



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

**ÁREA BIOLÓGICA Y BIOMÉDICA**

TÍTULO DE INGENIERO QUÍMICO

**Evaluación hidrometalúrgica por cianuración de los concentrados de  
flotación de la empresa Ecoluxen S.A**

TRABAJO DE TITULACIÓN

**AUTOR:** Valarezo Jaramillo, Marcos David

**DIRECTOR:** Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs

LOJA- ECUADOR

2017



*Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>*

2017

## **APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN**

Magister.

Victor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

**DOCENTE DE LA TITULACIÓN**

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Evaluación hidrometalúrgica por cianuración de los concentrados de flotación de la empresa Ecoluxen S.A realizado por Valarezo Jaramillo Marcos David, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, octubre de 2017

f) .....

## DECLARACIÓN DE AUTORIA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Valarezo Jaramillo Marcos David declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Evaluación hidrometalúrgica por cianuración de los concentrados de flotación de la empresa Ecoluxen S.A, de la Titulación de Ingeniería Química, siendo Victor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice:” Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad “

f. ....  
Autor: Marcos David Valarezo Jaramillo  
Cédula: 1104770456

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo va dedicado con todo mi cariño y de manera especial a mis padres Luis Valarezo y Daisy Jaramillo, quienes han sido mi ejemplo y pilar fundamental durante todo este tiempo, que con su esfuerzo, sacrificio, amor y sobre todo su apoyo incondicional, me han permitido realizar este gran logro y cumplir una etapa más en mi vida. Esta meta significa para mí, retribuir cada uno de sus esfuerzos y demostrarles que todo lo que han hecho por mí, se vea reflejado en este trabajo.

A mis hermanos Luis y Vanessa que con su apoyo y ejemplo han logrado que supere los obstáculos y barreras que se me presenten.

A mis sobrinos Josué, Luciana y Nicolás que cada día me motivan para ser un buen ejemplo para ellos.

A mi abuelito Marco Antonio, que desde el cielo guía mis pasos, y a mi abuelita Alicia que con su amor y apoyo me han permitido que llegue a cumplir este logro importante para mi vida profesional.

## **AGRADECIMIENTO**

Manifiesto mi agradecimiento al Mgs. Victor Sanmartín, que en calidad de tutor del trabajo de fin de titulación me supo guiar en el transcurso de la realización del mismo.

A los ingenieros Juan Carlos Quintuña y David Gonzales, quienes además de brindarme su amistad, me ayudaron de manera especial y desinteresada en la realización de este proyecto.

A mis compañeros y amigos Paúl, Patricio, Santiago, Alfonso, Hernán, Adriana, Jhulissa, por su ayuda no solo en este proyecto, sino en el transcurso de toda la carrera.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

CARÁTULA .....	i
APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN .....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORIA Y CESIÓN DE DERECHOS .....	iii
DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO .....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	vi
ÍNDICE DE TABLAS .....	xi
ÍNDICE DE FIGURAS .....	xii
RESUMEN .....	1
ABSTRACT .....	2
CAPÍTULO I .....	3
INTRODUCCIÓN .....	3
1.1. Fin del proyecto .....	6
1.2. Propósito del proyecto .....	6
1.3. Componentes del proyecto .....	6
CAPÍTULO II .....	7
FUNDAMENTO TEÓRICO .....	7
2.1. Planta de beneficio de minerales Ecoluxen S.A .....	8
2.1.1. Antecedentes .....	8
2.1.2. Descripción físico geográfica de la planta .....	9
2.1.2.1. <i>Ubicación</i> .....	9
2.1.2.2. <i>Ubicación geográfica</i> .....	9
2.1.2.3. <i>Acceso</i> .....	9
2.1.2.4. <i>Topografía y clima</i> .....	10
2.1.2.5. <i>Descripción del proceso tecnológico</i> .....	11
2.1.2.5.1. <i>Nivel1: Almacenamiento y transporte</i> .....	11
2.1.2.5.2. <i>Nivel2: Alimentación</i> .....	11
2.1.2.5.3. <i>Nivel3: Trituración</i> .....	11
2.1.2.5.4. <i>Nivel4: Molienda primaria</i> .....	12
2.1.2.5.5. <i>Nivel5: Cribado y remolienda</i> .....	12
2.1.2.5.6. <i>Nivel6: Molienda ultrafino</i> .....	12
2.1.2.5.7. <i>Nivel7: Concentración y separación</i> .....	12
2.1.2.5.8. <i>Nivel7a: Refinación y fundición</i> .....	13

2.1.2.5.9.	<i>Nivel8: Flotación</i> .....	14
2.1.2.5.9.1.	<i>Alimentación</i> .....	14
2.1.2.5.9.2.	<i>Concentración Celda Serrano</i> .....	14
2.1.2.5.9.3.	<i>Concentración en celdas cleaner, rougher y sclavenger</i> .....	15
2.1.2.5.9.4.	<i>Filtración y almacenamiento</i> .....	15
2.1.2.5.10.	<i>Nivel9: Gravimetría</i> .....	15
2.1.2.5.10.1.	<i>Concentración y separación gravimétrica</i> .....	15
2.1.2.5.10.2.	<i>Mesas vibratorias para concentración y separación gravimétrica</i> 16	
<b>2.2.</b>	<b>Cianuración</b> .....	19
<b>2.2.1.</b>	<b>Historia</b> .....	19
<b>2.2.2.</b>	<b>Principios de la cianuración</b> .....	19
<b>2.2.3.</b>	<b>Propiedades físico-químicas de la cianuración</b> .....	20
<b>2.2.4.</b>	<b>Variables que afectan a la disolución de oro en soluciones cianuradas</b> .....	21
<b>2.2.4.1.</b>	<b>Tamaño de partícula</b> .....	21
<b>2.2.4.2.</b>	<b>Concentración de cianuro</b> .....	21
<b>2.2.4.3.</b>	<b>Densidad de pulpa</b> .....	22
<b>2.2.4.4.</b>	<b>Tiempo de cianuración</b> .....	22
<b>2.2.4.5.</b>	<b>Efecto del oxígeno en la disolución del oro</b> .....	22
<b>2.2.4.6.</b>	<b>Efecto de la alcalinidad</b> .....	22
<b>2.2.4.7.</b>	<b>Composición del mineral</b> .....	23
2.2.4.7.1.	<i>Minerales de Cobre</i> .....	24
2.2.4.7.2.	<i>Antimonio</i> .....	24
2.2.4.7.3.	<i>Arsénico</i> .....	24
2.2.4.7.4.	<i>Carbono</i> .....	24
2.2.4.7.5.	<i>Plomo</i> .....	25
2.2.4.7.6.	<i>Mercurio</i> .....	25
2.2.4.7.7.	<i>Zinc</i> .....	25
2.2.4.7.8.	<i>Cobalto y níquel</i> .....	25
2.2.4.7.9.	<i>Hierro</i> .....	25
2.2.4.7.10.	<i>Teluros</i> .....	26
<b>2.2.4.8.</b>	<b>Efecto de la temperatura</b> .....	26
<b>2.2.5.</b>	<b>Agitación mecánica</b> .....	26
<b>2.2.6.</b>	<b>Recuperación del oro de soluciones cianuradas</b> .....	27
<b>2.2.6.1.</b>	<b>Precipitación mediante método Merrill-Crowe</b> .....	27

2.3.	Fluorescencia de Rayos X.....	28
2.4.	Difracción de Rayos X .....	28
2.5.	Procesos de pretratamiento por tostación .....	28
CAPÍTULO III .....		29
MATERIALES Y MÉTODOS .....		29
3.1.	Metodología.....	30
3.2.	Muestreo.....	31
3.3.	Preparación de la Muestra.....	32
3.3.1.	Homogenización y cuarteo.....	33
3.4.	Caracterización de la muestra mineral .....	34
3.4.1.	Análisis granulométrico del material.....	34
3.4.2.	Determinación de peso específico del material .....	36
3.4.3.	Análisis químico.....	37
3.4.3.1.	<i>Fluorescencia de Rayos X</i> .....	37
3.4.3.2.	<i>Método de ensayo al fuego</i> .....	38
3.4.3.2.1.	<i>Fundición</i> .....	38
3.4.3.2.2.	<i>Copelación</i> .....	39
3.4.3.2.3.	<i>Ataque químico</i> .....	39
3.4.3.2.4.	<i>Ataque con agua regia</i> .....	39
3.4.3.2.5.	<i>Refojado o calcinación</i> .....	40
3.4.3.2.6.	<i>Cálculo de ley de cabeza de oro y plata.</i> .....	40
3.4.3.3.	<i>Lectura en equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica</i> ..	40
3.4.3.4.	Análisis mineralógico .....	41
3.4.3.4.1.	<i>Difracción de Rayos x</i> .....	41
3.4.3.5.	<i>Análisis macroscópico</i> .....	41
3.5.	Análisis de malla valorada .....	42
3.6.	Molienda .....	43
3.7.	Cianuración de la muestra mineral .....	44
3.7.1.	Preparación de la muestra .....	45
3.7.2.	Medición de pH.....	46
3.7.3.	Medición de concentración de cianuro libre .....	46
3.7.4.	Cinética de proceso de cianuración .....	47
3.7.5.	Determinación de cal residual .....	48
3.7.6.	Balances metalúrgicos .....	48

3.7.7.	Rendimiento de cianuración .....	49
3.7.8.	Recuperación de oro de la solución cianurada mediante el método Chiddey .....	49
3.8.	Pretratamiento por tostación oxidante .....	50
<b>CAPÍTULO IV .....</b>		<b>51</b>
<b>RESULTADOS Y DISCUSIONES .....</b>		<b>51</b>
4.	Resultados y Discusión .....	52
4.1.	Caracterización de muestra mineral .....	52
4.1.1.	Peso específico .....	52
4.1.2.	Análisis granulométrico .....	52
4.1.2.1.	Granulometría inicial del mineral .....	52
4.1.3.	Análisis químico .....	53
4.1.3.1.	Fluorescencia de Rayos X .....	53
4.1.3.2.	<i>Análisis de cabeza del mineral</i> .....	55
4.2.	Análisis mineralógico .....	56
4.2.1.	Análisis macroscópico del mineral .....	56
4.2.2.	Difracción de rayos X .....	57
4.3.	Análisis de malla valorada .....	58
4.4.	Molienda de mineral .....	58
4.4.1.	Tiempo óptimo de molienda para liberación de oro. ....	58
4.5.	Cianuración de la muestra con molienda 0 minutos malla 170 .....	60
4.5.1.	Balance metalúrgico y rendimiento .....	60
4.5.2.	Cinética de cianuración .....	60
4.5.3.	Consumo de reactivos .....	61
4.6.	Cianuración de muestra con molienda 2 minutos malla 200 .....	62
4.6.1.	Balance metalúrgico y rendimiento .....	62
4.6.2.	Cinética de cianuración .....	62
4.6.3.	Consumo de reactivos .....	64
4.7.	Cianuración de muestra con tostación 2 minutos malla 200 .....	64
4.7.1.	Balance metalúrgico y rendimiento .....	64
4.7.2.	Cinética de cianuración .....	64
4.7.3.	Consumo de reactivos .....	65
4.8.	Comparación de ensayos con molienda malla 170 y malla 200 .....	66
4.8.1.	Rendimiento .....	66
4.8.2.	Cinética de cianuración .....	66

4.8.3. Consumo de reactivos.....	67
4.9. Comparación de ensayos sin tostación y con tostación malla 200.....	68
4.9.1. Rendimiento .....	68
4.9.2. Cinética de cianuración.....	69
4.9.3. Consumo de reactivos.....	70
4.10. Recuperación de oro mediante método Chiddey.....	71
4.11. Evaluación económica del proceso en base al rendimiento .....	71
4.11.1. Evaluación económica de la cianuración sin pretratamiento malla # 200 para una producción de 11 toneladas al día. ....	71
4.11.1.1. Evaluación Económica global del proceso para una producción de 11 toneladas al día.....	72
4.11.2. Evaluación económica de la cianuración con pretratamiento malla 200 para una producción de 11 toneladas al día. ....	72
4.11.2.1. Evaluación económica global del proceso para una producción de 11 toneladas al día.....	73
CONCLUSIONES .....	74
RECOMENDACIONES.....	75
BIBLIOGRAFÍA .....	76
ANEXOS .....	79

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Coordenadas de la ubicación geográfica .....	9
Tabla 2 : Etapa de tamaño de grano .....	31
Tabla 3: Etapa Tostación oxidante .....	31
Tabla 4: Parámetros de molienda .....	44
Tabla 5: Parámetros de cianuración.....	45
Tabla 6: Peso específico de la muestra .....	52
Tabla 7: Granulometría inicial del mineral .....	52
Tabla 8: Análisis químico por Fluorescencia de Rayos X .....	53
Tabla 9: Análisis químico de Fluorescencia de Rayos X .....	54
Tabla 10: Análisis de cabeza del concentrado de flotación .....	55
Tabla 11: Análisis macroscópico de la mineralogía de la muestra.....	56
Tabla 12: Análisis cuantitativo del mineral mediante el software EVA (Anexo 4) ..	57
Tabla 13: Tiempos de molienda .....	59
Tabla 14: Balance metalúrgico de Au para la cianuración malla 170 .....	60
Tabla 15: Cinética de reacción de cianuración de .....	60
Tabla 16: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado malla 170 en 24 horas.....	61
Tabla 17: Balance metalúrgico de Au para la cianuración malla 200 .....	62
Tabla 18: Cinética de reacción de cianuración del .....	62
Tabla 19: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado malla 200 en 24 horas.....	64
Tabla 20: Balance metalúrgico de Au para la Cianuración malla 170 .....	64
Tabla 21: Cinética de reacción de cianuración del concentrado de flotación pretratado a malla 200 por 24 horas.....	64
Tabla 22: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado con pretratamiento malla 200 en 24 horas.....	65
Tabla 23: Consumo de reactivos de la cianuración de concentrado malla 170 y 200 .....	67
Tabla 24: Consumo de reactivos de cianuración de concentrado malla 200 con y sin pretratamiento.....	70
Tabla 25: Valor a obtener en base al precio actual del oro y costo de reactivos a utilizar en base a la experimentación realizada.....	72
Tabla 26: Evaluación económica de reactivos para una producción de 11 ton/día de mineral .....	72
Tabla 27: Valor a obtener en base al precio actual del oro y costo de reactivos a utilizar en base a la experimentación realizada .....	73
Tabla 28: Evaluación Económica de reactivos para una producción de 11 ton/día de mineral .....	73

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la Planta de beneficio Ecoluxen S.A.....	10
Figura 2 Diagrama de flujo de proceso de trituración.....	17
Figura 3. Diagrama de flujo de proceso de concentración centrífuga, molienda, gravimetría y flotación.....	18
Figura 4. Metodología de investigación.....	30
Figura 5: Muestreo del material concentrado.....	32
Figura 6: Pesaje del material.....	32
Figura 7: Secado del material.....	33
Figura 8: Homogenización y cuarteo de la muestra.....	34
Figura 9: Granulometría vía húmeda.....	35
Figura 10: Granulometría vía seca.....	35
Figura 11: Determinación de peso específico mediante el método de picnómetro	36
Figura 12: Equipo de fluorescencia portátil marca Bruker modelo S1.....	37
Figura 13: Proceso de Fundicion ,Copelación, Refinacion y Lectura en Absorción Atómica.....	40
Figura 14: Equipo Bruker D8 ADVANCE ECO.....	41
Figura 15: Analisis macroscópico mediante microscopio Boeche.....	42
Figura 16: Proceso pirometalurgico de mallas valoradas.....	43
Figura 17: Molino de bolas batch modelo C560394.....	44
Figura 18: Agitador Mecanico a escala laboratorio con celda modelo DENVER....	45
Figura 19: Agitación mecánica y control de pH inicial.....	46
Figura 20: Cinética de Cianuración en equipo de Absorción.....	47
Figura 21: Pretratamiento por tostación oxidante.....	50
Figura 22: Curva granulométrica y determinación del $D_{80}$ inicial del material.....	53
Figura 23: Análisis cuantitativo de Fluorescencia de Rayos X del material sin tostación.....	54
Figura 24: Análisis cuantitativo de Fluorescencia de Rayos X del material con tostación.....	55
Figura 25: Análisis químico cualitativo mediante Difracción de Rayos X.....	57
Figura 26: Análisis químico de malla valorada.....	58
Figura 27: Curvas granulométricas y determinación del $D_{80}$ de las moliendas.....	59
Figura 28: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración de los concentrados de flotación malla 170 para 24 horas.....	61
Figura 29: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración de los concentrados de flotación malla 200 para 24 horas.....	63
Figura 30: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración del concentrado pretratado por tostación oxidante a malla 200 para 24 horas.....	65
Figura 31: Rendimiento de cianuración malla 170 y malla 200.....	66
Figura 32: Cinética de cianuración malla 170 y malla 200.....	67
Figura 33: Consumo de reactivos de cianuración del concentrado malla 170 y 200.....	68
Figura 34: Rendimiento de cianuración con y sin tostación oxidante malla 200....	68
Figura 35: Cinética de cianuración malla # 200 con y sin pretratamiento.....	69
Figura 36: Recuperación de oro mediante método Chiddey.....	71

## RESUMEN

La presente investigación estudia el comportamiento de un mineral concentrado del proceso de flotación procedente de la planta Ecoluxen, mediante ensayos de lixiviación con cianuro de sodio empleando agitación mecánica con el propósito de implementar una planta de cianuración. En el presente estudio como primera fase se realizaron operaciones previas de preparación de la muestra, caracterización física y mineralógica, análisis de malla valorada, molienda, precedido de una tostación oxidante. En la segunda fase, se procedió a cianurar las muestras de molienda y tostación a 170 y 200 mallas con una concentración de NaCN inicial de 1,5 g/L; el proceso con mejores resultados fue la cianuración del material de molienda al tamaño de grano 74 $\mu$ m (malla 200).

Una vez obtenidos estos datos, se realizó una evaluación económica del proceso con el material pretratado y sin pretratar, dando una ganancia para una producción de 11 toneladas al día de 4.037,76 USD/día para malla 200 sin tostación y 1.064,13 USD/día para el material pretratado por tostación oxidante, siendo el material sin pretratamiento el más eficiente y rentable.

**PALABRAS CLAVE:** Oro, cianuración, tostación.

## ABSTRACT

This research studies the behavior of a concentrated mineral of the flotation process from the Ecoluxen plant, through sodium cyanide cyanidation tests using a mechanical agitation for the purpose of implementing a plant cyanidation. In the present study as a first phase, previous operations were performed for the preparation of the sample, physical and mineralogical characterization, analysis by mesh valued, grinding, preceded by an oxidant roasting. In a second phase, the grinding and roasting samples were cyanided to 170 and 200 with a concentration of initial NaCN of 1.5 g/L; the process with the best results was the cyanidation of the grinding material to the grain size 74um (mesh 200).

Once these data were obtained, an economic evaluation of the process was performed with the pretreated and untreated material, giving a gain for a production of 11 tons per day of 4,037.76 \$ /day for 200 mesh without roasting and 1,064.13 \$/day for the material pretreated by oxidative roasting, being the material without pre-treatment the most efficient and profitable.

**KEYWORDS:** Gold, cyanidation, roasting.

**CAPÍTULO I**  
**INTRODUCCIÓN**

Según el Banco Central del Ecuador, el peso económico de la minería ha sido marginal con un valor del 0.3 % del PIB <sup>1,2</sup> . Con la puesta en marcha de la minería metálica a gran escala, se estima que la contribución del sector a la economía del país crecerá de manera significativa, y según el Plan Nacional de Desarrollo Minero, la minería a gran escala aportará entre 4% y 5% del PIB y generará 10.000 nuevas plazas de trabajo <sup>3</sup> .

Hasta la actualidad, la minería metálica y no-metálica es artesanal y a pequeña escala. Por otro lado, tiene una incidencia marginal en la economía del país que, a pesar de ello, contiene todas las fases de la actividad como: prospección, exploración, explotación, beneficio, fundición, refinación y comercialización. <sup>2,4</sup> El actual auge minero se halla enfocado en la producción de concentrados de minerales metálicos con destino al continente asiático, considerado como la primera economía mundial según cifras del 2014 del Banco Mundial, que alientan al desarrollo del sector minero ecuatoriano. La dificultad por los bajos precios internacionales del oro y la plata, que disminuyeron en un 50 % promedio por onza, obligaron así al sector ecuatoriano a buscar alternativas en torno a la producción y exportación de concentrados metálicos con resultados a corto y mediano plazo. <sup>5</sup> Si bien es cierto el sector minero es el menos importante en la economía nacional; sin embargo, a corto, mediano y largo plazo, éste tiene las mejores posibilidades de desarrollo. <sup>5-6</sup>

La asombrosa demanda mundial de concentrados de minerales metálicos, especialmente de China, empujó a ese segmento productivo orientado mayormente en las provincias sureñas de El Oro, Azuay, Loja y Zamora Chinchipe a redireccionar su accionar invocando el apoyo estatal para levantar infraestructura y atender las exigencias de sus consumidores internacionales. <sup>5</sup> En Portovelo, existen algunas plantas de beneficio de minerales, que recuperan oro y otros metales preciosos mediante métodos de concentración gravimétrica y flotación como lo es la planta de estudio Ecoluxen S.A. Los concentrados obtenidos como producto final del proceso en la planta, y cuyo material procesado proviene de este cantón oreense y zonas cercanas; a pesar de su rentabilidad económica para la empresa, presentan problemas importantes para nuestro país, ya que actualmente todavía se vende estos concentrados con metales preciosos, los cuales sufren una serie de pagos por transporte, maquila, castigos por mermas, impurezas que al final de su venta el propietario solo recibe el 60% del valor real. Estos concentrados contienen un contenido de oro de gran importancia, con leyes importantes, que

simplemente la pérdida se da debido a que no se emplea un método adecuado para la recuperación de este metal precioso.<sup>7</sup>

La presente investigación consiste en determinar las condiciones óptimas que permitan recuperar la mayor cantidad de oro que se pierde en los concentrados de flotación de la planta. Debido a que el concentrado obtenido del proceso de flotación se lo vende al continente asiático a precios que solo son rentables a corto y medio plazo; pues posee leyes de oro con un importante valor económico. La pérdida de este metal precioso se da puesto que no se aplica un método adecuado para la recuperación del mismo. Es por esta problemática que nace la necesidad de proponer un método relativamente rentable y económico para la recuperación del metal como lo es la cianuración.

El estudio realizado permitirá aportar al desarrollo industrial en el sector minero, principalmente en la planta de procesamiento de minerales de la empresa Ecoluxen S.A como objeto de estudio a través de la implementación de este método tecnológico, que será aplicado al concentrado de flotación de la planta.

Este proyecto se desarrolló en el laboratorio de Minería y Metalurgia de la Universidad Técnica Particular de Loja, la cual cuenta con equipos para la preparación de la muestra, caracterización mineralógica, molienda, cianuración y análisis químico, favoreciendo y facilitando su realización.

### **1.1. Fin del proyecto**

Realizar una evaluación de un proceso de cianuración por agitación a los concentrados de flotación con la finalidad de determinar la recuperación del metal precioso y finalmente evaluar económicamente el consumo de reactivos en el proceso.

### **1.2. Propósito del proyecto**

Determinar el mejor rendimiento de recuperación de oro aplicando un proceso de cianuración por agitación a los concentrados de flotación de la planta Ecoluxen

### **1.3. Componentes del proyecto**

- Caracterizar el mineral de estudio
- Realizar un análisis de malla valorada
- Determinar el tamaño de grano idóneo para el proceso de cianuración
- Someter a tratamiento pirometalúrgico por tostación oxidante a la mejor malla, para tratamiento por cianuración.
- Evaluar económicamente el consumo de reactivos en el proceso.

**CAPÍTULO II**  
**FUNDAMENTO TEÓRICO**

## **2.1. Planta de beneficio de minerales Ecoluxen S.A**

La empresa Ecoluxen S.A esta encargada del procesamiento de minerales cuyo objetivo principal es la recuperación de oro libre y concentración de otros metales preciosos empleando métodos gravimétricos que son amigables con el medio ambiente. La planta de beneficio ha implementado en su proceso la técnica de concentración de minerales por Flotación Bulk con el fin de obtener concentrados de cobre de manera que genere el menor impacto ambiental. La planta TER-ECOPROCESSING G-600 opera con tecnología innovadora, que integra todos los beneficios de la ciencia actual.

