del proceso.

#### 5.3.4.7 *Acondicionamiento*

Al recipiente se agregan la solución preparada y el mineral pesado, luego se colocan los reactivos necesarios.

Al recipiente se agregan la solución preparada y el mineral pesado, luego se colocan los reactivos necesarios. Para determinar la ley mineral por ensayo de cianuración se aplicó la siguiente fórmula: (Ver ANEXO 4.1 procedimiento para ensayos de cianuración)

$$g/t = \frac{\text{Lectura AAS} \times \text{Vol. Sol.}}{W \text{ Muestra}} \times \text{Factor}$$

$$\text{Factor} = 1 \times 10^6$$

V = volumen de solución en L

W = Peso de muestra en g

$$\text{Factor} = 1 \times 10^6$$

Lectura en AAS = (mg/L)

### **5.3.5 Metodología para el Tercer Objetivo**

***Establecimiento de las variables operacionales, aplicado al diseño metalúrgico para una mayor eficiencia y optimización en la recuperación del oro.***

#### **5.3.5.1 Control del pH**

“Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo con valores de pH superiores a 10. El efecto del pH en la disolución de oro en valores mayores a 10 depende de los minerales que se encuentren como constituyentes de la mena, así como también del álcali empleado para su regulación”<sup>20</sup>. (Ver ANEXO 9.1 Medición de parámetros de cianuración).

#### **5.3.5.2 Oxígeno disuelto**

La inyección de oxígeno es muy recomendada, puesto que aumenta las recuperaciones de oro y plata, y disminuye los consumos de cianuro.

La concentración de cianuro es fácil de controlar no así la del oxígeno debido a su escasa solubilidad, para el control de la cantidad de oxígeno se utilizó el multiparametro Hanna para la medición del oxígeno disuelto en la solución.

#### **5.3.5.3 Concentración de la solución de cianuro**

La razón de la disolución del oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración del cianuro, hasta que se alcanza o se produce un máximo, más allá de lo cual un incremento en la concentración de cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, sino por el contrario tiene un ligero efecto retardante. La proporción más eficaz para la presente investigación fue de 1,75 g/L de cianuro.

---

<sup>20</sup> MONIKA NAGY, W.S. Tyler CO (2011) The Profitable Use of testing.

#### **5.3.5.4      *Temperatura***

Si bien el incremento de temperatura acelera las reacciones químicas en este caso no es conveniente utilizar temperaturas mayores a 60 °C ya que ocasionarán descomposiciones del Cianuro de Sodio disminuyendo la efectividad del proceso. En la mayoría de casos se trabaja a temperatura ambiente, esto significa un buen ahorro energético. Para la medición de la temperatura de la solución en la lixiviación se utilizó el multiparametro Hanna.

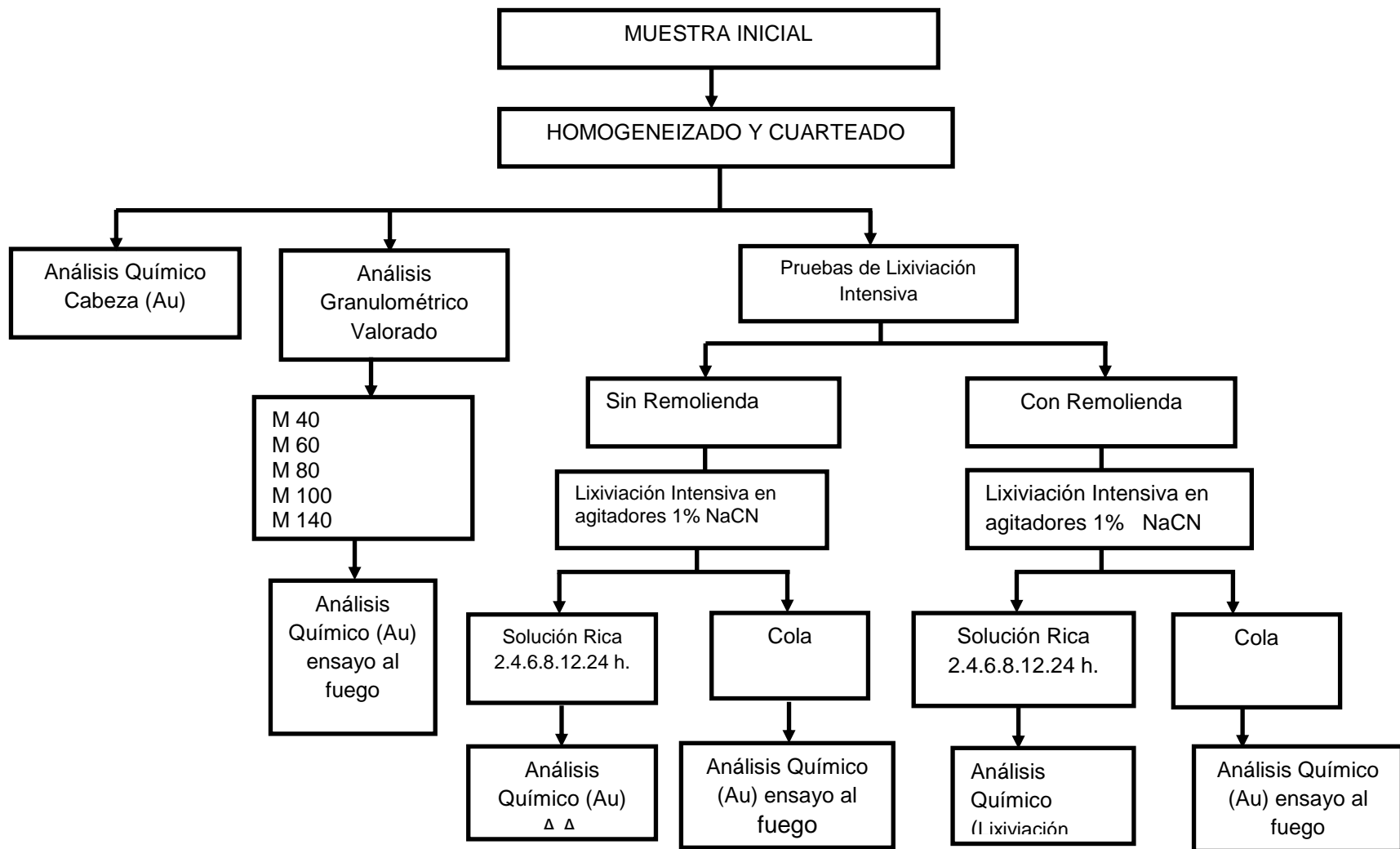


Figura 6. Resumen de la metodología general para realizar el estudio de cianuración convencional intensiva en la planta metalúrgica Maquicer S.A.

Fuente: El Autor

## 6. RESULTADOS

### 6.1 DATOS GENERALES

#### 6.1.1 Situación Geográfica Política y Administrativa

El distrito minero de San Gerardo se encuentra localizado en la cordillera occidental, en la parte suroccidental de la provincia del Azuay a una altitud entre los 800 y 1800 msnm (tabla 15), en la hoja topográfica PONCE ENRIQUEZ, hoja CT-NVI-A2, 3684-1 del I.G.M., escala 1: 50 000.

Tabla 15. Coordenadas del área minera San Gerardo.

Vértice	Coordenadas X	Coordenadas Y	Distancia
1	651.100 E	9'662.800 N	1 – 2 = 600 m
2	651.100 E	9'663.400 N	2 – 3 = 500 m
3	651.600 E	9'663.400 N	3 – 4 = 600 m
4	651.600 E	9'662.800 N	4 – 1 = 500 m

Fuente: Informe de producción AGRIMROCS.A. (Año 2007)



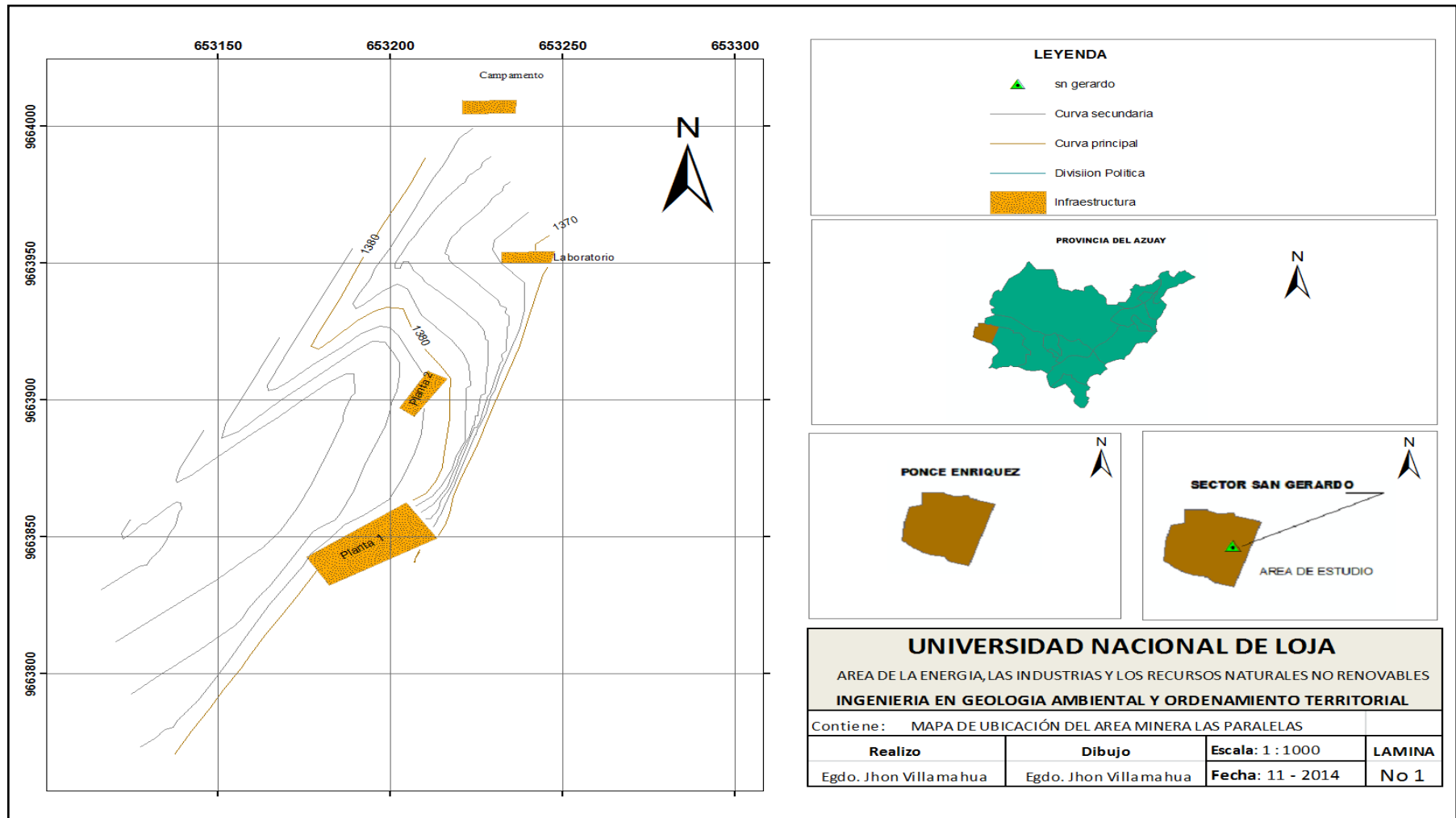


Figura 7. Ubicación del área de trabajo

Fuente: El Autor

### **6.1.2 Acceso**

El acceso al distrito minero de San Gerardo, se lo realiza desde la ciudad de Quito por vía aérea mediante las siguientes rutas; Quito - Guayaquil, Quito – Santa Rosa, luego vía terrestre Machala – Ponce Enríquez- Shumiral- San Gerardo -San Antonio.

