



**UNL**

Universidad  
Nacional  
de Loja

## **Universidad Nacional de Loja**

### **Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales No Renovables**

#### **Maestría en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**

### **Análisis comparativos de flotación y cianuración en la recuperación de oro de material de mina San Juan, en el cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro.**

**Trabajo de Titulación previo a la obtención del título de Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva.**

#### **AUTOR:**

Ing. Alexander Agustín Medina Toledo.

#### **DIRECTOR:**

MSc. Carlos Danilo Ortega Vallejo

Loja – Ecuador

2023

## **Certificación**

Loja, 02 de junio de 2023

MSc. Carlos Danilo Ortega Vallejo

**DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN**

### **CERTIFICO:**

Que he revisado y orientado todo proceso de la elaboración del Trabajo de Titulación denominado: **Análisis comparativos de flotación y cianuración en la recuperación de oro de material de mina San Juan, en el cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro.**, previo a la obtención del título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva** de autoría del estudiante **Alexander Agustín Medina Toledo**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja para el efecto, autorizo la presentación para la respectiva sustentación y defensa.

MSc. Carlos Danilo Ortega Vallejo

**DIRECTOR DE TRABAJO DE TITULACIÓN**

### **Autoría**

Yo, **Alexander Agustín Medina Toledo**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Titulación, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.

.|

**Firma:**

**Cédula de Identidad:** 1900611037

**Fecha:** 06/06/2023

**Correo electrónico:** alexander.medina@unl.edu.ec

**Teléfono:** 0967419231

**Carta de autorización por parte del autor, para consulta, reproducción parcial o total y/o publicación electrónica de texto completo, del Trabajo de Titulación.**

Yo, **Alexander Agustín Medina Toledo**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación denominado: **Análisis comparativos de flotación y cianuración en la recuperación de oro de material de mina, en el cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro.**, como requisito para optar por el título de **Magíster en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, autorizo al Sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional.

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

La Universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Titulación que realice un tercero.

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los seis días del mes de junio del 2023.

**Firma:**

**Autor:** Alexander Agustín Medina Toledo.

**Cédula de identidad:** 1900611037

**Dirección:** Zamora, Barrio Benjamín Carrión, Calle Juan Montalvo.

**Teléfono:** 072- 624239

**Correo electrónico:** alexander.medina@unl.edu.ec

**DATOS COMPLEMENTARIOS.**

**Director del Trabajo de Titulación:** MSc. Carlos Danilo Ortega Vallejo

## **Dedicatoria**

El presente trabajo de investigación va dedicado primeramente a Dios quien ha sido mi guía, fortaleza y permitirme llegar con su amor este momento tan especial de mi vida.

A mis padres José y Luz por ser el motor que impulsa mis sueños, les dedico este logro, amados padres, como una meta más conquistada. Orgulloso de tenerlos con vida y que estén a mi lado en este momento tan importante. Siempre han sido mi mejor guía.

A mis amados hermanos: Lady Yuliana, Loreley Elizabeth, José Luis, Jaccson Emanuel y Ahinoa Soldiamar, a mis queridos sobrinos Edison Xavier, Zarahí Danae, Valentina Monserath y Jaccson Rafael. Gracias a ustedes querida familia por ser mi inspiración y mi fortaleza para poder lograr esta meta de mi vida, la culminación de mi maestría.

*Alexander Agustín Medina Toledo.*

## **Agradecimientos**

Expreso mis más sinceros agradecimientos:

A Dios por brindarme su amor, fortaleza, sabiduría y salud. Gracias Dios que mediante su bendición me permite cumplir una meta más como es la culminación de la maestría.

A la Universidad Nacional de Loja, de manera especial a los docentes de la Facultad De Energía, Las Industrias y Los Recursos Naturales No Renovables por los conocimientos y enseñanzas impartidos en este año de formación académica.

Al MSc. Carlos Danilo Ortega Vallejo, director del Trabajo de Titulación, docente y amigo por su excelente asesoramiento en la ejecución del trabajo de investigación, por el tiempo compartido, por su apoyo y confianza en mi trabajo.

A mis amados padres por ser el pilar fundamental de mi vida y brindarme su amor. Gracias por todos los valores que me han inculcado, por ser un ejemplo de vida a seguir y sobre todo por su apoyo y confianza.

A mis amados hermanos por estar ahí brindándome su apoyo incondicional y demostrarme que la amistad verdadera se la encuentra en los hermanos.

***Alexander Agustín Medina Toledo.***

## Índice de contenidos

<b>Portada.....</b>	<b>i</b>
<b>Certificación.....</b>	<b>ii</b>
<b>Autoría.....</b>	<b>iii</b>
<b>Carta de autorización.....</b>	<b>iv</b>
<b>Dedicatoria.....</b>	<b>v</b>
<b>Agradecimiento.....</b>	<b>vi</b>
<b>Índice de contenidos.....</b>	<b>vii</b>
Índice de tablas.....	xi
Índice de figuras.....	xii
Índice de anexos.....	xiii
<b>1.    Título _____</b>	<b>1</b>
<b>2.    Resumen _____</b>	<b>2</b>
<b>2.1    Abstract _____</b>	<b>3</b>
<b>3.    Introducción _____</b>	<b>4</b>
<b>Objetivos _____</b>	<b>6</b>
<b>Preguntas de investigación _____</b>	<b>6</b>
<b>4.    Marco teórico _____</b>	<b>7</b>
<b>4.1    Marco histórico. _____</b>	<b>7</b>
<b>4.2    Marco teórico _____</b>	<b>8</b>
4.2.1 Principio de flotación _____	8
4.2.1.1 Minerales Hidrofílicos _____	8
4.2.1.2 Minerales Hidrofóbicos _____	9
4.2.2 Factores que intervienen en la flotación _____	9
4.2.2.1 La Pulpa _____	9
4.2.2.2 El Aire _____	10
4.2.2.3 Los Reactivos _____	10
4.2.2.4 La Agitación _____	10

4.2.3	Reactivos de flotación	10
4.2.3.1	Colectores	11
a)	Xantato Amilico De Potasio (Z - 6)	11
b)	Aerofloat 208	11
c)	Flominec Orex - 936	12
d)	Flominec 404 – P – Oil	12
4.2.3.2	Espumantes	12
a)	ER – 350.	12
b)	Flominec GP – 012 – Oil.	12
b)	Flominec GP – 88 – Oil.	13
4.2.3.3	Modificadores	13
4.2.3.4	Depresores	13
a)	Silicato de Sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ )	13
4.2.3.5	Activadores o reactivadores.	14
4.2.3.6	Reguladores De Ph.	14
4.2.4	Dosificación de reactivos	14
4.2.5	Principios de la Cianuración.	14
4.2.6	Factores que influyen en la tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro	15
4.2.6.1	Descomposición de las soluciones de cianuro	15
4.2.6.2	Concentración de Cianuro.	15
4.2.6.3	Tamaño de Partícula.	15
4.2.6.4	Densidad de pulpa	16
4.2.6.5	Tiempo de Cianuración	16
4.2.6.6	pH y Alcalinidad	16
4.2.6.7	Efecto del Oxígeno en la tasa de disolución de oro.	16
4.2.6.8	Efecto de la Temperatura	17
4.2.6.9	Composición de la Mena.	17
4.2.7	Caracterización de la muestra	17
4.2.7.1	Caracterización física	17
4.2.7.2	Caracterización química	18
4.2.7.3	Caracterización mineralógica	19



<b>4.3</b>	<b>Marco metodológico</b>	<b>19</b>
4.3.1	Método de Flotación	19
4.3.2	Métodos De Cianuración	20
4.3.2.1	Cianuración Dinámica o Agitación	20
4.3.2.2	Cianuración Estática o Percolación	21
<b>5.</b>	<b>Metodología</b>	<b>23</b>
<b>5.1</b>	<b>Área de estudio</b>	<b>23</b>
<b>5.2</b>	<b>Acceso</b>	<b>24</b>
<b>5.3</b>	<b>Geología regional</b>	<b>24</b>
<b>5.4</b>	<b>Geología Local</b>	<b>25</b>
5.4.1	Paleozoico	25
5.4.1.1	Rocas metamórficas (M)	25
5.4.2	Terciario	26
5.4.2.1	Oligoceno	26
5.4.2.2	Volcánicos Saraguro (E-Ms)	26
<b>5.5</b>	<b>Mineralización</b>	<b>27</b>
<b>5.6</b>	<b>Procedimiento</b>	<b>27</b>
5.6.1	Recopilación bibliográfica.	28
5.6.2	Muestreo.	28
5.6.3	Preparación de las muestras	28
5.6.3.1	Secado	28
5.6.3.2	Trituración.	29
5.6.3.3	Homogenización	30
5.6.3.4	Cuarteo	30
5.6.3.5	Pulverización	31
5.6.3.6	Molienda	31
<b>5.7</b>	<b>Caracterización física, mineralógica y química</b>	<b>32</b>
5.7.1	Caracterización física	32
5.7.1.1	Gravedad específica.	32

5.7.1.2	Análisis granulométrico.	33
5.7.2	Caracterización química	34
5.7.2.1	Análisis por fluorescencia de rayos X.	34
5.7.2.2	Análisis químico por fusión – copelación	35
5.7.3	Caracterización mineralógica	37
5.7.3.1	Lamina delgada o sección delgada	37
5.7.4	Flotación	37
5.7.4.1	Dosificación de reactivos.	39
5.7.5	Cianuración	41
5.7.5.1	Cinética de cianuración	44
<b>6.</b>	<b>Resultados</b>	<b>47</b>
<b>6.1</b>	<b>Caracterización de la muestra (Físico, químico y mineralógico)</b>	<b>47</b>
6.1.1	Gravedad específica	47
6.1.2	Análisis granulométrico.	47
6.1.3	Análisis por fluorescencia de rayos X (FRX)	48
6.1.4	Determinación de ley de cabeza	49
6.1.5	Lámina delgada	50
<b>6.2</b>	<b>Balances metalúrgicos y rendimientos</b>	<b>50</b>
6.2.1	Pruebas metalúrgicas de flotación	51
6.2.2	Pruebas metalúrgicas de cianuración	53
<b>6.3</b>	<b>Condiciones óptimas operacionales</b>	<b>54</b>
6.3.1	Flotación	54
6.3.2	Cianuración	56
<b>7.</b>	<b>Discusión</b>	<b>57</b>
<b>8.</b>	<b>Conclusiones</b>	<b>62</b>
<b>9.</b>	<b>Recomendaciones</b>	<b>64</b>
<b>10.</b>	<b>Referencias</b>	<b>65</b>
<b>11.</b>	<b>Anexos</b>	<b>69</b>

## Índice de Tablas:

<b>Tabla 1.</b> Coordenadas Concesión Minera "San Juan" .....	23
<b>Tabla 2.</b> Serie y abertura de tamices .....	34
<b>Tabla 3.</b> Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 1 .....	39
<b>Tabla 4.</b> Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 2 .....	40
<b>Tabla 5.</b> Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 3 .....	40
<b>Tabla 6.</b> Condiciones de operación para cianuración .....	41
<b>Tabla 7.</b> Control de horario primera prueba de cianuración .....	43
<b>Tabla 8.</b> Control de horario segunda prueba de cianuración.....	43
<b>Tabla 9.</b> Cinética de cianuración prueba 1 .....	44
<b>Tabla 10.</b> Cinética de cianuración prueba 2.....	45
<b>Tabla 11.</b> Resultados de ensayo de gravedad especifica.....	47
<b>Tabla 12.</b> Fluorescencia de rayos X.....	49
<b>Tabla 13.</b> Ley de cabeza (Ensayo al fuego). .....	49
<b>Tabla 14.</b> Minerales observados en la lámina delgada.....	50
<b>Tabla 15.</b> Balance metalúrgico, prueba de flotación 1.....	51
<b>Tabla 16.</b> Balance metalúrgico, prueba de flotación 2.....	52
<b>Tabla 17.</b> Balance metalúrgico, prueba de flotación 3.....	52
<b>Tabla 18.</b> Balance metalúrgico, primera prueba de cianuración.....	53
<b>Tabla 19.</b> Balance metalúrgico, segunda prueba de cianuración. ....	54

## Índice de Figuras:

<b>Figura 1.</b> Esquema del proceso de flotación .....	8
<b>Figura 2.</b> Esquema de celda de flotación .....	9
<b>Figura 3.</b> Factores que intervienen en la flotación.....	9
<b>Figura 4.</b> Mapa de Ubicación de la Concesión Minera "San Juan" .....	23
<b>Figura 5.</b> Vía de acceso al Cantón Portovelo.....	24
<b>Figura 6.</b> Mapa geológico del distrito minero Zaruma-Portovelo con la ubicación de las Series de rocas de Billingsley (1.926). .....	26
<b>Figura 7.</b> Flujograma de actividades realizadas en la presente investigación .....	27
<b>Figura 8.</b> Secado de la muestra. ....	29
<b>Figura 9.</b> Equipo de trituración.....	29
<b>Figura 10.</b> Muestra representativa homogenizada. ....	30
<b>Figura 11.</b> Cuarteo de la muestra. ....	30
<b>Figura 12.</b> Pulverizadora Retsch Modelo RS200.....	31
<b>Figura 13.</b> Molino de bolas marca Batch.....	32
<b>Figura 14.</b> Método de picnómetro para determinar la gravedad específica.....	33
<b>Figura 15.</b> Método de Fluorescencia de rayos X. ....	35
<b>Figura 16.</b> Horno de fundición a 1000 °C .....	36
<b>Figura 17.</b> Celda de flotación.....	38
<b>Figura 18.</b> Concentración de cianuro durante 24 horas. ....	42
<b>Figura 19.</b> Curva cinética de cianuración prueba #1 .....	45
<b>Figura 20.</b> Curva cinética de cianuración prueba #2 .....	46
<b>Figura 21.</b> Curva granulométrica. ....	48

## **Índice de Anexos:**

<b>Anexo 1.</b> Cálculo de gravedad específica por el método del picnómetro .....	69
<b>Anexo 2.</b> Análisis granulométrico .....	70
<b>Anexo 3.</b> Determinación de ley de cabeza.....	71
<b>Anexo 4.</b> Cálculos para la dosificación de los reactivos utilizados en flotación.....	72
<b>Anexo 5.</b> Balances metalúrgicos, pruebas de flotación .....	73
<b>Anexo 6.</b> Balances metalúrgicos, pruebas de cianuración.....	77
<b>Anexo 7.</b> Certificado de traducción del resumen.....	78

**1. Título**

**Análisis comparativos de flotación y cianuración en la recuperación de oro de material de mina San Juan, cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro.**

## 2. Resumen

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad comparar el rendimiento de recuperación de oro mediante dos procesos metalúrgicos como lo es la flotación y cianuración, así mismo, se pudo establecer cuál de los dos procesos es el más eficiente. Para la flotación se estableció parámetros de operación como el tamaño de partícula de 72  $\mu\text{m}$ , porcentaje de sólidos 33%, espumante, depresor, la utilización de varios colectores, variando el pH de 9 a 11. En la cianuración las condiciones de operación fueron la concentración de cianuro 1 gr/L, variación del pH de 9 a 11, dilución de la pulpa 2:1. Luego de realizar los ensayos metalúrgicos correspondientes bajo las condiciones de operación establecidos, con sus respectivos balances metalúrgicos y porcentajes de recuperación de oro, se comprobó que el proceso más eficiente para la recuperación de oro es la flotación con un porcentaje de recuperación de Au de 93,5% en la prueba 3, bajo los siguientes parámetros operacionales, en la dosificación de reactivos se utilizó como colector primario 75 g/T de Z-6, colector secundario 100 g/T de A – 404, espumante 75 g/T de GP – 88 - OIL y como depresor se utilizó 250 g/t de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), se trabajó con un pH de 10,5 dándole una duración total de 29 minutos a toda la operación.