### **2.1.1. Antecedentes**

La instalación de esta planta de beneficio tuvo lugar en el año 2012 en el cantón Portovelo. Este lugar fue propuesto, ya que es un cantón que por historia es pionero en la actividad minera del Ecuador. Para la elección de su ubicación determinaron que debía estar alejada de los ríos debido a las descargas contaminantes, y finalmente llegaron a la zona del Tablón de San José, lugar donde existen diversos proyectos mineros instalados y por ponerse en marcha.<sup>7</sup> Es así que se inicia el proyecto para la construcción e implementación de la planta TER-Ecoprocessing G-600, cuya finalidad es ofrecer el mejor servicio de procesamiento de minerales obtenidos por mineros en zonas de Portovelo y Zaruma a través de una planta de beneficio amigable con el medio ambiente; es decir sin el uso de mercurio, ni elemento químico contaminante logrando una recuperación eficaz que oscile entre el 85 y 93%. Por parte de la asociación minera de la zona, creyeron que Portovelo merecía una planta de última tecnología con la que solo los países desarrollados cuentan.<sup>7</sup>

En la zona, debido al impacto indirecto de la actividad minera, la cual genera más del 80% de los ingresos económicos de Portovelo y Zaruma, que por falta de tecnología se ven obligados a desechar los residuos contaminantes de esta actividad a los ríos, creando contaminación a nivel nacional e internacional, ya que las descargas desembocan en el Perú. Existen alternativas para evitar esta contaminación sin sacrificar económicamente a la zona, con tecnologías limpias desarrolladas en los últimos años.<sup>7</sup> Con este anhelo los fundadores de ECOLUXEN S.A. deciden presentar a la sociedad nacional e internacional una forma de hacer minería eficiente y responsable en las áreas económica, social y medioambiental, aliándose estratégicamente con la empresa T.E.R. de Alemania, quien

es la pionera en el desarrollo de tecnologías de remediación ambiental, reciclaje y minería, con más 35 años en el mercado.<sup>7</sup>

## **2.1.2. Descripción físico geográfica de la planta**

### **2.1.2.1. Ubicación**

La planta de Beneficio Ecoluxen, se encuentra ubicada geográficamente en la Provincia de El Oro, cantón Portovelo, parroquia Portovelo, sector Balsones hacienda El Tablón.

### **2.1.2.2. Ubicación geográfica**

Geográficamente la planta de beneficio Ecoluxen se halla limitada por las coordenadas UTM (PSAD- 56, ZONA GEOGRAFICA 17) detalladas en la tabla 1

Tabla 1: Coordenadas de la ubicación geográfica

<b>Punto</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
PP	654 771	9' 587 624
1	655 067	9' 587 559
2	654 973	9' 587 128
3	654 676	9' 587 193

Fuente: Coordenadas UTM PSAD- 56<sup>7</sup>  
Elaboración: Coordenadas UTM PSAD- 56<sup>7</sup>

### **2.1.2.3. Acceso**



Figura 1. Ubicación de la planta de beneficio Ecoluxen S.A.

Fuente: Google Earth <sup>8</sup>

Elaboración: Google Earth <sup>8</sup>

#### **2.1.2.4. Topografía y clima**

El sector de la planta de beneficio de minerales Ecoluxen S.A se caracteriza por poseer una topografía llana y ondulada, y sobre todo de origen metamórfico. El área de estudio presenta un relieve de superficies onduladas con pendientes moderadas, la cota de elevación va entre 730 m.s.n.m. en la parte central del terreno y 805 m.s.n.m; tanto al oriente como al occidente del terreno, por el cual discurren pequeños drenajes con presencia de caudales de agua durante la época de lluvias, permaneciendo secas el resto del año. <sup>7</sup>

El clima según la serie estadística de 30 años hasta la actualidad, presenta una temperatura media anual de 21.8 °C, presentando una conducta isotérmica, el mes más frío corresponde a enero y febrero con 21.3 °C, mientras que los meses más calurosos son el mes de septiembre y octubre con una temperatura que oscila entre los 22.4 y 22.5 °C <sup>7</sup>. La precipitación de la zona presenta un valor normal anual de 1.281,2 mm, siendo el mes de marzo el que posee un mayor valor, de 280,6 mm, y los meses de menor precipitación son julio con 11,0 mm y agosto 7,0 mm. La precipitación tiene un comportamiento bimodal, la misma que presenta dos picos lluviosos, el primero de diciembre a abril y el segundo de mayo a noviembre. Presenta una humedad promedio de

89%, presentando mínimas variaciones tanto mensuales como anuales, con un rango entre 85% que corresponde al mes de agosto y septiembre, que son identificados como los meses más secos del año y el 93% que corresponde al mes de abril considerado como el mes más húmedo.<sup>7</sup>

#### ***2.1.2.5. Descripción del proceso tecnológico***

El proceso de la planta de beneficio de minerales TER- ECOPROCESSING G600 esta descrito mediante distintos niveles los cuales se describen a continuación:

##### *2.1.2.5.1. Nivel1: Almacenamiento y transporte*

En este proceso el material se apila en distintos puntos. Este material es llevado por volquetas que son pesadas previamente con y sin el material antes de ingresar. El espacio de almacenamiento comprende las 8000 toneladas para procesar en las siguientes etapas. Una vez que es apilado el material de las distintas zonas de procedencia, se toma 1 kilogramo de cada punto de las volquetas que depositaron el material para ser analizado en el laboratorio mediante ensayo al fuego, determinación de cobre, granulometría y pruebas de flotación.

##### *2.1.2.5.2. Nivel2: Alimentación*

El material a procesar es trasladado por volquetas para descargar en la tolva de alimentación primaria que tiene una capacidad de 158 ton/hr. El material es llevado mediante una banda transportadora que tiene una capacidad de 122 ton/hr, el cual es descargado en la tolva de alimentación Bunker, la cual tiene una capacidad de almacenar material hasta 350 ton/hr, para luego mediante una vibración lenta descienda el material a una segunda banda.

##### *2.1.2.5.3. Nivel3: Trituración*

En esta etapa una vez que el material ha sido almacenado en la tolva de alimentación, es transportado por un sistema de vibración lenta mediante una banda transportadora y es descargado a trituración primaria en donde se opera a una capacidad para triturar de 550 ton/hr. En esta etapa se debe reducir el material a un diámetro de partícula comprendido entre 10 y 50 mm aproximadamente.

#### *2.1.2.5.4. Nivel4: Molienda primaria*

En este proceso el material triturado al diámetro de partícula deseado es llevado mediante una banda transportadora de capacidad 130 ton/hr. Durante el trayecto está colocado un Electroimán, el cual atrapa los metales con hierro que podrían afectar el proceso. Una vez que se ha pasado por esta etapa el material sigue su curso a una trituración secundaria cuyo equipo tiene una capacidad de 350 ton/hora, y que una vez realizada la trituración, el material debe tener un diámetro de partícula de 0 a 10 mm.

#### *2.1.2.5.5. Nivel5: Cribado y remolienda*

Una vez que el material ha pasado por trituración secundaria logrando el diámetro de partícula deseado, se realiza un cribado primario en dos zarandas colocadas en paralelo donde el material deberá pasar por una malla de 5 mm. El material que no ha pasado por dicha malla retorna mediante un circuito abierto para volver a ser triturado. Luego de pasar por la malla establecida; el material deberá pasar a una criba secundaria diámetro de 2 mm de diámetro, donde el material que no ha pasado es llevado a trituración terciaria para obtener un diámetro de partícula de 0 a 5 mm y que retorna mediante una banda transportadora para ser pasado nuevamente por las cribas. El material pasante es llevado mediante una banda transportadora para ser llevado a un proceso de molienda en la siguiente etapa.

#### *2.1.2.5.6. Nivel6: Molienda ultrafino*

En esta etapa el material con el tamaño de partícula obtenido en la etapa anterior es llevado por una banda transportadora. Este material pasa a un proceso de molienda mediante un equipo BHS, el cual reduce el diámetro de la partícula de 0 a 0,15 mm, que tiene una capacidad para 70 ton/hr. Una vez que el material ha sido molturado al diámetro de partícula deseado, es vertido en una tolva de almacenamiento con capacidad para 500 toneladas.

#### *2.1.2.5.7. Nivel7: Concentración y separación*

El material que ha sido almacenado es depositado mediante pulsaciones a una banda transportadora para consecutivamente ser alimentado al molino de bolas y así lograr que el material posea un diámetro de partícula que pase por malla 200 (74  $\mu\text{m}$ ), el cual debe poseer una densidad de 1360 g/L. El material molturado es bombeado por una tubería y llevado a un concentrador centrifugo KNELSON XD-20, que por acción de la gravedad

separa el concentrado rico en oro y el relave del proceso. El concentrado es llevado a un molino que tiene una capacidad de 250 ton/hr para que pase por malla 200. Este concentrado es llevado a concentración gravimétrica en mesa en donde se separa el oro libre y las colas, que es el material concentrado para luego ser almacenado en los sacos Big Bag. El relave del proceso de concentración centrífuga es bombeado a un Hidrociclón, el cual clasifica el material fino del grueso. El overflow (fino) es llevado a un tanque de mezclado y el underflow (grueso) regresa nuevamente a molienda hasta adquirir el diámetro de partícula deseado, generalmente a 74  $\mu\text{m}$ ; es decir malla 200. El relave de proceso almacenado es llevado al proceso de flotación mediante bombeo.

#### 2.1.2.5.8. Nivel 7a: Refinación y fundición

El oro libre separado en mesas gravimétricas es llevado a mesas "Action" donde se recupera la mayor parte del oro libre presente en el material procesado. El oro libre es llevado al proceso de refinación donde se realiza un ataque químico con ácido nítrico para limpiarlo. Se realiza este ataque hasta que el oro presente una coloración a café instantáneo. Una vez observado esto se funde con un soplete, se le añade bórax como reductor para limpiar completamente el oro y que tenga un mayor grado de pureza. Para la fundición se utiliza Bórax ( $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ ), borato de sodio o tetraborato de sodio y carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) principalmente, y dependiendo del porcentaje de la ley de barra obtenida luego de la fundición, se encuarta; es decir se realiza el proceso de adición de plata para que se pueda separar el oro fácilmente, para esto es necesario tener una relación 1 : 3 oro: plata respectivamente del contenido de la barra. El cuarteo con cobre o plata se realiza para granillar la barra. El objetivo de este proceso es formar una aleación para posteriormente refinar utilizando ácido nítrico ( $\text{HNO}_3$ ) concentrado.

Para obtener la plata, se agrega cloruro de sodio ( $\text{NaCl}$ ) a la solución obtenida de los ataques de refinación con ácido nítrico, el ácido nítrico disuelve la plata de las barras de oro durante los ataques formando nitrato de plata, presente en su mayoría en esta solución, al reaccionar con el cloruro de sodio forma cloruro de plata. Para convertir este cloruro de plata en plata metálica se agregan virutas de un material conocido como "lustre", una vez que ocurre la reacción de conversión del nitrato de plata a plata metálica, se deja sedimentar durante determinado tiempo hasta que quede totalmente sedimentado.

Una vez transcurrido este proceso, se extrae el “lustre” lavándolo, pesándolo, y finalmente secándolo en un horno. El material seco se funde con bórax y carbonato de sodio obteniendo así la barra de plata.

#### *2.1.2.5.9. Nivel8: Flotación*

##### *2.1.2.5.9.1. Alimentación*

Una vez que el material ha pasado por el proceso de molienda, el mismo que deberá pasar por malla 200 con una densidad de pulpa de 1750 g/l, es bombeado mediante una tubería al concentrador centrífugo Knelson del cual por acción de la gravedad separa el material concentrado y el relave. El material concentrado del proceso es enviado a una tolva de almacenamiento para ser trasladado posteriormente a un proceso de concentración gravimétrica. El relave del proceso como objeto de estudio para el proceso flotación, es enviado por bombeo mediante tubería a un Hidrociclón, el cual clasifica el material fino y el grueso. El material fino (overflow) es enviado por una tubería para alimentar a la Celda Serrano y comenzar el proceso de flotación. El material grueso (underflow) es enviado de nuevo al proceso de molienda para que adquiera el diámetro de partícula deseado. Para la alimentación a la Celda Serrano se mide la densidad de la pulpa la cual debe estar en 1350 g/l.

##### *2.1.2.5.9.2. Concentración Celda Serrano*

En esta etapa el flujo de alimentación OF (overflow), el cual es un material fino, es llevado a la celda de flotación en donde se adicionan los reactivos que son clave para la concentración y la cal ( $CaO$ ) para mantener el pH óptimo de 11. La dosificación de los reactivos depende mucho del material a procesar. Se adiciona principalmente: el reactivo espumante 250, el colector 404, promotor Z6 y un complejo de cianuro con sulfato de sodio. Esto junto con la cal permite que la concentración del material resultante se active bien en el proceso y se recupere el producto que es el concentrado de cobre junto con oro y plata en menor proporción. El concentrado de flotación cae directamente por una tubería y se deposita en un tanque de decantación para luego ser succionado y secado en un filtro prensa. Esta tubería tiene un bypass para la primera celda cleaner, que dependiendo del material a procesar se abre la compuerta para limpiar más y concentrar más. El relave del proceso que no se pudo recuperar desemboca mediante una tubería a la primera celda Rougher para recuperar el concentrado.

#### *2.1.2.5.9.3. Concentración en celdas cleaner, rougher y sclavenger*

El material que no se pudo flotar en la Celda Serrano (relave) pasa por una tubería a la primera celda rougher y recupera el concentrado. En este proceso se adiciona igualmente los reactivos espumantes, colectores, promotores, el complejo y la cal para mantener su pH 11. Posterior a eso el material concentrado pasa a la segunda celda Cleaner para limpiar, recuperar y concentrar más el material. El material que no se pudo concentrar en estas celdas pasa por una tubería a la cuarta celda Rougher para intentar recuperar más el concentrado y material que aún no se recupera pasa a las celdas finales (Sclavenger), que permiten concentrar lo que no se pudo recuperar de las demás celdas. El concentrado que se recuperó de estas celdas regresa a las celdas Rougher y Cleaner consecutivamente para recuperar y limpiar más el concentrado. Este concentrado recuperado de las celdas pasa por una tubería y se une con el concentrado de la celda serrano para dirigirse al tanque de decantación. Finalmente, el relave que no se pudo recuperar desemboca a la tubería, la cual es bombeada y depositada a una relavera.

#### *2.1.2.5.9.4. Filtración y almacenamiento*

El concentrado de cada una de las celdas es llevado a un tanque de decantación, el cual es bombeado a un filtro prensa donde con las condiciones adecuadas de operación se seca el material y se filtra. Posterior a esto el material filtrado cae por una banda transportadora y es almacenado en sacos Big Bag para su transporte y comercialización.

#### *2.1.2.5.10. Nivel9: Gravimetría*

##### *2.1.2.5.10.1. Concentración y separación gravimétrica*

El proceso de concentración y separación gravimétrica implementado en la Planta Ecoluxen S.A se basa en el principio de la separación de minerales de distintas densidades utilizando solamente la fuerza de la gravedad. El material saliente del molino de bolas es bombeado a un tanque de paso para posteriormente alimentarse al primer equipo del proceso gravimétrico, un concentrador centrífugo KNELSON XD 20 de capacidad 80 ton/ hr. Este tipo de concentrador aprovecha la fuerza centrífuga para la separación de los minerales. El concentrado obtenido es almacenado en un tanque de capacidad para 16000 litros y es bombeado a un molino tipo PALLA de capacidad de 250 kg/hr. La función que cumple este molino es reducir el tamaño de partícula a menos de 150  $\mu\text{m}$  (malla 200), condición necesaria para la separación gravimétrica en mesas

vibratorias. El material que sale del molino tipo Palla, se encuentra listo para la segunda parte del proceso de concentración gravimétrica.

#### 2.1.2.5.10.2. *Mesas vibratorias para concentración y separación gravimétrica*

Se alimenta el material a un circuito de dos mesas vibratorias con una capacidad de 1 ton/hr cada una. En la primera mesa se efectúa una concentración inicial donde el flujo másico del concentrado y mixto pasa a la segunda mesa vibratoria mientras que el relave es alimentado en bolsas de alta capacidad de almacenamiento conocidas como Big Bags. En la segunda mesa el material es concentrado nuevamente logrando una mejor separación, el relave que usualmente es una cantidad baja, vuelve a concentrarse por la mesa vibratoria 1, mientras que por otro lado el concentrado es almacenado en pequeños baldes para ser llevados a la parte final del proceso.

En la parte final del proceso se utilizan dos mesas concentradoras por vibración, con una reducida capacidad de procesamiento de 25 kg/hr cada una. El material concentrado obtenido, es alimentado a la primera de estas mesas, la cual trabaja con un flujo másico y caudal bajo. A medida que se van concentrando los minerales de interés, el material que no se concentró pasa a la segunda mesa para finalmente almacenarse en los sacos Big Bags. En el material concentrado de la primera mesa Action, se pueden observar claramente las partículas de oro, estas son aspiradas cada cierto intervalo de tiempo, y cuando se ha almacenado una cantidad considerable del concentrado aspirado, conocido como súper concentrado, se lo descarga y alimenta nuevamente a estas dos mesas, para una última separación. Finalmente se obtiene una cantidad de súper concentrado con un alto contenido de los metales de interés, y listo para el proceso de fundición y refinación, donde se obtienen barras de oro y plata de alta pureza.

En los siguientes gráficos se representan los diagramas de flujo para cada nivel del proceso:

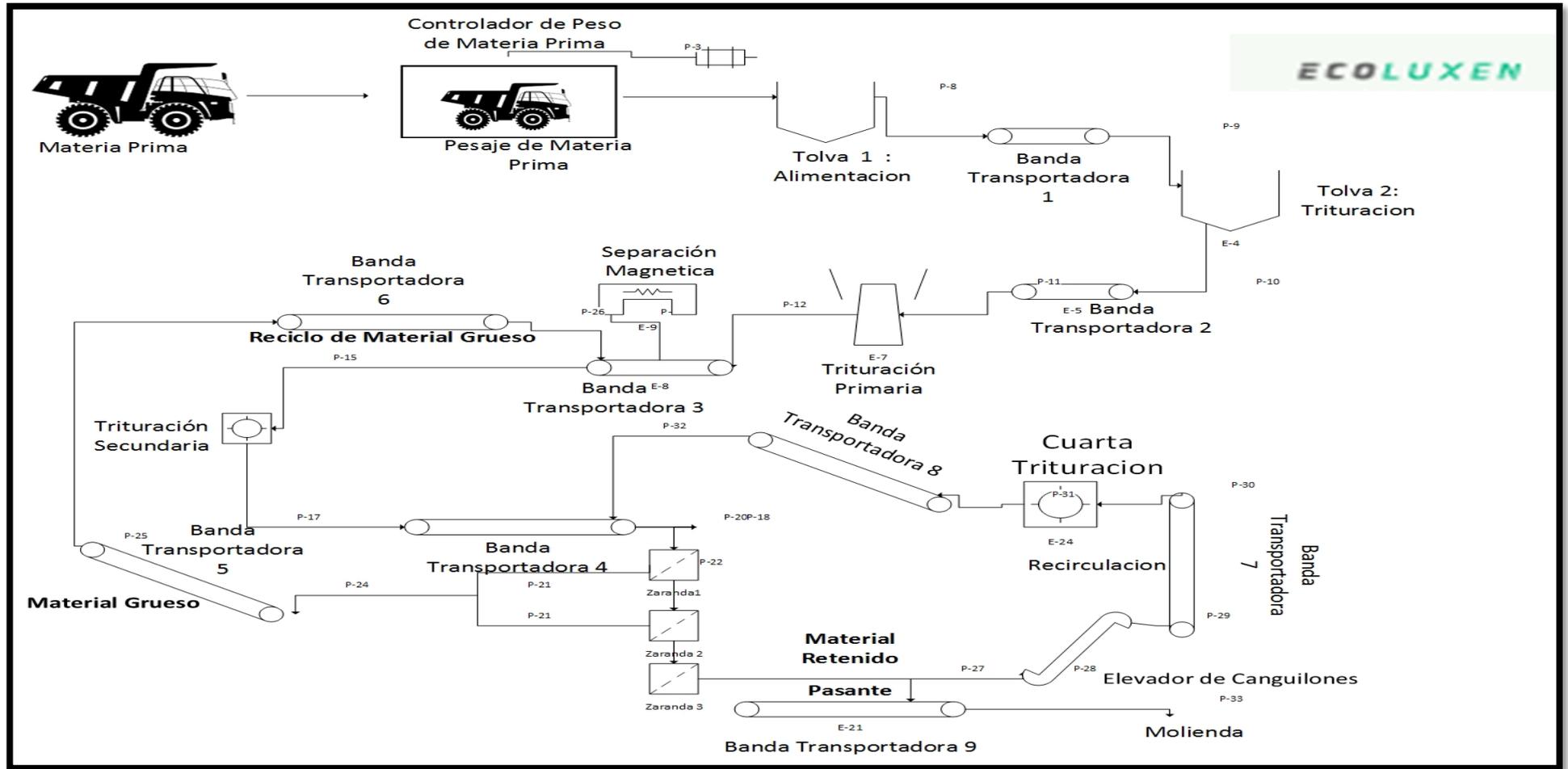


Figura 2 Diagrama de flujo de proceso de trituración.

Fuente: Ecoluxen S.A.

Elaboración: Autor.

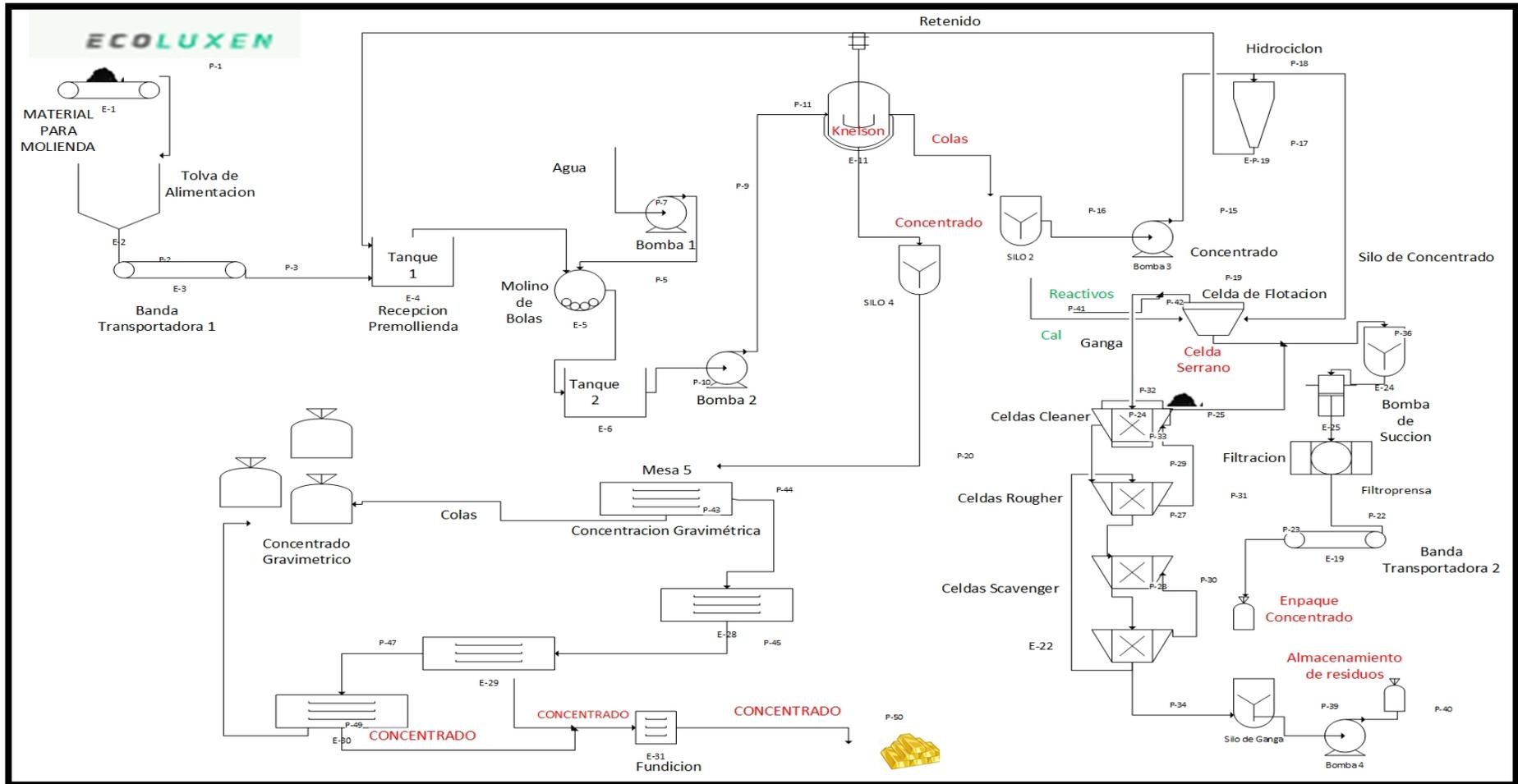


Figura 3. Diagrama de flujo de proceso de concentración centrifuga, molienda, gravimetría y flotación

Fuente: Ecoluxen S.A.