### **6.1.3 Clima y Vegetación**

Tiene un bioclima húmedo subtropical, influenciado por tres factores: la corriente fría de Humboldt, la corriente cálida del Niño y la convergencia intertropical, los cuales dan origen a dos periodos estacionarios bien definidos, el lluvioso o invierno de diciembre a mayo y la época de verano de junio a noviembre. Presenta una precipitación media anual de 956.3 mm y un rango de temperatura entre 10 °C a 24 °C<sup>21</sup>.

### **6.1.4 Geología Regional**

La concesión se encuentra geológicamente sobre rocas volcánicas tobáceas. A la parte alta de la cordillera yacen sobre rocas porfídicas e intrusivos medios a básicos con zonas de relieve abrupto localizadas en las quebradas. Se presentan filos de cuchilla que constituyen divisorias de aguas de las sub cuencas y micro cuencas hidrográficas del sector. La zona es parte del distrito minero Ponce Enríquez, el mismo se extiende en una franja de norte a sur, donde se ubican los yacimientos de Bella Rica, San Gerardo, La Fortuna, Pijilí y Molleturo. La litología local está conformada por: rocas intrusivas del tipo pórfido cuarzo feldespático y cuarzo micáceo, andesita, tobas brechosas de composición andesítica, dacítica y riolítica, brechas tobáceas, conglomerados volcánicos pertenecientes a ésta formación y coluviales recientes. La unidad comprende basaltos toleíticos lávicos masivos y almohadillados con intrusiones básicas y cantidades subordinadas de volcanoclastitas. La base de esta unidad no está expuesta y, hacia el Este, está cubierta discordantemente por las rocas volcánicas, de composición intermedia a silíceo calco – alcalina del Grupo Saraguro (Eoceno Medio tardío o

---

<sup>21</sup> Según el Mapa Bioclimático del Ecuador (L. Cañadas 1978) y (Acosta Solís – 1982)

Mioceno Inferior). El espesor de esta unidad ha sido estimado en más de 1 Km al Este de Ponce Enríquez<sup>22</sup>.

### **6.1.5 Geología Local**

La litología local está conformada por: rocas intrusivas del tipo pórfido cuarzo-feldespático y cuarzo micáceo, andesita, tobas brechosas de composición andesítica, dacítica y riolítica, brechas tobáceas, conglomerados volcánicos. Esta morfología sirve para interpretar que el flujo de la lava andesítica se localizó sobre el paquete de brecha y toba mencionada. La andesita presenta un color característico verde-grisáceo intenso que denota la alteración propilitica a que está sometida.

Al Norte y parte baja de la zona aflora rocas andesíticas afáníticas constituidos por minerales máficos como piroxenos, hornblenda, biotita y olivino con alteración de carbonatos, clorita y de epidota; formándose rocas brechosas.

La mineralización de la zona está relacionada con la actividad hidrotermal magmática formando filones de barias potencias en la misma veta, en unidades tobáceas de la Formación Saraguro.

### **6.1.6 Yacimientos Minerales**

La mineralización está compuesta por cuarzo ahumado con rebordes de sulfuros de (pirita) y contenidos económicos de oro, en forma de veta hasta 20 cm. De potencia. Son comunes las bandas de cuarzo de hasta 2 cm. De potencia, generalmente en contacto al techo y el piso de las mismas con arcilla negra plástica expansiva, propia e inconfundible de la morfología de las vetas del sector<sup>23</sup>.

Existe también la presencia de cuarzo blanco lechoso con calcita en la andesita propilitizada, conformando vetas de 2 cm de potencia, en forma de subparalelas a la veta principal, que se destacan en la roca encajante del piso. Siendo esta una de las características morfológicas principales de la andesita.

---

<sup>22</sup> Informe de producción AGRIMROC S.A. (AÑO 207)

<sup>23</sup> Informe de producción AGRIMROC S.A. (AÑO 207)

El yacimiento es de tipo hidrotermal; a profundidad se emplazan sus flujos mineralizantes en rocas pertenecientes a volcánicos Macuchi, cuya mineralización es de tipo filón bastante irregular en potencia, rumbo, buzamiento y en contenido aurífero; además son discontinuas por haber sido afectadas por fallas postmineralizantes. Al menos se puede distinguir una estructura mineralizada principal de rumbo N73°E con buzamiento al N; tres estructuras mineralizadas secundarias con rumbos similares a la estructura principal pero con buzamientos hacia el S, haciendo que intercepten a la estructura principal.

Hacia la superficie presentan un aspecto masivo con mineralización tipo Stockwork, que se encuentra bastante meteorizada.

También es importante anotar la mineralización aurífera en forma de diseminados, los que se encuentran en las riocitas cuyos mejores contenidos en oro se encuentran de preferencia cerca de los contactos con las rocas volcánicas.

#### ***6.1.7 Sistemas de Explotación***

El sistema de explotación es subterráneo, el método de explotación mixto con cámaras y pilares; y, cámaras y relleno parcial de las mismas; el trasiego de mineral se lo realiza de forma manual, a través de las cámaras explotadas hasta los buzones de trasiego; desde niveles bajos los carros de mina accionados por winches eléctricos transportan el mineral desde los embudos de trasiego hasta los embudos de acopio en el nivel principal; desde éstos embudos el material estéril se lleva mediante las vagonetas accionadas por una locomotora hasta la superficie, en tanto que el mineral es transportado mediante vagonetas accionadas por un winche en superficie, recorriendo a lo largo de la galería inclinada “Chimenea Principal” hasta la superficie en el sector de San Antonio<sup>24</sup>.

---

<sup>24</sup> Informe de producción AGRIMROC S.A. (AÑO 207)

## 6.2 CARACTERIZAR QUÍMICA Y MINEROLÓGICAMENTE LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS

### 6.2.1 Caracterización Química

En la malla 200 se recuperó 164,7 g de 990,6 g de concentrado gravimétrico correspondiendo al 16,63 %. Además en el análisis químico de la muestra se obtuvo 55,5 g-Au/t de concentrado gravimétrico, de los cuales relacionando con el 16,63 % de material recuperado se obtuvo 9,23 gramos de oro equivalente al 12,12, % del total de oro que paso por las mallas.

Tabla 16. Análisis de oro en fracciones granulométricas, (concentrado gravimétrico)

Número de malla (Tyler)	Abertura de malla micrones	Cabeza		Leyes (g-Au/t)	Contenido Au(g)	% Fino de oro
		Peso gr.	% peso			
Cabeza Analizada					84,5	
40	425	8,7	0,88	87,35	0,77	1,01
60	250	9,8	0,99	148,97	1,47	1,93
80	180	19,4	1,96	137,89	2,7	3,54
100	150	21,7	2,19	75,5	1,65	2,17
140	106	106,3	10,73	69,5	7,46	9,78
200	75	164,7	16,63	55,5	9,23	12,12
-200		660	66,63	79,5	52,97	69,47
Total		990,6	100		76,25	100

Fuente: El Autor.

En la malla 200 se recuperó 124,10 g de 1000 g de relave de cianuración correspondiendo al 12,41 %. Además en el análisis químico de la muestra se obtuvo 1,37 g-Au/t , de los cuales relacionando con el 12,41 % de material recuperado se obtuvo 0,17 gramos de contenido metálico equivalente al 17,60, % de oro que paso por las mallas.

Tabla 17. Análisis de oro en fracciones granulométricas, (cola de cianuración)

Número de malla	Abertura de malla micrones	Cola cianuración		Leyes (g-Au/t)	Contenido Au(g)	Fino % Dist. oro
		Peso gr.	% peso			
Cabeza analizada					<b>1,66</b>	
60	250	1,9	0,19	0	0	0
80	180	32,2	3,22	0,32	0,01	1,07
100	150	36,2	3,62	0,27	0,01	1,01
140	106	118,1	11,81	0,75	0,09	9,17
200	75	124,1	12,41	1,37	0,17	17,6
-200		687,5	68,75	1	0,69	71,16
Total		1000	100		0,97	<b>100</b>

Fuente: El Autor

### 6.2.2 Caracterización Mineralógica

La muestra de concentrado gravimétrico se determinó las propiedades mineralógicas mediante un análisis macroscópico y microscópico.

Tabla 18. Análisis mineralógico muestra concentrado gravimétrico

Tipo de mineral	Mineral	
	Nombre	Formula química
Sulfuros	Pirita	FeS <sub>2</sub>
	Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>
	Arcenopirita	FeAsS

Fuente: El Autor

Tabla 19. Análisis mineralógico muestra mineral (MM-001)

Tipo de mineral	Mineral	
	Nombre	Formula química
Sulfuros	Pirita	FeS <sub>2</sub>
	Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>
	Arcenopirita	FeAsS
	Cuarso	SiO <sub>2</sub>
Silicatos	Feldespatos potásicos	(AlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> )K-Na-Ca
	Plagioclasas	(Si <sub>3</sub> AlO <sub>8</sub> )Na-Ca

Fuente: El Autor

### 6.3 DETERMINACIÓN DEL EFECTO DE LA GRANULOMETRÍA DE LOS CONCENTRADOS AURÍFEROS EN LA EXTRACCIÓN DEL ORO

- **Ensayo 1. LMM-001 cancha mina cabeza** (Ver ANEXO 4.2 Procedimiento para ensayos de cianuración)

Gravedad específica = 2,50

% pasante malla 200 Ty = 80

Cabeza sólido = 12,83 g-Au/t

Cola sólido = 3,84 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 2 g/L

Consumo de NaCN = 1,28 (Kg/t)

Consumo de CaO = 5,71 (Kg/t)

#### Condiciones de pruebas

Peso de la muestra = 1,40 Kg

Volumen de agua = 2,0 L

Sólidos en pulpa = 41,18 %

Dilución L/S = 1,43

Agitación rpm = 760

Tabla 20. Parámetros de control en la cianuración, porcentaje pasante malla 200 = 80

<b>CINÉTICA DE DISOLUCIÓN</b>							
<b>Tiempo</b> horas	<b>Reactivos Químicos</b>				<b>Ley de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
	<b>Cianuro</b>	<b>CaO</b>	<b>pH</b>	<b>Consumo</b>	<b>ppm</b>	<b>g/t</b>	
	<b>%CN</b>	<b>Consumo</b>					
0	0,15	4	12	8	0	0	0
2	0,13	0	12	0	3,75	5,36	41,75
5	0,12	0	11,4	0	5,07	7,24	56,45
9	0,11	0	11,4	0	5,81	8,3	64,69
12	0,11	0	11,4	0	6,5	9,29	72,38
16	0,11	0	11	0	6,9	9,86	76,83
24	0,11	0	11	0	7,06	10,09	78,61

Fuente: El Autor

Tabla 21. Balance metalúrgico

<b>BALANCE METALÚRGICO</b>				
<b>RESULTADOS</b>	<b>Productos finales</b>	<b>Leyes de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
		<b>( ppm )</b>	<b>(g/t)</b>	
<b>Peso muestra (kg)</b>	1,4			
<b>Sol. Final (L)</b>	2	7,06	14,12	78,64
<b>Relave (Kg)</b>	1,4	2,74	3,84	21,36

Fuente: El Autor



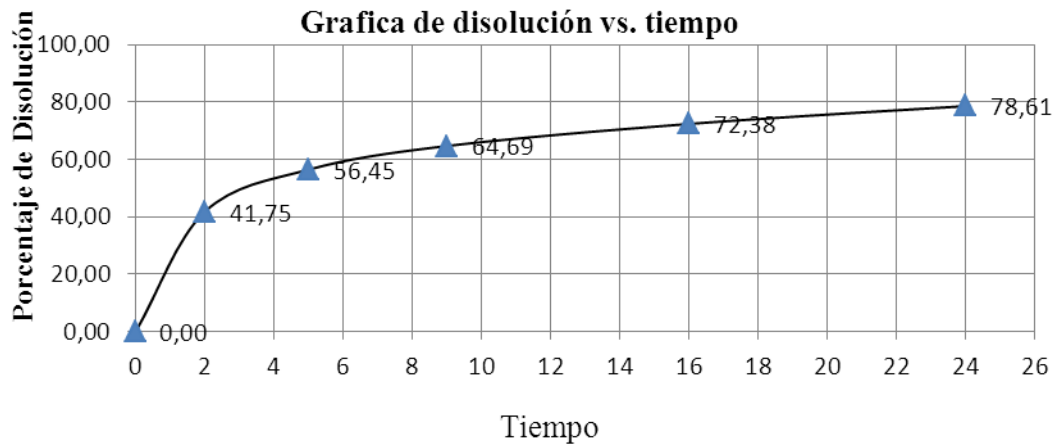


Figura 8. Porcentaje disolución versus tiempo pasante en malla 200 = 80

Fuente: El Autor.