***Palabras clave:*** Flotación, cianuración, oro, recuperación de oro.

## 2.1 Abstract

This research work compares gold recovery performance using two metallurgical processes such as flotation and cyanidation. Moreover, it determines which of the two processes is the most efficient. The flotation process was operated with parameters like particle size of 72 m, solids content of 33%, frother, depressant, several collectors, and pH varying from 9 to 11. In cyanidation, the operating conditions were cyanide concentration 1 g/L, pH variation from 9 to 11, pulp dilution 2:1. After performing the corresponding metallurgical tests under the established operating conditions, with their respective metallurgical balances and gold recovery percentages, it was found that the most efficient process for gold recovery is flotation with an Au recovery percentage of 93.5% in test 3, under the following operational parameters, in the dosing of reagents, 75 g/T of Z-6 was used as primary collector, 100 g/T of A - 404 as secondary collector, 75 g/T of GP - 88 - OIL as frother and 250 g/t of sodium silicate ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) as depressant, working with a pH of 10.5, giving a total duration of 29 minutes to the whole operation.

***Keywords:*** Flotation, cyanidation, gold, gold recovery.



### 3. Introducción

En el contexto de la economía nacional, el campo de los recursos no renovables, es en el que se presenta mejores posibilidades de desarrollo a mediano y largo plazo y, por lo tanto, su incidencia podría ser determinante en la economía del país. La minería metálica en el Ecuador puede ser considerado como un sector productivo con gran perspectiva. (Paladines, 2005)

En la Zona 7 de nuestro país especialmente en la provincia El Oro se ha venido desarrollando desde hace muchos años atrás la actividad minera, de manera artesanal y empírica, encaminadas básicamente a la recuperación de Au, según los reportes del Banco Central del Ecuador. (BCE, 2015).

El proyecto minero San Juan se encuentra ubicado en el sector Vía a Lourdes, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro. Realiza pequeña minería, emplea el proceso metalúrgico flotación, actualmente se ha visto enfrentada a varios problemas técnicos como una errónea caracterización mineralógica, así como problemas operacionales dentro del beneficio mineral que se mencionan a continuación, mala dosificación de reactivos, falta de control y regulación del pH, en el proceso de conminución el tamaño de partícula no es óptima para el proceso. Todos estos problemas conllevan a una mala recuperación de oro, teniendo en cuenta que en esta investigación el ensayo al fuego se determinó una ley de cabeza de 7,87 gr/ton, con el proceso actual de beneficio de la concesión minera únicamente se recupera 7gr/ton existiendo una pérdida de 11,05% del mineral, generando pérdidas económicas a los socios de la concesión. Con el presente antecedente se planteó el siguiente tema de investigación, el cual comprende establecer un análisis comparativo a través de dos métodos metalúrgicos, como la flotación y cianuración bajo parámetros técnicos como análisis físico, químicos y mineralógicos de la muestra procedente de mina en laboratorio. (Concesión minera “San Juan”, 2020)

El trabajo de investigación es de carácter experimental en el sentido de que se inició con la caracterización mineralógica y se estableció variables técnico - operacionales en los procesos de flotación y cianuración con la finalidad de lograr definir cuál de los dos procesos metalúrgicos genera el mejor rendimiento en la recuperación de oro y así poder ser implementado en el proyecto minero “San Juan”. (Zuquilanda, 2022)

Como primer capítulo, denominado Introducción se presenta el problema de estudio que se abordó, así como, los objetivos y las preguntas de la investigación se detallan en esta sección, fueron la guía para poder solventar el problema planteado.

En el capítulo dos, titulado Marco teórico abarca el marco histórico que hace referencia a los antecedentes nacionales, además comprende un marco teórico que contiene las definiciones referentes a los procesos metalúrgicos, por último, se describe el marco metodológico que hace mención al procedimiento de los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración.

En el capítulo tres, se encuentra la Metodología donde se mencionan con detalle los procedimientos que se utilizaron para llevar a cabo la investigación. Se describe el funcionamiento de cada proceso y se incluye fotografías de apoyo para ilustrar el procedimiento. Además, se detallan las condiciones y variables establecidas para los procesos metalúrgicos a comparar.

El capítulo cuatro y cinco se encuentra los Resultados y Discusión, se detalla los resultados obtenidos de los procedimientos llevados a cabo, en esta sección con los valores alcanzados y la posterior interpretación y análisis se realizó un análisis comparativo contrastándolos con la bibliografía revisada. Finalmente, se determinaron las conclusiones y recomendaciones de los dos procesos metalúrgicos realizados.

## **Objetivos**

### **Objetivo General:**

Comparar el rendimiento de recuperación de oro mediante procesos metalúrgicos de flotación y cianuración del mineral de la mina San Juan, cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro.

### **Objetivos Específicos:**

- Caracterizar la muestra mineral de la mina San Juan bajo parámetros técnicos como: análisis físico, químico y mineralógico previo al ingreso a planta.
- Determinar el rendimiento más eficiente para la recuperación de oro de la concesión San Juan en función de balances metalúrgicos realizados en laboratorio.
- Establecer las condiciones óptimas operacionales mediante procesos físicos – químicos para optimizar la recuperación de oro.

### **Preguntas de investigación**

#### **Pregunta general**

¿Cuál es la diferencia en cuanto al rendimiento de recuperación de oro entre los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración del mineral de la mina San Juan, en la parroquia y cantón Portovelo, provincia El Oro?

#### **Preguntas específicas**

- ¿Como influye la cateterización mineralógica de la muestra mina de la concesión minera “San Juan” en la mejora de recuperación de oro dentro de los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración?
- ¿Cuál es el rendimiento más eficiente para la recuperación de oro en la concesión San Juan, determinado a través de balances metalúrgicos realizados en laboratorio?
- ¿Cómo influyen las condiciones operativas establecidas en los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración de la muestra de mina en la mejora de recuperación de oro?

## 4. Marco teórico

### 4.1 Marco histórico.

Bonilla (2009) menciona que en el distrito minero Zaruma – Portovelo el principal periodo de explotación fue desarrollado por la compañía SOUTH AMERICAN DEVELOPMENT COMPANY (SADCO). Entre 1904 y 1936 SADCO recuperó el oro mediante cianuración y en 1936 instaló una planta de 450 t de flotación/cianuración para recuperar los sulfuros y los concentrados de plata. (p.16)

Algunas investigaciones similares realizadas en el distrito minero Zaruma – Portovelo mencionan lo siguiente:

Según Jara (2019), mencionan en su trabajo de investigación “Optimización del tiempo de molienda que permitirá el incremento de la recuperación por flotación de los minerales procesados en la planta de beneficio Fayuma en la provincia El Oro, cantón Portovelo, sector El Pache”. Tiene como fin optimizar el tiempo de molienda del material de estudio, que permitirá incrementar la recuperación de oro por el método de flotación. Desarrolló 6 ensayos de flotación con los tiempos de molienda previamente establecidos, concluyo que la mejor recuperación de oro la obtuvo en el tiempo de molienda de 18 min con un 92.55%, en este caso los reactivos empleados fueron colector Xantato Z6, colector selectivo Ditiofosfato Aerofloat 1404, colector selectivo A-31 y espumante Dowfroth 250 en cada una de las pruebas de flotación. (pp. 35-38)

Según Aguilar (2014) detalla en su tema de investigación “Recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración ubicada en piñas, provincia de El Oro”. Tiene como objetivo de evaluar y optimizar las operaciones de esta planta, donde se procesa un mineral aurífero polisulfurado con una ley de 6,2 g/t Au, los resultados mostraron un incremento en la recuperación de oro en la cianuración la recuperación de oro con un aumento de 29 a 66 % y de 7 a 21 %, respectivamente. La cianuración se llevó a cabo bajo las siguientes condiciones operacionales en un reactor agitado al 33,3 % de sólidos, pH entre 10,5 y 11,0 durante 24 h; se varió la concentración de NaCN, tamaño de partícula y con una concentración de 1 g/L NaCN, proceso en el cual tanto el consumo de reactivos como el tiempo de cianuración resultan elevados (pp. 25, 60)

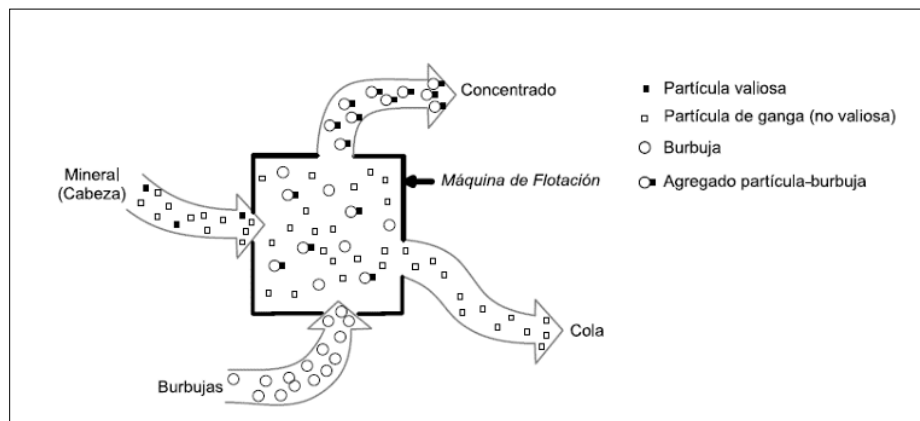
## 4.2 Marco teórico

### 4.2.1 Principio de flotación

Bravo (2004) describe a la flotación como un proceso físico-químico utilizado para concentrar minerales finamente molidos.

Este proceso implica el tratamiento químico de una pulpa de mineral para crear condiciones favorables para que partículas minerales específicas se adhieran a las burbujas de aire. Su propósito es la separación de especies minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílicas) o repulsivas (hidrofóbicas) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una pequeña parte del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayoría.

El carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural, pero pueden darse o asentarse mediante los reactivos de flotación. (p. 4)



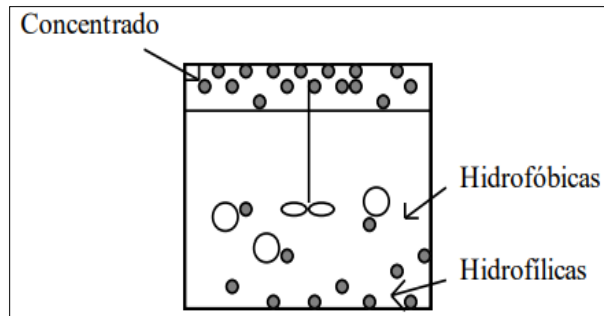
**Figura 1.** Esquema del proceso de flotación  
Fuente. Gutiérrez (2017).

#### 4.2.1.1 Minerales Hidrofílicos

“Son mojables por el agua, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga. Haciendo que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse” (Bravo, 2004, p. 4).

### 4.2.1.2 Minerales Hidrofóbicos

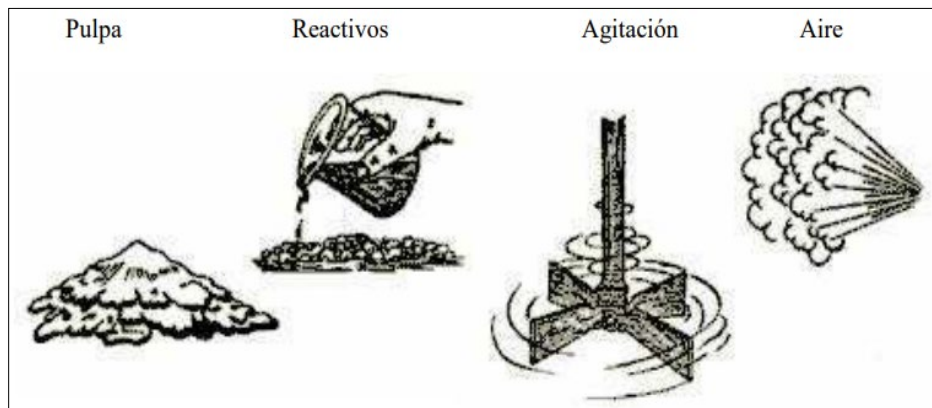
Son aquellos minerales que no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: Grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender. (Bravo, 2004, p. 4)



**Figura 2.** Esquema de celda de flotación  
Fuente. Flotación Fundamentos y Aplicaciones.

### 4.2.2 Factores que intervienen en la flotación

Bravo (2004) menciona que en toda operación de flotación intervienen cuatro factores principales, que son:



**Figura 3.** Factores que intervienen en la flotación  
Fuente: Manual de Flotación.

#### 4.2.2.1 La Pulpa

Es una mezcla del mineral molido con el agua, y viene a constituir el elemento básico de la flotación ya que contiene todos los elementos que forman el mineral. La pulpa debe reunir ciertas condiciones, es decir que el mineral debe estar debidamente molido a un tamaño no mayor de la malla 48, ni menor a la malla 270, dentro de este rango de tamaño de partículas, se podrá recuperar

de una manera efectiva las partículas de los sulfuros valiosos (Esto depende básicamente de la mineralogía de tipo de mineral). (Bravo, 2004, p. 6)

#### **4.2.2.2 El Aire**

Es un factor importante que sirve para la formación de las burbujas (el conjunto de burbujas acompañadas de partículas de sulfuros forma las espumas) que se necesita en las celdas. Por tanto, el aire ayuda a agitar la pulpa. Las espumas se encargan de hacer subir o flotar los elementos valiosos hacia la superficie de la pulpa, en cada celda o circuito. (Bravo, 2004, p. 7)

#### **4.2.2.3 Los Reactivos**

“Son sustancias químicas que sirven para la recuperación de los sulfuros valiosos, despreciando o deprimiendo a la ganga e insolubles. Mediante el uso de reactivos podemos seleccionar los elementos de valor en sus respectivos concentrados” (Bravo, 2004, p. 7).