Elaboración: Autor.

## **2.2. Cianuración**

### **2.2.1. Historia**

La solubilidad del oro en soluciones de cianuro fue establecida en año de 1783 por el sueco Scheele y estudiada en 1840 y 1850 por los rusos Elkington y Bagration, el alemán Elsner y Faraday de Inglaterra. La disolución del oro en soluciones de cianuro y el papel del oxígeno en el mecanismo fueron investigados por Elsner en 1846. La ecuación de Elsner que se aplica directamente a solamente una porción menor de oro durante la disolución, todavía se cita en las publicaciones actuales sobre lixiviación de oro.<sup>9,10</sup> En 1867, Rae (Estados Unidos) patentó un proceso para la lixiviación de cianuro de oro y plata, aunque nunca se utilizó.<sup>10</sup>

El proceso de cianuración como tal para la recuperación de oro a partir de sus minerales fue patentado entre 1887 y 1888 por MacArthur y los hermanos Forrest, Robert y William procedentes de las Islas Británicas, y se convirtió rápidamente en un proceso comercial en 1889. La tecnología de la cianuración se extendió rápidamente y se utilizó en Robinson Deep (South África) en 1890; Mercur (Utah) y Calumet (California) en 1891. Se extendió hasta México en 1900 y La Belliere (Francia) en 1904.<sup>10</sup>

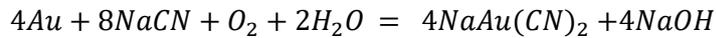
La cianuración es el proceso más eficiente y el grandemente empleado para extraer oro de minerales con rendimientos mayores al 90% , que se logran comúnmente.<sup>10</sup> Es un proceso que se aplica a menas de oro en donde el metal es disuelto en soluciones alcalinas diluidas, en presencia de oxígeno y cal.<sup>10,11,12</sup> El mineral de la mina debe ser reducido a un tamaño de grano adecuado, que permita alcanzar una granulometría que permita a la solución lixivante conseguir el metal precioso.<sup>11</sup>

### **2.2.2. Principios de la cianuración**

El principio de este proceso se basa en la disolución del oro y plata presente en forma soluble del mineral molturado en una solución diluida de cianuro (usualmente NaCN o KCN) en presencia de cal y oxígeno, sin embargo industrialmente se aplica el cianuro de sodio debido al elevado contenido de cianuro<sup>-</sup> y su bajo precio en el mercado internacional.<sup>13,14</sup>

Elsner realizó el primer estudio sobre las reacciones químicas involucradas en la acción de soluciones acuosas de cianuros alcalinos sobre el oro. Además los resultados obtenidos señalaron que para la ecuación, la reacción continua hasta su terminación; es decir, hasta que prácticamente todo el cianuro se ha agotado o todo el metal es disuelto

.<sup>9, 15,16</sup> Consecuentemente, la ecuación de Elsner es la que realmente expresa la reacción de disolución del oro en soluciones de cianuro <sup>16</sup>, según la siguiente reacción:



Según Juan Vargas Gallardo la cianuración es un sistema simple, ya que el oro se disuelve con una gran facilidad y que las únicas condiciones que se requieren son: que el oro este libre y limpio; que la solución de cianuro del proceso no contenga elementos contaminantes que inhiban la reacción, y que se mantenga un apropiado abastecimiento de oxígeno a la solución en el transcurso de la reacción. <sup>9, 15</sup>

Un sinnúmero de minerales que contienen oro, en la práctica tienen problemas para su extracción, y estos problemas son más mecánicos que químicos. Muchos otros, sin embargo, muestran un diverso conjunto de inconvenientes químicos, que dependen de diversos constituyentes que tiene la mena, tales como el cuarzo, minerales silíceos, y carbonatos de metales alcalinos que son relativamente inertes a las soluciones de cianuro. <sup>9</sup>

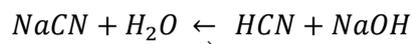
Los primeros estudios sobre la disolución de oro en soluciones de cianuro en presencia de minerales de sulfuro han demostrado que los componentes de metales pesados, tales como Cobre (Cu), Hierro (Fe) y Zinc (Zn), aumentan significativamente el consumo de cianuro y oxígeno. <sup>17</sup>

Una de las causas que presenta problemas en la cianuración de oro es la presencia de minerales de cobre en el mineral, cuyo contenido puede ser por menor al 0,10%, pero su efecto en la disolución y precipitación del oro es perjudicial. <sup>9, 12</sup> El término refractario define a los minerales de oro y plata cuya recuperación en el proceso de cianuración convencional es baja; es decir menor al 80 % .<sup>12</sup>

### **2.2.3. Propiedades físico-químicas de la cianuración**

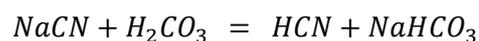
Los cianuros más importantes que se usan en este proceso son el cianuro de sodio y de calcio. Este último se comercia de manera impura y contiene cerca del 50% de NaCN equivalente. El de sodio se expende en concentraciones desde el 85 hasta el 98% sin presencia de impurezas. <sup>9</sup>

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza de la siguiente manera con la presente ecuación estequiométrica:



La prolongación de esta hidrólisis en soluciones de cianuro comercial en presencia de agua, depende esencialmente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable en el proceso. En ausencia del álcali libre, la hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal.<sup>9</sup>

La adición de cal a la pulpa con cianuro es una práctica empleada en todo el mundo, no solamente para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino además para neutralizar cualquier elemento ácido del mineral, que de otra manera liberaría ácido cianhídrico, el cual es perjudicial en el proceso y para el medio ambiente.<sup>9</sup> El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descompone las soluciones de cianuros alcalinos, de acuerdo a la siguiente reacción química:



Esta reacción puede evitarse con el uso de cal y otros álcalis que no impliquen un valor económico elevado.

#### **2.2.4. Variables que afectan a la disolución de oro en soluciones cianuradas**

##### **2.2.4.1. Tamaño de partícula**

El tamaño de partícula óptimo para el proceso de cianuración, es aquel en donde las partículas de oro y plata se hallan liberadas, y obviamente dependen del tamaño de grano de los metales en los minerales. En la práctica y estudios se han dado excelentes recuperaciones con materiales menos de malla 180 ( $74\mu m$ ). Mientras menor es la granulometría mayor será el grado de liberación de las partículas de oro, la disolución aumenta.<sup>15, 18</sup>

##### **2.2.4.2. Concentración de cianuro**

La velocidad de disolución de oro aumenta con el incremento de la concentración de cianuro, hasta un cierto límite, más allá del cual, un aumento extra de cianuro tiene un efecto retardante en la disolución del oro.<sup>15</sup> La concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralógica del material a ser tratado.<sup>15, 9</sup>

Barsky, Swainson y Heddley, comprobaron que la concentración de la solución para una rápida disolución es de 0,05% de NaCN. <sup>10</sup>

#### **2.2.4.3. Densidad de pulpa**

El porcentaje de sólidos de la pulpa por lo general debe estar comprendido entre 30 y 60%. A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con las partículas minerales y se obtiene una solución mayor, sin embargo aumenta el consumo de cianuro. <sup>15, 19</sup>

#### **2.2.4.4. Tiempo de cianuración**

El tiempo es muy variable y depende de factores tales como la composición mineralógica, tamaño de las partículas de oro y plata, grado de liberación, concentración de cianuro en la solución y la temperatura del medio ambiente. <sup>9, 15, 19</sup>

#### **2.2.4.5. Efecto del oxígeno en la disolución del oro**

El uso de oxígeno o un agente oxidante es fundamental para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. <sup>9, 15, 20</sup> Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio ( $\text{KMnO}_4$ ), peróxido de sodio ( $\text{Na}_2\text{O}_2$ ), bromo (Br) y cloro (Cl) fueron usados en el pasado con relativo éxito, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se utilizan. <sup>9</sup>

Es un elemento indispensable en la disolución del oro y plata; siendo el aire atmosférico la fuente de oxígeno utilizado en el proceso de cianuración. La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto nivel proporcional a la tasa de disolución de oxígeno, esto con un incremento en la concentración de oxígeno. <sup>15</sup>

#### **2.2.4.6. Efecto de la alcalinidad**

Para que se de una correcta disolución de oro es importante que la solución se mantenga en un nivel determinado de alcalinidad, ya que en la práctica se ha tomado un pH que varía entre 10 y 12 como un rango óptimo de trabajo para la disolución de minerales auríferos. Esta alcalinidad se puede mantener con distintos álcalis como lo es la cal, por su costo y fácil manipulación. <sup>15, 19</sup>

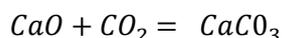
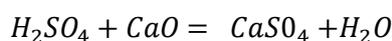
Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis ( $\text{pH} < 10$ )
- Prevenir pérdidas de cianuro por la acción del anhídrido carbónico del aire.

- Neutralizar los componentes ácidos tales como las sales ferrosas, férricas y el sulfato de magnesio contenidos en el agua del ingenio antes de agregar al circuito de cianuración.
- Descomponer los bicarbonatos del agua del ingenio antes de su uso en la cianuración.
- Neutralizar la acidez de los constituyentes de la mena.
- Neutralizar los componentes ácidos resultantes de la descomposición de los diferentes minerales de la mena en las soluciones de cianuro.
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada
- Mejorar la extracción cuando se tratan menas que contienen telururos, plata roja o rosicler que se descomponen más rápidamente a una mayor alcalinidad.<sup>9,15</sup>

En la práctica se usa comúnmente cal o diversos álcalis con el fin de neutralizar la acidez del mineral y contrarrestar los efectos dañinos de agentes cianicidas. La cantidad de cal que se agrega en términos de kilogramos de óxido de calcio por tonelada de mena tratada, se llama "alcalinidad protectora" aunque un exceso de cal protege al cianuro de sodio del hidrolisis, pero si está presente en grandes cantidades puede retrasar la velocidad de disolución del oro, especialmente si se trata de menas sulfurosas. Por lo tanto, la alcalinidad debe ser cuidadosamente controlada y en general, es mejor permanecer en un punto lo más bajo posible para lograr una buena recuperación.<sup>10</sup>

La acción de la cal para la neutralización de los productos de descomposición se muestra en las siguientes ecuaciones:



#### **2.2.4.7. Composición del mineral**

Existen muchos elementos diferentes en las menas, los cuales pueden provocar efectos negativos en el proceso de cianuración reaccionando directamente con la superficie del oro, con el cianuro, oxígeno, o bien puede causar la precipitación del aurocianuro provocando pérdidas y disminuciones en las tasas de disolución.<sup>15</sup>

#### 2.2.4.7.1. *Minerales de Cobre*

La calcosina ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ), covelina ( $\text{CuS}$ ), enargita ( $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ ), azurita ( $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$ ), cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ), malaquita ( $\text{Cu}_2(\text{CO}_3)\cdot(\text{OH})_2$ ), tenorita ( $\text{CuO}$ ) y cobre nativo ( $\text{Cu}$ ) son rápidamente atacados por el cianuro. La calcopirita ( $\text{Cu}_2\text{FeS}_2$ ), tetraedrita ( $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ ) y crisocola [ $(\text{Cu})_4\text{H}_4(\text{OH})_8\text{Si}_4\text{O}_{10}\cdot n\text{H}_2\text{O}$ ], son atacados con menos facilidad por el cianuro, pero la presencia de estos minerales en cantidades que exceden de 1 a 2% requerirá la remoción del cobre por flotación selectiva o por lixiviación, como paso previo a la cianuración.<sup>9,15</sup>

Una manera de reducir el consumo de cianuro en la presencia de minerales de cobre es utilizar soluciones diluidas. Varios autores sugieren el uso de sales de mercurio y amoníaco para esto.<sup>14,19</sup>

#### 2.2.4.7.2. *Antimonio*

La antimonita ( $\text{Sb}_2\text{S}_3$ ) produce con una ligera reacción con el cianuro cuando la alcalinidad de la solución se mantiene cerca del punto neutro. En soluciones potentemente alcalinas, la antimonita ( $\text{Sb}_2\text{S}_3$ ) reacciona formando sulfuros alcalinos, los cuales consumen cianuro para dar lugar a la formación de sulfocianatos o tiocianatos ( $\text{SCN}^-$ ). Los sulfuros alcalinos consumen también oxígeno, razón por la cual las soluciones deberían airearse frecuentemente en presencia de sales de plomo, para evitar que la disolución del oro, y por consiguiente, su extracción no disminuya.<sup>9</sup>

#### 2.2.4.7.3. *Arsénico*

La arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) se comporta de modo similar que la antimonita, igualmente el oropimente y rejalgar.

#### 2.2.4.7.4. *Carbono*

Un sinnúmero de menas contienen minerales carbonáceos, y a veces en cantidades que varían en porcentajes mínimos. En algunas formas esta materia carbonácea no tiene efecto en la cianuración; en otras constituye un activo precipitante del oro en las soluciones de cianuro. Entre los principales materiales figura el grafito ( $\text{C}$ ) y carbonatos. Para evitar la precipitación del oro de las soluciones, estos materiales deberían ser eliminados por procesos de flotación o por tostación del material para cianuración.<sup>9</sup>

#### 2.2.4.7.5. *Plomo*

La galena (PbS) no es atacada por las soluciones de cianuro.

#### 2.2.4.7.6. *Mercurio*

El mercurio (Hg) es disuelto lentamente por las soluciones de cianuro con la formación de cianuro mercúrico, el cual es un fuerte disolvente de oro en ausencia de oxígeno. El cinabrio (HgS) no es afectado por el cianuro.<sup>9</sup>

#### 2.2.4.7.7. *Zinc*

La blenda (ZnS) es atacada por el cianuro con lentitud. El zinc (Zn), forma complejos de cianógenos, pero su efecto sobre la disolución del oro es mucho menos marcado que el causado por los minerales de cobre.<sup>10</sup>

#### 2.2.4.7.8. *Cobalto y níquel*

Los minerales de cobalto (Co) y níquel (Ni) son potentemente cianicidas; es decir, que pueden disolverse con facilidad en las soluciones de cianuro y que se consumen e impiden que el oro y la plata sean atacados por él. Se ha comprobado que una pequeña cantidad de níquel en una solución rica en oro tiene un efecto perjudicial en la precipitación del mismo, pero aparentemente tiene poco efecto sobre su disolución.<sup>9</sup>

#### 2.2.4.7.9. *Hierro*

El hierro (Fe) no es atacado por soluciones de cianuro. En cantidades sustanciales, el hierro finamente dividido actúa como desoxidante de las soluciones de cianuro.<sup>9,21</sup>

La pirita (FeS<sub>2</sub>) en su estado natural no es atacada por el cianuro; sin embargo, los productos de descomposición de la pirita parcialmente oxidadas, tales como sulfatos ferrosos (FeSO<sub>4</sub>) y férrico (Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>) son fuertes cianicidas. La marcasita (FeS<sub>2</sub>) en su estado natural no es atacada por el cianuro. Este mineral se descompone más fácilmente que la pirita y los productos resultantes de la descomposición son fuertes cianicidas.<sup>9</sup>

La pirrotina (Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>) se descompone fácilmente de tal manera que su presencia en la mena normalmente causa un considerable consumo de cianuro. Este mineral es un fuerte agente reductor de minerales sulfurosos de hierro. Todas las menas auríferas tratadas por cianuración contienen minerales de hierro. El equipo de las plantas de cianuración con el cual entran en contacto las soluciones cianuradas, está constituido en gran parte de acero y hierro. De manera positiva, las soluciones de cianuro causan

un mínimo efecto sobre el hierro metálico y la mayoría de sus minerales, pero de otra manera la cianuración de los metales preciosos sería impracticable. Los cianuros, sin embargo, reaccionan fácilmente con las sales solubles de hierro. <sup>9</sup>

#### *2.2.4.7.10. Teluros*

Los teluros de oro son lentamente disueltos por las soluciones de cianuro, principalmente cuando se encuentran reducidos a un tamaño de grano excesivamente fino. La elevada alcalinidad y aireación promueven la descomposición de los teluros. El peróxido de sodio reduce grandemente el tiempo de tratamiento requerido para la máxima extracción del oro. <sup>9</sup>

El cianógeno de bromo (CN)Br en una solución neutral, ataca rápidamente los teluros de metales preciosos. Si no hay una buena extracción con los procedimientos existentes, será conveniente someter a los telururos a una tostación como paso previo a la cianuración. <sup>9</sup>

#### **2.2.4.8. Efecto de la temperatura**

Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos influyen en la velocidad de la disolución. El aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución consiguientemente acelera la velocidad del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura. <sup>9,10</sup> Como resultado del aumento de las actividades y las tasas de difusión de las especies minerales que reaccionan, la disolución de oro aumenta con la temperatura, hasta un máximo de aproximadamente 85 ° C.

#### **2.2.5. Agitación mecánica**

La cianuración se realiza típicamente en tanques de acero, y los sólidos son mantenidos en suspensión por aire o agitación mecánica. La Agitación del aire en el fondo cónico en tanques de lixiviación (Browns o tanques Pachuca) fue ampliamente practicada en los primeros años de cianuración, pero ha sido reemplazado en gran medida por una agitación mecánica más eficiente con reducción de los requerimientos de energía y mejora de la eficiencia de mezcla. Son sistemas bien diseñados con condiciones de flujo perfectamente mezcladas en un solo reactor, lo que ayuda a optimizar la cinética de la reacción y aprovechar al máximo el equipo de lixiviación disponible. <sup>11</sup>

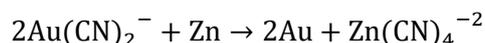
Fue el único método aplicado convencionalmente durante años y consiste en tratar el material molido en agitadores para lograr su disolución.<sup>15</sup> El material es preparado para la lixiviación por molienda del mineral en agua para reducir polvos y producir el tamaño óptimo de partícula con densidades de pulpa entre 30 y 60% de sólidos y el agente lixivante que es el cianuro de sodio, el cual es agregado a la pulpa y agitado continuamente. El proceso de agitación funciona muy bien para minerales con tamaños inferiores a 150 µm, existiendo operaciones que trabajan con minerales a d80 inferiores a 45 µm y el tiempo de agitación de contacto es por horas.<sup>9-10,15,18</sup>

## **2.2.6. Recuperación del oro de soluciones cianuradas**

### **2.2.6.1. Precipitación mediante método Merrill-Crowe**

El proceso Merrill-Crowe es una técnica de separación para la eliminación de oro a partir de un cianuro de la solución. Es el método clásico de recuperación de metales preciosos de soluciones lixiviadas, fue desarrollado en 1890, y era el más usado hasta la introducción del proceso de adsorción con carbón activado entre los años 1970 y 1980.<sup>10</sup>

Las operaciones unitarias del proceso incluyen: separación sólido líquido, clarificación, desaireación, adición de Zinc y filtración de precipitados de oro y plata usando filtros a presión. La reacción simplificada de cementación de oro usando el Zinc en polvo puede ser descrita como:



La operación se debe llevar a cabo mediante condiciones fuertemente reductoras. Las soluciones deben poseer una cantidad de cianuro libre para disolver zinc y mantener en solución los compuestos formados. Los principales inconvenientes de una elevada concentración de cianuro y cal consisten en que el primero da lugar a un elevado consumo de cal y el segundo tiende a recubrir el metal y a retrasar la precipitación de todas las soluciones, y para eliminar este retraso se adiciona acetato de plomo.<sup>15,22</sup>

El plomo precipita en el zinc en forma de película metálica creando así, un galvánico que da lugar a una precipitación más rápida y casi completa del oro, así como también un consumo menor de zinc. La solución estéril puede retornar al circuito de lixiviación.<sup>9</sup>

### **2.3. Fluorescencia de Rayos X**

La absorción de rayos x produce iones excitados electrónicamente que vuelven a su estado fundamental mediante transiciones que involucran a los electrones de los niveles de mayor energía. Este método se basa en el estudio de las emisiones generadas después de la excitación de una muestra mediante una fuente de rayos X. La radiación que incide sobre la muestra excitando los átomos presentes en la misma se denomina Fluorescencia de Rayos X. Este proceso tiene como finalidad el análisis químico elemental.<sup>23</sup>

### **2.4. Difracción de Rayos X**

Es un método que permite identificar los minerales por su estructura cristalina, cuando un haz de rayos x incide en un material sólido, parte de este haz se dispersa en todas direcciones a causa de los electrones asociados a los átomos o iones que encuentra en el trayecto, pero el resto del haz puede dar lugar al fenómeno de difracción de rayos x, que tiene lugar si existe una disposición ordenada de átomos y si se cumplen las condiciones que vienen dadas por la ley de Bragg ( $n\lambda = 2d \cdot \sin\theta$ ), la cual relaciona la longitud de onda de los rayos x y la distancia interatómica con el ángulo de incidencia del haz difractado.<sup>24</sup>

### **2.5. Procesos de pretratamiento por tostación**

La tostación de minerales y concentrados refractarios de oro, previo a la lixiviación con cianuro, es un método alternativo que se ha empleado durante décadas. El principal objetivo de la tostación es liberar el oro íntimamente asociado a los minerales sulfurosos y telurados, para aumentar la extracción del oro durante la lixiviación con cianuro.

Este método se realiza oxidando los sulfuros a óxidos o sulfatos, o reduciendo los silicatos y óxidos a un estado metálico crudo, con el propósito de cambiar los compuestos metálicos insolubles en otros que sean solubles en el agente lixiviante.

#### **2.5.1. Tostación oxidante**

Se realiza con el fin de realizar una oxidación del azufre y minerales de arsénico, que se incrementa con el aumento de la temperatura y el incremento de la presión parcial de oxígeno en la fase gaseosa. A bajas temperaturas (400 a 450 °C) las proporciones de las reacciones de la pirita y arsenopirita son muy lentas, proporciones aceptables sólo pueden lograrse aumentando la temperatura encima de 450-500 °C. Por otro lado, temperaturas de tostación muy altas (>700-750 °C), afectarán en el desarrollo de una estructura porosa de los óxidos de hierro.<sup>25</sup>

**CAPÍTULO III**  
**MATERIALES Y MÉTODOS**

### 3.1. Metodología

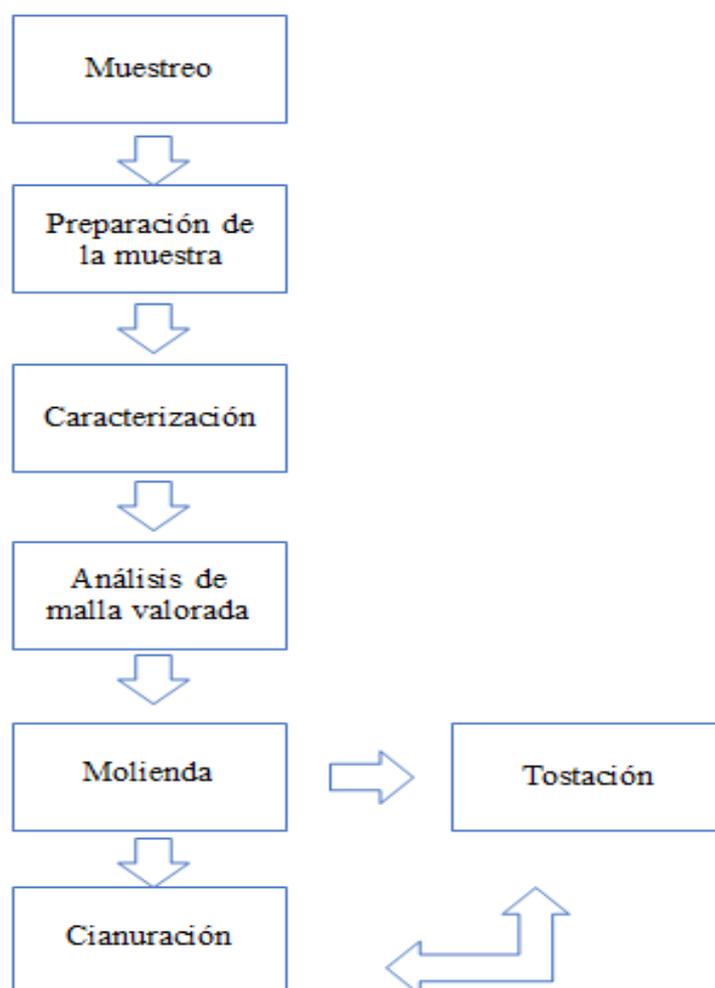


Figura 4. Metodología de investigación  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

La figura 4 muestra la metodología aplicada en esta investigación, la cual incluye el muestreo, preparación, caracterización, análisis por malla valorada, para continuar con una molienda a distintos tiempos, precedido de una tostación a este material molturado. Continuamente a esto, se procedió a cianurar las muestras de molienda a 170 y 200 mallas. Finalmente se realizó cianuraciones con el material de tostación a la mejor malla donde se obtenga la mayor recuperación a una concentración de NaCN inicial de 1,5 g/L.