La muestra de cabeza (LMM-001 cancha mina), contiene 12,83 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se obtiene de 10,09 g-Au/t, y disuelve el 78,64 % de oro, en la cola de cianuración se obtiene 3,84 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 2 g/L y % pasante de malla 200 = 80, peso de la muestra de 1,40 Kg, volumen de solución de 2 L, % de sólidos del 41,18 y 24 horas de lixiviación.

### Ensayo 2. LMM-002 mina

Gravedad específica = 2,80

% pasante malla 200  $T_y = 98$

Cabeza sólido = 14,32 g-Au/t

Cola sólido = 2,14 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 1,75 g/L

Consumo de NaCN = 1,28 (Kg/t)

Consumo de CaO = 5,94 (Kg/t)

Condiciones de pruebas

Peso de la muestra = 1,33 Kg

Volumen de agua = 2,0 L

Sólidos en pulpa = 39,94 %

Dilución L/S = 1,50

Agitación rpm = 760

Tabla 22. Parámetros de control en la Cianuración % pasante malla 200 = 98

<b>CINÉTICA DE DISOLUCIÓN</b>							
<b>Tiempo horas</b>	<b>Reactivos Químicos</b>				<b>Ley de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
	<b>Cianuro</b>		<b>CaO</b>		<b>ppm</b>	<b>(g/t)</b>	
	<b>%CN<sup>-</sup></b>	<b>Consumo</b>	<b>pH</b>	<b>Consumo</b>			
<b>0</b>	0,1	3,5	11	7,9	0	0	0
<b>3</b>	0,1	0	11	0	6,4	9,62	67,21
<b>6</b>	0,1	0	11	0	7	10,53	73,51
<b>8</b>	0,1	0	11	0	7,3	10,98	76,66
<b>16</b>	0,09	0	11	0	7,7	11,58	80,86
<b>23</b>	0,09	0	11	0	8,1	12,18	85,06
<b>26</b>	0,09	0	10,5	0	8,1	12,18	85,06
		<b>3,5</b>		<b>7,9</b>			

Fuente: El Autor

Tabla 23. Balance metalúrgico

<b>BALANCE METALÚRGICO</b>				
<b>RESULTADOS</b>	<b>Productos finales</b>	<b>Leyes de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
		<b>(ppm)</b>	<b>(g/t)</b>	
<b>Peso muestra (kg )</b>	1,33			
<b>Sol. Final (L)</b>	2	8,1	16,2	85,06
<b>Relave (Kg)</b>	1,33	2,14	2,85	14,94
<b>Cabeza calculada (g/t)</b>		<b>14,32</b>	19,05	100

Fuente: El Autor

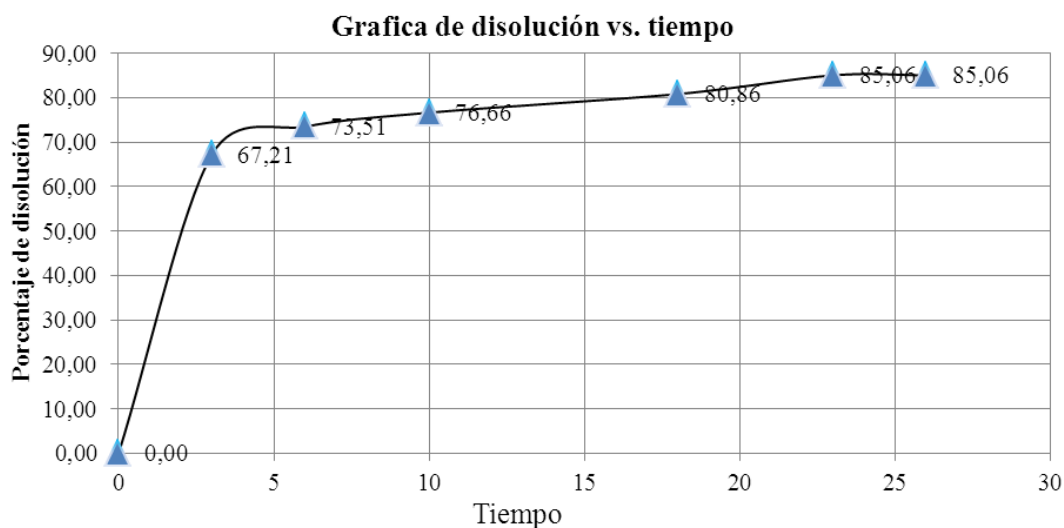


Figura 9. Porcentaje de disolución versus tiempo pasante malla 200 = 98

Fuente: El Autor.

La muestra de cabeza (LMM-002 mina), contiene 14,32 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se obtiene 12,18 g-Au/t, y disuelve el 85,06 % de oro, en la cola de cianuración se obtiene 2,14 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 1,75 g/L, % pasante de malla 200 = 98, peso de la muestra de 1,33 Kg, volumen de solución de 2 L, % de sólidos de 39,94 y 26 horas de lixiviación.

• **Ensayo 3. LMM-003 cancha mina**

Gravedad específica = 2,80

% pasante malla 200 Ty = 88

Cabeza solido = 25,38 g-Au/t

Cola solido = 2,13 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 1,80 g/L

Consumo de NaCN = 1,37 (Kg/t)

Consumo de CaO = 8,24 (Kg/t)

**Condiciones de pruebas**

Peso de la muestra = 1,02 Kg

Volumen de agua = 2,0 L

Sólidos en pulpa = 33,77 %

Dilución L/S = 1,96

Agitación rpm = 760

Tabla 24. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 88

CINÉTICA DE DISOLUCIÓN							
Tiempo horas	Reactivos Químicos				Ley de oro		Porcentaje de disolución
	Cianuro		CaO		ppm	(g/t)	
	%CN	Consumo	pH	Consumo			
0	0,12	3,6	11	8,4	0	0	0
4	0,12	0	11	0	7,5	14,71	58,96
7	0,12	0	11	0	7,8	15,29	61,32
10	0,11	0	11	0	7,94	15,57	62,42
16	0,11	0	11	0	8	15,69	62,89
20	0,11	0	10,5	0	10,6	20,78	81,95
24	0,11	0	10,5	0	11,82	23,18	91,38
		<b>3,6</b>		<b>8,4</b>			

Fuente: El Autor

Tabla 25. Balance metalúrgico

BALANCE METALÚRGICO				
RESULTADOS	Productos finales	Leyes de oro		Porcentaje de disolución
		(ppm)	(g/t)	
Peso muestra ( kg )	1,02			
Sol. Final (L)	2	11,82	23,64	91,33
Relave (Kg)	1,02	2,2	2,24	8,67
<b>Cabeza calculada (g/t)</b>		<b>25,38</b>	<b>25,88</b>	<b>100</b>

Fuente: El Autor

La muestra de cabeza (LMM-003 cancha mina), contiene 25,38 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se obtiene 23,18 g-Au/t, y disuelve el 91,38 % de oro, en la cola de cianuración se obtiene 2,13 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 1,80 g/L, % pasante de malla 200 = 88, peso de la muestra de 1,02 Kg, volumen de solución de 2 L, % de solidos de 33,77 y 24 horas de lixiviación.

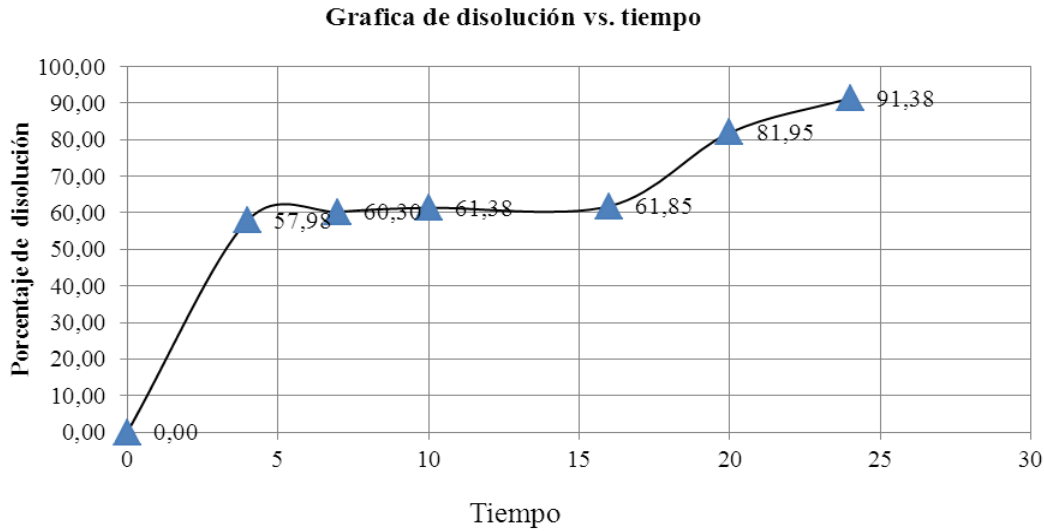


Figura 10. Porcentaje de disolución versus tiempo pasante malla 200 = 88

Fuente: El Autor

• **Ensayo 4. LMM-004 cola cianuración**

Gravedad especifica = 2,65

% pasante malla 200 Ty = 70

Cabeza solido = 2,50 g-Au/t

Cola solido = 1,34 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 2 g/L

Consumo de NaCN = 1,33 (Kg/t)

Consumo de CaO = 4 (Kg/t)

Condiciones de pruebas

Peso de la muestra = 1,50 Kg

Volumen de agua = 2,0 L

Sólidos en pulpa = 40 %

Dilución L/S = 1,50

Agitación rpm = 760

Tabla 26. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 70

CINÉTICA DE DISOLUCIÓN							
Tiempo Horas	Reactivos Químicos				Ley de oro		Porcentaje de disolución
	Cianuro		CaO		ppm	(g/t)	
	%CN <sup>-</sup>	Consumo (g)	pH	Consumo (g)			
0	0,16	4	12,5	6	0	0	0
1	0,16	0	12,5	0	0,65	0,96	38,57
2	0,16	0	12	0	0,71	1,05	42,13
4	0,14	0	12	0	0,75	1,11	44,5
5	0,13	0	11,5	0	0,76	1,13	45,09
8	0,09	0	11,5	0	0,77	1,14	45,69
		<b>4</b>		<b>6</b>			

Fuente: El Autor

Tabla 27. Balance metalúrgico

BALANCE METALÚRGICO				
RESULTADOS	Productos finales	Leyes de oro		Porcentaje de disolución
		(ppm)	(g/t)	
Peso muestra (k)	1,5			
Sol. Final (L)	2,225	0,77	1,713	45,65
Relave (Kg)	1,5	1,36	2,04	54,35
<b>Cabeza calculada (g/t)</b>		<b>2,5</b>	<b>3,753</b>	<b>100</b>

Fuente: El Autor

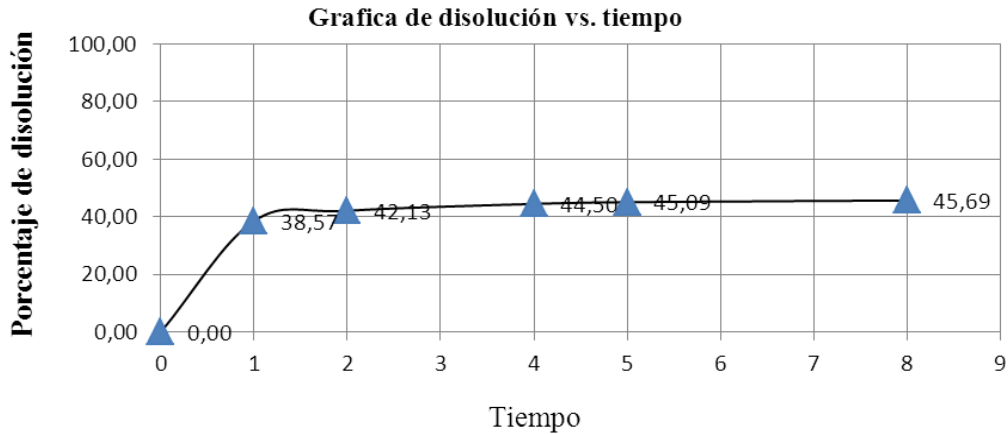


Figura 11. Porcentaje de disolución versus tiempo de porcentaje pasante malla 200 = 70  
Fuente: El Autor

La muestra de cola (LMM-OO4), contiene 2,50 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se recupera 1,13 g-Au/t, y disuelve el 45,69 % de oro, analizando el relave de cianuración se obtiene 1,34 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 2 g/L, % pasante de malla 200 = 70, peso de la muestra de 1,50 Kg, volumen de solución de 2 L, sólidos en pulpa de 40 % y 8 horas de lixiviación.