#### **4.2.2.4 La Agitación**

La agitación de la pulpa nos permite la formación de las espumas de aire para la flotación, y además nos sirve para conseguir la mezcla uniforme de los reactivos con los elementos que constituyen el mineral de la pulpa, dentro de la celda. Además, la agitación, nos evita el asentamiento de los sólidos contenidos en la pulpa. (Bravo, 2004, p. 8)

### **4.2.3 Reactivos de flotación**

Los reactivos de flotación son sustancias químicas que promueven, modifican e intensifican las condiciones óptimas de este mecanismo de flotación fisico-químico para sacar lo mejor de este proceso. Los reactivos más utilizados en la flotación son colectores que imparten hidrofobicidad a las partículas minerales, el espumante reducen el tamaño de las burbujas y aumentan el área de contacto entre las burbujas y las partículas, y el modificador crean condiciones óptimas para la interacción de reactivos de flotación con superficies minerales. (Arias, 2019, p. 4)

Según Flores (2005) menciona la siguiente clasificación de reactivos:

- Colectores: cuya función principal es proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. Hay una gran variedad de colectores a emplearse y se determina el más conveniente de acuerdo a los minerales a flotar.

- Modificadores: que sirven para regular las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentar su sensibilidad y selectividad.
- Espumantes: que sirven para la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado. (p. 40)

#### **4.2.3.1 Colectores**

Los colectores son sustancias orgánicas cuya función es inducir hidrofobicidad a las partículas valiosas. Su estructura está integrada por un extremo polar y otro apolar, el extremo polar se adsorbe en la superficie de la partícula valiosa, cubriendo sitios activos que interactuaban con el agua y el extremo apolar queda orientado hacia afuera de la partícula generando un recubrimiento hidrofóbico, dándole el carácter hidrofóbico al mineral. Además, Cuanto más larga sea la cadena de hidrocarburo, mayor será la potencia del colector (Fuerstenau y Miller, 1967, p. 73)

Para la presente línea de investigación mediante la información levantada e investigaciones bibliográficas como Bravo (2004), los colectores a emplear en las pruebas metalúrgicas son:

##### **a) Xantato Amilico De Potasio (Z - 6)**

Este xantato es muy fuerte por lo que se emplea generalmente en aquellas operaciones de flotación que requieren el más alto grado de poder colector. Es un colector muy apropiado para flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre, minerales de plomo (con NaS). Asimismo, se le emplea en el tratamiento de la arsenopirita, pirrotita, sulfuros de cobalto, níquel y sulfuros de hierro conteniendo oro. También se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación “bulk”, donde se utiliza un promotor más selectivo. (Bravo, 2004, p. 13)

##### **b) Aerofloat 208**

Este promotor es uno de los más fuerte a diferencia de otros promotores como el Sodium Aerofloat por lo que se utiliza principalmente en la flotación de minerales de oro, plata y cobre. Este reactivo combinado con el Xantato Aero 301 es un acelerador ideal para menas de oro. El Aerofloat 208 también es un colector eficiente para calcopirita, bornita y covelita. (Perry, 2001, consulte sección 4)



**c) Flominec Ores - 936**

“Es un colector denso de oro, incrementa el grado de concentración final. Utilizado en minerales sulfurados de oro y minerales PGM (platinum group minerals)” (Suarez, 2019, p. 27).

**d) Flominec 404 – P – Oil**

“Es un colector secundario de avance, principalmente se lo utiliza para minerales de oro y minerales PGM sulfurados” (León, 2017, p.18).

**4.2.3.2 Espumantes**

Son sustancias tensoactivas que tienen como propósito crear y mejorar la estabilidad de la espuma, lo que hace que puedan ser removidas antes que las burbujas coalezcan, reducen el tamaño de burbuja y con ello generan un aumento del área superficial. Por consecuencia a estas causas, se produce un menor tiempo de inducción (adhesión partícula-burbuja). (Arias, 2019, p 5)

“Función del Espumante es, adhiere a las burbujas de aire y las rodea cubriendo las completamente con una capa muy delgada, protegiendo unas de otras y cuando llegan a la superficie, dicha capa de espuma impide que revienten pronto”. (Bravo, 2004, p. 9)

El espumante usado en este proyecto es:

**a) ER – 350.**

“ER-350 su principal capacidad es la aptitud de disminuir la tensión superficial del agua. Se debe tener cuidado agregar en cantidades excesivas el reactivo ya que provocara el arrastre de la ganga y el mineral” (Vargas, 2016, p. 30).

“Este espumante ER-350 flota el mineral luego de haber agregado el colector necesario, es insoluble en agua por lo que crea espuma para dejar dentro de la celda los relaves de proceso de concentración y sobrepasar dicha celda adicionando oxígeno” (Vergara, 2019, p 34).

**b) Flominec GP – 012 – Oil.**

“Usado para minerales de oro en cuarzo puesto que es un excelente promotor de oro libre y mejora el grado de concentración final” (León, 2017, p.19).

#### **b) Flominec GP – 88 – Oil.**

“Es excelente promotor en cuanto al oro libre y ayuda al mejoramiento de la concentración final (grado), este tipo de espumante es utilizado para minerales de oro en cuarzo” (Zuquilanda, 2022, p. 23).

#### **4.2.3.3 Modificadores**

Flores (2005) detalla que los agentes modificadores se emplean para el control y la modificación del comportamiento normal de los minerales en una operación de flotación. Se pueden clasificar en tres tipos generales y son:

- Agentes activadores
- Agentes depresores
- Agentes reguladores del medio y dispersantes.

Además, la selección de los agentes modificadores se convierte en el primer objetivo de investigación metalúrgica. Se puede considerar que estos modificadores tienen que realizar las tres principales funciones: primero la variación del pH, seguidamente el cubrimiento y recubrimiento de los granos minerales y por último la precipitación de iones indeseables del agua de planta o impedimento de la formación de tales iones durante el proceso de la molienda y flotación. (p. 54)

#### **4.2.3.4 Depresores**

Cumple con una función específica, es disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla (inhibe de colección). Interrumpe la flotación de algunos sulfuros, entretanto se hacen flotar otros. Los iones del depresor generan compuestos superficiales o pasan a la red cristalina por intercambio iónico para impedir la adherencia del colector, incrementar la hidratación de la superficie mineral y despegar del mineral los iones del colector. (Flores, 2005, p.56)

El depresor utilizado en esta investigación fue

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

“Se usa para dispersar lamas silicosas y de óxido de hierro, y a su vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos” (León, 2017, p.19).

#### 4.2.3.5 Activadores o reactivadores.

Aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejora la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que ha sido deprimido. La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector. (Bravo, 2004, p.17)

#### 4.2.3.6 Reguladores De Ph.

Controlan la acidez o alcalinidad de la pulpa, es un reactivo que cambia la concentración del ión hidrógeno de la pulpa, tiene como propósito crecer o decrecer la adsorción del colector, la efectividad de todos los agentes de flotación, depende grandemente de la concentración de hidrógeno o ión hidroxilo en la pulpa. (Bravo, 2004, p.19)

- Cal (CaO): En los ensayos se emplea oxido calcio o cal hidratada Ca (OH)<sub>2</sub>

#### 4.2.4 Dosificación de reactivos

León (2017) menciona que la cantidad de reactivo requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos. La fórmula para dosificar los reactivos es la siguiente:

$$\text{Reactivos} = \frac{(X)(W)(F)}{P} \quad (\text{Ecuación 1})$$

X= Concentración de Reactivo

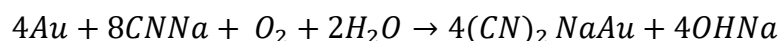
W=Peso de la Muestra

F= Factor de disolución

P= Pureza del reactivo

#### 4.2.5 Principios de la Cianuración.

La cianuración utiliza la propiedad de1 oro y de la plata de disolverse en soluciones diluidas de cianuro de sodio o de potasio. Se ha establecido que en condiciones normales la reacción que rige la disolución del oro en soluciones de cianuro es la siguiente:



En un sistema relativamente sencillo de este tipo el oro se disuelve rápidamente. Los únicos requisitos son: que el oro este libre, que la solución de cianuro no contenga impurezas y que esté presente una adecuada cantidad de oxígeno en la solución durante todo el periodo de la reacción. (Flores, 1992, p. 18)

#### **4.2.6 Factores que influyen en la tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro**

En el proceso de cianuración existen factores que intervienen en la disociación del oro en la solución y estos factores son:

##### **4.2.6.1 Descomposición de las soluciones de cianuro**

Es una de las principales causas de un alto consume de cianuro y puede darse por lo siguiente:

- Aguas contaminadas con sustancias orgánicas y sales solubles.
- Cianicidas que son sustancias presentes en el mineral y que consumen cianuro.

En la practica la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal para tratar de evitar la descomposición del cianuro libre. (Flores, 1992, p.27)

##### **4.2.6.2 Concentración de Cianuro.**

A concentraciones bajas de cianuro, la velocidad de disolución del oro depende sólo de la concentración de cianuro, una mayor presión de oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución; en tanto que a concentraciones mayores la disolución pasa a ser dependiente de la presión parcial del oxígeno. A condiciones atmosféricas las soluciones diluidas de CN tienen el mismo efecto práctico que una solución más concentrada. En la práctica se usan soluciones de menos de 0,05% de NaCN. (Pardave y Ramos, 2017, p. 29)

##### **4.2.6.3 Tamaño de Partícula.**

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

partículas se encuentren liberadas y permita una recuperación de oro aceptable con consumo de reactivo razonable. (Pardave y Ramos, 2017, p. 29)

#### **4.2.6.4 Densidad de pulpa**

El porcentaje de sólidos por peso en la pulpa por lo general deben estar comprendidos entre 30 y 60%. A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con las partículas minerales y se obtiene una disolución mayor, sin embargo, aumenta el consumo de cianuro. (Flores, 1992, p.28)

#### **4.2.6.5 Tiempo de Cianuración**

“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 de la media ambiente” (Flores, 1992, p.27).

#### **4.2.6.6 pH y Alcalinidad**

Para prevenir pérdidas excesivas de cianuro por hidrólisis, el proceso de cianuración se lleva a cabo con valores de pH superiores a 9.4. El efecto del pH en la disolución de oro en valores mayores a 9,5 depende de los minerales que se encuentren como constituyentes de la mena, así como también del álcali empleado para su regulación. En algunos casos, la velocidad de disolución del oro puede disminuir con el incremento del pH, ya que se aumenta la velocidad de las reacciones que interfieren en el proceso. El valor óptimo de pH en el que se debe trabajar deberá ser determinado de acuerdo a las características de cada mineral en particular. (Romero y Flores, 2009, p. 135).

#### **4.2.6.7 Efecto del Oxígeno en la tasa de disolución de oro.**

“El oxígeno es un agente oxidante, esencial para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración. La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto grado proporcional a la tasa de disolución de oxígeno” (Flores, 1992, p.27).

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

es adecuado tener una relación [CN-]/[O<sub>2</sub>] cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro. (Romero y Flores, 2009, p. 135)

#### **4.2.6.8 Efecto de la Temperatura**

Al aplicar calor a una solución de cianuro, dos factores influyen en la velocidad de disolución, el aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y por consiguiente acelera la velocidad de disolución de oro, por otro lado, la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura. Usar soluciones calientes para extraer oro de una mena tiene muchas desventajas tales como costo de calentamiento de pulpa, también se produce aumento en la descomposición del cianuro a causa de la reacción acelerada de los cianocidos de la mena. (Flores, 1992, p.31)

#### **4.2.6.9 Composición de la Mena.**

Los compuestos minerales de la mena, donde se incluyen algunas especies de cobre, hierro, zinc, plomo, arsénico, antimonio, entre otros, consumen cianuro y oxígeno, por consiguiente, se requiere mayor concentración en solución para lograr tasas aceptables de extracción. Las sustancias carbonáceas adsorben el oro disuelto, lo que disminuye la extracción del metal precioso y el material arcilloso genera problemas de recuperación si el oro está asociado directamente a las arcillas en tamaños similares al de ellas, como se ha señalado anteriormente. (Romero y Flores, 2009, p. 135)

### **4.2.7 Caracterización de la muestra**

#### **4.2.7.1 Caracterización física**

##### **4.2.7.1.1 Gravedad específica.**

Menéndez (2017) denomina la gravedad específica de un mineral al cociente entre su peso y el peso de un volumen equivalente de agua a 4°C. También es una propiedad intrínseca y constante para un mineral de composición química determinada, la cual va a estar sujeta o depender de dos factores; los átomos que constituyen el mineral y del tipo de empaquetamiento de los átomos

$$G = \frac{M-P}{W+(M-P)-S} \text{ (Ecuación 2)}$$

Donde:

G= Gravedad específica

P= Peso picnómetro vacío

W= Peso picnómetro + agua destilada

M= Peso picnómetro + muestra

S= Peso picnómetro + muestra + agua destilada

#### **4.2.7.1.2 Análisis granulométrico.**

Consiste en pasar la muestra mediante de un conjunto de tamices o mallas que presentan aberturas cada vez más pequeñas; cada tamiz tiene un número que representa el tamaño de sus agujeros, los tamaños de cada tamiz, así como la cantidad de muestra a ser analizada están regulados en las normas (ASTM, 2001; INEN, 2010, 2011). El peso del material retenido en cada tamiz es pesado, para construir la curva granulométrica que indica en las abscisas el diámetro del material y en las ordenadas el porcentaje de material que es más fino (porcentaje de material que es menor que esa abertura de tamiz). (Coronel, 2018, p. 20)

#### **4.2.7.2 Caracterización química**

##### **4.2.7.2.1 Análisis por fluorescencia de rayos X (FRX).**

Es una técnica que permite la identificación de elementos en una muestra a partir de la lectura de la emisión de rayos X secundarios o fluorescentes que son emitidos desde la muestra luego de que ésta haya sido expuesta a la irradiación de rayos X primarios. Cuando los rayos X primarios provenientes de un tubo de rayos X o de una fuente radiactiva golpean una muestra, los rayos X pueden absorberse por el átomo o puede esparcirse a través del material. Dado que cada elemento tiene niveles de energía característicos, cada elemento produce rayos X característicos, permitiendo así medir la composición elemental de una muestra sin destruirla. (Echaccaya, 2018, p 20)

##### **4.2.7.2.2 Ensayo al fuego.**

Es un método analítico que consiste en fundir a la muestra usando reactivos adecuados para obtener dos fases líquidas: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y una

fase metálica constituida por plomo, el cual colecta el oro (Au); que posteriormente será sometidos a Análisis Químico (IIGE, 2020, p.3)

### **4.2.7.3 Caracterización mineralógica**

#### **4.2.7.3.1 Lamina delgada**

Araúz (2016) menciona que la seccion delgada, específicamente son cortes que se realizan en roca para posterior realizar un análisis en microscopio. El propósito de preparar una lámina delgada o sección delgada dejándola a 30  $\mu\text{m}$  es permitir que la luz la atraviese y así poder identificar los minerales que componen la muestra de roca.