En el presente trabajo se utilizará un diseño experimental en bloques con el fin de evaluar el porcentaje de recuperación de oro como variable dependiente. Se realizarán los ensayos por duplicado y las variables independientes seleccionadas serán: Tamaño de grano (TG), y Tostación Oxidante (OxiT).

El esquema del diseño experimental y la nomenclatura utilizada se muestra a continuación:

Tabla 2 : Etapa de tamaño de grano

1ra. Etapa Tamaño de Grano	
Variable Independiente	Tamaño de grano
Variable Dependiente	% recuperación de oro
Valores Constantes	pH, Concentración de NaCN, Densidad de pulpa, rpm
Esquema	
TG	Tamaño de grano
Repeticiones	2
Total de ensayos	TGx Repeticiones

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

Tabla 3: Etapa Tostación oxidante

2da. Etapa Tostación Oxidante	
Variable Independiente	Tostación Oxidante
Variable Dependiente	% recuperación de oro
Valores Constantes	Tamaño de grano, pH, Densidad de pulpa, rpm
Esquema	
OxiT	Tostación Oxidante
NºRepeticiones	2
Total de ensayos	OxiT x NºRepeticiones

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

### 3.2. Muestreo

Para realizar el muestreo del material se realizó una salida de campo a la planta de procesamiento de minerales Ecoluxen S.A ubicada en el distrito minero Portovelo sector El Tablón, lugar donde se recolecto una cantidad aproximada de 50 kg del concentrado de Flotacion de distintos puntos de los Big Bags que contenían el material (Figura 5).



Figura 5: Muestreo del material concentrado  
Fuente: Ecoluxen S.A.  
Elaboración: Autor

### 3.3. Preparación de la Muestra

Una vez llegada la muestra al laboratorio de beneficio de minerales perteneciente a la UTPL, se procedió a secarla debido a que presentaba un elevado porcentaje de humedad. Se colocó la muestra en un recipiente de vidrio (Pyrex), el cual es resistente a altas temperaturas, y se introdujo en una estufa a 105 °C por un lapso de 24 horas. Una vez seca la muestra se la pesó y se registró los datos (Figura 6).



Figura 6: Pesaje del material  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor



Figura 7: Secado del material

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 3.3.1. Homogenización y cuarteo

Para este proceso se utilizó el método de roleo empleando el protocolo realizado por Quintuña Espín JC.<sup>26</sup> Para lo cual se hizo lo siguiente:

- Se realizó una limpieza del plástico a utilizar para evitar la contaminación de la muestra mineral.
- Se depositó el material recolectado sobre el plástico formando un montículo.
- Se homogenizó la muestra por el método de roleo; para esto con la ayuda de una persona se toma el plástico por sus dos extremos haciendo rodar el material de una esquina a otra. Esta operación se repitió durante 15 veces hasta que el material quedó completamente mezclado y homogenizado.
- Con la ayuda de una pala se extendió el material, formando una red, de la cual tomamos en cada espacio una muestra representativa hasta obtener 1 kg y la colocamos en una funda sellada, para que no exista contaminación. Se realizó esto repetitivamente hasta que se agote el material. De esta manera queda material representativo, el que será necesario para los distintos ensayos metalúrgicos y caracterización.



Figura 8: Homogenización y cuarteo de la muestra

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 3.4. Caracterización de la muestra mineral

Esta etapa permitió tener conocimiento de las características físico-químicas y mineralógicas de la muestra, para con ello poder determinar los ensayos metalúrgicos a realizar. Estos análisis se los realizó en el laboratorio de Geología y Minas e Ingeniería Civil de la Universidad Técnica Particular de Loja.

#### 3.4.1. Análisis granulométrico del material

Para este ensayo de granulometría se utilizó lo siguiente: Tamices estandarizados RESTCH, vibrotamiz modelo RESTCH AS 200 y una balanza electrónica METTLER TOLEDO.

El análisis granulométrico se lo realizó en el Laboratorio de Beneficio de minerales de la Universidad Técnica Particular de Loja. Este análisis tiene como fin obtener el  $D_{80}$  del material, el cual nos da una idea del reparto del tamaño de grano de la muestra. Para este análisis se siguieron los siguientes pasos:

- Se pesan 250 gramos de muestra tomadas del material representativo.
- Se pasa la muestra mineral por los tamices #60, #120, #325, #400 a una granulometría húmeda, por el lapso de 10 minutos, con una amplitud de 1,6.
- El retenido en la malla 400 se procede a secar en la estufa a 105°C.
- Se deja decantar por el lapso de 24 horas, el agua con las lamas pasantes de la malla #400, luego se procede a secar y pesar.
- Con la muestra ya seca de los retenidos en cada uno de los tamices de la granulométrica húmeda, se procede a realizar el análisis granulométrico en seco con tamices ASTM con las mallas: #35, #60, #120, #230, #325 #400. <sup>26</sup>

- Se pasan los retenidos en cada fracción y con los datos obtenidos se realiza una curva granulométrica y se determina su  $D_{80}$  utilizando el software Molycop-Tools versión 2.0. <sup>26</sup>



Figura 9: Granulometría vía húmeda

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor.



Figura 10: Granulometría vía seca

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor.

### 3.4.2. Determinación de peso específico del material

Para este ensayo se empleó el método del picnómetro basándose en la técnica de Jiménez Marisol y Prieto Janina.<sup>27</sup> Los materiales a utilizarse son: balanza electrónica, piseta y un picnómetro (Figura 11). Este método consiste en pesar inicialmente el picnómetro sin muestra; es decir vacío con su tapa. Posterior a esto se introduce la muestra mineral y se vuelve a pesar. Finalmente se vacía el picnómetro y lo llenamos con agua destilada.<sup>27 19</sup>

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

Dónde:

Pe= Peso específico

P1=Peso del picnómetro vacío y seco

P2= P1+ Peso de la muestra

P3= P1+agua

P4=P2+agua+Muestra

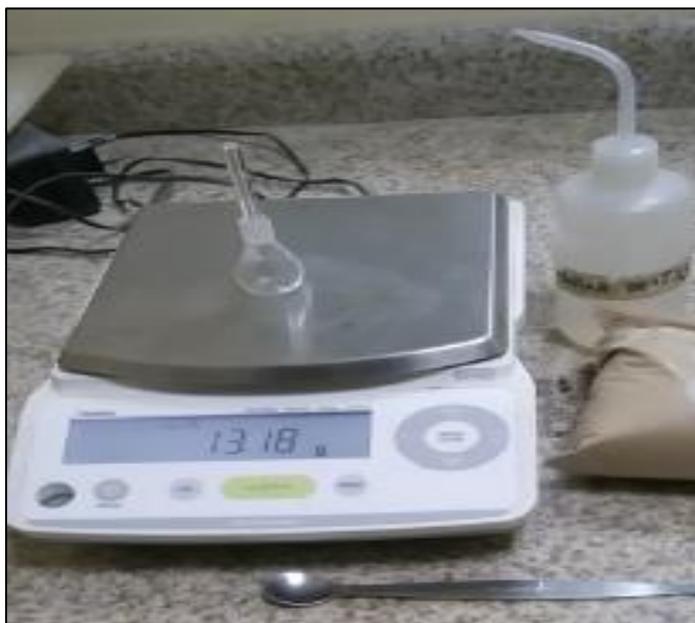


Figura 11: Determinación de peso específico mediante el método de picnómetro

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 3.4.3. Análisis químico

#### 3.4.3.1. Fluorescencia de Rayos X

Para este ensayo se utilizó el equipo de Fluorescencia de Rayos X marca Bruker modelo S1 (Figura 12), ya que permitió identificar de manera rápida los elementos presentes en la muestra mineral.<sup>28</sup>

El método empleado para este análisis fue el Mining Light Elements, el cual sirvió para identificar los elementos mayoritarios y minoritarios de la muestra. Por otra parte también, se empleó el método Standard Alloys, para identificar metales preciosos como: oro, plata y cobre.

Para este análisis se realizó lo siguiente:

- Una vez realizada la homogenización y la clasificación por el diámetro de partícula se tomó una porción que será colocada en un recipiente para ser analizado.
- Se procedió a limpiar los recipientes y se colocaron aproximadamente 2 a 3 gramos de muestra y finalmente se ingresa el recipiente al equipo.
- Se configuró el equipo utilizando parámetros fundamentales (fundamental parameters) y con el método Mining Light Elements y Estándar Alloys se procedió a realizar el análisis respectivo.

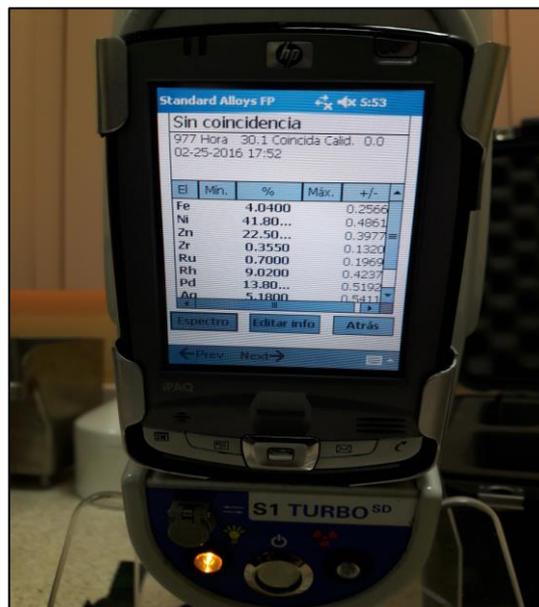


Figura 12: Equipo de fluorescencia portátil marca Bruker modelo S1

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### **3.4.3.2. Método de ensayo al fuego**

Para este análisis se procedió a realizar ensayos al fuego (fusión- copelación), con el fin de determinar las leyes de cabeza de la muestra. En este caso para oro y plata. Para este ensayo primeramente determinamos las características mineralógicas del material. Posterior a esto se procedió a definir la carga fundente y agentes reductores u oxidantes a usar en el proceso. Para tener al oro en su forma más pura realizamos digestiones con Ácido Nítrico a distintas concentraciones, pero en casos que no se pudo pesar el botón se procedió a disolver con agua regia, la misma que consiste en una dilución de ácido nítrico y ácido clorhídrico concentrado para luego llevar a leer la solución en un equipo de absorción atómica y determinar las leyes de los metales preciosos.

El protocolo para este ensayo se realizó en el laboratorio de Geología y Minas e Ingeniería Civil el cual fue el siguiente:

#### *3.4.3.2.1. Fundición*

- Se pulveriza 100 gramos de la muestra en un equipo de pulverización RETSCH modelo AS 200.
- Se prepara la carga fundente conocida como flux comercial, que contiene litargirio, bórax, carbonato de sodio y sílice.
- En un crisol de fundición se coloca 100 gramos de flux, de 10 a 15 gramos de muestra y 3 a 3.5 gr de reductor nitrato de potasio.
- Se homogeniza toda la carga en el crisol y se coloca una capa de bórax en su superficie para mejorar la fundición de la muestra.
- Ingresar los crisoles al horno de manera ordenada de izquierda a derecha desde el fondo hacia el frente y precalentar hasta que llegue a la temperatura de  $1000\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 50^{\circ}\text{C}$ . Una vez que llega a esta temperatura dejar que se funda por el lapso de una hora.
- Una vez transcurrido el tiempo de fundición se procede a sacar los crisoles del horno y verter todo su contenido en las lingoteras para que se enfríe y el plomo pueda arrastrar todo contenido de oro y la plata al fondo de estas, dejando así en la superficie la escoria.
- Separar la escoria del régulo de plomo con la ayuda de un martillo hasta darle la forma de un cubo para que quepa en las copelas y no haya fallos en la siguiente etapa (copelación).<sup>26</sup>

#### 3.4.3.2.2. Copelación

- Precalentar el horno a 900 °C e introducir las copelas vacías para eliminar la humedad y el contenido de CO<sub>2</sub> presente en las mismas.
- Colocar los régulos de plomo en las copelas que se introdujeron previamente al horno a la temperatura previamente establecida, en donde se oxidará el plomo y finalmente se obtendrá el doré.
- Este proceso dura aproximadamente de 2 a 3 horas aproximadamente hasta que se elimine totalmente el plomo del regulo. Pasado este tiempo retirar y dejar enfriar las copelas con el doré, para eliminar gases residuales.
- Retirar los botone (dores) de las copelas, laminar los dores y pesar en la balanza analítica. Finalmente, registrar los resultados y cuantificar.

#### 3.4.3.2.3. Ataque químico

Este proceso se realiza con el fin de separar la plata presente en el oro del doré, en caso de que la balanza no pueda leer el peso del doré por ser muy bajo, se procederá a atacar con agua regia para leer los resultados en absorción atómica. Para el ataque químico se sigue el siguiente protocolo:

- Colocar los dorés en crisoles de porcelana y ubicar en la plancha de calentamiento a una temperatura de 120°C
- Agregar ácido nítrico a una concentración de 1:7, y dejar por un lapso de 15 a 20 minutos. Pasado este tiempo vaciar todo el ácido nítrico en un vaso de precipitación dejando el doré en el fondo del crisol.
- Una vez vaciado el ácido nítrico se ataca nuevamente a la concentración de 1:3 y dejar en la plancha por 25 minutos. De nuevo cambiar el ácido nítrico, pero para una concentración de 1:1 colocar en la plancha de calentamiento y dejar por 20 minutos hasta que el dore de una coloración negra. Como paso final a la digestión, se cambia el ácido anterior por ácido nítrico concentrado y dejar que ataque por 20 minutos.
- Finalmente vaciar el ácido nítrico, lavar con agua destilada los dorés y dejar secar en la plancha de calentamiento.

#### 3.4.3.2.4. Ataque con agua regia

Se utiliza agua regia en los casos que no se pueda atacar el oro.

Para el ataque con agua regia se realiza lo siguiente:

- En un crisol de porcelana se agregar al doré agua regia y calentar por unos minutos, después verter todo este contenido en un balón de aforo de 25 ml y aforar con agua destilada.
- Pasar toda la solución a un frasco hermético, cerrar , y llevar a leer por absorción atómica

#### 3.4.3.2.5. Refojado o calcinación

- Calcinarse el oro procedente de digestión en el horno de copelación a una temperatura de 400°C a 450°C por 10 minutos.
- Pasado este tiempo de calcinación retirar del horno y pesar el oro, registrar estos datos para posteriores cálculos.

#### 3.4.3.2.6. Cálculo de ley de cabeza de oro y plata.

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 \times \text{Peso de Oro (gr)}}{\text{Peso de Muestra (gr)}}$$

$$\text{Ley de Ag} = \frac{10^6 \times \text{Peso de Plata (gr)}}{\text{Peso de Muestra (gr)}}$$

#### 3.4.3.3. Lectura en equipo de Espectrofotometría de Absorción Atómica

Al finalizar los ensayos de cianuración se tiene soluciones cianuradas las cuales se llevaron al laboratorio de IQA de la UTPL para la cuantificación del oro por el método de absorción atómica.

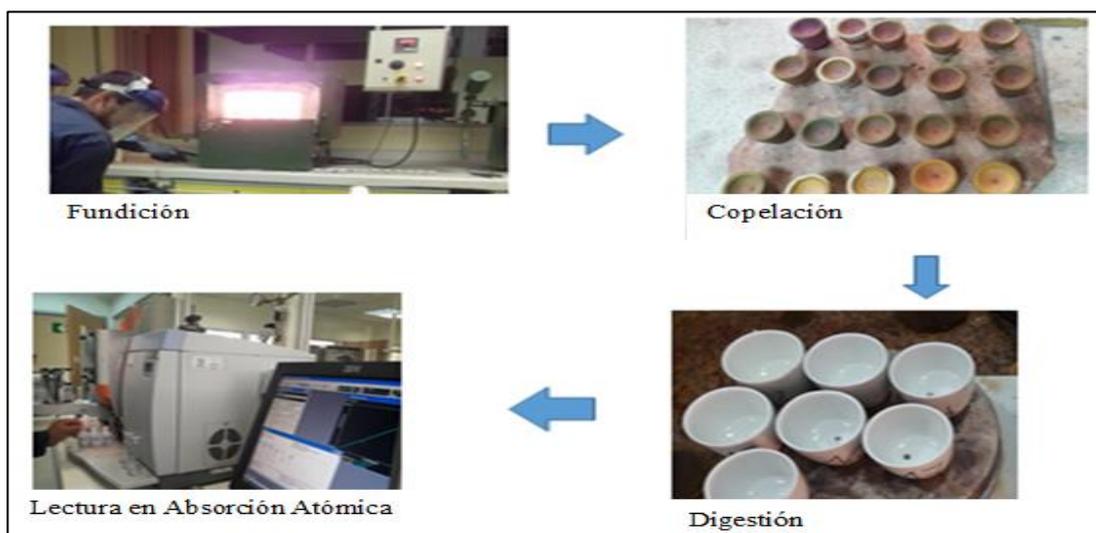


Figura 13: Proceso de Fundición ,Copelación, Refinación y Lectura en Absorción Atómica

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### **3.4.3.4. Análisis mineralógico**

#### **3.4.3.4.1. Difracción de Rayos x**

En la presente investigación, se identificaron los minerales presentes en la muestra de estudio, y para lo cual se aplicó la técnica de Difracción de Rayos X, con el empleo de un equipo marca Bruker modelo D2 PHASER (Figura 14). Se utilizó el programa EVA Y TOPAS 4.2 para la identificación y cuantificación de las diferentes fases cristalinas y amorfas presentes en la muestra. <sup>29</sup>



Figura 14: Equipo Bruker D8 ADVANCE ECO <sup>29</sup>.

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

#### **3.4.3.5. Análisis macroscópico**

El presente análisis se lo realizó en el laboratorio de Petrografía, Mineralogía Microscópica de la UTPL. Se utilizó para este análisis un microscopio modelo Boeche (Figura 15) en donde primeramente se tomaron 2 gramos de la muestra pulverizada y se separó la parte magnética de la no magnética. Finalmente, se observaron los minerales presentes.



Figura 15: Analisis macroscópico mediante microscopio Boeche  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

### 3.5. Análisis de malla valorada

Este ensayo permite conocer la distribución del oro en cada una de las fracciones granulométricas.

Para determinar este análisis se siguió el siguiente protocolo:

- Mezclar y homogenizar la muestra
- Colorar 250 gramos de muestra sobre un vibrotamiz. con los tamices de las mallas : +35#, +60#, 120#, +200#, +230#, +325#, +400#, -400#
- Encender el vibrotamiz por el espacio de 10 minutos a una amplitud de 1.6.
- Se retira el retenido en cada malla y se procede a pesar.
- Los sólidos retenidos se etiquetan y se proceden a realizar un análisis piro metalúrgico.



Figura 16: Proceso pirometalúrgico de mallas valoradas  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

### 3.6. Molienda

El proceso se realizó en un molino de bolas Batch a escala laboratorio (9,8pulg. X 7,2pulg.), modelo C560394 (Figura 17), accionado por un motor eléctrico de ½ HP a 80 rpm con carga de bolas de acero, el cual fue diseñado en el laboratorio PROMEX de la UTPL.<sup>21, 27</sup>

Para este proceso empleamos la metodología realizada por Rodrigo Ludeña.<sup>21</sup> Primeramente se utilizó una carga con bolas de acero de 11kg, cantidad de muestra de 1000 gramos y volumen de agua de 1000ml, se colocó la tapa para que quede cerrado herméticamente. Una vez que el molino está cargado y cerrado se lo colocó sobre los rodillos, se encendió el motor y se arrancó con la molienda.

El tiempo de molienda dependió del resultado del análisis de malla valorada donde indica el mayor contenido de oro probando desde los 2 a los 5 minutos. Transcurrido el tiempo de molienda se descargó el molino, el producto de la molienda se los separó de la carga de bolas y se lo llevó a un recipiente para dejarlo reposar. La pulpa se introdujo en bandejas pyrex dentro de una estufa para el secado. Una vez realizado esto se almacenó el material para la siguiente etapa que es la cianuración. Los parámetros empleados en proceso se los detalla en la tabla 4.

Tabla 4: Parámetros de molienda

Parámetros	Molienda
Dilución S/L	1/1
Peso de muestra(g)	1000
Volumen de agua (ml)	1000
Carga de molienda	11000
Velocidad crítica (rpm)	80
Tiempo de molienda	2-5 Minutos

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor



Figura 17: Molino de bolas batch modelo C560394

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 3.7. Cianuración de la muestra mineral

Las condiciones de operación para la agitación de la muestra fueron: volumen de agua, concentración de cianuro, pH, dilución de pulpa y tiempo de agitación.

Para realizar las cianuraciones se utilizaron los siguientes reactivos:

- Cal(CaO)
- Cianuro de Sodio(NaCN) -1,5 g/l

Para determinación de CaO y CN se utilizan los siguientes reactivos:

- Solución Ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) 4,38g/l.
- Indicador Fenolftaleína
- Solución de Nitrato de Plata ( $AgNO_3$ ) 4,34g/l.
- Indicador Yoduro de Potasio (Ik)

Tabla 5: Parámetros de cianuración

Parámetros	Cianuración
Dilución S/L	1/2
Peso de muestra(g)	500
Volumen de agua (ml)	1000
Porcentaje de sólidos (%)	33
pH	10,5-12
Concentración de CN(g/l)	1,5
Velocidad de agitación (rpm)	250
Tiempo de cianuración (horas)	24

Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

### 3.7.1. Preparación de la muestra

Para preparar la muestra se empleó metodología empleada por Ludeña Rodrigo.<sup>21</sup> Se realizó para este ensayo el siguiente protocolo:

-Se homogeniza y se cuartea la muestra hasta obtener una cantidad de 500 gramos. Esto para cada una de las pruebas.

-Se prepara la pulpa en base a la cantidad del material y de agua previamente establecida con una relación S/L de  $\frac{1}{2}$  con 33% de sólidos y se coloca dentro una celda la marca DENVER, modelo D – 12 que consta de dos rotores difusores de adaptación intercambiable, motor de velocidad constante y polea de transmisión de velocidad variable (Figura 18).

-Se agita la pulpa por el espacio de 5 minutos aproximadamente



Figura 18: Agitador Mecanico a escala laboratorio con celda modelo DENVER

Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor.

### 3.7.2. Medición de pH

La medición de pH se realizó en la pulpa durante el proceso mediante el uso de un PHmetro HANNA modelo HI2221, donde se determinó el pH inicial para el acondicionamiento de la pulpa. Luego ajustamos con la adición de cal el pH hasta mantenerlo a 10,5 aproximadamente. Posterior a esto agregamos el Cianuro de Sodio (NaCN) requerido para el ensayo. Con esto se dio arranque a la prueba de cianuración por agitación.