### 6.3.1 Cianuración intensiva de concentrados auríferos

- **Ensayo 5. LMM- CC003 concentrado gravimétrico**

Gravedad específica = 3,80

% pasante malla 200 Ty = 80

Cabeza solido = 1031,90 g-Au/t

Cola solido = 32,90 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 30 g/L

Consumo de NaCN = 60 (Kg/t)

Consumo de NaOH = 2 (Kg/t)

Condiciones de pruebas

Peso de la muestra = 1,0 Kg

Volumen de agua = 3,0 L

Sólidos en pulpa = 25 %

Dilución L/S = 3

Agitación rpm = 760

Tabla 28. Parámetros de control en la cianuración y porcentaje pasante malla 200 = 80

CINÉTICA DE DISOLUCIÓN						
Tiempo	Reactivos Químicos			Ley de oro		Porcentaje de disolución
Horas	Cianuro	Hidróxido de sodio		ppm (g/t)		
	%CN	Consumo	pH	Consumo		
0		60	12,5	2	0	0
3		0	12,5	0	297	891
6		0	12,5	0	310	930
9		0	12,5	0	317	951
12		0	12	0	320	960
15		0	12	0	322	966
18		0	12	0	325	975
20		0	11,5	0	328	984
22		0	11,5	0	329	987
24		0	11,5	0	333	999
		60		2.00		<b>96,81</b>

Fuente: El Autor



Tabla 29. Balance metalúrgico

<b>BALANCE METALÚRGICO</b>				
<b>RESULTADOS</b>	<b>Productos finales</b>	<b>Leyes de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
		<b>(ppm)</b>	<b>(g/t)</b>	
Sol. Final (L)	3	333.00	999	96,81
Relave (Kg)	1	32	32,9	3,19
<b>Cabeza calculada</b>			<b>1031,9</b>	100

Fuente: El Autor

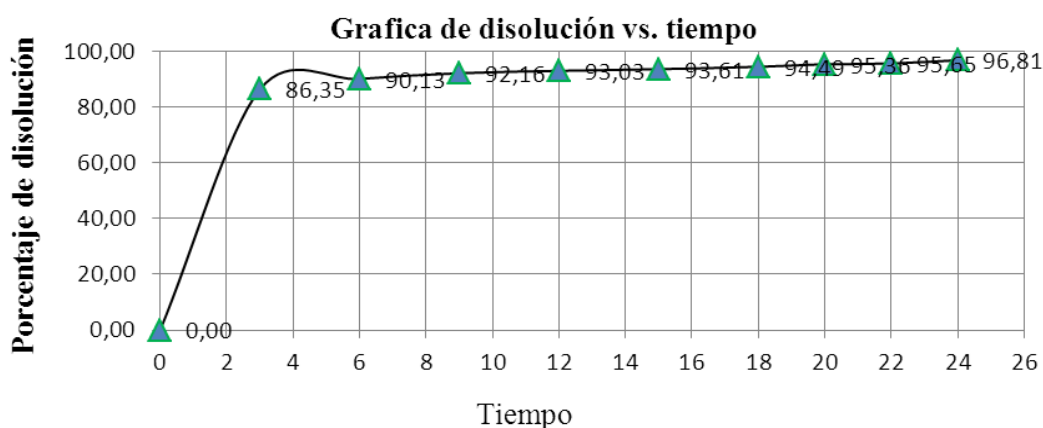


Figura 12. Grafica de disolución versus tiempo del porcentaje pasante malla 200 = 80  
Fuente: El Autor.

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO3), contiene 1031,90 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración intensiva se recupera 999 g-Au/t, y disuelve el 96,81 % de oro, analizando el relave de cianuración se obtiene 32,90 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 30 g/L, % pasante de malla 200 = 80, peso de la muestra de 1,0 Kg, volumen de solución de 3 L, sólidos en pulpa de 25 % y 24 horas de lixiviación.

- **Ensayo 6. LMM- CC004, % pasante malla 200 = 25,60**

Gravedad específica = 3,90

% pasante malla 200  $T_y = 25,60$

Cabeza solido = 1250,50 g-Au/t

Cola solido = 48,86 g-Au/t

Dosificación de NaCN = 7,70 K g/m<sup>3</sup>

Consumo de NaCN = 33,33 (Kg/t)

Consumo de NaOH = 1,33 (Kg/t)

### Condiciones de pruebas

Peso de la muestra = 1,50 t

Volumen de agua = 6,50 m<sup>3</sup>

Sólidos en pulpa = 18,75 %

Dilución L/S = 4,33

Tabla 30. Parámetros de control en la cianuración del porcentaje pasante malla 200 = 25,60

CINÉTICA DE DISOLUCIÓN							
Tiempo	Reactivos Químicos				Ley de oro		Porcentaje de disolución
Horas	Cianuro		Hidróxido de Sodio		ppm	(g/t)	
	%CN	Consumo	pH	Consumo			
0		50	12,5	2	0	0	0
1		0	12,5	0	206	892,67	71,38
2		0	12,5	0	222	962	76,93
4		0	11	0	240,8	1043,47	83,44
6		0	11	0	241	1044,33	83,51
8		0	11	0	244,6	1059,93	84,76
10		0	11	0	247,35	1071,85	85,71
12		0	11	0	275,6	1194,27	95,5
13		0	11	0	277,3	1201,63	96,09
		<b>50</b>		<b>2.00</b>			

Fuente: El Autor

Tabla 31. Balance metalúrgico

<b>BALANCE METALÚRGICO</b>				
<b>RESULTADOS</b>	<b>Productos finales</b>	<b>Leyes de oro</b>		<b>Porcentaje de disolución</b>
		(ppm)	(g/t)	
Peso muestra( Ton)	1,5			
Sol. Final (m <sup>3</sup> )	6,5	277,3	1802,45	96,09
Relave (t)	1,5	48,86	73,29	3,91
<b>Cabeza calculada</b>		<b>1250,49</b>	<b>1875,74</b>	<b>100</b>

Fuente: El Autor

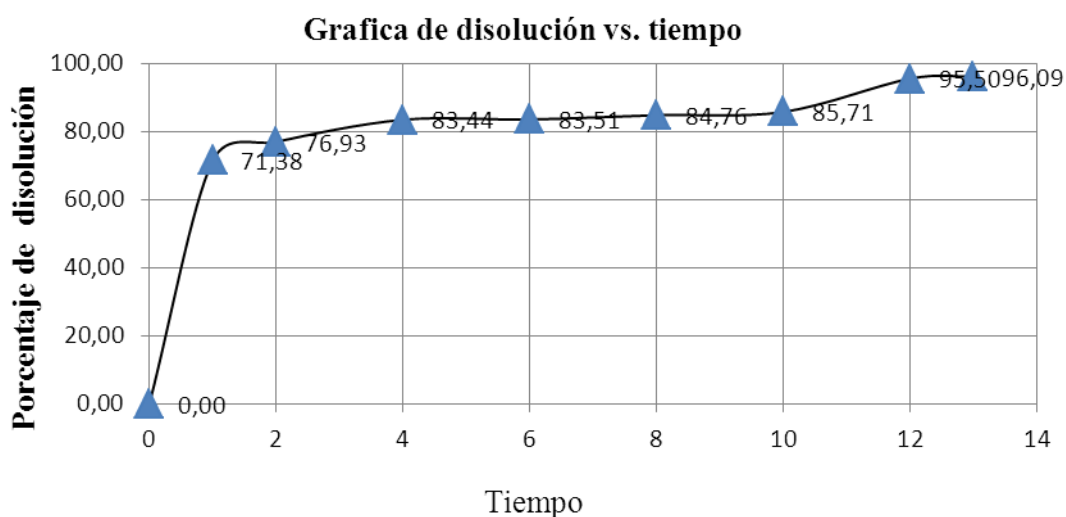


Figura 13. Disolución versus tiempo del porcentaje pasante malla 200 = 25,60

Fuente: El Autor.

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO4), contiene 1250,50 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración intensiva se recupera 1201,63 g-Au/t, y disuelve el 96,09 % de oro, analizando el relave de cianuración se obtiene 48,86 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 7,70 Kg/m<sup>3</sup>, % pasante de malla 200 =25,60 peso de la muestra de 1,5 t, volumen de solución de 6,5 m<sup>3</sup>, sólidos en pulpa de 18,75 % y 13 horas de lixiviación.

**Establecer las diversas variables operacionales adecuadas, aplicadas al diseño metalúrgico para una mayor eficiencia y optimización en la recuperación del oro.**

Para llevar el control se midieron los siguientes parámetros: Temperatura y el pH y oxígeno disuelto.

El equipo utilizado fue, un multiparámetro Hanna, los datos de medición de parámetros se muestran en tabla 32

Tabla 32. Medición de parámetros en cianuración

<b>Parámetros</b>	<b>Unidades</b>	<b>Muest. 1</b>	<b>Muest. 2</b>	<b>Muest. 3</b>	<b>Muest. 4</b>	<b>Muest. 5</b>	<b>Muest. 6</b>
pH	PH	12	11	11	12,5	12,5	12,5
Temperatura	°C	30.3	30.1	29.5	29.9	29.4	28.9
Oxígeno disuelto.	ppm	12	11,5	12	12	13	13

Fuente: El Autor

## 7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En la malla N° 200 (75  $\mu$ ) de 990,6 g de concentrado gravimétrico se recuperó 164,7 g equivalente al 16,63 %. Además en el análisis químico de la muestra se obtuvo 55,5 g-Au/t de concentrado gravimétrico, de los cuales relacionando con el 16,63 % de material recuperado se obtuvo 9,23 gramos de oro equivalente al 12,12, % del total de oro que paso por las mallas.

El 33,53 % del peso de concentrado gravimétrico y un 28,85 % de contenido metálico (oro) se encuentra en la fracción gruesa entre las mallas de 250  $\mu$  y 75  $\mu$  y el 71,15 % correspondió a oro fino en la malla < a 75  $\mu$ . El consumo de reactivos en la cianuración intensiva fue de 20 g/L en la muestra LMM-CC003 para lixiviar concentrados. (ver Tabla 16).

Juan Carlos Guerrero en su trabajo demostró que el comportamiento de disolución del oro en presencia de minerales sulfurosos en la lixiviación con cianuro no se produjo una buena disolución. Los resultados obtenidos en la caracterización y ensayos de cianuración intensiva de muestras minerales provenientes del distrito minero de Ponce Enríquez, en el año 2006 mineral de cabeza (JG-01), concentrado de gravimétrico (JG-03), y colas de cianuración (JG-04 y CH-01).