## **4.3 Marco metodológico**

### **4.3.1 Método de Flotación**

En el proceso de flotación existen dos fenómenos fundamentales: el mecanismo de la adhesión de la partícula a la burbuja y la adsorción de los reactivos. El proceso de recuperación de minerales valiosos por flotación a partir de la pulpa en general comprende tres etapas (Wills y Napier-Munn, 2007, p. 267):

Colisión y unión selectiva de las partículas minerales valiosas a las burbujas de aire, las cuales abandonan a los demás minerales humedecidos.

Arrastre de las partículas a través del agua hasta llegar a la superficie de la celda de flotación.

Atrapamiento físico de las partículas unidas a las burbujas en la espuma fuerte de corta duración creada y su posterior colapso en dentro del tanque de recolección del concentrado final (Davenport et al. 2002, p.42).

La investigación de Moya ( 2022) menciona el proceso de flotación consiste en moler 2 Kg de mineral por 30 min y 12 kg de bolas de metal con 1 200  $\text{cm}^3$  de agua que corresponde a un porcentaje de sólidos del 62,5 % y 65 rpm, Después, se introdujo el material en la celda de flotación del equipo Denver que tiene una capacidad de 4 L y luego se lavó las bolas de metal del molino que aún contenían mineral con 2 800  $\text{cm}^3$  de agua, hasta completar 4 000  $\text{cm}^3$  que implicó un porcentaje final de sólidos del 33,33 %. A continuación, se procedió a realizar el acondicionamiento de la pulpa por 5 min con los reactivos de flotación cuyas concentraciones



fueron sugeridas por (Cyanamid, 1979, p. 82) y son: aerofloat (208) 30 g/t, aceite de pino 40 g/t y kax 150 g/t (kax, como solución al 1 %). Se recolecto la espuma mineralizada por 8 min con la ayuda de una paleta a una agitación de 1 400 rpm. El concentrado como su relave se colocaron en bandejas, las cuales fueron ingresadas a la estufa por 24 horas a 90°C para su secado. (p. 52)

### **4.3.2 Métodos De Cianuración**

Paz (2002) menciona que la extracción de oro y la plata de los minerales es uno de los procesos más empelados y de más uso es la cianuración. De acuerdo al método cianuración a emplearse, se clasifican:

- Cianuración Dinámica o Agitación.
- Cianuración Estática o Percolación.

Para la presente investigación se hizo uso del proceso de cianuración dinámica a continuación, se detallan estos procesos:

#### **4.3.2.1 Cianuración Dinámica o Agitación**

Paz (2002) expresa que la cianuración dinámica o agitación son empleados generalmente para minerales de oro de alta ley, donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de Chancado, Molienda y Agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas de oro. Los tanques agitadores pueden ser mecánicos o neumáticos, un estudio adicional indicaría la selección del tanque agitador. De acuerdo a como se extrae el oro disuelto de la solución cosecha, los procesos de cianuración por agitación se clasifican:

**Cianuración Convencional:** Es un método eficiente para el tratamiento de minerales de Oro y Plata por cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas mineras, el proceso consiste en: molienda y clasificación, espesamiento primario y lixiviación, decantación continua en contra corriente, precipitación y refinación.

**Cianuración con Carbón en Pulpa:** Proceso que consiste en una primera etapa de cianuración y una segunda etapa de adsorción con el carbón en pulpa. El objetivo de este proceso es que en la primera etapa se obtiene la máxima extracción del oro y plata para luego complementarlos con la adsorción en tanques agitadores cuya velocidad (r.p.m.) es

menor a los, agitadores empleados en la cianuración, evitando que el carbón se deteriore por la fuerte adsorción, producida por la agitación.

Cianuración con Carbón en Lixiviación (CIL): En este proceso se adiciona el carbón activado junto con el cianuro produciéndose en forma paralela la disolución y adsorción del oro y la plata de las soluciones. Este método se usa cuando el mineral posee minerales carbonaceos, que pueden producir durante la operación el efecto "Robing" que es adsorción del oro y la plata de las soluciones por los materiales carbonaceos provenientes del mineral. (pp. 26 – 29)

#### **4.3.2.2 Cianuración Estática o Percolación**

Paz (2002) menciona que la cianuración estática o Percolación se puede aplicar para minerales acumulados o en montones que se encuentran previamente chancado a tamaños gruesos (1/2" - 2"), donde la solución cianurante 30 se alimentará usando aspersores o tuberías perforadas. Es aplicable para minerales con bajos contenidos de oro, por tener un costo de operación inferior al de agitación. De acuerdo a como se apliquen este proceso se puede clasificar:

Cianuración en pilas (Heap Leaching): Se ejecuta con el mineral triturado hasta 1/2" aproximadamente, el rango de trabajo va desde 1/4" hasta 1-1/2", según el tipo de mineral, y apilado en forma conveniente sobre un piso impermeabilizado (pad) que tiene una pendiente apropiada (2-5%) para la recolección de la solución. La pila es rociada con solución de cianuro por medio de aspersores, esta solución percola a través del mineral apilado disolviendo los valores de oro y plata, y es recuperada como solución pregnant (rica) en el (pad) y luego en una poza de recolección; de allí se envía al sistema de recuperación, que puede ser convencional con polvo de zinc o columna de carbón activado (CIC); la solución barren (pobre) se regenera el contenido de cianuro, cal y se recircula a lixiviación.

Cianuración en Vats ó Tinas: El mineral aglomerado previamente se deposita en tinas seguidamente se inunda con soluciones cianurantes, para luego ser evacuadas hacia columnas de adsorción con carbón activado y la solución residual es reactivada con cianuro y cal, retornando a la tina, predicándose un circuito cerrado.

Cianuración In Situ: Si las condiciones de permeabilidad de la roca de la mina permiten realizar la cianuración del oro y la plata, sin necesidad de romper y evacuar los minerales; a este proceso se denomina Cianuración In Situ. Donde el costo de tratamiento es relativamente bajo comparado con otros procesos, teniendo mucho cuidado en la recuperación del oro y la plata. (pp. 29-36)

## 5. Metodología

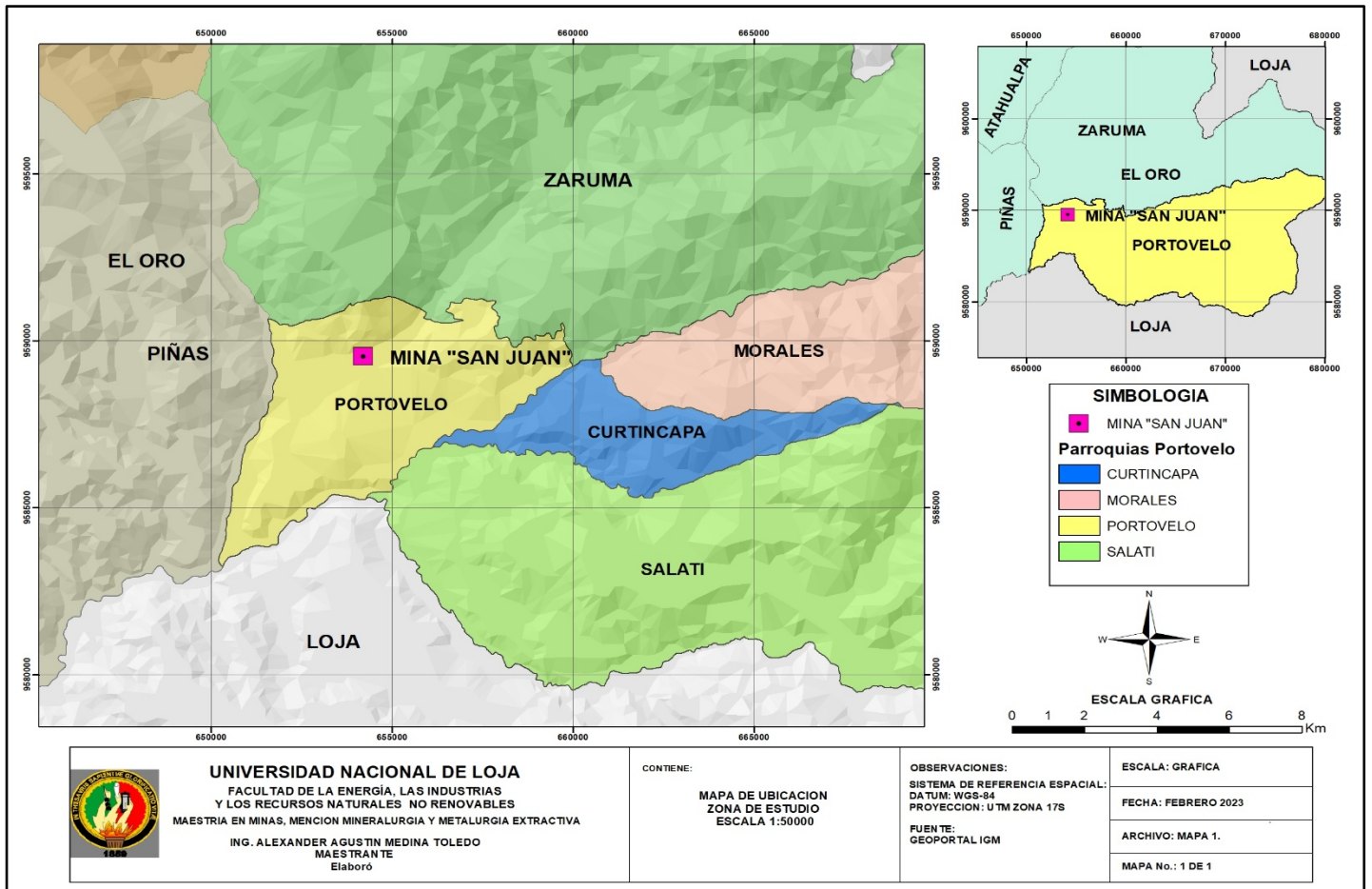
### 5.1 Área de estudio

En la figura 4 se puede observar el área de estudio, se encuentra en el Distrito minero Zaruma – Portovelo, ubicado en el Suroeste del Ecuador en la provincia de El Oro, cantón Portovelo, parroquia Portovelo, sector Vía a Lourdes. El área alcanza una superficie de 8 Has.

El área de estudio donde se realizó el muestreo se encuentra localizado en las siguientes coordenadas:

**Tabla 1. Coordenadas Concesión Minera "San Juan"**

<b>Concesión Minera "San Juan"</b>	
Sistema de coordenadas UTM Zona 17 Datum WGS - 84	
X	Y
654192	9589527



**Figura 4.** Mapa de Ubicación de la Concesión Minera "San Juan".  
Fuente: Geoportel IGM (2013)

## 5.2 Acceso

En la figura 5 se puede visualizar el acceso para el ingreso al cantón Portovelo, existe dos vías de acceso definidas, la principal es la Vía a la Costa (E35) hasta la altura del sector de las Chinchas, zona de intersección con la vía secundaria (E585) se encuentra lastrada hasta el puente del Rio Pindo y de ahí en adelante la vía es asfaltada hasta llegar a la ciudad de Portovelo. La otra vía de acceso es por la vía a la Costa (E35) hasta El Cisne aproximadamente, existe una intersección con la vía secundaria denominada El Cisne – Ambocas – Salati – Portovelo, la vía se encuentra lastrada hasta el ingreso a la ciudad de Portovelo.

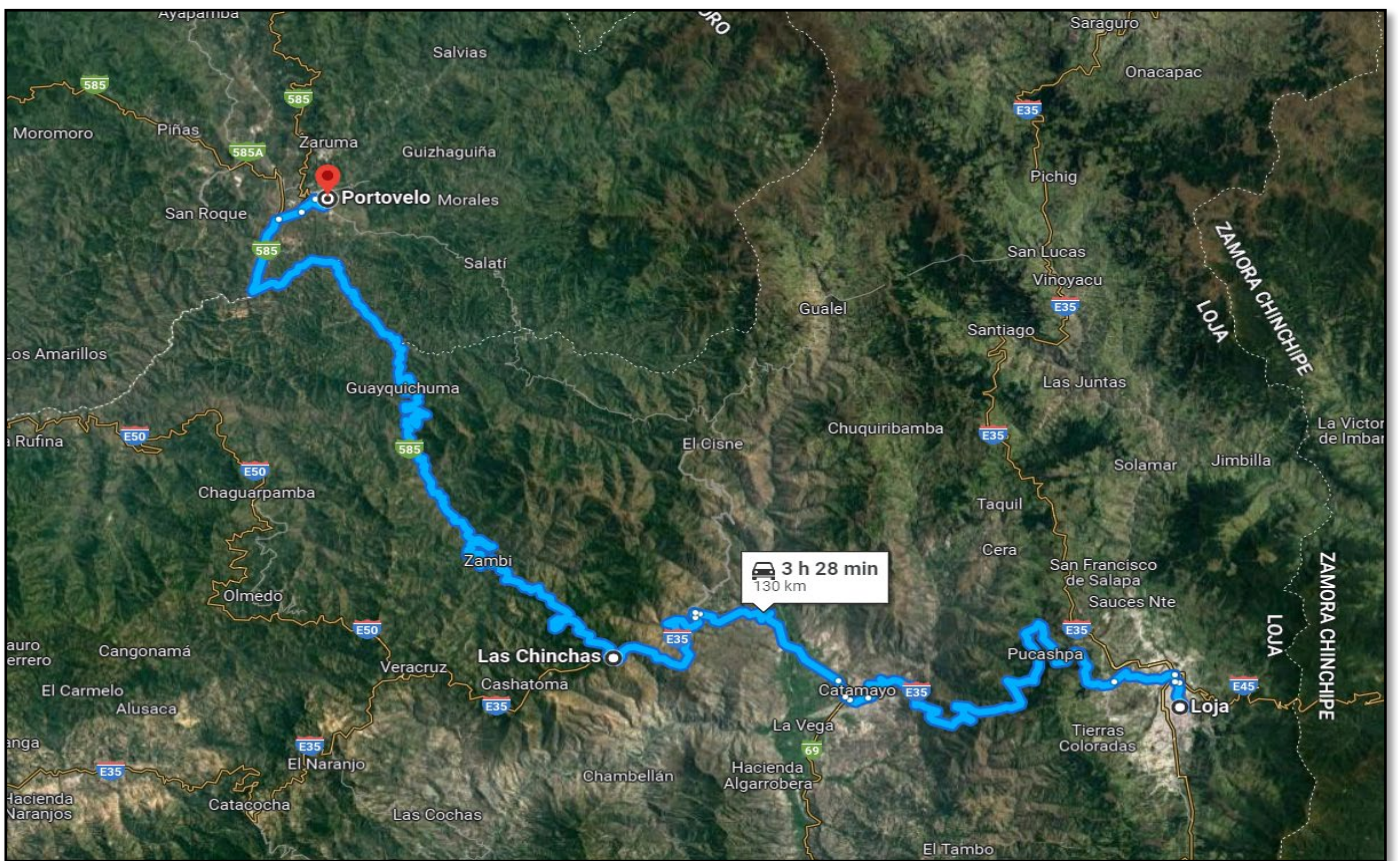


Figura 5. Vía de acceso al Cantón Portovelo.  
Fuente: Google Maps (2023)

## 5.3 Geología regional

“La faja de mineralización aurífera polimetálica Zaruma-Portovelo se encuentra en el área SO de los Andes Ecuatorianos, al S de la Cordillera Occidental” (Mutti y Bonilla, 2005). “Se encuentra limitada al Norte con el Campo Mineral Molleturo, al Sur con la falla Piñas - Portovelo, al Este con la mega estructura regional Peltetec, cuya prolongación en dirección Sur en el extremo

oriente del distrito Zaruma-Portovelo se denomina falla Girón, y al Oeste con la provincia geológica Costa” (Prodeminca, 2000). “La falla Peltetec refleja la acreción de los terrenos Chaucha y Tahuín al terreno oceánico Aloa en el Cretácico” (Litherland et al., 1994). “A su vez la sutura Piñas-Portovelo relaciona la colisión continente-continente durante el Jurásico-Cretácico Inferior de los terrenos metamórficos mencionados anteriormente” (Bonilla, 2009, p. 27).