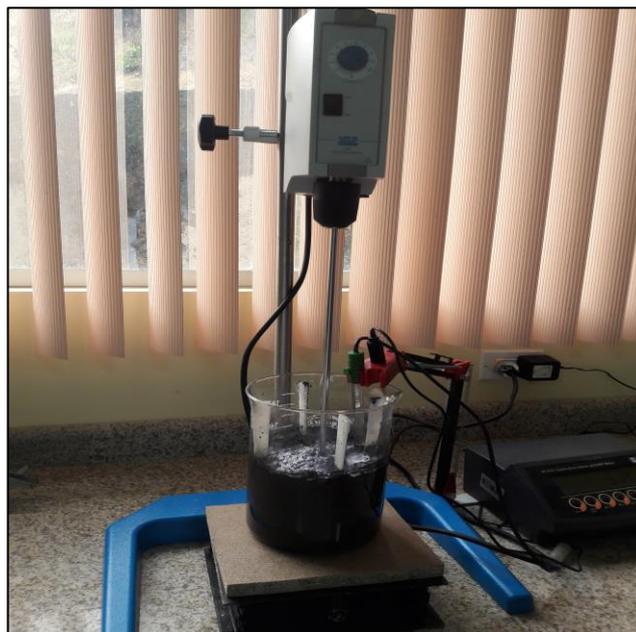


Figura 19: Agitación mecánica y control de pH inicial  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

### 3.7.3. Medición de concentración de cianuro libre

Para medir la concentración de cianuro se siguió el siguiente protocolo:

- Se toman 10 ml de solución ya cianurada y en un vaso de precipitación de 25 ml se agregan de 2 a 3 gotas de yoduro de potasio (K) como indicador. Posterior a eso se titula con nitrato de plata ( $\text{AgNO}_3$ ) observando el volumen gastado hasta que de un color amarillo.
- Una vez observado el volumen gastado se procede a realizar los cálculos respectivos para determinar el cianuro libre en donde se resta de la concentración inicial de cianuro y el resultado es la cantidad de cianuro de sodio (NaCN) que se debe adicionar a la solución durante el proceso. Esto se realiza para cada intervalo de tiempo del proceso durante las 24 horas.
- En base a la ecuación estequiometria y en la solución estandarizada de nitrato de plata calculamos el Factor de la reacción con la siguiente ecuación.



$$\text{Factor} = \frac{\text{Sol Estandar AgNo}_3(\text{g}) * \text{cantidadCNNa}(\text{g})}{\text{cantidad AgNo}_3(\text{g})}$$

Ecuación 1: Calculo de factor de reaccion

- Una vez obtenido el factor procedemos a calcular el porcentaje de cianuro libre con la siguiente ecuación:

$$\% \text{CN lib} = \frac{\text{Factor} * \text{Vol}(\text{mlNO}_3 \text{ Ag})}{\text{vol muestra}}$$

Ecuación 2: Calculo cianuro residual

- El resultado obtenido se le resta el cianuro total y obtenemos el cianuro consumido en el proceso.
- Finalmente se realiza el cálculo del cianuro final en Kg/ton

#### 3.7.4. Cinética de proceso de cianuración

Esta etapa del proceso se realizó en conjunto con el control de cal y concentración de cianuro. Una vez que pasa el proceso de cianuración se tomaron muestras de cada tiempo de cianuración y se llevaron al laboratorio para el análisis químico mediante absorción atómica, para determinar la ley de oro. Con las leyes obtenidas se procedió a graficar la curva de la cinética de cianuración en los tiempos programados hasta las 24 horas, y finalmente se realizó balances metalúrgicos y determinación de los rendimientos.

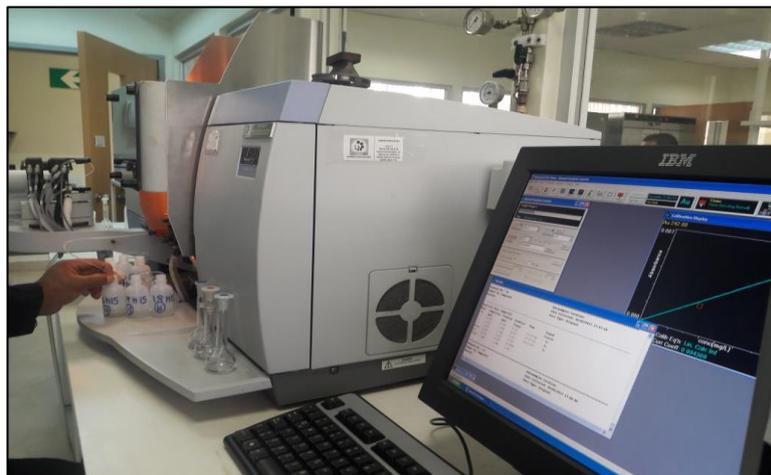


Figura 20: Cinética de Cianuración en equipo de Absorción Atómica modelo Bruker

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 3.7.5. Determinación de cal residual

Para determinar la cal residual durante el proceso se siguió el siguiente protocolo:

- Se toman 10ml de la solución final del proceso de cianuración.
- Se colocan los ml tomados de la solución final en un vaso de precipitación de 25 ml, y se agregan de 2 a 3 gotas de fenolftaleína como indicador para que tome un color fucsia.
- Se titula con ácido sulfúrico hasta lograr obtener el viraje incoloro.
- Se mide el gasto del viraje en la bureta y se realiza el cálculo para obtener el dato de cal residual.
- En base a la ecuación estequiometria y en la solución estandarizada de ácido sulfúrico se realiza el cálculo del Factor de la reacción de la reacción con la siguiente ecuación. <sup>19</sup>



$$\text{Factor} = \frac{\text{Sol Estandar } H_2SO_4(\text{g}) * \text{cantidadCNNa (g)}}{\text{cantidad } H_2SO_4(\text{g})}$$

Una vez obtenido el factor de la reacción procedemos a calcular el porcentaje de cianuro libre con la siguiente ecuación:

$$\text{Cal residual} = \frac{\text{Gasto del viraje (ml)} * f}{\text{Alicuota (ml)}}$$

Ecuación 3: Calculo de cal residual

- El resultado obtenido se le resta la cal total y obtenemos la cal consumida en el proceso. Finalmente, se realiza el cálculo del cal consumida en Kg/ton

### 3.7.6. Balances metalúrgicos

El propósito el balance metalúrgico con respecto al oro fue para determinar si el proceso es correcto, y para lo cual se empleó la siguiente ecuación:

$$E = S + R$$

$$(\text{Peso de Muestra en kg}) * (\text{Ley de Au mg/kg}) = (\text{Volumen de Solución en Litros}) * (\text{Ley de Au mg/L}) = (\text{Peso Relave en kg}) * (\text{Ley de Au mg/kg})$$

Ecuación 4: Balance Metalúrgico

Dónde:

Entrada (E)= Peso de la muestra con ley de cabeza (mgAu).

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

Relave(R)= Peso del relave final por ley de revale final (mgAu)

### 3.7.7. Rendimiento de cianuración

Para determinar el rendimiento de la cianuración del proceso se divide la solución final del proceso con respecto a la entrada. Esto con el fin de ver la eficiencia del proceso durante las 24 horas. <sup>19</sup>

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

Ecuación 5: Rendimiento de Cianuración

### 3.7.8. Recuperación de oro de la solución cianurada mediante el método Chiddey

Para la recuperación del oro de la solución cianurada se utilizará el método Chiddey. Este método tiene como principio el desplazamiento electroquímico del oro por el Zinc siendo este el agente precipitador universal para metales preciosos en soluciones de cianuro, además de que se agrega sales de plomo para acelerar la reacción. <sup>9, 19</sup>

El procedimiento empleado en el laboratorio es el siguiente:

- A las soluciones cianuradas de aproximadamente un litro, se añadió un gramos cianuro de sodio para llevar la concentración de la solución a 0,5% de NaCN.
- Se agregó 40 ml de la solución saturada de acetato de plomo y 4 gramos de polvo de Zinc.
- Se agitó bien y se calentó por 20 a 30 minutos, sin hacer hervir.
- Seguidamente se añadió de 10 a 15 ml de ácido clorhídrico en las paredes interiores del vaso y se dejó reposar sobre la estufa caliente hasta que el zinc se disuelva y se forme una esponja. La solución se decantó y se lavó la esponja con agua.
- Se exprimió la esponja para eliminar el exceso de agua y luego se secó en una estufa.
- La esponja seca se fundió y copelo para obtener el botón de oro.
- Para el cálculo del contenido de oro de usó la siguiente expresión :

$$\frac{\text{Peso del boton de oro} * 1000}{\text{cc de solucion tomada}}$$

### 3.8. Pretratamiento por tostación oxidante

Tomando en cuenta la mineralogía y características de las muestra, se optó por tostar los concentrados mediante un Pretratamiento a la cianuración con el fin lograr una mayor recuperación del oro.

#### Equipo

- Horno eléctrico del laboratorio de minería y metalurgia UTPL.

#### Procedimiento

- Se pesó 500 gramos de la muestra a tostar, se introdujo en el horno, el horno fue programado a una temperatura inicial de 450°C, con el fin de liberar los sulfuros. Se realizó esto durante media hora. Posterior a esto se elevó la temperatura a 700 °C y se contabilizó una hora, después de transcurrido este tiempo el horno fue apagado y se esperó 2 horas aproximadamente hasta su enfriamiento. Finalmente, se pesó y se etiqueto para una posterior etapa que es la cianuración.



Figura 21: Pretratamiento por tostación oxidante  
Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

**CAPÍTULO IV**  
**RESULTADOS Y DISCUSIONES**

## 4. Resultados y Discusión

### 4.1. Caracterización de muestra mineral

#### 4.1.1. Peso específico

El proceso se inició con la caracterización física, con la determinación del peso específico del mineral de estudio en donde se realizaron cuatro pruebas para obtener el peso específico promedio. El resultado obtenido fue el siguiente:

Tabla 6: Peso específico de la muestra

Peso Especifico $\gamma(\text{g/cm}^3)$
3,99

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

El peso específico del mineral fue de 3,99 g/cm<sup>3</sup>, que se considera como un material muy denso, ya que es 3 veces más pesado que el agua. Los cálculos se presentan en el anexo1.

#### 4.1.2. Análisis granulométrico

##### 4.1.2.1. Granulometría inicial del mineral

El análisis granulométrico inicial nos dio a conocer la distribución del tamaño de grano del material, donde se determinó el  $D_{80}$  de 88  $\mu\text{m}$  aproximadamente malla #170. La curva granulométrica del mineral se encuentra en el Anexo 3.

Tabla 7: Granulometría inicial del mineral

Tiempo de Molienda : 0 Minutos			
# Malla	Abertura ( $\mu\text{m}$ )	Acumulado Retenido (%)	Pasante Acumulado (%)
35	500	0,03	99,97
60	250	0,80	99,17
120	125	9,93	89,24
200	75	13,01	76,23
230	63	6,79	69,45
325	45	10,31	59,13
400	38	3,12	56,01
-400	0	56,01	0
Total		100	

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

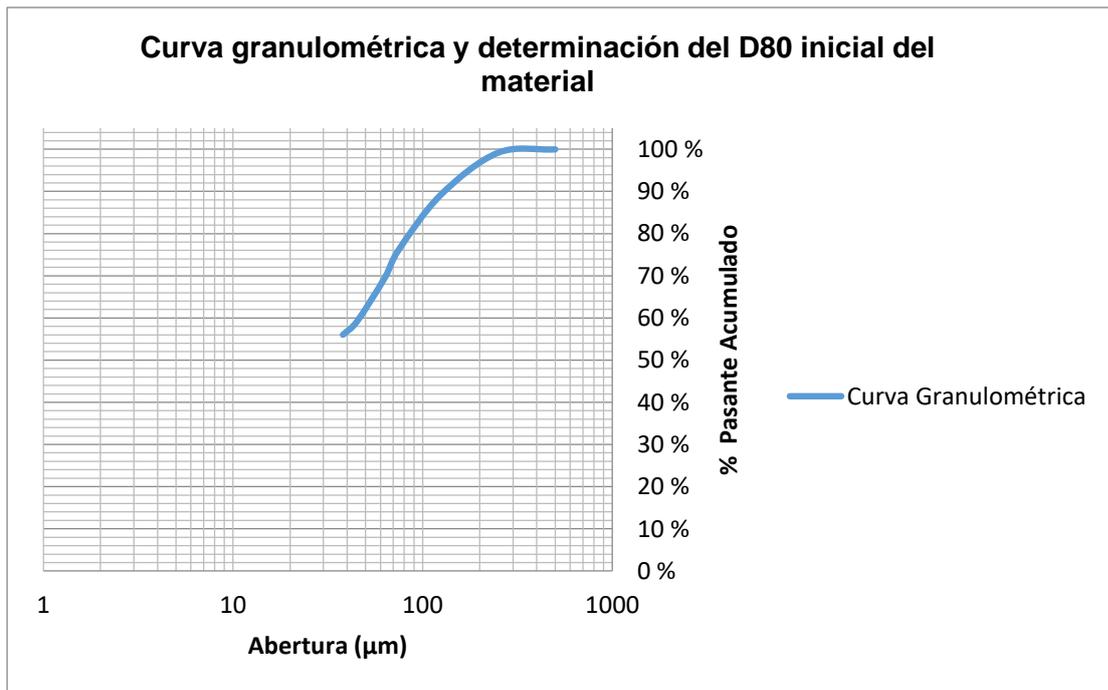


Figura 22: Curva granulométrica y determinación del D<sub>80</sub> inicial del material

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

### 4.1.3. Análisis químico

#### 4.1.3.1. Fluorescencia de Rayos X

Tabla 8: Análisis químico por Fluorescencia de Rayos X del material sin tostación

Elemento	Porcentaje (%)
SiO <sub>2</sub>	3,86
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,65
S	25,30
K <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,22
CaO	0,34
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,06
MnO	0,27
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30,30
Co <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	1,67
NiO	0,12
CuO	21,10
ZnO	0,58
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,17
MoO <sub>3</sub>	12,50
HfO <sub>2</sub>	1,11

Fuente: Bruker S1<sup>28</sup>

Elaboración: Autor

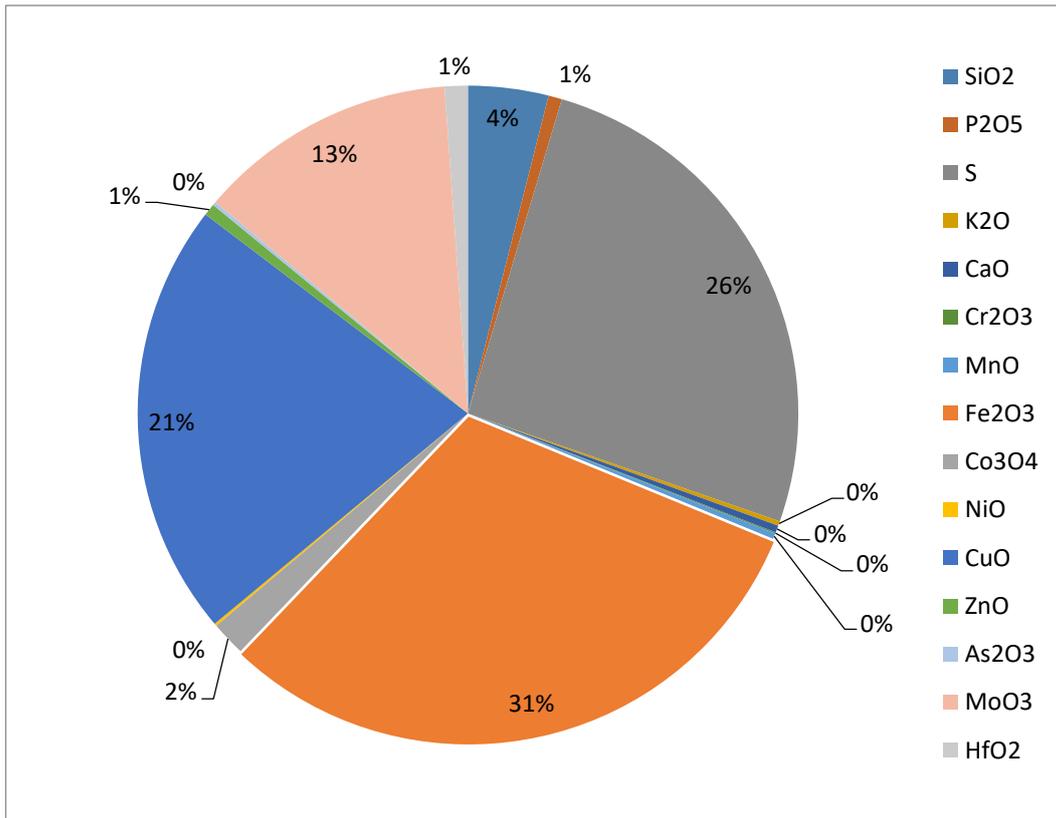


Figura 23: Análisis cuantitativo de Fluorescencia de Rayos X del material sin tostación  
 Fuente: Autor.  
 Elaboración: Autor

Tabla 9: Análisis químico de Fluorescencia de Rayos X del material con tostación

Elemento	%
SiO <sub>2</sub>	2,29
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,32
S	14,40
K <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,28
CaO	0,29
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,05
MnO	0,26
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	37,00
Co <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	0,25
NiO	0,08
CuO	22,50
ZnO	0,55
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,07
MoO <sub>3</sub>	19,90
HfO <sub>2</sub>	1,20

Fuente: Autor.  
 Elaboración: Autor

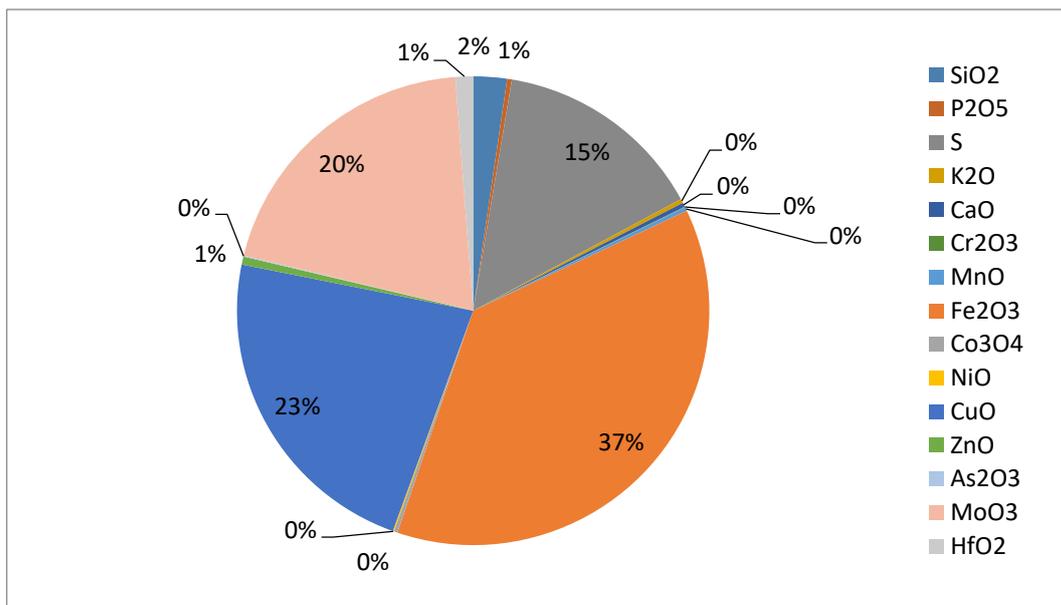


Figura 24: Análisis cuantitativo de Fluorescencia de Rayos X del material con tostación  
 Fuente: Autor.  
 Elaboración: Autor

En el análisis químico obtenido por Fluorescencia de Rayos X representado en la Tabla 8, se puede identificar los componentes mayoritarios de la muestra mineral, los cuales fueron: S (25,30%), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (30,30%), CuO (21,10%), MoO<sub>3</sub> (12,5%). Por otro lado, se puede observar en la tabla 9 el análisis químico realizado al material sometido a pretratamiento por tostación donde se pudo evidenciar notoriamente la disminución de azufre (S) con un 14,4 % , y un aumento considerable de óxidos como : Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (37%), CuO (22,5%), MoO<sub>3</sub> (19,9%).

#### 4.1.3.2. Análisis de cabeza del mineral

El cálculo para determinar la ley de cabeza se lo realizó mediante el método de ensayo al fuego, los ensayos fueron 5, los cuales fueron promediados, esto para que no existan errores y los datos sean más confiables. Los resultados obtenidos de este ensayo fueron los siguientes:

Tabla 10: Análisis de cabeza del concentrado de flotación

Promedio ley Au(gr/tn)	39,36
Promedio ley Ag(gr/tn)	586,44

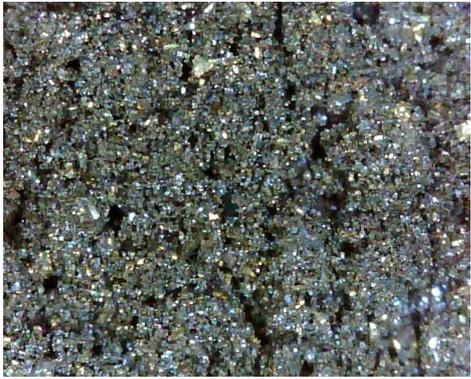
Fuente: Autor  
 Elaboración: Autor.

## 4.2. Análisis mineralógico

Este análisis permitió identificar de manera cualitativa los minerales presentes en la muestra de estudio.

### 4.2.1. Análisis macroscópico del mineral

Tabla 11: Análisis macroscópico de la mineralogía de la muestra.

<b>Minerales Mayoritarios</b>	Calcopirita
	Pirrotina
	Bornita
	Molibdenita
<b>Minerales Minoritarios</b>	Plata Nativa
	Galena
<b>Imágen</b>	

Fuente: Autor.

Elaboración: Autor

En la tabla 11, se puede observar que los minerales mayoritarios presentes en la muestra son: calcopirita, pirrotina, bornita. Por otro lado los minerales que encuentran en menor proporción son la plata nativa y la galena. Estos resultados fueron corroborados por difracción de Rayos X (Tabla 9), donde se identificaron las fases minerales presentes en la muestra y también la cantidad porcentual presente en la misma.

#### 4.2.2. Difracción de rayos X

Tabla 12: Análisis cuantitativo del mineral mediante el software EVA (Anexo 4)

Mineral	Porcentaje (%)
Molibdenita ( $\text{MoS}_2$ )	27,9
Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )	55,19
Pirrotina ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ )	8,29
Cobaltopentlandita ( $\text{Co}_9\text{S}_8$ )	1,91
Esfalerita ( $\text{ZnS}$ )	1,06
Bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ )	5,65

Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor.

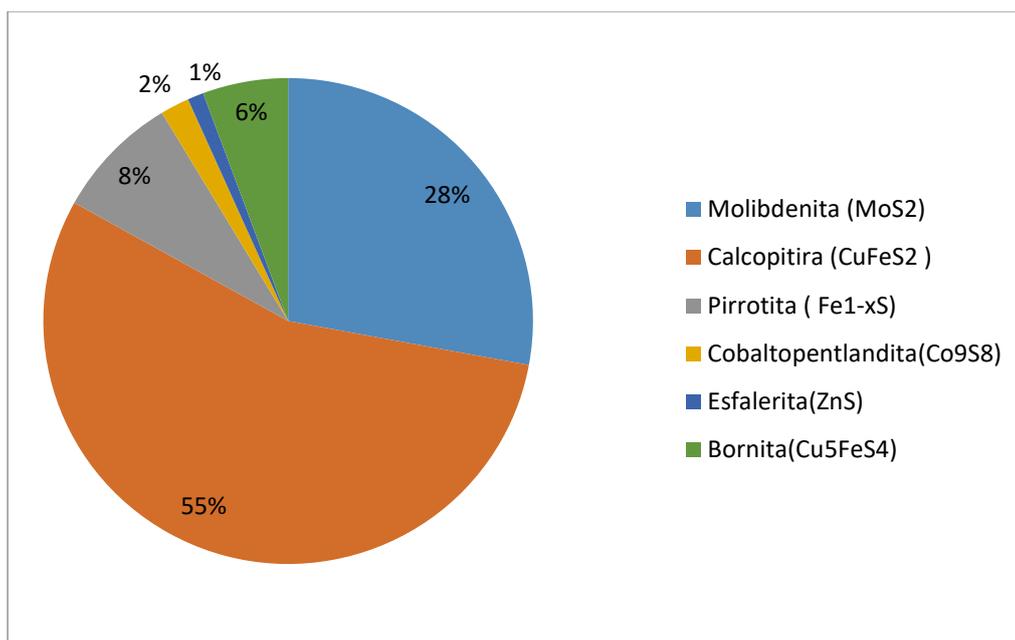


Figura 25: Análisis químico cualitativo mediante Difracción de Rayos X

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

De acuerdo a la tabla 12, se puede inferir la presencia de minerales de cobre y hierro presentes en la muestra, presentando en mayor cantidad molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ) y la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) con un porcentaje del 27,9 y 55 % respectivamente.