Se determinó que las leyes de las muestras JG-01, JG-03, JG-04, CH-01 fueron 9.4 g-Au/t, 23.7 g-Au/t, 56.7 g-Au/t y 14.8 g-Au/t respectivamente. Para los ensayos de cianuración intensiva en las muestras CH-01, JG-01, JG-03 y JG-04, se consiguió una disolución de oro de: 30.3 %, 47.2 %, 71.9 %, 28.4 % en la Etapa I; mientras que para la etapa II fueron 22.3 %, 52.5 %, 54.6 % y 18.9 %, en las dos etapas se tiene recuperaciones bajas debido a la presencia de arsénico en el mineral tratado

En la muestra de cola de cianuración correspondiente a la malla 200 se recuperó 124,10 g de 1000 g de relave de cianuración correspondiendo al 12,41 %. Además en el análisis químico de la muestra se obtuvo 1,37 g-Au/t, de los cuales relacionando con el 12,41 % de material recuperado se obtuvo 0,17 gramos de contenido metálico equivalente al 17,60, % de oro que paso por las mallas.

En el 31,25 % del peso de cola de cianuración se determinó el 28,84 % de contenido de oro que se encuentran entre las mallas 250  $\mu$  y 75  $\mu$ ; existiendo oro fino en un 71,16 %

del total de la muestra, determinándose que el mayor contenido de oro se encuentra bajo la malla < 200 mesh (75  $\mu$ ). (ver Tabla 17).

En la composición mineralógica se determinó los porcentajes de contenido de cada uno de los elementos: Pirita el 20%; Calcopirita 10 % y Arcenopirita 5 % (Tabla 18).

Para la determinación del porcentaje de recuperación de oro para cada una de las etapas, se tomaron como referencia los resultados de los ensayos al fuego de las muestras originales y de los residuos sólidos de los ensayos de cianuración

La muestra de cabeza (LMM-OO1 cancha mina), se determinó 12,83 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se obtiene de 10,09 g-Au/t, concentración de cianuro de 2 g/L y el 80 % del mineral pasa la malla 200. El peso de la muestra fue 1,40 Kg, volumen de solución de 2 L, sólidos el 41,18 %. En cuanto a la cianuración por agitación del material se observó una disolución de oro, del 78,64 %, debido a un alto porcentaje de sólidos en la lixiviación, y las partículas minerales > a 75  $\mu$ , que afectaron a la disolución del oro, en la cola de cianuración se obtiene 3,84 g-Au/t de oro total, por tal razón se obtiene una baja disolución, el tiempo máximo de cianuración fue de 24 h, por lo que no se observó valores de disolución pasado este tiempo. (ver Tabla 20).

La muestra de cabeza (LMM-OO2 mina), contiene 14,32 g-Au/t de oro total, concentración de cianuro de 1,75 g/L, % pasante de malla 200 = 98, peso de la muestra de 1,33 Kg, volumen de solución de 2 L, y 26 horas de lixiviación.

Los valores correspondientes a los análisis de cianuración convencional se obtiene 12,18 g-Au/t, en la cola de cianuración se obtiene 2,14 g-Au/t determinado por ensayo al fuego, debido a la presencia de las partículas finas del mineral se recupera el 85,06 % de oro, se trabajó con el 39,94 % de sólidos en pulpa por tal razón se obtiene una mayor recuperación del mineral. (ver Tabla 21).

La muestra de cabeza (LMM-OO3 cancha mina), contiene 25,38 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración convencional se obtiene 23,18 g-Au/t se trabajó con 1,80 g/L,

de concentración de cianuro, peso de muestra de 1,02 Kg, volumen de solución de 2 L, % de sólidos de 33,77 y 24 horas de lixiviación.

En la cianuración por agitación convencional de los minerales auríferos de cabeza se encuentra los valores más elevados en la malla 200, obteniéndose el 91,38% de disolución del mineral aurífero, mientras que en la cola de cianuración se obtuvo 2,13 g-Au/t de oro total. (ver Tabla 22).

La muestra de cola (LMM-OO4), en el ensayo de cianuración convencional, se analizó el relave y se determinó: 1,34 g-Au/t de oro total; concentración de cianuro de 2 g/L; pasante de malla 200 = 70 %; peso de la muestra de 1,50 kg; volumen de solución de 2 L; sólidos en pulpa de 40 % y 8 horas de lixiviación. El 70% del mineral disponía de un alto contenido de sulfuros, por lo que el oro se encontró encapsulado en la pirita, siendo una de las causas para obtener una baja disolución.

Mediante la gráfica de la cinética de disolución se recupera 1,13 g-Au/t, de 2,50 g-Au/t de oro total presente en la muestra, se alcanzó el 45,69 % de disolución de oro por cianuración, con un consumo de cianuro (2 g/L) y el tiempo de cianuración fue de 8 h. (ver Tabla 23).

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO3), contiene 1031,90 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración intensiva se recupera 999 g-Au/t, y disuelve el 96,81 % de oro, analizando el relave de cianuración (cola) se obtiene 32,90 g-Au/t de oro total; % pasante de malla 200 = 80; peso de la muestra de 1,0 Kg; volumen de solución de 3 L,

Analizando la gráfica de disolución a las 6 h se alcanzó a recuperar el 93,03 % del oro total presente en el concentrado, obteniéndose 930 g-Au/t, se trabajó con una concentración de cianuro de 30 g/L; sólidos en pulpa de 25 %; y 24 h de tratamiento, (ver Tabla 24).

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO4), contiene 1250,50 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración intensiva se recupera 1201,63 g-Au/t, % de oro, analizando el relave de cianuración se obtiene 48,86 g-Au/t de oro total, % pasante de malla 200 = 25,60 peso de la muestra de 1,5 t, volumen de solución de 6,5 m<sup>3</sup>, sólidos en pulpa de 18,75 %

El concentrado gravimétrico es dócil al proceso de cianuración con el 96,09 % y el 96,81 % de disolución de oro en 13 h y 24 h de tratamiento respectivamente, la concentración de cianuro fue de 7,70 Kg/m<sup>3</sup>, y un consumo de 33,33 Kg/t de NACN; el consumo de NaOH fue de 1,33 Kg/t. (ver Tabla 25).

El pH para cada ensayo de cianuración se trabajó entre 11 y 12,5; concentración de cianuro de 1,5 g/L a 2 g/L, para los concentrados gravimétricos se utilizó una concentración de 30 g/L, la cantidad de oxígeno disuelto en la solución fue de 12 mg/L, para los concentrados gravimétricos se adicióno peróxido de hidrogeno para elevar la cantidad de oxígeno disuelto ver tabla 26, el pH en la lixiviación de los concentrados se controló con NaOH, reactivo más soluble.



## 8. CONCLUSIONES

En la malla 200 mesh (75  $\mu$ ) se recuperó 164,7 g de concentrado gravimétrico equivalente al 16,63 % del total; obteniéndose 9,23 g de oro (12,12, %) del total de oro (55,5 g Au/t).

Entre las mallas 250 y 75 se encuentra el 71,15% de oro fino y en la malla < 75 se encontró el 28,85% de oro grueso.

En la malla 200 se recuperó el 12,41 % de la muestra de cola de cianuración de 1000 g de relave y 1,37 g-Au/t, alcanzando 0,17 g (17.60 % del total) de oro total.

Entre las mallas 250  $\mu$  y 75  $\mu$  se obtuvo el 31,25% del peso de cola de cianuración y el 28,84% de contenido de oro de la fracción gruesa y en la malla < 75  $\mu$  se alcanzó el 71,16% de oro fino.

La muestra de cabeza (LMM-OO1 cancha mina), se observó una disolución de oro, del 78,64 %, debido a un alto porcentaje de sólidos en la lixiviación, y las partículas minerales > a 75  $\mu$ , que afectaron a la disolución del oro, el tiempo máximo de cianuración fue de 24 h, por lo que no se observó valores de disolución pasado este tiempo. (ver Tabla 20).

La muestra de cabeza (LMM-OO2 mina). Los valores correspondientes a los análisis de cianuración convencional se alcanzó 12,18 g-Au/t, y en los residuos sólidos de cianuración se consiguió 2,14 g-Au/t determinado por ensayo al fuego, con el 85,06 % de disolución del oro, se trabajó con el 39,94 % de sólidos en pulpa por tal razón se obtuvo una mayor recuperación del mineral; tiempo de disolución de 26 h (ver Tabla 21).

La muestra de cabeza (LMM-OO3 cancha mina), se trabajó con 1,80 g/L, de concentración de cianuro, peso de muestra de 1,02 Kg, volumen de solución de 2 L, % de sólidos de 33,77 y 24 horas de lixiviación, alcanzando el 91,38% de disolución del mineral aurífero, mientras que en la cola de cianuración se obtuvo 2,13 g-Au/t de oro total. (ver Tabla 22).

La muestra de cola (LMM-OO4), El 70 % del mineral disponía de un alto contenido de sulfuros, por lo que el oro se encontró encapsulado en la pirita, siendo una de las causas

para obtener una baja disolución, mediante la gráfica de la cinética de disolución se recupera 1,13 g-Au/t, de 2,50 g-Au/t de oro total presente en la muestra, el tiempo de cianuración fue de 8 h. (ver Tabla 23).

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO3), de 1031,90 g-Au/t de oro total, contenido en el concentrado gravimétrico, a Las 6 h se alcanzó a recuperar el 93,03 % del oro total presente en el concentrado, en cianuración intensiva se recupera el 96,81 % del oro, en los residuos sólidos de cianuración se alcanzó 32,90 g-Au/t de oro total, se trabajó con una concentración de cianuro de 30 g/L; sólidos en pulpa de 25 %; y 24 h de tratamiento, (ver Tabla 24).

La muestra de concentrado gravimétrico (LMM-CCOO4), contiene 1250,50 g-Au/t de oro total, en el ensayo de cianuración intensiva se recupera 1201,63 g-Au/t, % de oro, analizando el relave de cianuración se obtiene 48,86 g-Au/t de oro total, la concentración de cianuro fue de 7,70 Kg/m<sup>3</sup>, y un consumo de 33,33 Kg/t de NaCN; el consumo de NaOH fue de 1,33 Kg/t. (ver Tabla 25).

Los consumos de los diferentes reactivos químicos usados son mostrados en las tablas de pruebas metalúrgicas.

#### a) Cianuración convencional

Prueba N <sup>o</sup>	% pasante malla 200	Ley de oro gr/t	Consumo de CN kg/t	Porcentaje de recuperación
1	80	12,83	1,28	78,61
2	98	14,32	1,28	85,06
3	88	25,38	1,37	91,33
4	80	9,9	2,99	69,21

#### b) Cianuración intensiva

Prueba N <sup>o</sup>	% Molienda malla -200	Ley de oro g/t	Consumo de CN kg/t	Porcentaje de recuperación
1	80	1031,9	60	96,61
2	25,6	1250,5	33,33	96,09

## 9. RECOMENDACIONES

- Se recomienda contemplar un proceso adecuado antes de cianurar el concentrado gravimétrico, aplicando la concentración de cianuro del 1 % en volumen de solución.
- Se recomienda se utilice el proceso de concentración gravimétrica para el mineral proveniente de la mina Paralela ya que se tiene partículas de oro menores a 1000 micrones.
- Se recomienda volver a concentrar las colas de cianuración convencional, debido a que en el proceso de cianuración en los relaves finales si existe disolución de oro con leyes de 1,16 g/t y obteniendo una disolución del 71,16 % indicando que aún hay valores de oro libre muy fino y que es recuperable como se demuestra en la tabla 23.
- Para una mayor disolución del oro se recomienda trabajar con una molienda del 85 al 90 % porcentaje pasante malla 200 (74  $\mu$  )
- Se recomienda realizar la investigación del proceso de lixiviación intensiva de los concentrados para una mayor recuperación, con lo cual se eliminará el uso definitivo del Mercurio, esto nos permitirá un mejor beneficio económico, menos consumo de cianuro, manteniendo ecosistemas en mejores condiciones, y cumpliendo lo que dispone la Ley de Minería vigente:
- Sugiriéndose para las posteriores pruebas realizar una remolienda hasta la granulometría de 270 mesh

## 10. BIBLIOGRAFIA

ASAÑERO ORTIZ Ángel; Recuperación de Oro de Soluciones Cianuradas. V Simposium Nacional de minería aurífera – UNMSM 1999

AGUIRRE, L, (2006). Recopilaciones de Metalurgia Extractiva. Quito, Ecuador

BADGER Y BANCHERO. (1984) Introducción a la Ingeniería Química. McGRAW-HILL BOOK Company, Inc. España

BALLESTER-VERDEJA-Sancho (2000) Metalurgia Extractiva, Fundamentos. Editorial Síntesis. Madrid. España

BANSUL, R.C., DANIEL, J.B. (1998) Activate Carbon New York

CABE- SMITH Mc.. (1981) Operaciones Básicas de Ingeniería Química. Barcelona

CAÑADAS L. 1978 y ACOSTA Solís – 1982. Mapa Bioclimático del Ecuador

CONTRERAS CASTRO David; Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración – Boletín Nº 8 – Comisión de fomento minero – México D. F. 1967.