Bonilla (2009) en su tesis doctoral de metalogenia del distrito minero Zaruma - Portovelo menciona lo siguiente:

La geología correspondiente al área SO se encuentra constituidas por unidades pertenecientes al Paleozoico-Triásico de los Terrenos con afinidad continental Tahuín y Chaucha (rocas metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro y Unidad El Toro) y Loja (Unidad Chiguinda); Rocas Cretácicas del Terreno de afinidad oceánica Pallatanga (Unidad Pallatanga) y rocas terciarias correspondientes al Terreno Macuchi (Unidad Macuchi). Estas unidades se encuentran cubiertas por depósitos volcánicos procedentes de la actividad volcánico efusiva junto a representantes de actividad magmática plutónica terciaria.

Al S del área, el Cretácico Marino del Grupo Alamor, se encuentra representado por las rocas pertenecientes a la formación Zapotillo-Ciano y su facies piroclástica se expande y limita con las series metamórficas del Complejo Metamórfico El Oro, donde se evidencia intrusiones de los granitos El Prado, Guayabo-Portovelo con abundantes apófisis. (p. 27)

## **5.4 Geología Local**

El distrito Zaruma – Portovelo se encuentra ocupando la zona SE de la faja de mineralización aurífera polimetálica Zaruma-Portovelo. Se exponen las siguientes unidades geológicas:

### **5.4.1 Paleozoico**

#### **5.4.1.1 Rocas metamórficas (M)**

Se denominan con el nombre de Complejo Metamórfico El Oro, se encuentran ocupando el SO del distrito Zaruma-Portovelo e integran al S de la falla Piñas – Portovelo (Aspden et al. 1995) presentan una litología semipelítica perteneciente al terreno Chaucha-Tahuín. Comprenden eclogitas, gneises, gneises graníticos, migmatitas de alto grado, arcosas metamorfozadas, pizarras,

limonitas, serpentinas desmembradas, anfibolitas, paragneises, granodioritas foliadas, metapelitas, metacuarcitas, lutitas y conglomerados de clivaje de grado bajo a muy bajo (Bonilla, 2009, p. 29).

## 5.4.2 Terciario

### 5.4.2.1 Oligoceno

### 5.4.2.2 Volcánicos Saraguro (E-Ms)

Denominados también como Grupo Saraguro, pertenece a un ambiente deposicional subaéreo, (Dunkley y Gaibor 1997), en la zona N y E se encuentran ocupando el 60% del distrito Zaruma-Portovelo. Está constituido por lavas de composición andesítica a basálto - andesítica con textura porfirica y masiva, tobas soldadas de flujo de ceniza de composición riolítica a dacítica, material volcánico retrabajado, tobas de composición dacítica a andesítica y brechas. En los sectores oriente y centro del distrito, Pratt et al. (1997), determina la Unidad Portovelo como parte del Grupo Saraguro, cuya edad es de 38 Ma. Su potencia es menor a 1000 m (Bonilla, 2009, p. 33).

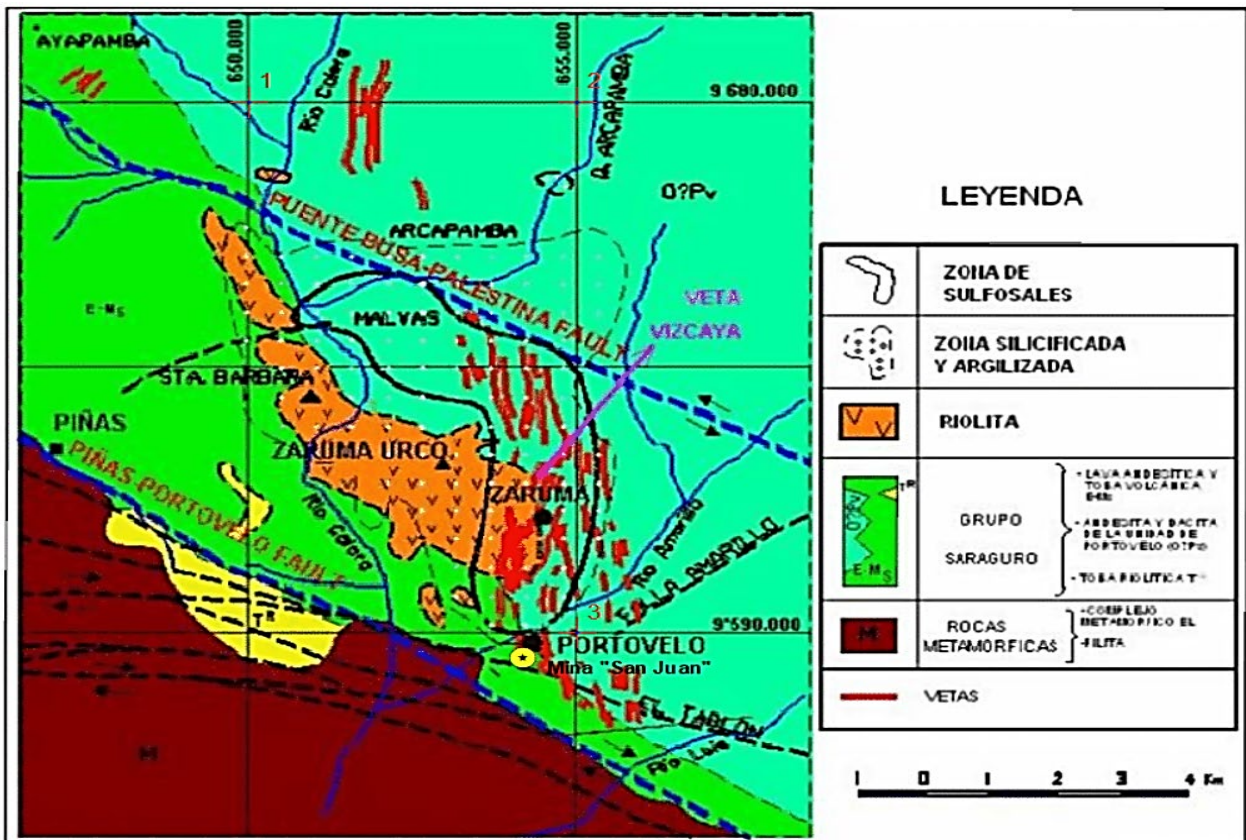


Figura 6. Mapa geológico del distrito minero Zaruma-Portovelo con la ubicación de las Series de rocas de Billingsley (1926). Fuente: Bonilla (2009)

## 5.5 Mineralización

Las ocurrencias minerales dentro del distrito minero Zaruma – Portovelo se encuentra relacionadas directamente con la actividad manganítica y/o fallas. La principal mineralización económica es el oro libre, oro asociado con sulfuros y sulfosales de plata con una media de la razón plata: oro alrededor de 8:1, los sulfuros principales son piritita, esfalerita, galena y calcopirita. (Carrión, 2010, p 15)

## 5.6 Procedimiento

La metodología empleada para el desarrollo de las actividades se presenta en el siguiente flujograma (Figura 6) con el fin dar cumplimiento con los objetivos y solevantar la necesidad de la presente investigación.

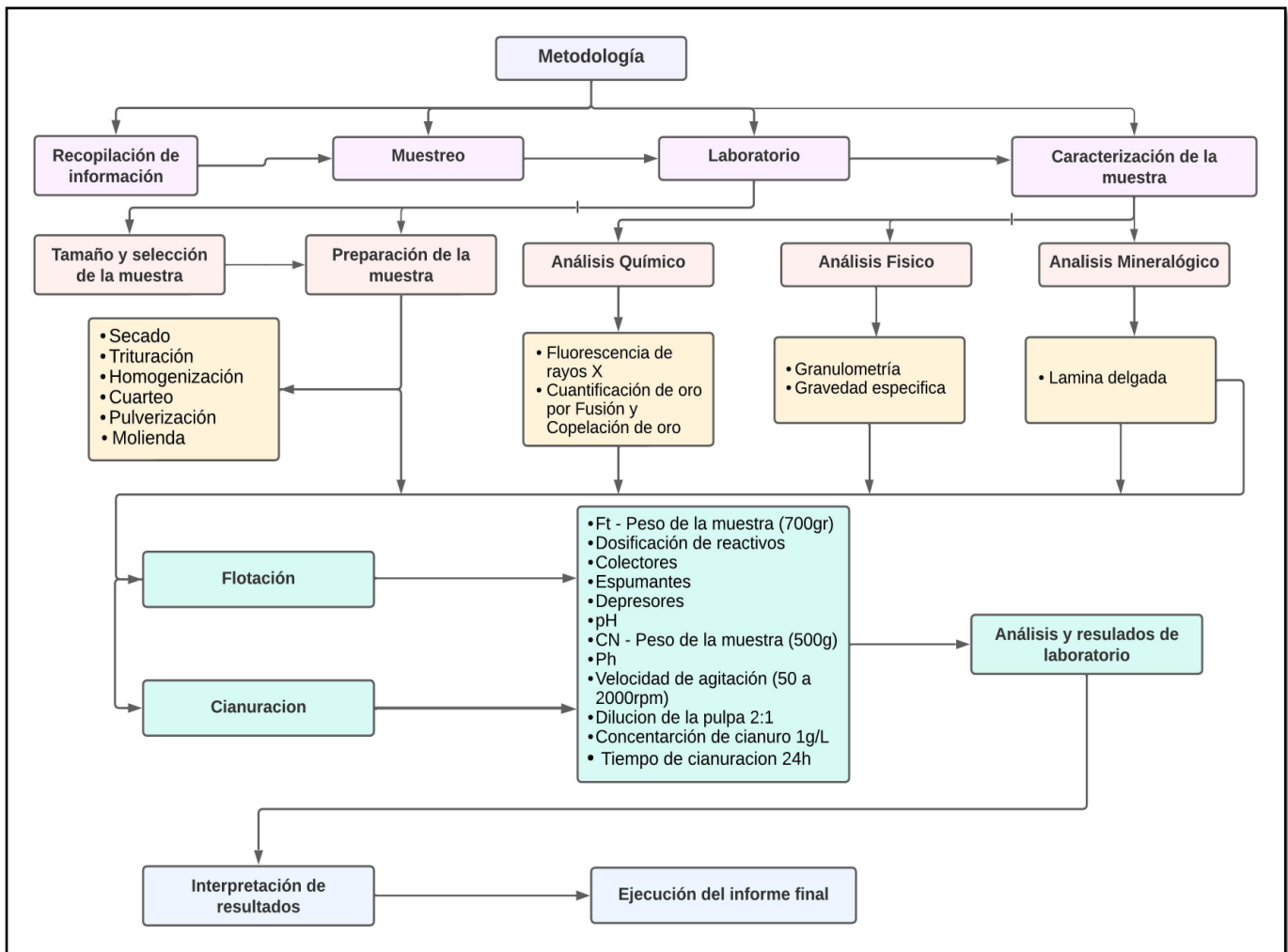


Figura 7. Flujograma de actividades realizadas en la presente investigación



### **5.6.1 Recopilación bibliográfica.**

En esta sección se procedió a la revisión y búsqueda de material bibliográfico relacionados con el presente trabajo de investigación, se obtuvo información de trabajos realizados en la zona Sur del Ecuador y de las áreas contiguas a la zona de estudio, tales como libros, proyectos de titulación, artículos científicos, mapas geológicos – estructurales, entre otros.

La redacción del presente trabajo de investigación se la realizó mediante las normas APA séptima edición y el formato de tesis impartido por la Universidad Nacional de Loja.

### **5.6.2 Muestreo.**

La recolección de la muestra representativa fue tomada en el sector Vía a Lourdes, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro, en las siguientes coordenadas referenciadas con el Datum WGS – 84, UTM, Zona 17S, X: 654192, Y: 9589527. El método de muestreo fue sistemático, realizado en el Stock cuyo material ya se encontraba previamente sometido a la voladura de interior mina, se recogió el material expuesto a la intemperie trazando una malla regular de 50 x 50 cm, a una profundidad de 30 cm, se escogió los fragmentos de materia mineralizado hasta logra obtener un peso de 40 kg aproximadamente.

### **5.6.3 Preparación de las muestras**

#### **5.6.3.1 Secado**

Este proceso tiene como finalidad eliminar el exceso de agua que se encuentra en la muestra representativa, primeramente, los recipientes tipo pirex se los mantuvo limpios y secos, luego se procedió a colocar etiquetas para su identificación, posteriormente, las muestras son colocadas en la estufa donde se las mantendrá por 24 horas, a una temperatura de 105°C.



**Figura 8.** Secado de la muestra.

### **5.6.3.2 Trituración.**

Consiste en la fragmentación de muestras sólidas con el propósito de disminuir el tamaño de partícula. Se procedió a regular la regleta del equipo triturador marca Retsch modelo BB200, seguidamente se realizó la limpieza total de la trituradora para evitar riesgo de contaminación, posteriormente el material de salida debe pasar por la malla #10 y finalmente la muestra se receptó en una bandeja ubicada en el inferior del equipo triturador, es recogida para su respectivo homogenización y cuarteo.



**Figura 9.** Equipo de trituración.

### 5.6.3.3 Homogenización

Consiste en mezclar y amontonar varias veces la muestra con el fin de lograr muestras representativas homogenizadas. Se empleó el método de roleo cuyo proceso inició colocando el material en un plástico grande con la capacidad de retener toda la muestra de estudio, seguidamente se hizo rodar el material de formar circular, tomando cada punta del plástico sin dejar partes muertas, finalmente se repitió varias hasta considerar que le material se encuentre homogenizado.



Figura 10. Muestra representativa homogenizada.