### 4.3. Análisis de malla valorada

Se realizaron los ensayos metalúrgicos para cada malla, obteniendo los siguientes resultados:

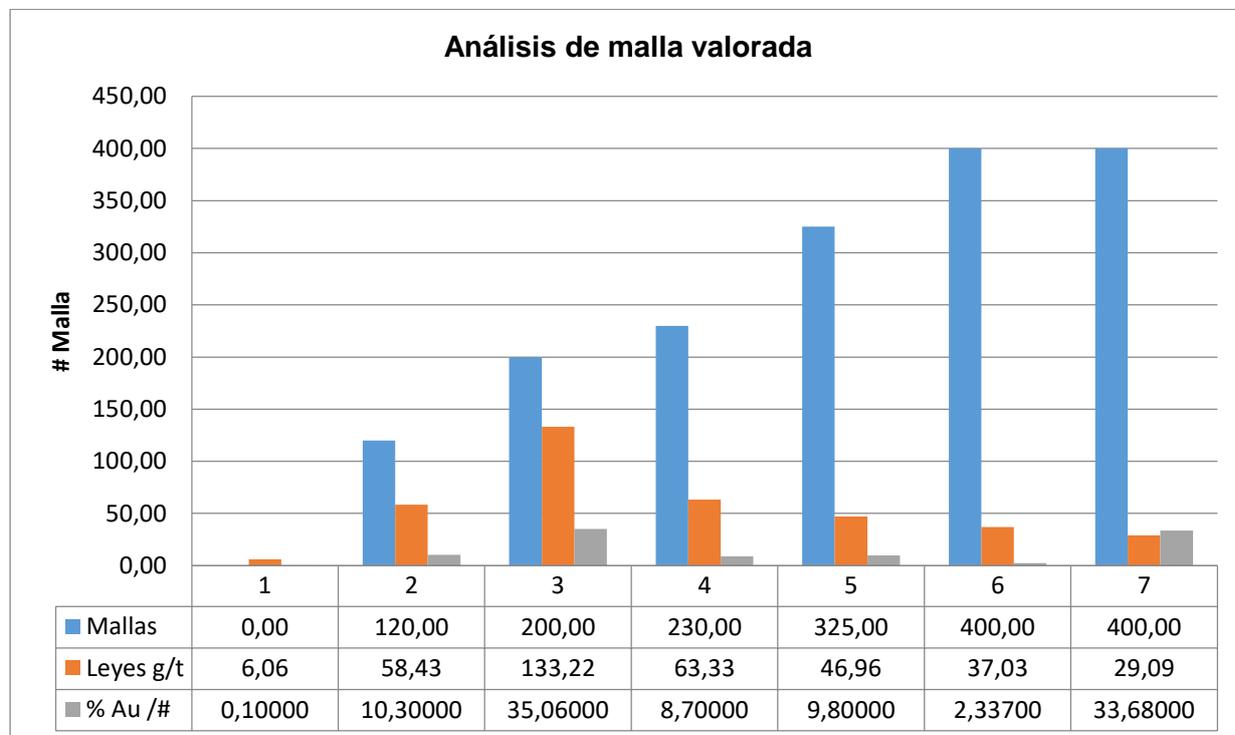


Figura 26: Análisis químico de malla valorada

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

Como se puede observar en la figura 26, el análisis de malla valorada permitió determinar en qué tamaño de grano se encontraba el mayor contenido de oro, para lo cual se determinó que en la malla 200 se daba la mejor liberación con un 35%, y con una ley de 133,22 g/ton. Siendo así un resultado esencial para determinar el tamaño de grano en el ensayo de molienda. Los cálculos de la malla valorada se presentan en el Anexo 2.

### 4.4. Molienda de mineral

#### 4.4.1. Tiempo óptimo de molienda para liberación de oro.

Para este ensayo se probaron distintos tiempos de molienda con el fin de encontrar el tamaño idóneo para el proceso de cianuración mediante un análisis granulométrico del mismo, obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 13: Tiempos de molienda

Abertura (um)	0 Minutos	2 Minutos
	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado
500	99,97	99,98
250	99,17	99,85
125	89,24	95,34
75	76,23	83,38
63	69,45	77,17
45	59,13	67,01
38	56,01	63,34

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

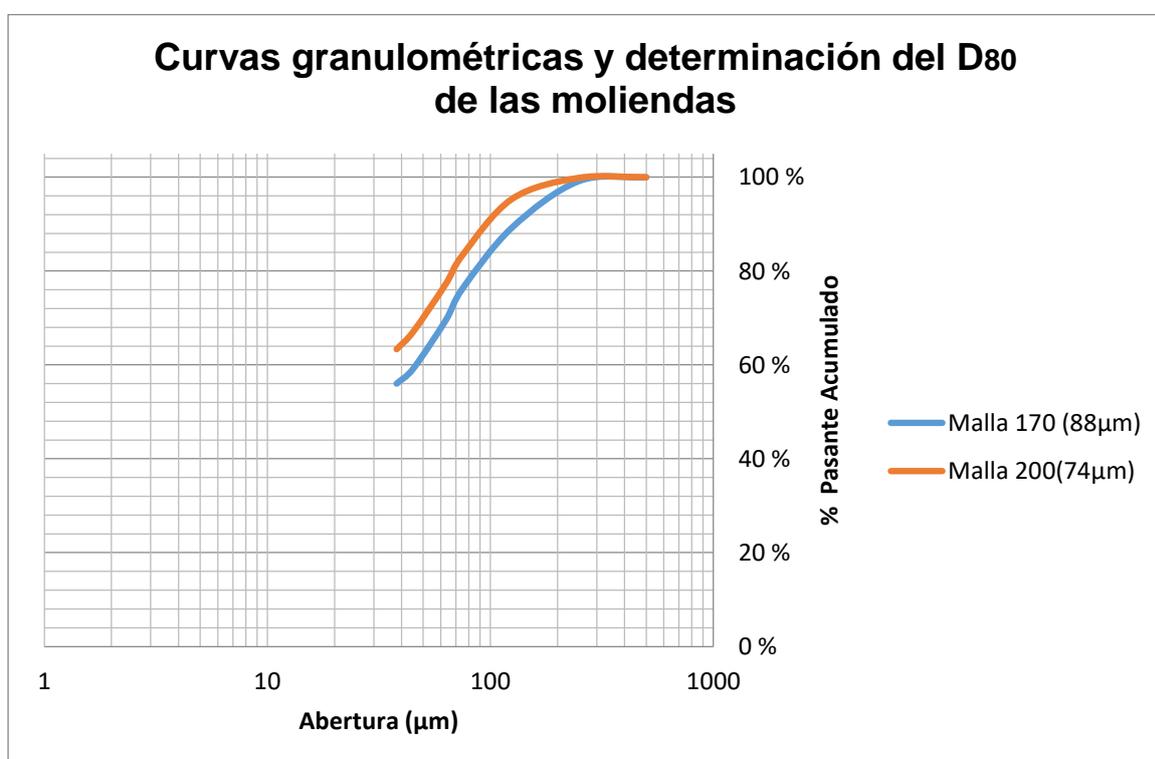


Figura 27: Curvas granulométricas y determinación del D<sub>80</sub> de las moliendas

Fuente: Autor.  
Elaboración: Autor

En la figura 27, se puede observar que no se necesitó tiempo de molienda para el tamaño de grano malla 170, puesto que en la caracterización del mineral ya se encontraba a esta granulometría; es decir (D<sub>80</sub>= 88 µm). El mejor tiempo de molienda necesario para obtener los valores granulométricos para la metodología de esta investigación son 2 minutos, para obtener el tamaño de grano a malla 200(D<sub>80</sub>= 74µm). Por otro lado como mencionó anteriormente para el tamaño de grano a malla 170, el cual es también objetivo del trabajo, no se requirió tiempo de molienda alguno. Los cálculos realizados se presentan en el Anexo 3.

#### 4.5. Cianuración de la muestra con molienda 0 minutos malla 170

Para este análisis se realizó dos ensayos con el fin de obtener un resultado más confiable. Los cálculos se presentan en el anexo 7.

##### 4.5.1. Balance metalúrgico y rendimiento

Tabla 14: Balance metalúrgico de Au para la cianuración malla 170

Parámetro	Entrada E(mg)	Solución S (mg)	Relave R(mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
Malla # 170	19,68	2,56	14,73	17,29	13

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

##### 4.5.2. Cinética de cianuración

Tabla 15: Cinética de reacción de cianuración de concentrados de Flotacion malla 170 por 24 horas

Ensayo malla 170 molienda	
Tiempo (h)	Concentracion Au(mg/L)
0	0
0,3	0,37
1	0,56
1,3	0,69
2	0,76
2,3	0,83
3	0,85
3,3	1
4	1,03
5	1,168
6	1,302
7	1,367
8	1,928
9	2,089
10	2,127
24	3,205

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

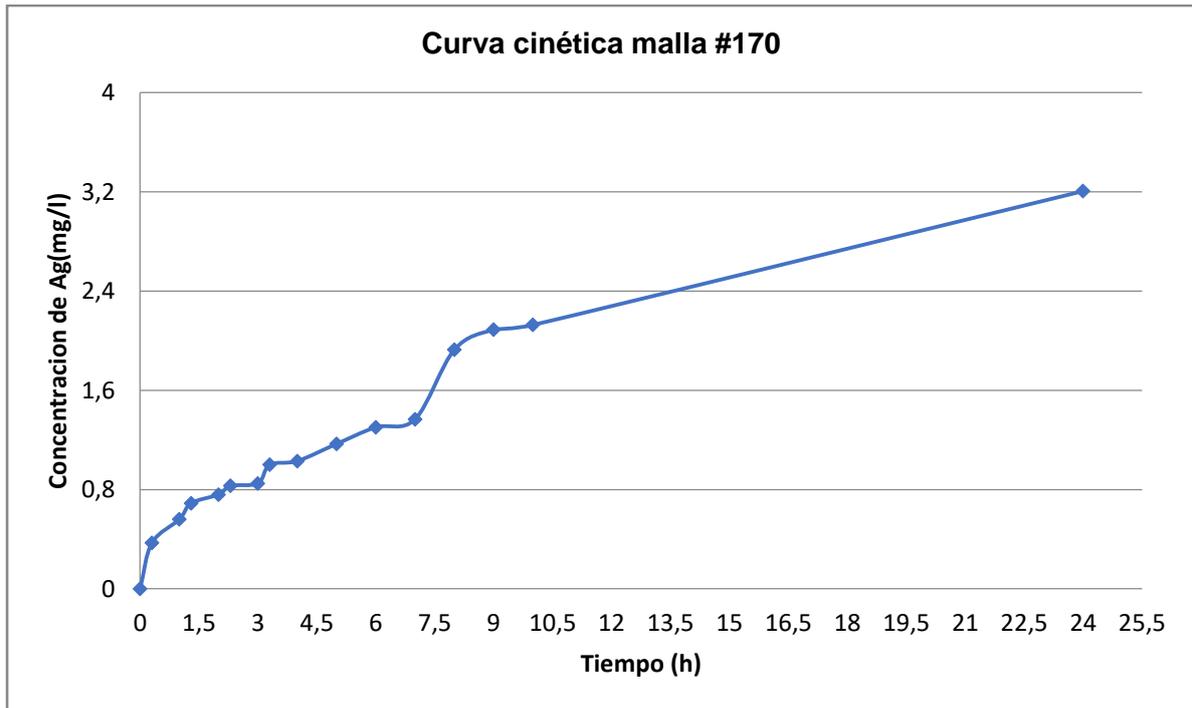


Figura 28: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración de los concentrados de flotación malla 170 para 24 horas  
Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

En la figura 28, se puede observar que a las 24 horas existe un aumento de la concentración de oro y por ende la recuperación de oro del 13%. Por otro lado, la cinética de cianuración del mineral se comporta de manera exponencial; es decir aun sigue creciendo, y que falta más tiempo para que permanezca constante la concentración, para así lograr una mayor recuperación del metal precioso.

#### 4.5.3. Consumo de reactivos

Tabla 16: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado malla 170 en 24 horas

# Malla	Concentración NaCN (g/l)	Reactivos (kg/ton)	
		NaCN	CaO
170	1,5	28,92	3,23

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

#### 4.6. Cianuración de muestra con molienda 2 minutos malla 200

##### 4.6.1. Balance metalúrgico y rendimiento

Tabla 17: Balance metalúrgico de Au para la cianuración malla 200

Parámetro	Entrada E(mg)	Solución S (mg)	Relave R(mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
Malla # 200	19,68	5,88	10,741	16,62	30

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

##### 4.6.2. Cinética de cianuración

Tabla 18: Cinética de reacción de cianuración del concentrado de flotación malla 200 por 24 horas.

Ensayo Malla 200 molienda	
Tiempo(h)	Concentraci3n Au (mg/l)
0	0
0,3	1,79
1	1,87
1,3	2,01
2	2,24
2,3	2,35
3	2,55
3,3	2,85
4	2,95
5	3,82
6,15	4,11
7,15	4,44
8,15	4,72
9,15	5,17
10,15	5,46
24	7,89

Fuente: Autor

Elaboraci3n: Autor

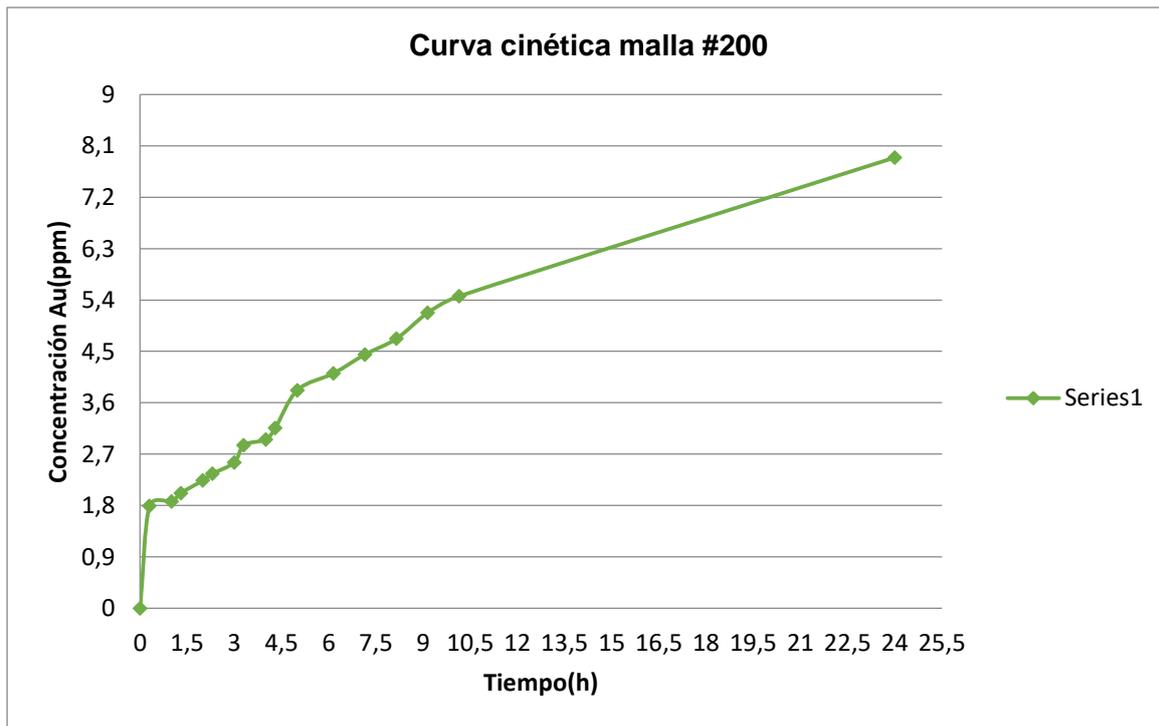


Figura 29: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración de los concentrados de flotación malla 200 para 24 horas

Fuente: Autor

Elaboración: Autor.

En la figura 29, se puede observar que a las 24 horas de cianuración la cinética se comporta de manera exponencial; es decir que necesita más tiempo de agitación, para que sea permanente constante la concentración, y así alcanzar una mayor recuperación de oro. Por otro lado, se puede observar que a las hora 24 de agitación aumenta la concentración y se logra una recuperación del 30%. De acuerdo a este resultado obtenido en el rendimiento de cianuración por agitación podemos considerarlo bueno en comparación con un estudio realizado por A. Azañero, P.Nuñez, A. Figueroa, E. León, M.Caballero, V. Vega, M.Cabrera y M. Morales.<sup>30</sup>, quienes obtuvieron un rendimiento del 20% para un concentrado de las mismas características y de este tamaño de partícula.

### 4.6.3. Consumo de reactivos

Tabla 19: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado malla 200 en 24 horas

# Malla	Concentración NaCN (g/l)	Reactivos (kg/ton)	
		NaCN	CaO
200	1,5	29,47	2,1

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor.

## 4.7. Cianuración de muestra con tostación 2 minutos malla 200

### 4.7.1. Balance metalúrgico y rendimiento

Tabla 20: Balance metalúrgico de Au para la Cianuración malla 170

Parámetro	Entrada E(mg)	Solución S (mg)	Relave R(mg)	S+R (mg)	Rendimiento (%)
Malla # 200 (Tost)	19,68	3,38	13,33	16,71	17

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor.

### 4.7.2. Cinética de cianuración

Tabla 21: Cinética de reacción de cianuración del concentrado de flotación pretratado a malla 200 por 24 horas

Ensayo Malla 200 (Tostación)	
Tiempo(h)	Concentración Au (mg/l)
0	0
0,3	0,89
1	0,83
1,3	1,22
2	1,54
2,3	1,48
3	1,71
3,3	1,85
4	2,10
5	2,30
6,15	2,48
7,15	2,47
8,15	2,83
9,15	2,95
10,15	2,81
24	4,97

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

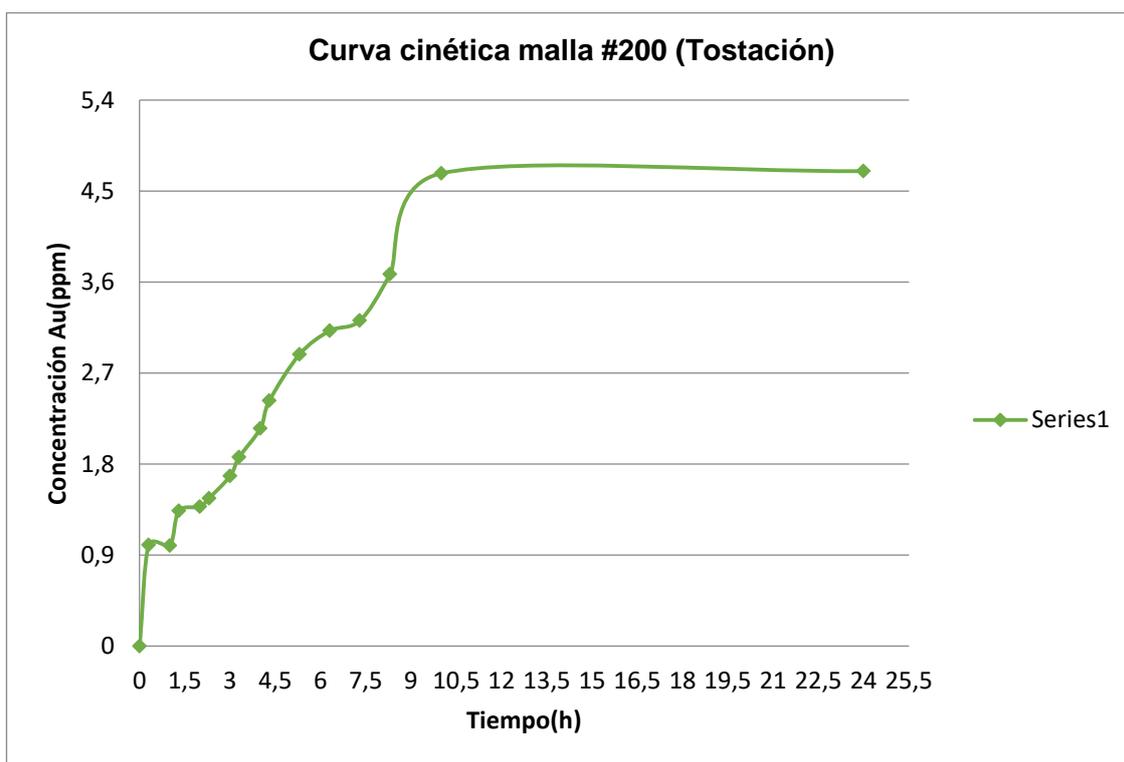


Figura 30: Curva de la cinética de reacción del ensayo de cianuración del concentrado pretratado por tostación oxidante a malla 200 para 24 horas

Fuente: Autor

Elaboración: Autor.

### 4.7.3. Consumo de reactivos

Tabla 22: Consumo de reactivos de la cianuración del concentrado con pretratamiento malla 200 en 24 horas

# Malla	Concentración NaCN (g/l)	Reactivos (kg/ton)	
		NaCN	CaO
200 (Tostación)	1,5	35,45	250,68

Fuente: Autor

Elaboración: Autor.

## 4.8. Comparación de ensayos con molienda malla 170 y malla 200

### 4.8.1. Rendimiento

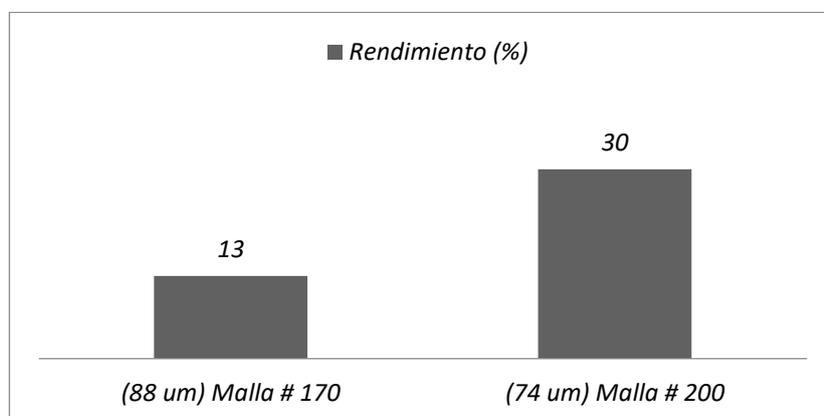


Figura 31: Rendimiento de cianuración malla 170 y malla 200

Fuente: Autor

Elaboración: Autor.

La cianuración de los concentrados de flotación sin pretratamiento arrojó un rendimiento del 13% para malla 170 (88  $\mu\text{m}$ ), mientras que por otro lado se obtuvo un rendimiento del 30% para malla 200 (74  $\mu\text{m}$ ). Siendo así la recuperación más alta al tamaño de grano más fino de la molienda. Este resultado es bajo puesto que comparando con un estudio realizado por T.Borja y J.Moreno <sup>31</sup>, quienes con un material concentrado de flotación sulfuroso de las mismas características obtuvieron un 44,7 % de rendimiento durante las 14 horas de cianuración.

### 4.8.2. Cinética de cianuración

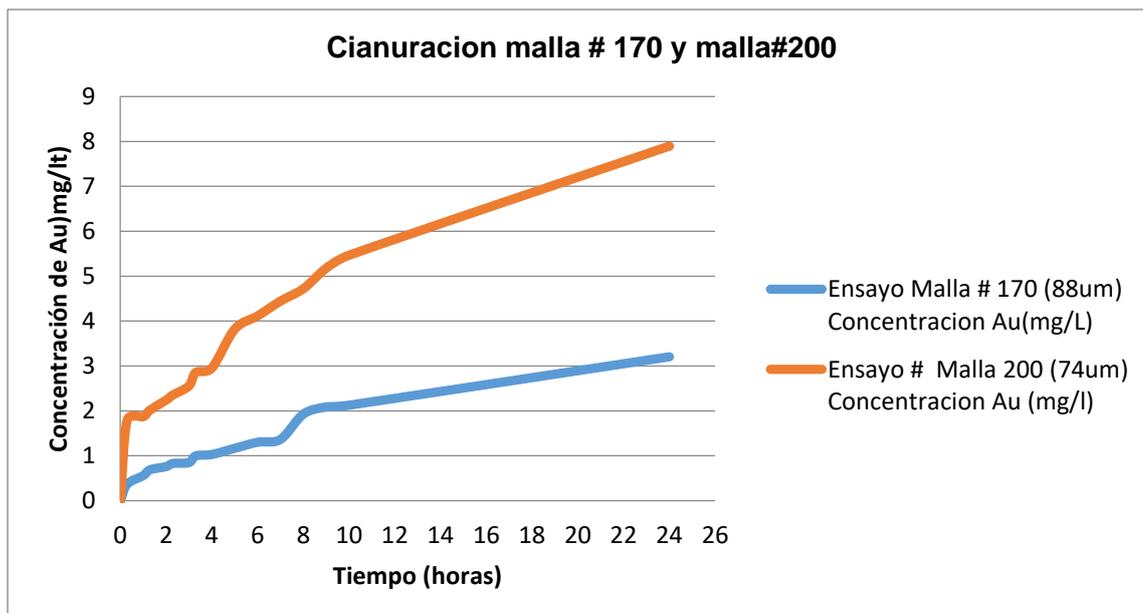


Figura 32: Cinética de cianuración malla 170 y malla 200

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

Según la figura 32, la cinética de cianuración a las 24 horas ambas mallas, tanto para la 170 como para la 200; aun sigue creciendo. Esto significa que falta más tiempo para que sea permanente la concentración, y así lograr un mayor rendimiento y recuperación de oro.