GUERRERO J., Caracterización y Ensayos de Cianuración Intensiva de Muestras Minerales con Contenido de Oro del Distrito Minero Ponce Enríquez – Ecuador (Tesis Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, Escuela Superior Politécnica del Litoral, 2006)

GUEVARA A. y DE LA TORRE E., Importancia de los Estudios Mineralógicos en el Procesamiento de Minerales Auríferos Refractarios. Memorias del Seminario Internacional Minería, Metalurgia y Medio Ambiente, Escuela Politécnica Nacional, 2003.

HABASHI, FATHI. Avances recientes en la metalurgia del oro

INFORME DE PRODUCCIÓN AGRIMROC S.A. (AÑO 2007)

ÑEONARDO G, Agustín, Fernando Concha A. Concepción Chile 1994

MISARI CHUQUIPOMA Fidel. 2010. Metalurgia del Oro. Lima Editorial San Marcos.

NAGY Monika, TYLER CO W.S. (2011) The Profitable Use of testing.

PALACIOS, S. (2003). "Algunos Aspectos de Aplicación en Hidrometalurgia. E.P.F". Impresores. Lima.

PRODEMINCA, Depósito Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera Occidental y Real, Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, 2000.

SOTELO E., 2006 Manual de métodos analíticos de laboratorio químico.

THAIS GONZALES PÉRES, Universidad Tecnológica de Chile, Instituto profesional Centro de formación técnica, Mayo 2012

## **11. ANEXOS**

## **ANEXO 1. DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA METALÚRGICA**

**ANEXO 2. DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA METALÚRGICA  
PROCESO MIXTO**



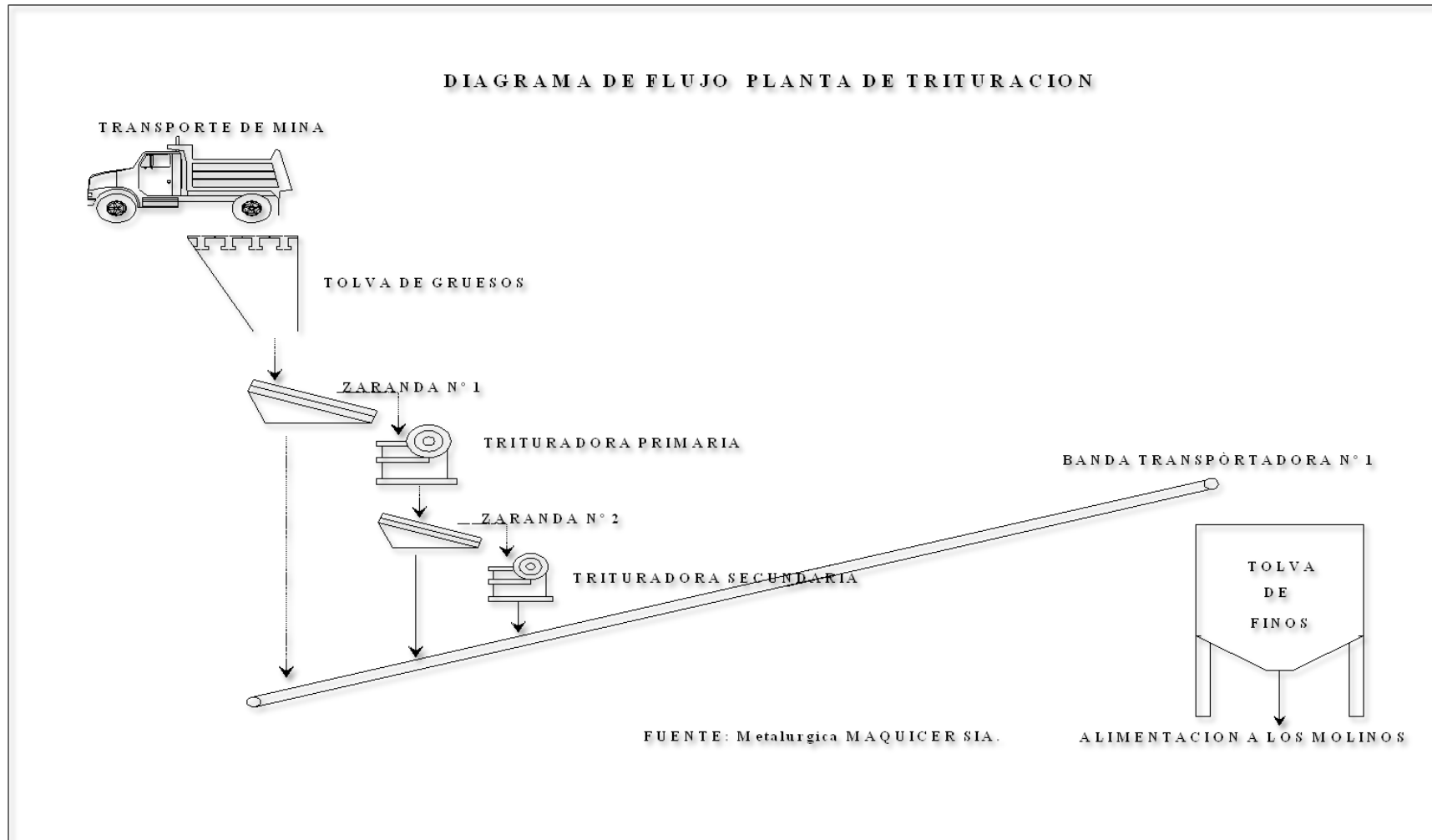
**ANEXO 3. CÁLCULOS DE WORK INDEX EN TRITURACIÓN Y MOLIENDA.**

**Anexo 3.1. Calculo del Work Index en trituración.**

N° De Malla	Abertura $\mu$	ALIMENTACIÓN				PRODUCTO			
		Peso retenid. Kg	% Retenid. parcial	% Retenid. acumulado	% Pasante acumulado	Peso retenid. Kg	% retenido parcial	% Retenid. acumulado	% Pasante acumulado
4	100000	0	0	0	100	0	0	0	100
3,5	88900	15	13,39	13,39	86,61	0	0	0	100
3	76200	12	10,71	24,11	75,89	0	0	0	100
2,5	63500	10	8,93	33,04	66,96	0	0	0	100
2	50800	8	7,14	40,18	59,82	0	0	0	100
1,5	38100	6	5,36	45,54	54,46	0	0	0	100
1	25400	8	7,14	52,68	47,32	1	0,81	0,81	99,19
05-ago	15875	7	6,25	58,93	41,07	3	2,42	3,23	96,77
01-feb	12700	8	7,14	66,07	33,93	5	4,03	7,26	92,74
03-ago	9525	8	7,14	73,21	26,79	12	9,68	16,94	83,06
01-ago	3175	10	8,93	82,14	17,86	13	10,48	27,42	72,58
10	2000	7	6,25	88,39	11,61	20	16,13	43,55	56,45
20	850	8	7,14	95,54	4,46	30	24,19	67,74	32,26
-20		5	4,46	100	0	40	32,26	100	0
		<b>112</b>	100			<b>124</b>	100		

Fuente: Metalúrgica MAQUICER S.A.

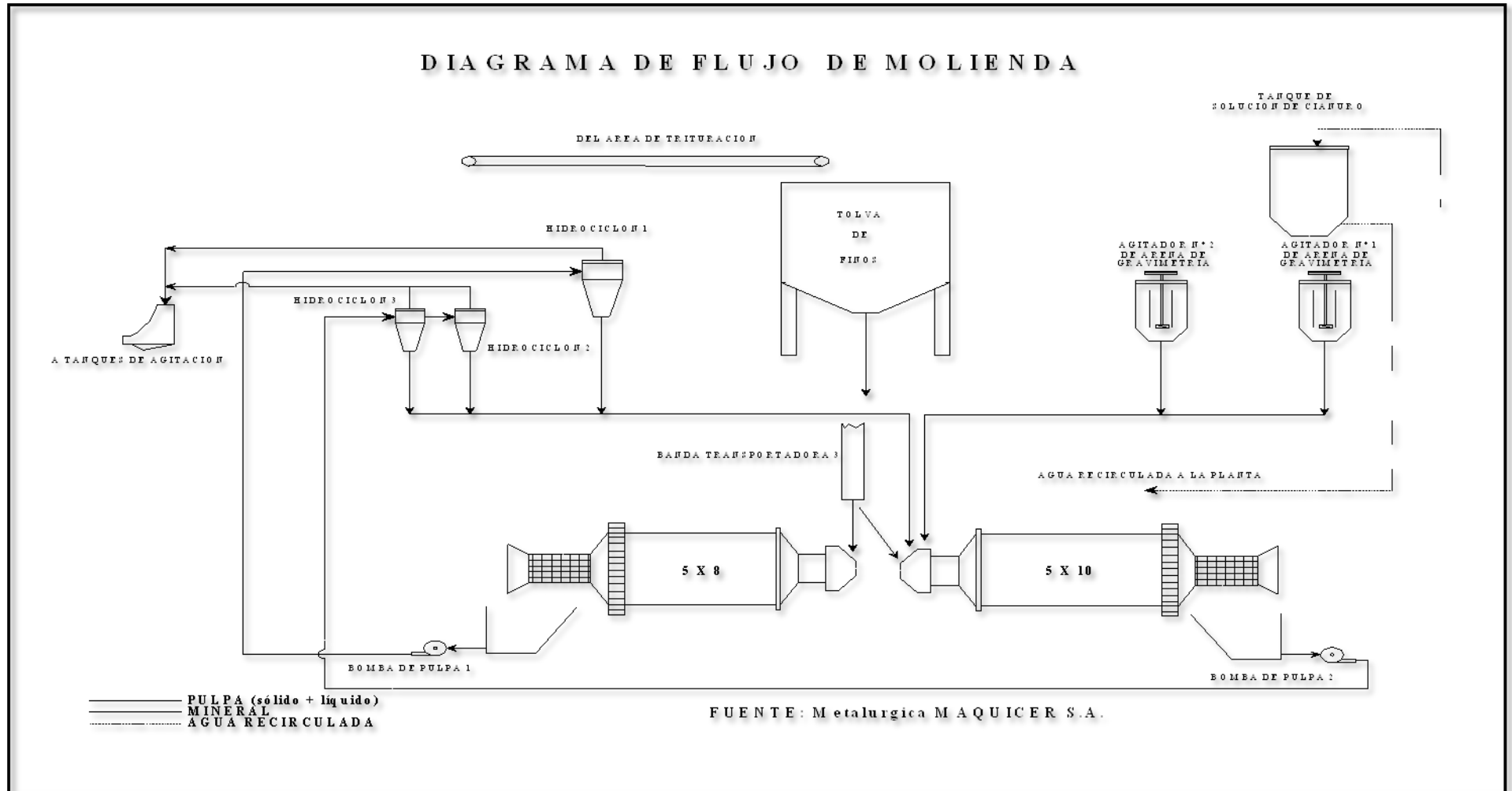
### Anexo 3.2. Diagrama de flujo de trituración.