### 5.6.3.4 Cuarteo

Tiene como finalidad obtener alícuotas o micro – muestras representativas de una muestra. Una vez homogenizada la muestra se procedió a distribuir la muestra sobre un plástico para formar un cono y después en una capa circular plana, seguidamente se tomó una espátula limpia y sobre la capa se trazó una malla cuadrangular de 20 x 20 cm, posteriormente se recogió de cada uno de los cuadros una cantidad similar de muestra hasta lograr obtener una cantidad de 1000 gr. Finalmente se colocó, etiquetó y almaceno en fundas plásticas.



Figura 11. Cuarteo de la muestra.

### 5.6.3.5 Pulverización

Consiste en la reducción de tamaño de partícula inferior a  $75\ \mu\text{m}$  de una muestra representativa mediante el uso de una pulverizadora de anillos. El equipo molino de discos marca Retsch modelo Rs200 utilizado consta de dos anillos colocados en el interior de una olla de acero aleado. El procedimiento para la realización de este proceso son los siguientes: primero, se tomó la muestra previamente homogenizada, seguidamente se recolectó una alícuota de 100 gr, luego se colocó la muestra en el interior de la olla, se procedió a verificar la correcta ubicación de la olla, cerramos y finalmente se fija una duración de 3 a 5 min a 700 rpm. Se logró obtener un material con un  $D_{80}$  aproximado de malla #200



Figura 12. Pulverizadora Retsch Modelo RS200.

### 5.6.3.6 Molienda

Consiste en liberar los minerales de interés y disgregar el material hasta lograr un tamaño óptimo para los procesos metalúrgicos establecidos en esta investigación. Para este procedimiento se utilizó el molino de bolas Batch modelo MIM, se debe considerar las siguientes condiciones: volumen de  $\text{H}_2\text{O}$  (1000 ml), peso de la muestra (1kg), carga de molienda (bolas de acero con un peso de 10.38 kg), volumen del cilindro ( $0.0065\ \text{m}^3$ ) y la velocidad crítica (tc) (60 – 68 rpm).

El procedimiento inició con la limpieza del equipo, seguidamente se colocó en el cilindro 1 kg de mineral, 1l de agua y la carga molturante (bolas de acero), se tapa y se da un tiempo predeterminado de molienda. Concluido el tiempo se realizó la descarga en un balde, en este se separa el cuerpo molturante de la pulpa, culminado esto se secó la pulpa en la estufa a 105° C y se cuantificó la misma.



**Figura 13.** Molino de bolas marca Batch

## **5.7 Caracterización física, mineralógica y química**

Con el fin de dar cumplimiento a los lineamientos del presente tema de investigación se procedió a identificar las características tanto física, química y mineralógicamente, las cuales son descritas a continuación.

### **5.7.1 Caracterización física**

#### **5.7.1.1 Gravedad específica.**

Se determinó mediante el método del picnómetro el procedimiento es el siguiente: primero, se limpió el picnómetro, luego se procedió a pesarlo (Peso picnómetro vacío P), seguidamente se pesó el picnómetro más la muestra (M), a continuación, se aforó el picnómetro más muestra con agua destilada y se pesó (S), finalmente se desechó la muestra y el agua destilada, se eliminó residuos; se llenó con agua destilada y se pesó el picnómetro completamente lleno (W). *Ver Ecuación 2.*



**Figura 14.** Método de picnómetro para determinar la gravedad específica.

#### **5.7.1.2 Análisis granulométrico.**

Consiste en determina el tamaño de partícula, así como la distribución de las partículas del material de estudio. Para el desarrollo del ensayo de procedió a utilizar una serie de tamices estandarizados marca RESTCH, un vibrotamiz de 26 marca RESTCH AS 200, una balanza electrónica y un desobturador de ultra sonido. Se estableció los siguientes parámetros: duración igual a 10 minutos, una amplitud de 1.6 e intervalos de 10 segundos. El procedimiento para la ejecución del análisis granulométrico es el siguiente:

Primero, se pesó una muestra representativa de 205 gr de material obtenido de la molienda, seguidamente se procedió a deslamar la muestra en húmedo empleado tamices #18, #35, #60, #400 y el fondo, a continuación, el material retenido en los distintos tamices se secó en la estufa a 105° C por 24 horas, después, se pesó los tamices a utilizar 10#, 18#, 35#, 60#, 120#, 200#, 230#, 325#, 400# y – 400#. Mas adelante se realizó un análisis granulométrico por vía seca con la serie de tamices ya pesados. Y por último se pesó el material retenido en cada tamiz y las lamas con el propósito de realizar la curva granulométrica.

\

**Tabla 2.** Serie y abertura de tamices

<b>Serie de Tamices</b>	
<b>Nro. de Malla</b>	<b>Tamaño (<math>\mu\text{m}</math>)</b>
10	2000
18	1000
35	500
60	250
120	125
200	75
230	63
325	45
400	38
-400	

Fuente: ASTM (2016)

## **5.7.2 Caracterización química**

En la caracterización química se procedió a realizar los siguientes ensayos como Fluorescencia de rayos X (FRX) y análisis de ensayo al fuego (fusión – copelación).

### **5.7.2.1 Análisis por fluorescencia de rayos X.**

Mediante esta técnica analítica se procedió a determinar la composición química del material de estudio, para este ensayo se empleó el equipo portátil Bruker modelo s1 turbo. El procedimiento para realizar el análisis es el siguiente:

Primero se tomó 2gr de muestra pulverizada en una alícuota, seguidamente, se colocó en el porta muestras del equipo, a continuación, se configuró el equipo seleccionando el método Mining Ligth Elements, finalmente se dio inicio a la lectura y se registran los datos.



Figura 15. Método de Fluorescencia de rayos X.

### 5.7.2.2 Análisis químico por fusión – copelación

Es un método analítico donde la muestra se funde a altas temperaturas empleado reactivos apropiados generando dos fases: una escoria que consiste en silicatos complejos y una fase metálica que consiste en plomo que acumula oro (Au); después, se somete análisis químico.

#### 5.7.2.2.1 Fusión

El propósito de este proceso consiste en la separación de metales preciosos con otros componentes de la mena, mediante un colector (plomo), son sometidos a temperaturas altas de 1000° C. El procedimiento a seguir es:

Primero se pesó 90 gr de Flux básico, de la muestra pulverizada y homogenizada se pesó 30 gr, y se agregó 2.5 gr de harina empleado como agente reductor, seguidamente, se homogenizó en un crisol y se colocó una capa de bórax en el final, a continuación, se ingresó al horno a fundir a una temperatura de 1000° C por un período de 60 minutos, después de la fundición se inició con el retiro de los crisoles y su contenido se vertió en las lingotera cónica, se dejó enfriar por 20 minutos, posteriormente empleando un martillo se procedió a separar el regulo de plomo de la escoria, después, con el mismo martillo se golpeó el regulo cónico y sobrante hasta logra obtener una formar cubica. Finalmente se dio paso al proceso de copelación.





**Figura 16.** Horno de fundición a 1000 °C

#### **5.7.2.2.2 Copelación**

Es un proceso de refinado, se trata a temperaturas muy altas 900°C con el fin de separar los metales nobles como el oro, a partir de metales base como el plomo. El procedimiento a seguir es:

Primero se colocó el regulo de plomo en una copela, seguidamente, se ingresó la copela en el horno de copelación por un período de 2 a 3 horas a una temperatura de 900°C, a continuación se retiró la copela del horno y se dejó enfriar obteniendo un dore compuesto de Au y Ag, Finalmente el doré se colocó en una superficie plana metálica y se procedió a laminar el doré con un martillo de 2 a 3 golpes cuidadosos con el fin de extender su superficie y poder ejecutar el paso de la digestión y pesaje respectivamente.

#### **5.7.2.2.3 Digestión - Ataque químico:**

Consiste en separar la plata del oro, para este ensayo se empleó los siguientes materiales: una plancha térmica marca IKAMAG-RET-GS, crisoles de porcelana y una campana de extracción. El procedimiento es el siguiente:

Primero se pesó el doré en una micro balanza, seguidamente, encima de una plancha térmica a 100° C aproximadamente se realizó un ataque químico con ácido nítrico ( $HNO_3$ ), seguidamente, se diluyó ácido nítrico con agua destilada en 3 concentraciones diferentes (1:7, 1:3 y 1:1), a continuación, con cada uno de las concentraciones el doré permaneció un período de 10 a 15 minutos, posteriormente, se lavó con agua destilada tendiendo la preocupación adecuada para no extraviar el oro, después, se procedió a secar a temperatura de 100°C y finalmente, se pesó.

### **5.7.3 Caracterización mineralógica**

#### **5.7.3.1 Lamina delgada o sección delgada**

La interpretación mineralógica se procedió a realizarse mediante el análisis de lámina o sección delgada. Para la realización de la lámina delgada se utilizó diferentes equipos como lo son: el equipo de corte de rocas de disco adiamantado marca ISOMET LAPRO 18, en cuanto al lijado se hizo uso del equipo de lijado marca METASRV, referente al pegado y secado se empleó resina ya preparada y la bomba la vacío, así también, para el pulido de las muestras se tomó el equipo pulidor de marca PETROPOL BUEHLER y finalmente, la interpretación mineralógica se la realizó a través del microscopio marca OLYMPUS BH\_2. Para la realización de la lámina delgada se realizó el siguiente procedimiento:

Primero, se seleccionó la roca con mayor mineralización y dureza, seguidamente, con dimensiones de 4 x 3 x 1 cm en forma rectangular se cortó la roca, a continuación, a temperatura de 60°C se procedió a secar a la muestra en la estufa, posteriormente con lijas abrasivas de número # 120, #240, #400, #600 y #800 se pulió la muestra hasta lograr obtener una cara de interés mineralógico, después, con el fin de rellenar los poros de la muestra se colocó la resina sobre la superficie de la muestra, luego, se secó la muestra en la bomba de vacío por 7 días, lo siguiente fue calentar la muestra en una plancha y se colocó pega sintética, entre tanto, con el cortador – rectificador se redujo la muestra hasta lograr obtener 300  $\mu\text{m}$  y finalmente se analizó la muestra en el microscopio. (Leon, 2017, p. 27)

#### **5.7.4 Flotación**

Es un proceso físico - químico de la concentración de minerales finamente molidos, comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral con el fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire (Bravo, 2004, p. 4). Para el ensayo de flotación se involucró las siguientes variables, el tamaño de partícula correspondiente a la malla #200 (72  $\mu\text{m}$ ), el pH entre 10 a 11 y la variación en la selección del colector.

El equipo y material empleado en el proceso de flotación se mencionan a continuación, una celda de flotación marca Denver SALA, modelo D-12, pírex para cada concentrado, reactivos,

muestra de 700 gr, 1400 ml de agua, piseta con agua destilada, 4 balones de aforo de 100 ml, 3 probetas de 100 ml, balanza digital y pHmetro.

Para la realización del proceso de flotación se siguió el siguiente procedimiento:

Primero se pesó 700 gr de muestra, seguidamente de acuerdo a la dosificación establecida en gr/T de mineral se preparó y se los llevó a disolución en un balón de 100ml de colector, espumante, y depresor, a continuación, se preparó cada uno de los reactivos de acuerdo a los cálculos realizados, posteriormente preparamos la disolución de pulpa correspondiente a s/l:  $\frac{1}{2}$  (700 g de mineral/ 1400 ml de agua) y se añadió los diversos reactivos que se lleva a cabo de acuerdo a la programación del ensayo, después, controlamos el pH de la muestra, si se obtuviera una pulpa acida para regular utilizaríamos cal hasta lograr obtener un pH adecuado (10 a 11), lo siguiente fue acondicionar los reactivos por 11 minutos, se abre la llave de paso de aire y flotamos por 3 minutos recogiendo el mineral concentrado en una bandeja y finalmente se recoge el mineral que queda en el equipo (relaves), y este al igual que los concentrados son secados en una estufa. Una vez secos se los pesa, homogeniza y se toma la cantidad adecuada para analizar al fuego. (Iñiguez, 2019, p. 37)



**Figura 17.** Celda de flotación

### 5.7.4.1 Dosificación de reactivos.

La caracterización mineralogía de la muestra de estudio es importante a la hora de la selección y dosificación de reactivos ya que nos permite lograr obtener una mejor recuperación del mineral al momento de ser sometido al proceso de flotación. Para la dilución de los reactivos se empleó balones de 100 ml.

La presente investigación se realizaron 3 flotaciones en las cuales se aplicó diferentes dosificaciones de reactivos, con parámetros técnicos preestablecido como el tamaño de partícula malla #200 (75  $\mu\text{m}$ ) y el pH 9 a 11. Por último, se realizó los respectivos cálculos para los diferentes análisis.

#### Flotación 1

**Tabla 3.** Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 1

OPERACIONES	TIEMPO	pH	Colector Primario Z - 6 (100 g/T)		Colector Secundario A - 208 (50 g/T)		Espumante ER - 350 (75g/T)		Depresor Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250 g/T)	
			g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml
Acondicionamiento	11	10,57							250	100
Acondicionamiento	4	10,33	40	40	25	50	40	53,4		
Fracción A	3									
Acondicionamiento	3	10,25	35	35	15	30	20	26,6		
Fracción B	3									
Acondicionamiento	2	10,5	25	25	10	20	15	20		
Fracción C	3									
	29		100g/T	100 ml	50 g/T	100 ml	75 g/T	100 ml	250 g/T	100 ml

En el primer ensayo de flotación se empleó la siguiente dosificación de reactivos, como colector primario 100 g/T de Z-6, referente al colector secundario fueron 50 g/T de Aerofloat – 208, con respecto al espumante se hizo uso 75 g/T de ER – 350 y como depresor se utilizó 250 g/t de silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>), de igual manera se trabajó a un pH de 10,57 dándole una duración total de 29 minutos a toda la operación.

## Flotación 2

**Tabla 4.** Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 2

OPERACIONES	TIEMPO	pH	Colector Primario Z - 6 (100 g/T)		Colector Secundario Orex 936 (50 g/T)		Espumante GP – 02 - OIL (75g/T)		Depresor Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250 g/T)	
			g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml
Acondicionamiento	11	10,53							250	100
Acondicionamiento Fracción A	4 3	10,49	40	40	25	50	40	53,4		
Acondicionamiento Fracción B	3 3	10,48	35	35	15	30	20	26,6		
Acondicionamiento Fracción C	2 3	10,43	25	25	10	20	15	20		
	29		100g/T	100 ml	50 g/T	100 ml	75 g/T	100 ml	250 g/T	100 ml

En la tabla 4 se observa la programación utilizada en el segundo ensayo de flotación como colector primario 100 g/T de Z-6, referente al colector secundario fueron 50 g/T de Orex 936, con respecto al espumante se utilizó 75 g/T de Flominec GP – 02 – OIL y como depresor se utilizó 250 g/t de silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>), de igual manera se trabajó a un pH de 10,53 dándole una duración total de 29 minutos a toda la operación.