#### 4.8.3. Consumo de reactivos

Tabla 23: Consumo de reactivos de la cianuración de concentrado malla 170 y 200

# Malla	Reactivos (kg/ton)	
	NaCN	CaO
170	28	3,23
200	29,47	2,10

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

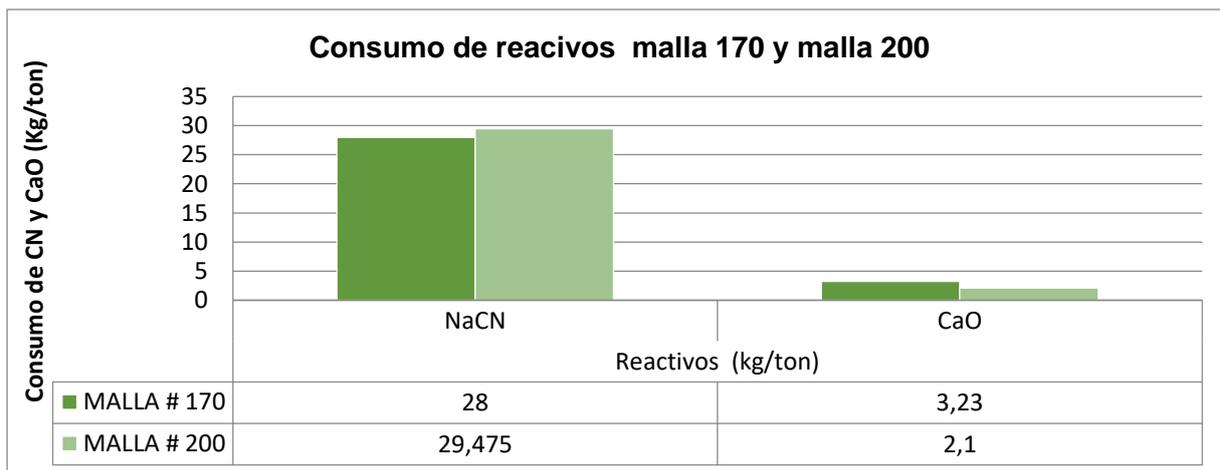


Figura 33: Consumo de reactivos de cianuración del concentrado malla 170 y 200

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

Realizando una comparación de consumo de cianuro de sodio y cal para los distintos tamaños de gramo fue mínimo, se pudo observar que fue mínimo, ya que se consumio 28 kg/ ton de cianuro en la malla 170 y 29,47 kg/ ton en la malla 200. Igualmente el consumo de cal fue de 3,23 kg/ ton y 2,1 kg/ ton respectivamente. Si analizamos el consumo con respecto a las malla 200, es alto con respecto al estudio realizado por T. Borja y J.Moreno<sup>31</sup> donde se consumió 8 kg/ton de cianuro y 1,5 kg/ton de cal.

#### 4.9. Comparación de ensayos sin tostación y con tostación malla 200

Para este ensayo se realizó una comparación con la mejor malla de proceso que fue a 74µm donde se comparó el material pretratado por tostación y sin pretratamiento.

##### 4.9.1. Rendimiento

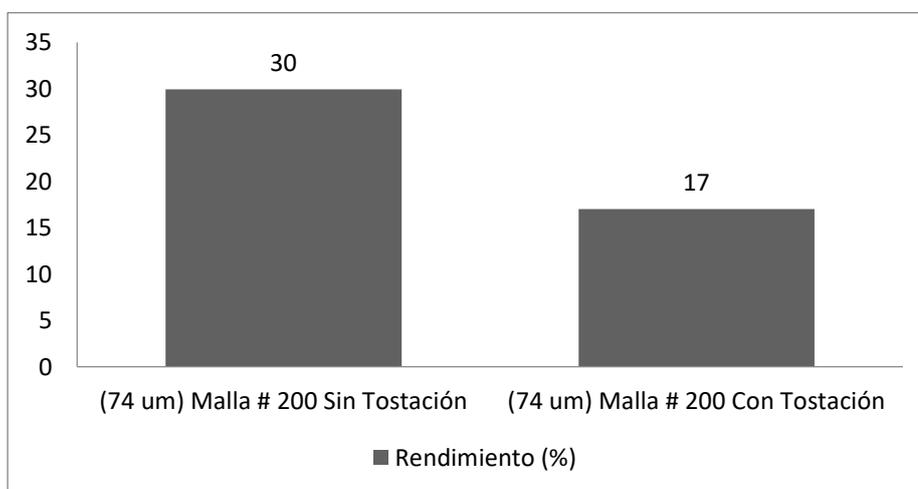


Figura 34: Rendimiento de cianuración con y sin tostación oxidante malla 200

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

La cianuración del concentrado de flotación sin pretratamiento fue eficiente con un 30% de rendimiento, mientras que por otro lado, cuando el concentrado fue sometido a tostación oxidante se obtuvo 17% para malla 200(74 $\mu$ m). Este último resultado para el material de tostación es bueno puesto que comparando con un estudio realizado por J. Coronado, M. Encinas, J. Leyva, L. Valenzuela, A. Valenzuela y G.T. Munive<sup>32</sup>, obtuvieron un 20,66 % de rendimiento, para un material refractario sometido a pretratamiento a las mismas condiciones de operación.

#### 4.9.2. Cinética de cianuración

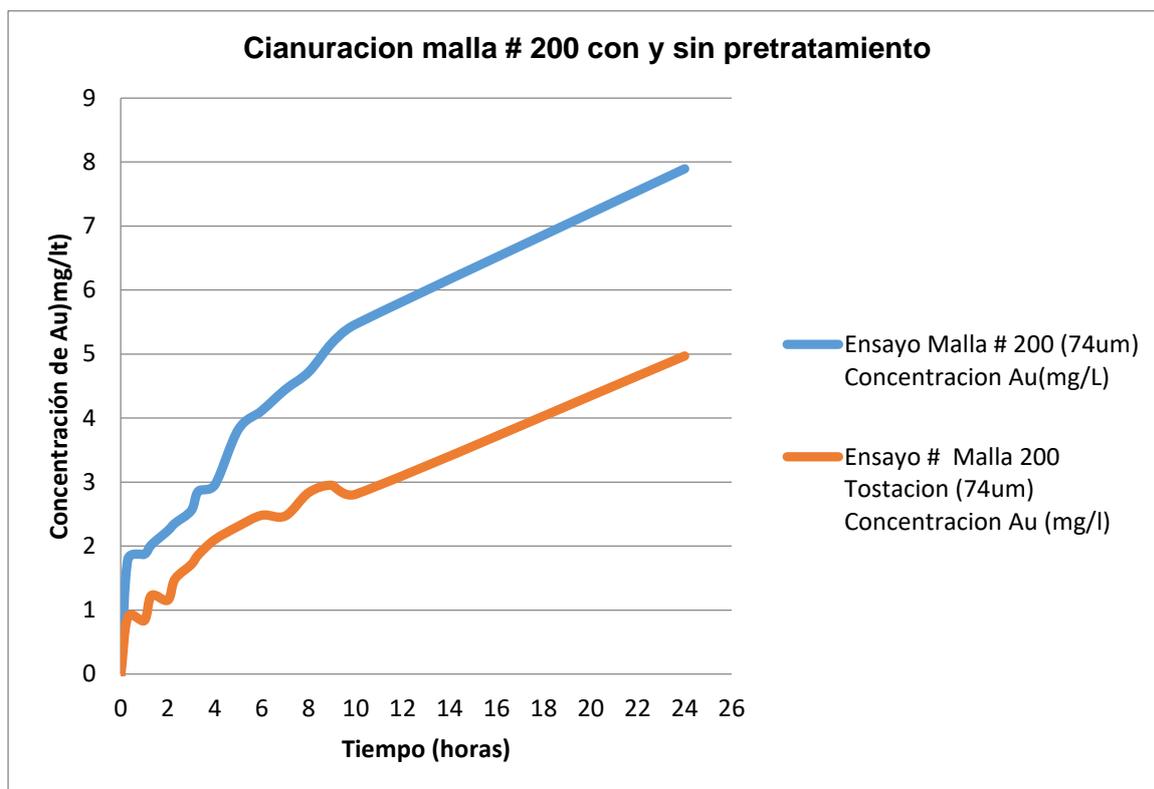


Figura 35: Cinética de cianuración malla # 200 con y sin pretratamiento

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

En la figura 35, podemos decir que a las 24 horas de cianuración la cinética para el tamaño de grano de 74  $\mu$ m con pretratamiento y sin pretratamiento, aun sigue aumentando su concentración. Esto significa requiere más tiempo para que se logre la mayor concentración, y así lograr un mayor rendimiento y recuperación de oro. La cianuración de los concentrados de flotación mediante tostación oxidante dio un rendimiento del 17%, mientras que en la cianuración del concentrado sin tostación se obtuvo un rendimiento del 30%, esto para malla 200(74 $\mu$ m). Se puede observar que a

las 10 horas de cianuración para ambas mallas baja la concentración, pero inmediatamente hay un aumento la concentración en las posteriores horas.

Como se puede observar en la figura 23 el bajo rendimiento de la cianuración a los concentrados pretratados por tostación, puede deberse a que el pH fue elevado en el control del proceso, de 12 a 12,20, ya que el grado de disolución del oro se reduce con el aumento del pH debido a la adsorción de un anión de grupo hidroxilo OH<sup>-</sup> en la superficie del oro disminuyendo la superficie disponible para la lixiviación.<sup>10, 16</sup>

#### 4.9.3. Consumo de reactivos

Tabla 24: Consumo de reactivos de cianuración de concentrado malla 200 con y sin pretratamiento.

# Malla	Reactivos (kg/ton)	
	NaCN	CaO
200 sin Tostación	29,47	2,10
200 con Tostación	35,45	250,68

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

En la tabla 24, se pudo observar que se consumió 29,47 kg/ton de cianuro, y cal 2,10 kg/ ton en la malla 200 para el material sin pretratamiento .Por otro lado el consumo de cianuro y cal para el material pretratado fue elevado, ya que presento un consumo de 35,45 kg/ton de cianuro, y cal de 250,68 kg/ton. Si analizamos el consumo con respecto a la malla 200 del material con tostación, es alto con respecto a un estudio similar realizado por Coronado, M. Encinas, J. Leyva, L. Valenzuela, A. Valenzuela y G.T. Munive<sup>32</sup>, donde al ser sometido el material a pretratamiento por tostación consumió 0,9 kg/ton de cianuro y 1 kg/ton de cal. Esto nos indica que implicaría un elevado valor económico a la hora de poner en marcha un proceso a escala industrial, debido al elevado consumo de reactivos que nos da el proceso para este tipo de material refractario.

#### 4.10. Recuperación de oro mediante método Chiddey

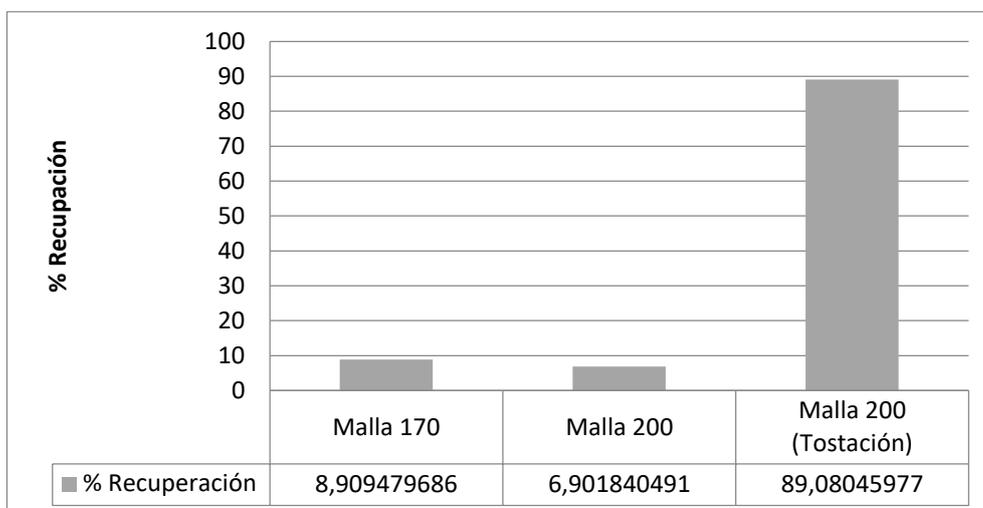


Figura 36: Recuperación de oro mediante método Chiddey

Fuente: Autor

Elaboración: Autor

Como se puede observar en la figura 36, se determinó el porcentaje de recuperación del metal precioso (oro), dando como mejor resultado la recuperación para el material pretratado a malla 200, siendo eficaz el empleo de este método. Por otro lado podemos inferir, que la recuperación con el proceso de tostación fue más eficiente, ya que presentó un porcentaje 89%, mientras que por otro lado, para las mallas 170 y 200, se obtuvieron recuperaciones del 8,9% y 6,8% respectivamente. Esto quiere decir que el método de recuperación no fue el adecuado para este tamaño de grano sin pretratamiento.

#### 4.11. Evaluación económica del proceso en base al rendimiento

Para realizar esta evaluación económica del proceso se tomó en cuenta el precio actual del oro, el rendimiento del proceso de cianuración y el precio en el mercado tanto para el cianuro de sodio como de la cal (Anexo 5), para lo cual se realizó una cotización en la empresa Minasur.

##### 4.11.1. Evaluación económica de la cianuración sin pretratamiento malla # 200 para una producción de 11 toneladas al día.

Tabla 25: Valor a obtener en base al precio actual del oro y costo de reactivos a utilizar en base a la experimentación realizada.

<b>Valor a obtener en base al precio actual del oro</b>	
Ley de Au del Material(g/ton)	42,88
Precio de Au(\$/g)	35
Recuperación de Au del proceso de Cianuración (%)	0,3
Producción(ton)	11
<b>Total</b>	\$ 4.952,64
<b>Costo de reactivos para el proceso de cianuración</b>	
Precio Unitario CN(\$/kg)	2,805
CN utilizado en el ensayo (kg/ton)	29,475
Precio Unitario CaO (\$/kg)	0,2352
CaO utilizado en el ensayo (kg/ton)	2,1
<b>Total</b>	\$ <b>914,88</b>

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

#### 4.11.1.1. Evaluación Económica global del proceso para una producción de 11 toneladas al día

Tabla 26: Evaluación económica de reactivos para una producción de 11 ton/día de mineral

<b>Recurso</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Precio (\$)</b>
Ganancia Económica en base a la producción (Ton/día)	11	4952,64
NaCN (ton/día)	11	909,451125
CaO (ton/día)	11	5,43312
<b>Total</b>		\$ 4.037,76

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor.

#### 4.11.2. Evaluación económica de la cianuración con pretratamiento malla 200 para una producción de 11 toneladas al día.

Tabla 27: Valor a obtener en base al precio actual del oro y costo de reactivos a utilizar en base a la experimentación realizada

<b>Valor a obtener en base al precio actual del oro</b>	
Ley de Au del Material(g/ton)	42,88
Precio de Au(\$/g)	35
Recuperación de Au del proceso de Cianuración (%)	0,17
Producción(ton)	11
<b>Total</b>	<b>\$ 2.806,50</b>
<b>Costo de reactivos para el proceso de cianuración</b>	
Precio Unitario CN(\$/kg)	2,805
CN utilizado en el ensayo (kg/ton)	35,45
Precio Unitario CaO (\$/kg)	0,2352
CaO utilizado en el ensayo (kg/ton)	250,68
<b>Total</b>	<b>\$ 1.742,37</b>

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

#### 4.11.2.1. Evaluación económica global del proceso para una producción de 11 toneladas al día

Tabla 28: Evaluación Económica de reactivos para una producción de 11 ton/día de mineral

<b>Recurso</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Precio (\$)</b>
Ganancia Económica en base a la producción (Ton/día)	11	2806,50
NaCN (ton/día)	11	1093,80975
CaO (ton/día)	11	648,559296
<b>Total</b>		<b>\$ 1.064,13</b>

Fuente: Autor  
Elaboración: Autor

## CONCLUSIONES

- El mejor rendimiento obtenido del proceso de cianuración fue de 30%, para el tamaño de grano de malla 200 (74  $\mu\text{m}$ ).
- En el análisis químico de la cabeza del concentrado de flotación de la planta Ecoluxen se obtuvo una ley de oro de 39,36 g/ton y plata de 586,44 g/ton.
- El peso específico del concentrado analizado fue de 3,99 g/cm<sup>3</sup>, considerándose así, como un material denso.
- En el análisis granulométrico de la muestra, se determinó el D<sub>80</sub> del material, a 88 $\mu\text{m}$ ; es decir, malla 170.
- Se determinaron cualitativamente los minerales principales en el equipo de Difracción de Rayos X, los cuales fueron pirita, calcopirita, hematita, bornita y molibdenita.
- Una vez realizado el análisis de malla valorada del material de estudio, se determinó que al tamaño de grano a 200 mallas (74  $\mu\text{m}$ ) se encontraba el mayor contenido de oro con un porcentaje del 35% y una ley de 133,22 g/ton.
- El tiempo de molienda necesario para obtener para la cianuración fue a los 2 minutos, para obtener el tamaño de grano a malla 200 (D80= 74  $\mu\text{m}$ ). Por otro lado para el tamaño de grano a malla 170 (D80= 88  $\mu\text{m}$ ), no se requirió tiempo de molienda alguno.
- El rendimiento obtenido en el proceso de cianuración para el material con y sin pretratamiento fue de 17% y 30% respectivamente. Se pudo observar que el material con pretratamiento fue menor con respecto al material sin pretratamiento a la hora de la lixiviación, sin embargo, la recuperación de la solución mediante el método Chiddey fue más eficiente con comparación al material sin pretratamiento obteniéndose los siguientes resultados: 89% en material tostado y 6,9% en el material sin tostación.
- El consumo de reactivos para el material con y sin pretratamiento para malla 200 fue el siguiente: 29,475 kg/ ton de cianuro y cal 2,1 kg/ ton en material sin tostación. Por otro lado, el consumo de cianuro y cal para el material pretratado fue elevado, de 35,45 kg/ton y 250,68 kg/ton respectivamente.
- Una vez realizada la evaluación económica del proceso con el material sin pretratamiento y con pretratamiento, dando una ganancia representativa para una producción de 11 toneladas al día de 4.037,76 \$/día para malla 200 sin proceso de tostación y 1.064,13 \$/día para el material pretratado por tostación oxidante, siendo el material sin pretratamiento el más eficiente y rentable.

## RECOMENDACIONES

- Es necesario realizar una cianuración de 32 y 48 horas, para tratar de recuperar un porcentaje más alto y rentable de las soluciones ricas en oro.
- Se podría implementar un proceso tecnológico para la recuperación de molibdeno, ya que es rentable y tiene un elevado valor económico a nivel mundial.
- Es importante realizar una limpieza y esterilización de los materiales a utilizar para que los datos obtenidos sean más confiables.
- Se recomienda emplear una filtración al vacío con el fin de obtener una alícuota más pura.
- Se recomienda realizar una lectura cualitativa y cuantitativa de las soluciones lixiviadas del proceso con y sin tostación con el fin de identificar algún otro elemento que se haya cianurado.
- Se podría implementar otros procesos de recuperación de oro en las soluciones a las distintas mallas como lo son: Precipitación en carbón activado y electrólisis en una celda electrolítica.

## BIBLIOGRAFÍA

1. Vela, M.; Morillo, K., En la antesala del boom minero. **2013**, 14-21.
2. Minería, B. C. d. E. R. d., Reporte Minero In *Aspectos económicos en el contexto a la actividad minera* Direccion Nacional de Síntesis Macroeconómica: Quito-Ecuador, 2017; pp 5-7.
3. Corral Andosilla , M. J. Analisis de Mercado para la Exportacion de Concentrado de Cobre Ecuatoriano hacia la Republica popula de China. Universidad de las Americas, Quito-Ecuador, 2013; (b) Sacher, W.; Acosta, A., La minería a gran escala en Ecuador. Baez, Michelle: Quito- Ecuador, 2012; pp 14-21.
4. MINERIA, M. D., Plan Nacional de Desarrollo del Sector Minero. ARCOM: Quito-Ecuador, 2016; p 8.
5. Minería de El Oro, con buenas perspectivas *Opinión* [Online], 2014. <https://www.diariopinion.com/local/verArticulo.php?id=894738> (accessed.24 de agosto del 2016).
6. Pérez Ramírez, G., Minería para el Buen Vivir. In *Historia de las ciencias en el Ecuador*. Estrella, E., Ed. Quito-Ecuador, 2015; p 264.
7. S.A, E., Estudio de Impacto Ambiental y Plan de Manejo Ambiental del Proyecto de Instalación y Operación de la Planta de Beneficio Ecológica y Construcción de la Relavera de Residuos Mineros. Portovelo, 2008; pp 1-255.
8. Earth, G. Ubicacion Geografica de la Planta Ecoluxen. <https://earth.google.com/web/>.
9. Vargas Gallardo, J., *Metalurgia de Oro y Plata*. Primera ed.; Vargas Gallardo, Juan: 1980; p 282.
10. Marsden, J.; House, I., The chemistry of gold Extraction. In *Historical Developments*, Primera ed.; Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.: 2009; pp 8-9.
11. Minero, P., Manual General De Minería Y Metalurgia In *Lixiviación de Oro* Primera ed.; Chile, 2006; p 183.
12. Parga, J.; Carrillo, F., Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista de Metalurgia* **1996**, 255.
13. Deschênes, G., Advances in the Cyanidation of Gold. **2016**, 429-445.
14. Bhappu, R. B., Hydrometallurgical Processing of Precious Metal Ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review* **1990**, 6 (1-4), 67-80.
15. Flores, J. Metodología Teórica- Práctica para la Obtención de Metales Preciosos por medio de la Cianuración. Espol, Guayaquil, 1992.

16. Srithammavut, W. Modeling of Gold Cyanidation. Lappeenranta University of Technology, Rusia, 2008.
17. Habashi, F., Kinetics and Mechanisms of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution. *Beipress* **1967**, 1-42.
18. Alvarez. A, C. L., Nuñez. G, Recuperación de oro a partir de piritas auríferas. *Revistas Bolivarianas* **2010**, 1, 11.
19. Armijos, I. Comportamiento del Mineral Skarn Aurífero del Yacimiento Fortuna I a ensayo de lixiviación con cianuro, de la Compañía Minera Fortuna Gold Mining Corporation, ubicada en San Carlos de las Minas, distrito minero Nambija. UTPL, Loja-Ecuador, 2011.
20. Perea, C. Evaluación de una metodología alternativa a la cianuración para la disolución de oro utilizando solventes orgánicos. Universidad Nacional de Colombia, Medellín Colombia, 2016.
21. Ludeña, R. Estudio Hidrometalúrgico por Cianuración de los concentrados de Flotación de los relaves provenientes de la minería artesanal del yacimiento Nambija. Universidad Técnica Particular de Loja, Loja-Ecuador, 2012.
22. Jimenez.C, F. N., A.Uribe, Medición de cianuro libre por volumetría en presencia de especies cobre-cianuro. . **2010**.
23. Skoog, H., Nieman, Fluorescencia de Rayos X. In *Principios de Análisis Instrumental*, Brace, H., Ed. Madrid-España, 1992; Vol. 1, p 291.
24. León, L. Unidad Difracción de Rx: Técnicas. (accessed <http://www.scai.uma.es/servicios/aqcm/drx/drx.html>).
25. Hinojosa, O., OXIDACION DE SULFUROS: IMPORTANTE PROCESO DE PRETRATAMIENTO. *Ingeniería Metalúrgica y ciencia de Materiales* **2002**, 39-40.
26. Quintuña Espín, J. C. Enriquecimiento de pasivos ambientales del distrito minero Portovelo-Zaruma, sector "El Pache", mediante concentración gravimétrica centrífuga. UTPL, Loja-Ecuador, 2014.
27. Jimenez, M.; Prieto, J. Determinar el Rendimiento de Recuperación de oro y plata, aplicando un proceso combinado de flotación y de Cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico de Condominio Sur Nambija. UTPL, Loja-Ecuador, 2011.
28. Bruker Mining and exploration using handheld XRF analyzers. <https://www.bruker.com/es/products/x-ray-diffraction-and-elemental-analysis/handheld-xrf/applications/mining.html>.
29. Bruker D8 Advance Eco. <https://www.bruker.com/es/products/x-ray-diffraction-and-elemental-analysis/x-ray-diffraction/d8-advance/overview.html>.