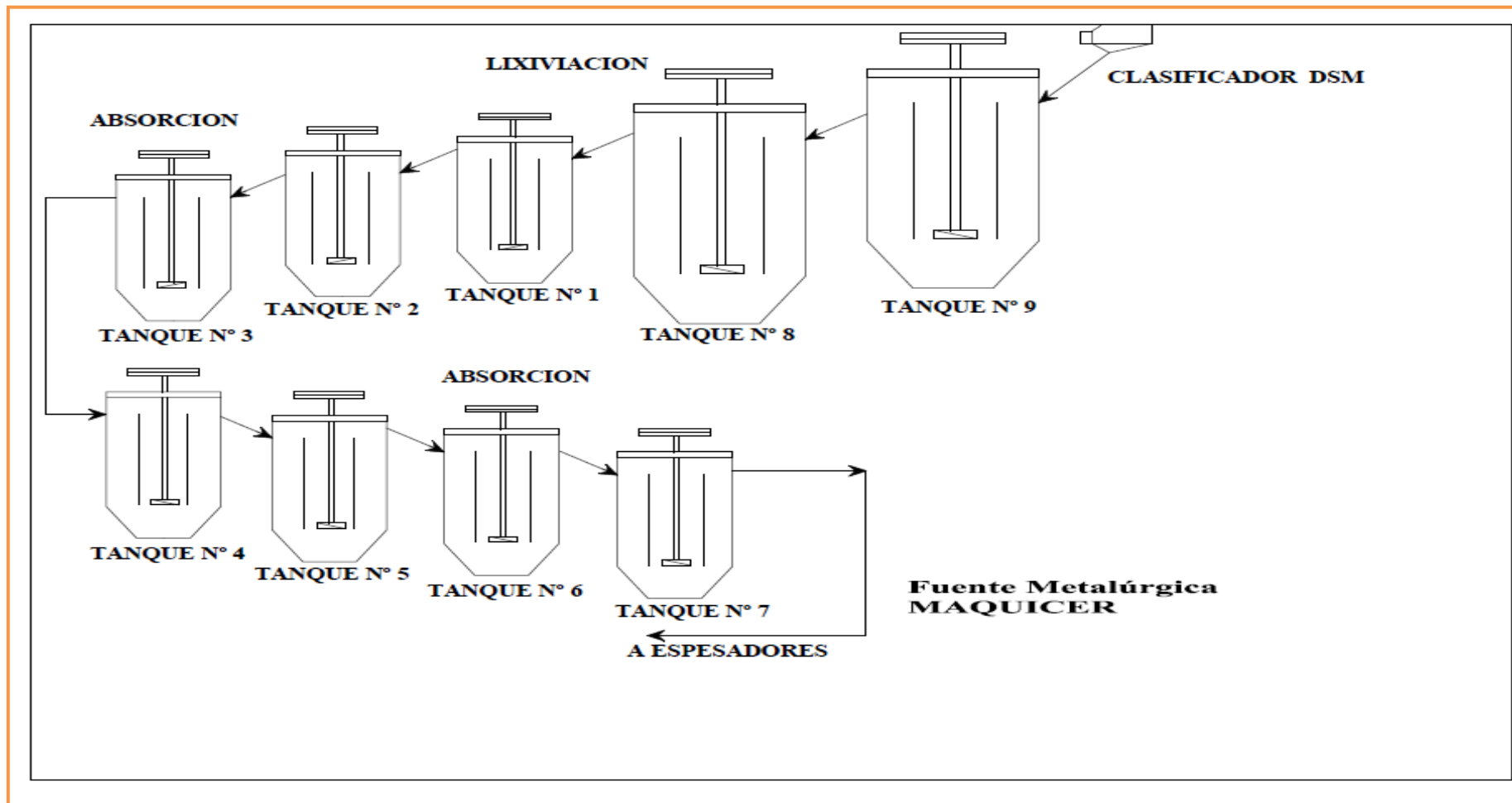
**Anexo 3.3. Cálculo del Work Index en molienda.**

N° De Malla	Abertura $\mu$	ALIMENTACIÓN				PRODUCTO			
		Peso retenid. Kg	% Retenid. parcial	% Retenid. acumulado	% Pasante acumulado	Peso retenid. Kg	% retenido parcial	% Retenid. acumulado	% Pasante acumulado
03-abr	18850	0	0	0	100	0	0	0	100
01-feb	12500	120	7,89	7,89	92,11	0	0	0	100
03-ago	9500	129	8,48	16,37	83,63	0	0	0	100
01-abr	6300	100	6,57	22,95	77,05	0	0	0	100
4	4750	127	8,35	31,3	68,7	0	0	0	100
10	1700	126	8,28	39,58	60,42	0	0	0	100
20	841	105	6,9	46,48	53,52	120	9,68	9,68	90,32
35	425	104	6,84	53,32	46,68	90	7,26	16,94	83,06
48	300	100	6,57	59,89	40,11	80	6,45	23,39	76,61
65	212	90	5,92	65,81	34,19	85	6,85	30,24	69,76
100	150	85	5,59	71,4	28,6	80	6,45	36,69	63,31
150	106	84	5,52	76,92	23,08	95	7,66	44,35	55,65
200	71	80	5,26	82,18	17,82	120	9,68	54,03	45,97
270	53	76	5	87,18	12,82	150	12,1	66,13	33,87
325	45	70	4,6	91,78	8,22	120	9,68	75,81	24,19
400	38	60	3,97	95,73	4,27	200	16,13	81,94	8,06
-400		65	4,27	100	0	100	8,06	100	0
		1521	100			1240	100		

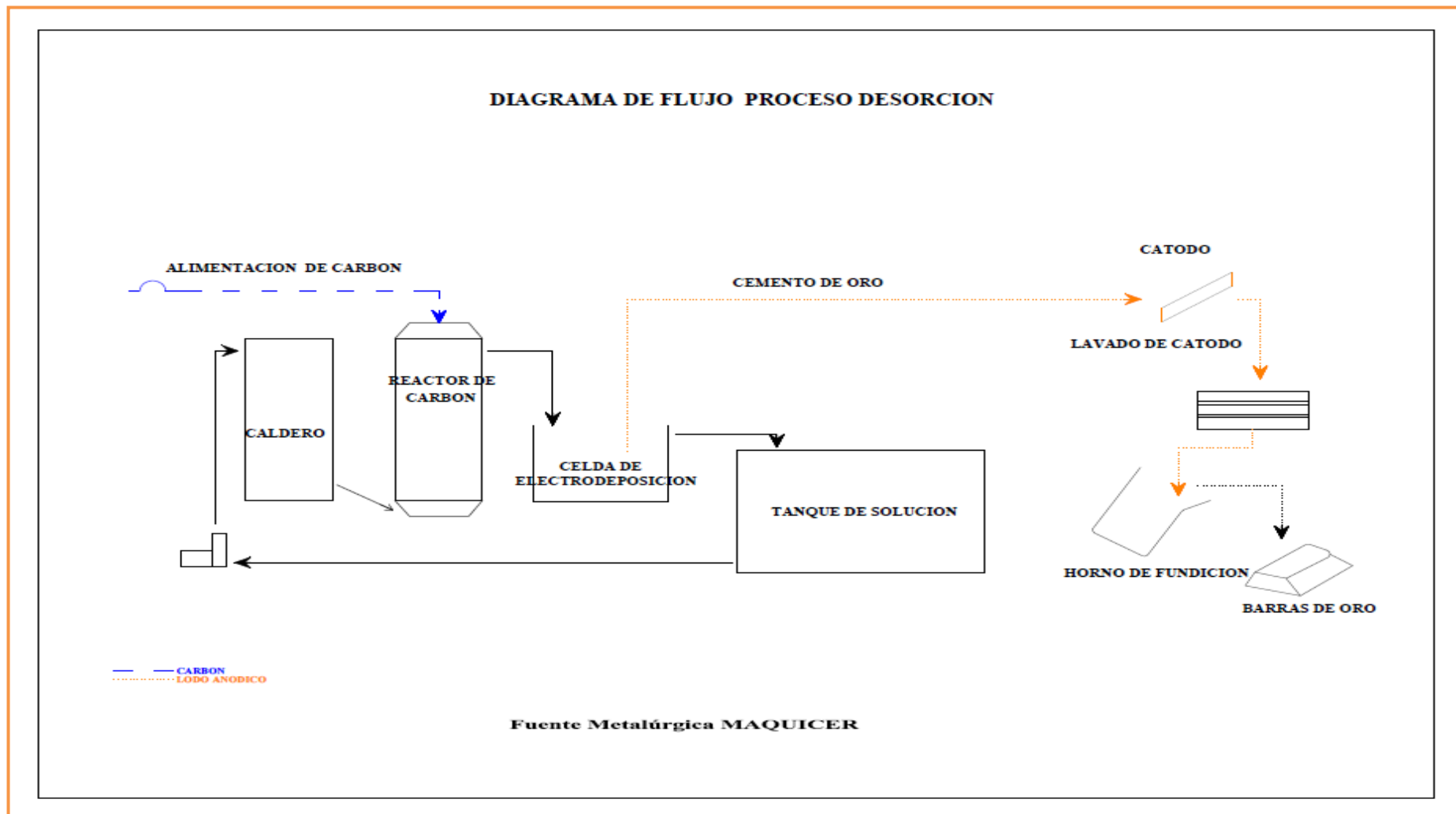
Anexo 3.4. Diagrama de flujo circuito de molienda.



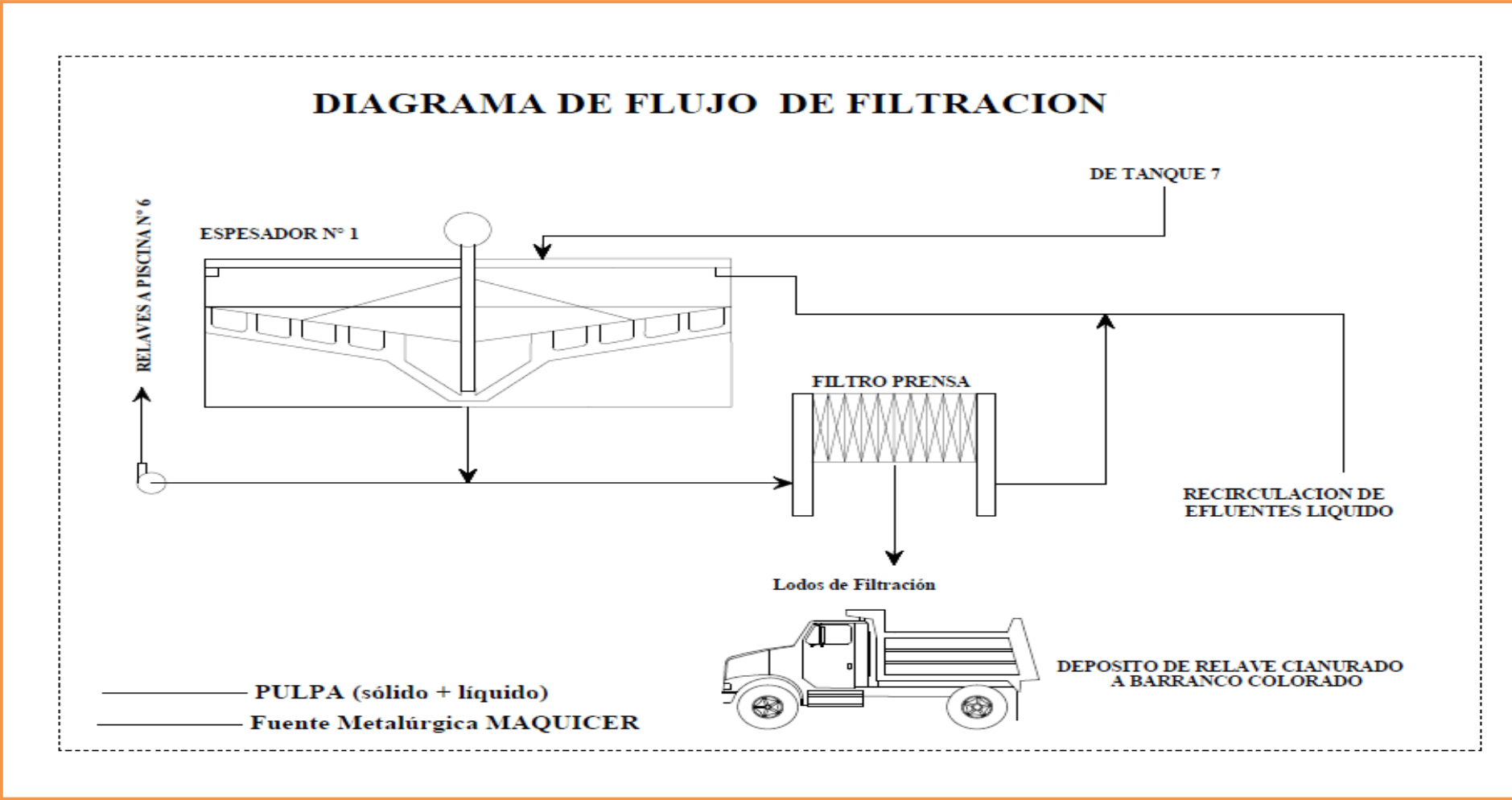
Anexo 3.5. Diagrama de flujo circuito de cianuración.