## Flotación 3

**Tabla 5.** Dosificación de reactivos para la prueba de flotación 3

OPERACIONES	TIEMPO	pH	Colector Primario Z - 6 (75 g/T)		Colector Secundario A - 404 (100 g/T)		Espumante GP – 88 -OIL (100g/T)		Depresor Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub> (250 g/T)	
			g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml	g/T	ml
Acondicionamiento	11	10,51							250	100
Acondicionamiento Fracción A	4 3	10,56	40	53,4	40	50	40	40		
Acondicionamiento Fracción B	3 3	10,45	20	26,6	35	35	35	35		

Acondicionamiento	2	10,39	15	20	25	25	25	25		
Fracción C	3									
	29		75g/T	100 ml	100 g/T	100 ml	100 g/T	100 ml	250 g/T	100 ml

En la tercera prueba de flotación se puede observar la siguiente dosificación de reactivos como, colector primario 75 g/T de Z-6, referente al colector secundario fueron 100 g/T de A – 404, con respecto al espumante se hizo uso 75 g/T de GP – 88 - OIL y como depresor se utilizó 250 g/t de silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>), de igual manera se trabajó a un pH de 10,51 dándole una duración total de 29 minutos a toda la operación.

### 5.7.5 Cianuración

“La cianuración es uno de los métodos más utilizados para la lixiviación y recuperación de oro, consiste en la disolución de metales preciosos de un mineral molino en una solución alcalina diluida de cianuro” (Toledo, 2011, p. 37).

Para la realización de este proceso se hizo usó de un vaso de precipitación de 2L, un medidor de pH, un agitador mecánico de varillas marca LS VELP con regulación electrónica de 50 a 2000 rpm. (Iñiguez, 2019, p. 40)

Las condiciones de operación en los ensayos fueron:

**Tabla 6.** Condiciones de operación para cianuración

CONDICIONES DE OPERACIÓN.	
Ph	9 a 11
Peso de la muestra	500 g
Volumen de agua	1000 ml
Dilución de la pulpa	2:1
Concentración de cianuro	1 g/L
Tiempo de cianuración	24 horas

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

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

Para la realización del proceso de cianuración se siguió el siguiente procedimiento:

Primero se colocó 500 gr cuyo tamaño de partícula es de 75  $\mu\text{m}$  con 1000 ml de  $\text{H}_2\text{O}$ , seguidamente, se procedió a realizar la cianuración a 250 rpm, a continuación, se realizó el control el pH inicial y se ajustó al valor deseado que oscila entre 9 a 11, posteriormente, durante 24 horas se debe mantener la concentración de cianuro es de 1gr/L, entre tanto, en cada tiempo establecido se tomó 5 ml de la muestra para titular cianuro residual; simultáneamente se tomó 20 ml de la solución acuosa cianurada, después, se realizó el análisis químico por absorción atómica, con el fin de determinar la ley de Au, con estos resultados de leyes se inició con la graficación de curva cinética de cianuración en los tiempos establecidos y por último la pulpa es filtrada al vacío: generando las colas retenidas a estas; se las secó y se pesó, siendo estas el relave. (Iñiguez, 2019, p. 41)



**Figura 18.** Concentración de cianuro durante 24 horas.

### **Control de horario**

En esta sección se procede a describir el control del horario y las condiciones de operaciones que se emplearon en la realización de los dos ensayos de cianuración. (Ver tabla 6). El tiempo cuando ocurren las reacciones de menor velocidad es la etapa controlante, en las cuales se lleva a cabo la reacción en gran parte, por ello es importante identificar esta etapa para poder maximizar la eficiencia del proceso.

## Primera prueba de cianuración

**Tabla 7.** Control de horario primera prueba de cianuración

Tiempo (Hora)		Cianuración		
		Prueba 1		
		pH	CaO (gr)	NaCN(gr)
0h	7:50	9,5	0,1	1
1/2h	8:20	9,5		0,25
1h	8:50	9,5		0,05
2h	9:50	9,5		
3h	10:50	9,5		
4h	11:50	9,5		0,35
5h	12:50	10,2		0,3
6h	13:50	10,65		
7h	14:50	10,65		
8h	15:50	10,65		
9h	16:50	10,65		
10h	17:50	10,65		
11h	18:50	10,65		
12h	19:50	10,7		0,4
24h	7:50	11,0		
Total			0,1	2,35

## Segunda prueba de cianuración

**Tabla 8.** Control de horario segunda prueba de cianuración

Tiempo (Hora)		Cianuración		
		Prueba 2		
		pH	CaO (gr)	NaCN(gr)
0h	7:50	10,10	0,1	1
1/2h	8:20	10,19		0,5
1h	8:50	10,30		
2h	9:50	10,30		
3h	10:50	10,30		0,25



4h	11:50	10,40	0,05
5h	12:50	10,54	0,1
6h	13:50	10,54	
7h	14:50	10,54	
8h	15:50	10,54	
9h	16:50	10,60	0,1
10h	17:50	10,78	0,05
11h	18:50	10,78	
12h	19:50	10,78	0,05
24h	7:50	11,1	
Total			0,1
			2,1

### 5.7.5.1 Cinética de cianuración

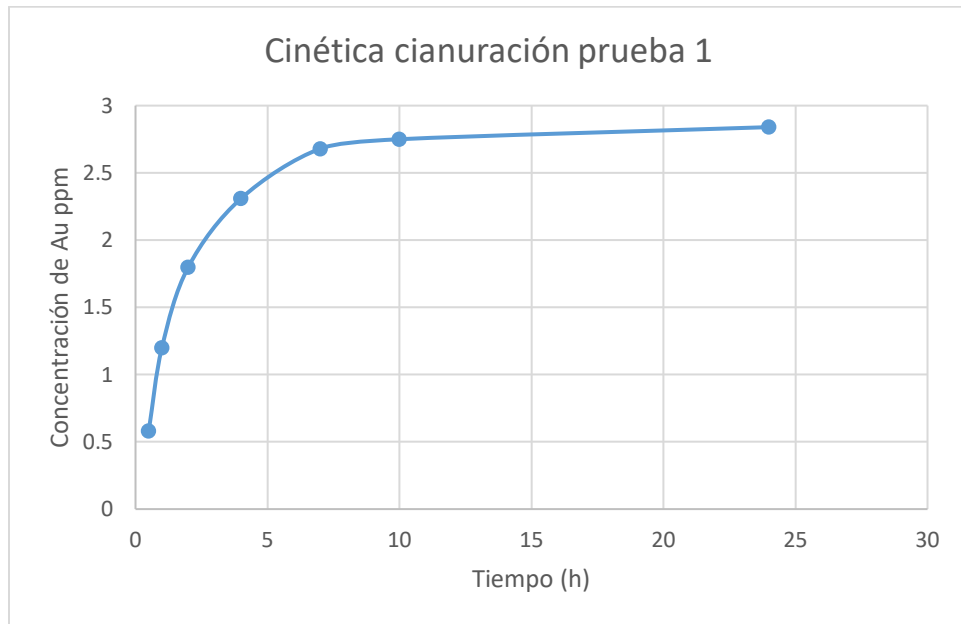
La cinética en una cianuración es un factor muy importante a considerar, depende de las variables de temperatura, tamaño y forma de la partícula, consumo de cianuro, tiempo, entre otros.

En la figura 19 y 20 se puede visualizar las curvas de las diferentes pruebas son similares entre sí, el máximo tiempo de recuperación de Au en el método de cianuración se encuentra en 10 horas, a partir de esta hora no presenta un cambio de dirección de la curva.

### Cinética de Cianuración 1

**Tabla 9.** Cinética de cianuración prueba 1

PRUEBA #1	
TIEMPO (HORAS)	ppm
½	0,58
1	1,2
2	1,8,
4	2,31
7	2,68
10	2,75
24	2.84

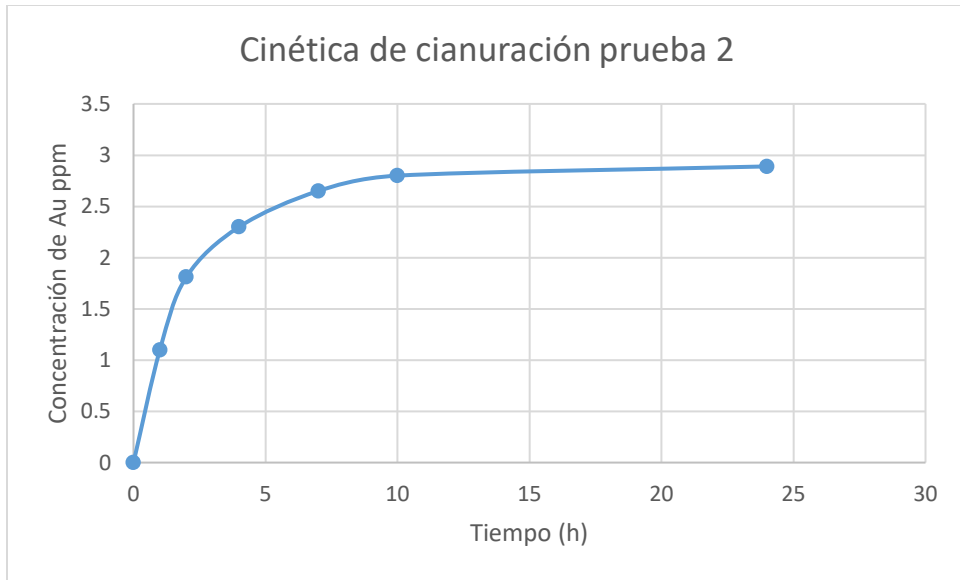


**Figura 19.** Curva cinética de cianuración prueba #1  
Elaboración y fuente: El autor.

## Cinética de Cianuración 2

**Tabla 10.** Cinética de cianuración prueba 2

PRUEBA #2	
TIEMPO (HORAS)	ppm
0	0
1	1,10
2	1,81
4	2,30
7	2,65
10	2,80
24	2,89



**Figura 20.** Curva cinética de cianuración prueba #2  
Elaboración y fuente: El autor.

## 6. Resultados

Con la finalidad de solventar los objetivos específicos plantados en esta investigación, se realizó una serie de procesos técnico – operacionales realizados en laboratorio de la Universidad Técnica Particular de Loja (UTPL), se obtuvieron distintos resultados, estos se pueden evidenciar en esta sección para su respectiva interpretación y análisis.

### 6.1 Caracterización de la muestra (Físico, químico y mineralógico)

La caracterización de la muestra de estudio en los análisis físicos, se dio inicio con la determinación de la gravedad específica, el resultado se obtuvo mediante el método del picnómetro, este resultado nos permite identificar la capacidad de un mineral para flotar o hundirse en un medio acuoso. Con medición de la gravedad específica y las condiciones del proceso de flotación como la adición de reactivos químicos se logra contralar la selectividad de la flotación. Luego se realizó el análisis granulométrico cuyo resultado permite conocer el tamaño de partícula presente en la muestra, así mismo, se determinó la curva granulométrica cuya función es visualizar la tendencia homogénea o heterogénea que presenta los tamaños o diámetro de la partícula. Esta información acerca de los resultados obtenidos en los análisis físicos es importante para la aplicación en los diferentes procesos metalúrgicos planteados en esta investigación.

#### 6.1.1 Gravedad específica

La gravedad específica de la muestra de la mina San Juan que se determinó es de 2.667 gr/cm<sup>3</sup>. A continuación en la Tabla 11 se muestra los resultados obtenidos y los cálculos son descritos en el Anexo 1.

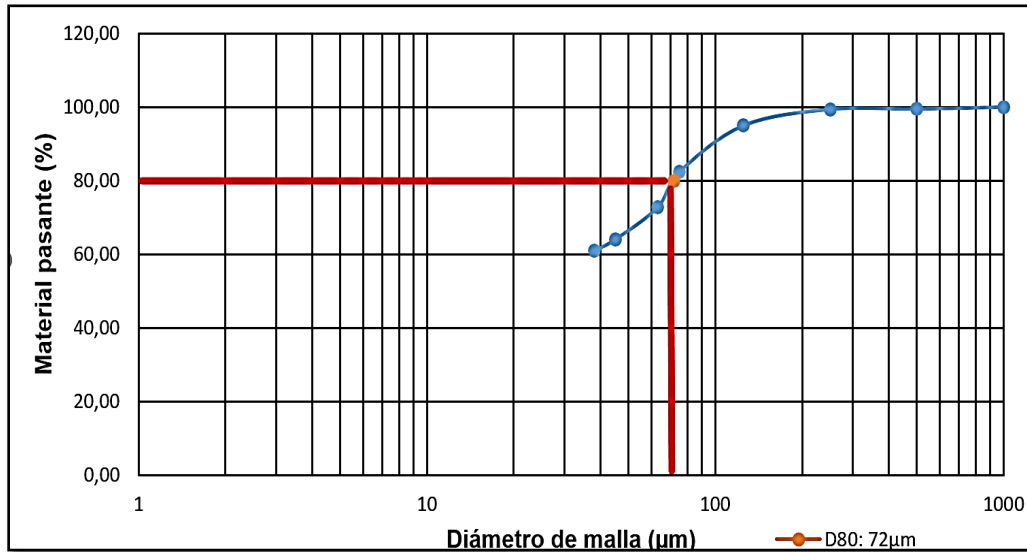
Tabla 11. Resultados de ensayo de gravedad específica

N.º Ensayo	Gravedad específica	Promedio
1	2.60 gr/cm <sup>3</sup>	2.667 gr/cm <sup>3</sup>
2	2.73 gr/cm <sup>3</sup>	

#### 6.1.2 Análisis granulométrico.

En la figura 21 se visualiza el resultado de la curva granulométrica donde el eje horizontal representa el tamaño de las partículas a escala logarítmica, mientras que el eje vertical representa el porcentaje acumulado de las partículas que pasan por el tamiz de tamaño determinado. La

muestra de estudio fue sometido a un tiempo de molienda de 35 minutos permitiendo obtener el siguiente resultado de un  $D_{80}$  diámetro correspondiente al 80% acumulado de material pasante en la curva y el tamaño de partícula correspondiente a  $72 \mu\text{m}$ , encontrándose entre la malla #200. En el proceso de flotación con este tamaño de partícula se puede lograr una alta recuperación de mineral y en cianuración influye en la velocidad disolución de mineral y, por tanto, en la eficiencia del proceso. Los cálculos son descritos en el Anexo 2.



**Figura 21.** Curva granulométrica.

En la presente investigación referente a los análisis químicos para la caracterización de la muestra de estudio se inició con Fluorescencia de rayos X estos resultados nos permiten obtener información cualitativa y cuantitativa de la composición química de la muestra de estudio que se la pudo comprobar con el análisis mineralógico. En cuanto el proceso para la determinación de ley de cabeza se empleó el método químico fusión – copelación, la fusión permite liberar los metales nobles de su ganga y facilitar la colección de estos en una matriz de plomo. La copelación tiene como propósito liberar los metales nobles de regulo de plomo con la eliminación de Pb como PbO mediante la absorción del oxido fundido, el resultado obtenido en este proceso es muy importante para el cálculo, análisis e interpretación de los balances metalúrgicos.