30. A. Azañero, P. N., A. Figueroa, E. León, M.Caballero, V. Vega, M.Cabrera y M. , Cianuración Intensiva de un concentrado aurífero. **2000**, 3 (1), 3.
31. Borja, T. y. M., Jose. Estudio para la optimizacion de un circuito Flotacio-cianuracion de concentrados sulfurosos en la planta de beneficio La Lopes para el procesamiento del mineral de la mina Jerusalem en el cantóm Camilo Ponce Enriquez. ESPOL, Guayaquil-Ecuador, 2015.
32. Coronado, J. H.; Encinas, M. A.; Leyva, J. C.; Valenzuela, J. L.; Valenzuela, A.; Munive, G. T., Tostación de un concentrado refractario de oro y plata. *Revista de Metalurgia* **2012**, 48 (3), 165-174.

## **ANEXOS**

## Anexo1. Cálculo de peso específico del mineral

### Ensayo1

$$P1= 13,28\text{gr}$$

$$P2=14,28\text{gr}$$

$$P3=23,54\text{gr}$$

$$P4=24,28\text{gr}$$

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$Pe = \frac{(14,28 - 13,28)}{(23,54 - 13,28) - (24,28 - 14,28)}$$

$$Pe = 3,84\text{g/cm}^3$$

### Ensayo 2

$$P1= 13,28\text{gr}$$

$$P2=14,38\text{gr}$$

$$P3=23,54\text{gr}$$

$$P4=24,36\text{gr}$$

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$Pe = \frac{(14,38 - 13,28)}{(23,54 - 13,28) - (24,36 - 14,38)}$$

$$Pe = 3,92\text{g/cm}^3$$

### Ensayo 3

$$P1= 13,28\text{gr}$$

$$P2=14,91\text{gr}$$

$$P3=23,53\text{gr}$$

$$P4=24,77\text{gr}$$

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

$$Pe = \frac{(14,91 - 13,28)}{(23,53 - 13,28) - (24,77 - 14,91)}$$

$$Pe = 4,17g/cm^3$$

#### Ensayo 4

P1= 13,28gr

P2=14,33gr

P3=23,53gr

P4=24,32gr

$$Pe = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

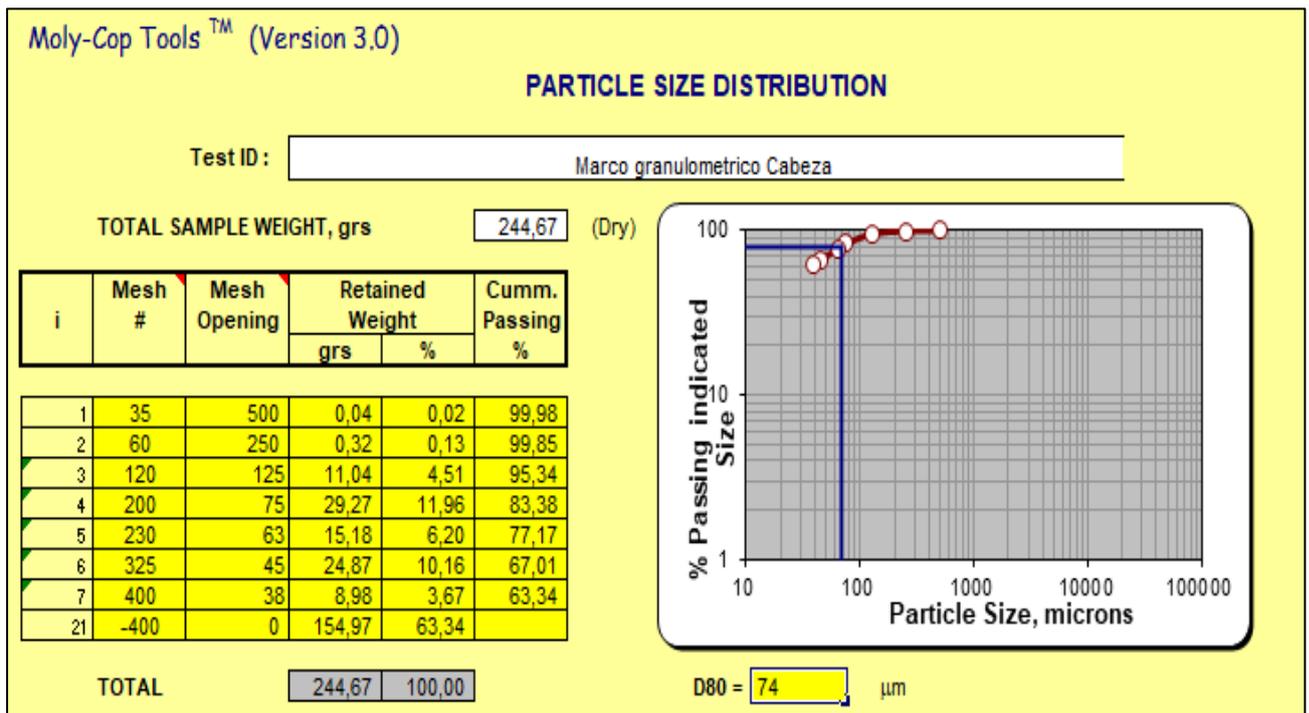
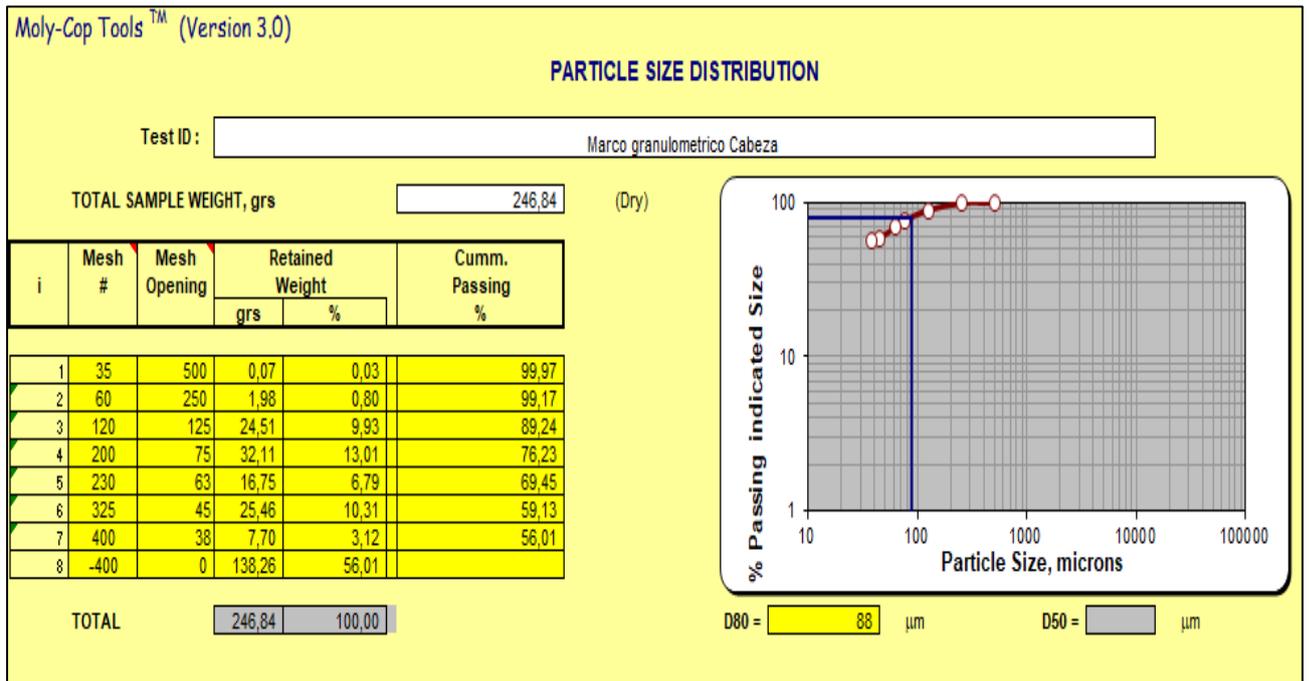
$$Pe = \frac{(14,33 - 13,28)}{(23,53 - 13,28) - (24,32 - 14,33)}$$

$$Pe = 4,03g/cm^3$$

## Anexo2. Cálculos de malla valorada del material inicial

Mallas valoradas					
<u>Mallas</u>	<u>Retenidos gr</u>	<u>%</u>	<u>Leyes( g/t)</u>	<u>Valorado ( g/t)</u>	<u>% Au /#</u>
35/60	2,05	0,83	6,06	0,05	0,10185
120	21,51	8,71	58,43	5,09	10,30381
200	32,11	13,01	133,22	17,33	35,06965
230	16,75	6,79	63,33	4,30	8,69653
325	25,46	10,31	46,96	4,84	9,80185
400	7,7	3,12	37,03	1,16	2,33758
-400	141,26	57,23	29,09	16,65	33,68873
	246,84	100,00		49,42	100,00000

### Anexo3. Tablas de distribución de partículas mediante el uso del software Moly-Cop Tools 3.0.



## Anexo 4. Cotizacion de reactivos Importadora Minasur

		<b>IMPORTADORA MINASUR</b> <b>PRODUCTOS DE CALIDAD PARA LA MINERIA</b>			
		Cotización-2017-00205 Loja, 24 DE AGOSTO 2017			
<b>Señores:</b> <b>Atención:</b> <b>Loja</b> El motivo de la presente es para hacerle llegar la proforma de nuestros productos:		<b>MARCOS VALAREZO</b> 1104770456			
PRODUCTO	DETALLE	PRESENTACION	CANTIDAD	VALOR UNITARIO	VALOR TOTAL
CIANURO DE SODIO TARROS 50 KILOS	TAMBOR	1	1	121	120,54
GUÍA SETED	UNIDAD	1	1	5,25	5,25
				SUBTOTAL:	125,79
				SUBTOTAL 0%:	5,25
				SUBTOTAL 12%:	120,54
				IVA 12%:	14,46
				TOTAL:	140,25
<b>NOTA:</b> El precio incluye transporte hasta su planta.					
Atentamente: <b><u>Lic. Rita Cartuche</u></b> <b>VENTAS Y COBRANZAS</b>					
Ciudadela Los Geranios - Orquídeas y Margaritas Esquina Oficina: 072 103961 <a href="mailto:ventas@minasur.com">ventas@minasur.com</a> Loja-Ecuador			<a href="http://www.ragda.com">www.ragda.com</a> <a href="http://www.minasur.com">www.minasur.com</a> Validez de la cotización 15 días		



# IMPORTADORA MINASUR

PRODUCTOS DE CALIDAD PARA LA MINERIA

Cotización-2017-00206

Loja, 24 DE AGOSTO 2017

Señores:

MARCOS VALAREZO

Atención:

Loja

El motivo de la presente es para hacerle llegar la proforma de nuestros productos:

PRODUCTO	DETALLE	PRESENTACION	CANTIDAD	VALOR UNITARIO	VALOR TOTAL
CAL T 30 SACOS 25 KILOS	SACOS	1	1	5,25	5,25
				SUBTOTAL:	5,25
				SUBTOTAL 0%:	-
				SUBTOTAL 12%:	5,25
				IVA 12%:	0,63
				TOTAL:	5,88

**NOTA:**

El precio incluye transporte hasta su planta.

Atentamente:

***Lic. Rita Cartuche***  
**VENTAS Y COBRANZAS**

Ciudadela Los Geranios - Orquídeas y Margaritas Esquina

Oficina: 072 103981

[ventas@minasur.com](mailto:ventas@minasur.com)

Loja-Ecuador

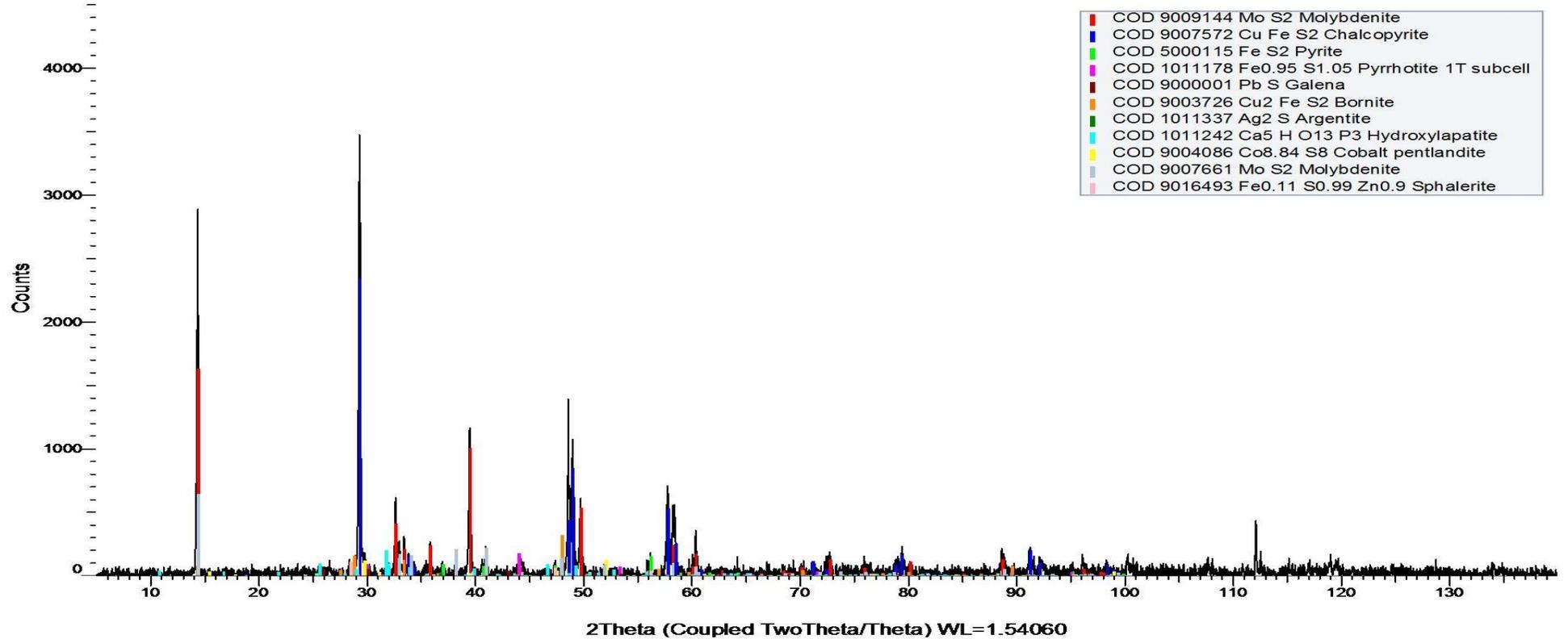
[www.ragda.com](http://www.ragda.com)

[www.minasur.com](http://www.minasur.com)

Validez de la cotización 15 días

## Anexo 5. Difractograma de Rayos X

## CONCENTRADO DE FLOTACIÓN ECOLUXEN SA (Coupled TwoTheta/Theta)



## Anexo 6. Consumo horario de reactivos

### Malla 170 – Ensayo 1

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN anadido	CaO añadido (gr)
8h34	11,04	0	0	0,000	1,510	2,8
9h04	11,16	0,3	5	0,150	1,360	-
9h34	11,53	0,1	5	0,050	1,460	-
10h04	11,95	0,05	5	0,025	1,485	-
10h34	11,84	0,04	5	0,020	1,490	-
11h04	11,96	0,1	10	0,025	1,485	-
11h34	12,15	0,1	10	0,025	1,485	-
12h04	12,12	0,1	10	0,025	1,485	-
12h34	12,21	0,2	10	0,050	1,460	-
13h04	12,29	0,2	10	0,050	1,460	-
13h34	12,27	0,25	10	0,063	1,448	-
14h04	12,39	0,15	10	0,038	1,473	-
14h35	12,40	0,25	10	0,063	1,448	-
15h15	12,42	0,25	10	0,063	1,448	-
16H15	12,36	0,20	10	0,05	1,460	-
17H15	12,31	0,40	10	0,10	1,410	-
18H15	12,48	0,7	10	0,175	1,335	-
19H15	12,45	1,5	10	0,375	1,135	-
20H15	12,43	1,8	10	0,45	1,060	-
Total NaCN					16,895	2,8

### Malla 170 – Ensayo 2

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN anadido (gr)	CaO añadido (gr)
10H50	6,50	0	0	0,000	1,500	1,83
11H20	7,50	1,5	10	0,375	1,125	-
11H50	10,24	0,3	10	0,075	1,425	-
12H20	10,96	1,1	10	0,275	1,225	-
12H50	11,13	1,2	10	0,300	1,200	-
13H20	10,90	1,6	10	0,400	1,100	-
13H50	11,15	2	10	0,500	1,000	-
14H20	11,10	2,7	10	0,675	0,825	-
14H50	11,48	2,2	10	0,550	0,950	-
15H50	12,10	3,1	10	0,775	0,725	-
16H50	12,08	4,3	10	1,075	0,425	-
17H50	12,32	2,7	10	0,675	0,825	-
18H50	12,27	3,2	10	0,800	0,700	-
19H50	12,1	3,4	10	0,850	0,650	-
20H50	12,16	3,50	10	0,875	0,625	-
Total					14,300	1,83

### Malla 200 – Ensayo 1

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN anadido (gr)	CaO añadido (gr)
10H00	10,2	0	0	0,000	1,500	1,75
10H30	11,52	0,5	10	0,000	1,375	-
11H00	12,39	0,6	5	0,000	1,200	-
11H30	12,71	1,8	10	0,000	1,050	-
12H00	12,81	1,5	10	0,000	1,125	-
12H30	12,75	2,5	10	0,000	0,875	-
13H00	12,98	2,6	10	0,000	0,850	-
13H30	12,99	2,9	10	0,000	0,775	-
14H00	13,15	3,2	10	0,000	0,700	-
14H30	13,24	3,2	10	0,000	0,700	-
15H00	12,25	3,6	10	0,000	0,600	-
16H00	13,27	4	10	0,000	0,500	-
17H00	13,23	3	10	0,000	0,750	-
18H00	13,21	3,4	10	0,000	0,650	-
19H00	13,24	3,10	10	0	0,725	-
20H00	13,12	2,50	10	0,00	0,875	-
8H34	12,59	0,7	10		1,325	-
Total NaCN					14,250	1,75

### **Malla 200 – Ensayo 2**

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN anadido	CaO añadido (gr)
10H00	10,75	0	0	0,000	1,500	1,15
10H30	11,5	0,5	10	0,125	1,375	-
11H00	11,81	0,7	10	0,175	1,325	-
11H30	11,98	1,2	10	0,300	1,200	-
12H00	12,06	0,5	10	0,125	1,375	-
12H30	12,14	1	5	0,500	1,000	-
13H00	12,22	1,7	10	0,425	1,075	-
13h30	12,24	1,3	10	0,325	1,175	-
14h00	12,27	2,8	10	0,700	0,800	-
15h00	12,29	1,7	10	0,425	1,075	-
16h00	12,32	2,4	10	0,600	0,900	-
17h00	12,26	2,5	10	0,625	0,875	-
18h00	12,11	1,9	10	0,475	1,025	-
19h00	12,15	2,9	10	0,725	0,775	-
20h00	12,21	3,60	10	0,9	0,600	-
Total NaCN					16,075	1,15

### **Malla 200 (Tostación) – Ensayo 1**

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN añadido	Cal añadida
10h30	10,1	0	0	0,000	1,500	124,69
11h00	11,09	0,4	10	0,100	1,400	-
11H30	11,57	0,5	10	0,125	1,375	-
12H00	11,72	0,6	10	0,150	1,350	-
12H30	12,01	0,8	10	0,200	1,300	-
13H00	11,88	0,9	10	0,225	1,275	-
13H30	12,05	0,8	10	0,200	1,300	-
14H00	12,01	1	10	0,250	1,250	-
14H30	12,18	1,1	10	0,275	1,225	-
15H00	12,16	2	10	0,500	1,000	-
16H00	12,21	1,3	10	0,325	1,175	-
17H00	11,94	1,6	10	0,400	1,100	-
18H00	12,19	2,1	10	0,525	0,975	-
19H00	12,33	2,9	10	0,725	0,775	-
20H00	12,15	1,60	5	0,8	0,700	-
10H30	11,88	1	5	0,5	1,000	-
Total NaCN					17,700	124,69

### **Malla 200 (Tostación) – Ensayo 2**

Tiempo	pH	ml NO3Ag	V muestra	NaCN Libre	NaCN añadido	Cal añadida
11H30	11,1	0	0	0,000	1,500	128,99
12H00	12,35	0,4	10	0,100	1,400	-
12H30	12,45	0,9	10	0,225	1,275	-
13H00	12,55	0,5	10	0,125	1,375	-
13H30	12,58	0,9	10	0,225	1,275	-
14H00	12,63	1	10	0,250	1,250	-
14H30	12,71	0,9	10	0,225	1,275	-
15H00	12,74	1	10	0,250	1,250	-
15H30	12,76	1	10	0,250	1,250	-
16H00	12,77	1,1	10	0,275	1,225	-
17H00	12,79	1,3	10	0,325	1,175	-
18H00	12,78	1,3	10	0,325	1,175	-
19H00	12,82	1,2	10	0,300	1,200	-
20H00	12,84	1,5	10	0,375	1,125	-
21H30	12,77	1,30	5	0,65	0,850	-
10H30	12,59	1,4	10	0,35	1,150	-
Total					18,600	128,99

## Anexo 7. Balances metalúrgicos

### Malla 170 – Ensayo 1

#### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)
E(kg)	0,5	39,36
S(L)	0,725	3,223
R(kg)	0,48729	33,040

#### Balance

E	=	S	+	R
E*ley(mg/kg)	=	S*ley(mg/kg)	+	R*ley(mg/kg)
19,68	=	2,8688	+	13,3785466 mg
19,68	=	16,25		mg

#### Rendimiento

Rendimiento	=	14,58 %
-------------	---	---------

### Malla 170 – Ensayo 2

#### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)
E(kg)	0,5	39,36
S(L)	0,8	3,586 mg/lt
R(kg)	0,48774	27,430

## Balance

E	=	S	+	R	
E*ley(mg/kg)	=	S*ley(mg/kg)	+	R*ley(mg/kg)	
19,68	=	2,336675	+	16,10011372	mg
19,68	=	18,44			mg

## Rendimiento

Rendimiento =	11,87 %
---------------	---------

## Malla 200 – Ensayo 1

### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)	
E(kg)	0,5	39,36	
S(L)	0,8	8,159	mg/lt
R(kg)	0,49423	21,228	

## Balance

E	=	S	+	R	
E*ley(mg/kg)	=	S*ley(mg/kg)	+	R*ley(mg/kg)	
19,68	=	6,527466667	+	10,49161486	mg
19,68	=	17,02			mg

## Rendimiento

Rendimiento =	33 %
---------------	------

## Malla 200 – Ensayo 2

### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)	
E(kg)	0,5	39,36	
S(L)	0,868	6,046	mg/lt
R(kg)	0,49423	24,845	

## Balance

E	=	S	+	R	
E*ley(mg/kg)	=	S*ley(mg/kg)	+	R*ley(mg/kg)	
19,68	=	5,247928	+	12,27900621	mg
19,68	=	17,53			mg

## Rendimiento

Rendimiento	=	27 %
-------------	---	------

## Malla 200 con Pretratamiento – Ensayo 1

### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)	
E(kg)	0,5	39,36	
S(L)	0,7	4,981	mg/lt
R(kg)	0,5	27,286	

## Balance

E	=	S	+	R	
E*ley(mg/kg)	=	S*ley(mg/kg)	+	R*ley(mg/kg)	
19,68	=	3,4832	+	13,64324652	mg
19,68	=	17,13			mg

## Rendimiento

Rendimiento	=	18 %
-------------	---	------

## Malla 200 con Pretratamiento – Ensayo 2

### Pesos y Leyes

	Peso (gr)	Ley(mg/kg)	
E(kg)	0,5	39,36	
S(L)	0,7	4,723	mg/lt
R(kg)	0,498	26,15	

## Balance

E	=	S	+	R	
$E \cdot \text{ley}(\text{mg}/\text{kg})$	=	$S \cdot \text{ley}(\text{mg}/\text{kg})$	+	$R \cdot \text{ley}(\text{mg}/\text{kg})$	
19,68	=	3,3061	+	13,02461538	mg
19,68	=	16,33			mg

### Rendimiento

Rendimiento	=	17 %
-------------	---	------