Anexo 3.6. Diagrama de flujo desorción.



Anexo 3.7. Diagrama de flujo, filtración de relaves.





## **ANEXO 4. CIANURACIÓN**

### **ANEXO 4.1. PREPARACIÓN DE MUESTRA DE MINERAL PARA ENSAYOS DE CIANURACIÓN**

#### **1. Equipos y materiales utilizados:**

- Muestra mineral
- Cocineta
- Espátulas metálicas
- Recipientes de acero inoxidable
- Campana extractora de gases
- Trituradora de mandíbula
- Pulverizador
- Balanza de 2 decimales
- Agitador de pruebas
- Reactivos químicos

#### **2. Procedimiento Experimental:**

- Secamos 5 kilos de muestra
- Trituración,
- se tamiza todo el mineral triturado por la malla número 10, mediante un cuarteo sacar 1,5 Kg de la muestra.
- pulverizado y pesado

## **ANEXO 4.2. Procedimiento para ensayos de Cianuración**

### **Equipos y materiales utilizados:**

- Agitador
- probeta
- Balanza
- Reactivos químicos
- Envases para muestreo de solución rica
- Perkin Elmer para análisis de muestras

### **1. Procedimiento experimental:**

P. de mineral = 1330 g

Volumen = 2000 cm<sup>3</sup>

Dosificación de Cianuro = 2 g/L

**PRIMERO:** El mineral debe estar debidamente, triturado pulverizado y homogenizado y cuarteado

**SEGUNDO:** Se pesa 1 Kg de mineral en una balanza digital.

**TERCERO:** En un recipiente adecuado se coloca el mineral pesado con el volumen necesario de agua y se inicia la agitación.

**CUARTO:** Luego de 10 minutos se para la agitación para el control de cianuro libre y pH de la solución.

**QUINTO:** Titulación de cianuro libre, se toma 10 ml de solución, se adiciona 3 gotas de yoduro de potasio y se inicia con la medición agregando nitrato de plata

al 4,2 % hasta que cambie de color dando una tonalidad verde amarillenta. De esta manera se puede determinar la cantidad de cianuro libre

**SEXTO:** La cantidad de cianuro libre se determina con la siguiente relación.

= volumen gastado de AgNO<sub>3</sub>/100

Se procede de manera similar para los diferentes ensayos de cianuración.

**SEPTIMO:** Procedimiento para determinar la ley de oro cianurable

- a) Se toma la muestra del agitador de pruebas
- b) Filtramos la muestra
- c) Analizamos la muestra en el equipo de absorción atómica (AAS-200) en ppm. Si la muestra es de concentración alta procedemos a diluir la muestra en una parte de solución y 10 partes de agua destilada

Resultados obtenidos a partir de las lecturas en ppm.

**Datos:**

Volumen solución = 2 L

Peso muestra = 1117 g

Factor =  $1 \times 10^6$

$$g/t = \frac{\text{Lectura AAS} \cdot \text{Vol.Sol.}}{W \text{ Muestra}} * \text{Factor}$$

Lectura en AAS = 3,47PPM (mg/L)

$$3,47 \frac{\text{mg}}{\text{L}} * \frac{1\text{g}}{1000\text{mg}} = 0,00347\text{g/L}$$

$$\frac{g}{t} = \frac{0,00347\text{g}}{1.117\text{g}} * \frac{1000.000\text{g}}{1\text{t}} = 5,93$$

## **ANEXO 5. CALCULO DE ENSAYO AL FUEGO**

### **ANEXO 5.1 PROCEDIMIENTO PARA DETERMINAR EL CÁLCULO DE ORO TOTAL**

#### **Equipos y Materiales Utilizados:**

- Crisoles de cerámica
- Copelas
- Espátulas metálicas
- Recipientes de acero inoxidable
- Cocineta
- Campana extractora de gases
- Horno para fundición de muestras
- Reactivos químicos
- Crisoles de porcelana
- Piseta

#### **Procedimiento y resultados**

**Primero:** Pesamos la muestra pulverizada 30 gramos para mineral y 10 gramos para sulfuros.(concentrados gravimétricos)

**Segundo:** Calcinado de muestra

**Tercero:** fundición

**Cuarto:** Copelación

**Quinto:** Ataque ácido

**Sexto:** pesado de muestra

**Séptimo:** Calculo para determinar la ley mineral, utilizamos la siguiente formula:

$$\text{Au gr/Ton} = \frac{w_2}{w_1} * 1'000.000$$

Dónde: W1= peso de la muestra inicial: 30 g

W2 = peso de la partícula mineral resultante del proceso; (gramos)

1'000.000: factor para convertir de gramos a toneladas

Resultados obtenidos a partir del proceso para el desarrollo de la formula se los ubica en la siguiente tabla.

Valores de oro total en g-Au/t en las diferentes mallas y concentrados gravimétricos

<b>CÓDIGO DE MUESTRA</b>	<b>PESO BALANZA (g)</b>	<b>LEY (g-Au/t)</b>
<b>Malla 140</b>	0,00178	59,33
<b>Malla 200</b>	0,00096	32,00
<b>LM-001 cabeza</b>	0,000385	12,83
<b>LMM-CC003 (conc. grav.)</b>	0,010319	1031,90
<b>LMM-CC004 (conc. grav.)</b>	0,012505	1250,50
<b>LMM-cola (conc. Grav.)</b>	0,048806	48,86

**Calculo:**

W1=: 30 g

W2= 0,00178 g

$$\text{Au g/t} = \frac{W2}{W1} * 1'000.000 = \frac{0,00178}{30 \text{ gr}} * 1'000.000 = 59,33$$

Para el cálculo de concentrados gravimétricos es el mismo procedimiento, con la particularidad que el peso inicial es de 10 gramos

- W1=: 10 g
- W2= 0,000695 g

$$\text{Au g-Au/t} = \frac{W_2}{W_1} * 1'000.000 = \frac{0,000695}{10 \text{ gr}} * 1'000.000 = 69,50$$

- W1=: 10 g
- W2= 0,000795 g

$$\text{g-Au/t} = \frac{W_2}{W_1} * 1'000.000 = \frac{0,000795}{10 \text{ g}} * 1'000.000 = 79,50$$

## **ANEXO 6. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO**

### **ANEXO 6.1 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS MUESTRAS MINERALES**

#### **1. Determinación de la granulometría por el método de los tamices**

Para realizar el análisis por tamizado comenzamos por limpiar los tamices con una brocha o pincel fino y golpearlos ligeramente para librarles de cualquier partícula adherida; la serie completa de tamices comprende desde la malla 40 mesh a 200 mesh. Después se encajan los tamices entre sí, colocando el de 40 $\mu$  en la parte superior y el más fino, de 200  $\mu$  en el fondo de la columna.

Se carga 1 Kg. de material en el tamiz superior, que se cubre con la tapa. El conjunto se somete a un movimiento de rotación y choque (zarandeo). Después de cierto tiempo, los finos, 200 mallas, se recogen en el recipiente del fondo.

Se desmontan los tamices con objeto de pesar las distintas fracciones. Para realizar el Análisis Granulométrico y químico de las fracciones pasadas por las mallas 40, 60, 80, 100, 140 y 200, (en micrones). El análisis de las muestras es realizado por medio de la técnica de ensayo al fuego.

## ANEXO 7. CALCULO DE HUMEDAD

### ANEXO 7.1 Calculo de humedad del mineral

#### 1. Procedimiento Experimental:

**Primero:** En un recipiente de aluminio se toma una cantidad de material húmedo.

**Segundo:** Se pesa en la balanza electrónica la muestra húmeda. Esta caracterización se basa en la diferencia de pesos sean estos húmedo y seco de las respectivas muestras. Se procede a tomar el peso de una tara, el peso de la tara con la muestra del mineral, se resta el peso de la tara como último dato realizando lo mismo tanto para el peso seco como para el peso en húmedo, colocando en la siguiente fórmula los datos.

$$H = \frac{Wh - Ws}{Wh} * 100$$

En donde:

H = porcentaje de humedad.

Wh = peso de la muestra húmeda (g)

Ws = peso de la muestra seca (g)

$$H = \frac{(522g - 492.2g)}{522g} * 100 = 5.70 \%$$

Determinación del porcentaje de humedad de algunas muestras.

DETERMINACION DE HUMEDAD			
Muestra	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Humedad (%)
1	486.6	459.8	5.89
2	522.0	492.2	5.71
3	668.8	628.8	5.98
<b>PROMEDIO</b>			<b>5.75</b>



## ANEXO 8 CÁLCULO DE GRAVEDAD ESPECÍFICA

### ANEXO 8.1 Gravedad específico de mineral aurífero

#### 1. Procedimiento Experimental:

Se toma una probeta de 250 ml se toma el peso de la probeta más la adición de agua destilada, se toma el peso de una muestra cuarteando al resultado molido y seco de 1 Kg de cada tipo de muestra. Se pesa la muestra más la probeta y el agua hasta el respectivo aforo; por medio de la fórmula siguiente se obtiene la gravedad específica:

$$\text{Gravedad Específica} = \frac{W_s}{W_s + (W_1 - W_2)} ; \text{g/cm}^3$$

Dónde:

Se realizó ensayos de las muestras LMM-001 y LMM-003

Ensayo	P. mineral (g)	V. inicial (ml)	V. final (ml)	Incremento de vol. (ml)	Gravedad especifica
1	20	20	27,2	7,2	2,80
2	30	30	37,7	7,7	3,80

## ANEXO 9. MEDICIÓN DE PARÁMETROS EN CIANURACIÓN

### ANEXO 9.1 Medición de pH, temperatura, y HCN

A continuación se detallan los valores obtenidos de los parámetros de pH, Temperatura y HCN en la siguiente tabla.

Parámetros	Unidades	Tanques de Cianuración									Moli no 2
		Tk 1	Tk 2	Tk 3	Tk 4	Tk 5	Tk 6	Tk 7	Tk 8	Tk 9	
pH	pH	11,8	11,7	11,63	11,5	11,49	11,44	10,00	10,07	11,33	11,50
Temperatura	°C	30,3	30,1	29,5	29,9	29,4	28,9	27,6	27,5	27,7	30,50
CNH	ppm	0,30	0,30	0,10	0,60	0,10	0,10	0,80	0,70	0,10	0,40