### 6.1.3 Análisis por fluorescencia de rayos X (FRX)

Los resultados obtenidos en este proceso es la composición química de la muestra de estudio, se la determino por el método Mining Light Elements, donde se detalla el porcentaje que contiene la muestra. Con los estos resultados se pueden visualizar que la muestra posee un alto

contenido de oxido calcio correspondiente al mineral calcita, este compuesto químico tiene una influencia en la producción de oro, cobre se utiliza para separar las impurezas por flotación de las sales metálicas. En cuanto a los compuestos químicos como SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, S, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, K<sub>2</sub>O, ZnO, estos resultados se pudo corrobora con la interpretación de la lámina delgada obteniendo similitudes mineralógicas que se detallan más aun con el porcentaje de precia de cada elemento en los siguientes minerales: cuarzo, hornblenda, sericita, pirita, esfalerita, galena.

**Tabla 12.** Fluorescencia de rayos X

<b>Método Mining Light Elements</b>	
<b>Elemento</b>	<b>Porcentaje %</b>
SiO <sub>2</sub>	32.9
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.4
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3.296
CaO	43.3
S	1.63
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.99
K <sub>2</sub> O	1.27
ZnO	2.80

#### 6.1.4 Determinación de ley de cabeza

Para la determinación de la ley de cabeza se obtuvo como resultado una ley promedio de 7.87 gr/Ton. Este resultado nos indica el promedio de concentración de metal o mineral de interés en la muestra es de 7,87 gramos por cada tonelada de material que entra al proceso. Este resultado se considera una concentración moderada o baja en comparación con otros yacimientos, es importante considera una ley baja debido a que puede reducir la eficiencia del proceso y aumentar los costos de producción. En la tabla 13 se observa los resultados obtenidos y los cálculos son descritos en el Anexo 3.

**Tabla 13.** Ley de cabeza (Ensayo al fuego).

<b>N° Ensayo</b>	<b>Ley de Au (g/t)</b>	<b>Promedio Ley de Au (g/t)</b>
1	8.083	7.87
2	7.667	

Referente al análisis mineralógico se lo realizó a través de una lámina delgada que nos permite obtener información de la composición mineralógica y textura de la roca. La textura se refiere a la disposición y el tamaño de los cristales de la roca y su distribución, con los resultados obtenidos se logra determinar de manera precisa los minerales huésped del oro, ya que de ello depende el manejo de materiales durante los procesos de trituración, molienda, concentración y los procesos de beneficio.

### 6.1.5 Lámina delgada

El análisis mineralógico en lámina delgada o sección delgada, permitió determinar la composición mineralógica existente del material de mina. (Ver Tabla 14). Macroscópicamente se puede observar cuarzo, carbonatos y sulfuros con un tamaño absoluto de los granos fino entre 0,5 -1 mm. Microscópicamente se visualizó presencia de cuarzo hipidiomorfo, con hábito cristalino y de tamaño mayor a 500  $\mu\text{m}$ , carbonatos representados por cristales de calcita, presencia de grandes cristales de anfíboles, esto, correspondería a una hornblenda, también se observa presencia de feldespatos calco-sódicos como plagioclasas alteradas a sericita, y por último, se observa sulfuros como pirita de hábito cúbico y en menor proporción galena y esfalerita.

**Tabla 14.** Minerales observados en la lámina delgada

Minerales	Fórmula química	Porcentajes
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	15%
Hornblenda	$(\text{Ca,Na})_{2-3}(\text{Mg,Fe,Al})_5(\text{Si,Al})_{22}(\text{OH})_2$	50%
Sericita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	20%
Pirita	$\text{FeS}_2$	
Esfalerita	$\text{ZnS}$	10%
Galena	$\text{PbS}$	
Calcita	$\text{CaCO}_3$	5%

## 6.2 Balances metalúrgicos y rendimientos

En esta sección se hace la presentación de los resultados obtenidos de forma objetiva de los procesos metalúrgicos planteados en esta investigación, incluye los cálculos que se realizaron mediante expresiones matemáticas como el rendimiento o recuperación del mineral de interés, este

análisis nos permitió determinar la eficiencia o rendimiento en la recuperación de oro de los procesos metalúrgicos planteados.

### 6.2.1 Pruebas metalúrgicas de flotación

En las tablas 15, 16 y 17 se puede visualizar los resultados de rendimientos obtenidos, con estos resultados se puede determinar el método metalúrgico más eficiente, en este proceso metalúrgico flotación se estableció la realización de 3 pruebas, con malla #200. A continuación, los resultados de las pruebas realizadas:

#### Prueba de Flotación 1

En la tabla 15 se presenta los siguientes resultados obtenidos encontramos la ley de cabeza de 7,87 mg/kg, su concentrado se visualiza una ley de 15,34 mg/kg y en el relave se encuentra una ley de 2,3 mg/kg, además se observa el resultado de balance metalúrgico resultado de 5,51 mg = 5,49 mg este valor nos indica que la cantidad de masa permanece constante tiene una pérdida mínima de 2 mg dentro de la operación del proceso, por último tenemos el rendimiento cuyo valor es de 80,5%. Todos estos resultados fueron obtenidos mediante expresiones matemáticas.

**Tabla 15.** Balance metalúrgico, prueba de flotación 1

<b>Resultados</b>	
<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 mg/Kg
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,289 Kg LEY: 15,34 /ton
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,460 Kg LEY: 2,3 gr/ton
<b>BALANCE METALÚRGICO: 5,51 mg = 5,49mg</b>	
<b>RENDIMIENTO: 80,5%</b>	

#### Prueba de Flotación 2

En la tabla 16 se evidencia los siguientes resultados obtenidos encontramos la ley de cabeza de 7,87 mg/kg, su concentrado presenta una ley de 14,89 mg/kg y en el relave presenta una ley de 0,90 mg/kg, con referencia al resultado obtenido del balance metalúrgico cuyo valor es resultado de 5,51 mg = 5,42mg este valor nos indica que la cantidad de masa que entra dentro del proceso



tiene un valor de pérdida de 0,09 mg dentro de la operación del proceso, y finalmente encontramos el rendimiento cuyo valor es de 91,8%. Todos estos resultados fueron obtenidos mediante expresiones matemáticas.

**Tabla 16.** Balance metalúrgico, prueba de flotación 2

<b>Resultados</b>	
<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 g/t
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,34 Kg LEY: 14,89 mg/Kg
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,3998 Kg LEY: 0,90 mg/Kg
<b>BALANCE METALÚRGICO:</b> 5,51 mg = 5,42mg	
<b>RENDIMIENTO:</b> 91,8%	

### Prueba de Flotación 3

En la tabla 17 se evidencia los siguientes resultados. Se encontró una ley de cabeza de 7,87 mg/kg, una ley de concentrado de 11,71 mg/kg y una ley de relave de 0,5 mg/kg. Además, se observa el resultado de un balance metalúrgico de 5,51 mg = 5,15 mg, lo que indica que la cantidad de masa permanece constante con una pérdida mínima de 0.36 mg dentro de la operación del proceso. Por último, se encontró un rendimiento del 93,5% cuyo valor es el más alto comparados con los demás resultados de las pruebas realizadas. Todos estos resultados fueron obtenidos mediante expresiones matemáticas y se las puede evidenciar en el Anexo 5.

**Tabla 17.** Balance metalúrgico, prueba de flotación 3

<b>Resultados</b>	
<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 g/t
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,440 Kg LEY: 11,71 mg/Kg
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,2340Kg LEY: 0,50 mg/Kg
<b>BALANCE METALÚRGICO:</b> 5,51 mg = 5,15 mg	
<b>RENDIMIENTO:</b> 93,5%	

## 6.2.2 Pruebas metalúrgicas de cianuración

En las tablas 18 y 19 se puede observar los diferentes resultados de rendimientos empleados en las pruebas cianuración, determinándose que el valor mayor de rendimiento se refleja en la prueba 2 con una recuperación de 79,03% de oro. En relación a la segunda prueba se obtuvo un rendimiento de 76,19% de recuperación de oro.

### Prueba de Cianuración 1

En la tabla 18 se presenta los siguientes resultados obtenidos encontramos la ley de cabeza de 7,87 mg/kg, su concentrado se visualiza una ley de 2,998 mg/L y en el relave se encuentra una ley de 0,511 mg/kg, además se observa el resultado de balance metalúrgico resultado de 3,935 mg = 3,2320 mg este valor nos indica que la cantidad de masa tiene una pérdida mínima de 0,703 mg dentro de la operación del proceso, por ultimo tenemos el rendimiento cuyo valor es de 76,19%. Todos estos resultados fueron obtenidos mediante expresiones matemáticas.

**Tabla 18.** Balance metalúrgico, primera prueba de cianuración.

PRUEBA #1	
CABEZA	PESO: 0,5 Kg LEY: 7,87 mg/kg
CONCENTRADO	SOLUCIÓN: 1 L LEY: 2,998 mg/L
RELAVE	PESO: 0,458 Kg LEY: 0,511 mg/Kg
BALANCE METALÚRGICO: 3,935 mg = 3,2320 mg	
RENDIMIENTO: 76,19%	

### Prueba de Cianuración 2

En la tabla 19 se evidencia los siguientes resultados. Se encontró una ley de cabeza de 7,87 mg/kg, una ley de concentrado de 3,11 mg/L y una ley de relave de 1,10 mg/kg. Además, se observa el resultado de un balance metalúrgico de 3,935 mg = 3,5357 mg, lo que indica que la cantidad de masa permanece constante con una pérdida mínima de 0.3993 mg dentro de la operación del proceso. Por último, se encontró un rendimiento del 79,03% cuyo valor es el más

alto comparado con el resultado de la prueba 1. Todos estos resultados fueron obtenidos mediante expresiones matemáticas y se las puede evidenciar en el Anexo 5.

**Tabla 19.** Balance metalúrgico, segunda prueba de cianuración.

PRUEBA #1	
CABEZA	PESO: 0,5 Kg LEY: 7,87 mg/kg
CONCENTRADO	SOLUCIÓN: 1 L LEY: 3,11 mg/L
RELAVE	PESO: 0,387 Kg LEY: 1,10 mg/Kg
BALANCE METALÚRGICO: 3,935 mg = 3,5357 mg	
RENDIMIENTO: 79,03%	

Una vez determinado los resultados de rendimientos en laboratorio de las pruebas metalúrgicas de flotación y cianuración se pudo comparar e identificar el método más eficiente. Se realizaron tres pruebas de flotación, de las cuales la prueba número 3 logra presentar un rendimiento mayor con un valor de 93,5% de recuperación de oro (Ver tabla 17) a diferencia de las pruebas 1 y 2. En el proceso de cianuración se realizaron 2 pruebas de las cuales la prueba número 2 presenta un rendimiento de 79,03% de recuperación de oro (Ver tabla 19) a diferencia de la prueba 1. Por lo tanto, se compara y se determinar que el método metalúrgico más eficiente es la flotación con su prueba número 3 ya que presenta el mayor rendimiento en la recuperación de oro en estos dos procesos planteados.

### 6.3 Condiciones óptimas operacionales

#### 6.3.1 Flotación

Dentro de las condiciones operacionales establecidas para las 3 pruebas de flotación encontramos las siguientes variables:

##### **Tamaño de partícula**

El tamaño de partícula cuando el oro está asociado con una matriz de sulfuro, históricamente la gran parte de las plantas de beneficio consideran que la reducción de tamaño de

la partícula para tener una adecuada liberación de mineral de interés debe estar en un rango de 50% a 80% menos de 75 µm es decir en la malla 200. Para efecto de esta investigación se estableció trabajar para las tres pruebas de flotación ejecutadas con la malla 200 ( $D_{80}=72\mu\text{m}$ ) resultado obtenido del análisis granulométrico (Ver figura 21).

### **Variación de pH**

El pH óptimo para cada proceso de flotación va a depender del tipo de material y los reactivos a emplearse en el proceso, pero ello, se determina mediante pruebas específicas. Los rangos óptimos de pH en la flotación varían en un rango de 8,5 y 11. En esta investigación el pH inicial con las que realizaron los ensayos son los siguientes valores de 7,47, 7,37 y 7,28 correspondientes a las pruebas 1, 2 y 3 respectivamente, por lo que se procedió ajustar debido a que no se encontraban dentro los rangos óptimos para la ejecución de los ensayos, se empleó concentración de cal hasta obtener los siguientes resultados 10,57, 10,53 y 10,51, logrando obtener un pH adecuado encontrándose entre 8,5 a 11.

### **Variación de la concentración del colector**

Las condiciones óptimas de la variación de la concentración del colector en el proceso de flotación de minerales deben ser determinadas mediante pruebas específicas para cada mineral y reactivo utilizado en el proceso. Para efecto de esta investigación estableció los siguientes condiciones: se acondicionó 11 minutos los reactivos para las tres pruebas establecidas, para la prueba 1 se hizo uso de Z-6 como reactivo primario, Aerofloat – 208 como reactivo secundario, T de ER – 350 como espumante y silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) como depresor, en la prueba 2 se empleó Z-6 como reactivo primario, Orex 936 como reactivo secundario, Flominec GP – 02 – OIL como espumante, silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) como depresor y la prueba 3 utilizamos el Z-6 como reactivo primario, A – 404 como reactivo secundario, GP – 88 - OIL como espumante y de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) como depresor. Las 3 pruebas fueron sometidas a una duración total de 29 minutos toda la operación. En la prueba 3 se logró obtener el mayor valor con un 93,5 % de recuperación de oro, un factor para lograr este resultado es el colector Z6 que se emplea en sulfuros de hierro conteniendo oro, así mismo el A – 404 utilizado en minerales sulfurados, mineralogía presente en la zona estudio.

### **6.3.2 Cianuración**

Las condiciones de operación en las 2 pruebas de cianuración fueron las siguientes variables:

#### **Variación de pH**

Las condiciones óptimas en la variación de pH en el proceso de cianuración para la recuperación de metales preciosos dependen del tipo de mineral o concentrado de sulfuro u otra materia prima que contenga azufre. Algunos casos se han encontrado que, en las condiciones óptimas, se disuelve el 85% de oro con baja alcalinidad (10-10,5), durante 24 horas de contacto, con una fuerza de cianuro de 0,05% y un grado. Para efecto de esta investigación el pH inicial fue de 9,5 y 10,10 correspondiente a la prueba 1 y 2, la concentración de cal fue mínima de 0.1 g/l debido a que no se tuvo que ajustar el pH porque estaba dentro de los valores deseados entre 10 – 10,5. La concentración de cianuro puede empelarse a 0,5 g/l, 1,0 g/l y 1,5 g, para nuestros ensayos se estableció un 1 g/L la cual se debe mantener durante el tiempo de cianuración (24 horas).

#### **Tamaño de partícula**

El tamaño de partícula es un factor importante en el proceso de cianuración de minerales aurífero. En el proceso de cianuración el tamaño de partícula debe estar en el rango 75-95% menos malla 200 para el nivel de liberación del mineral, en nuestra investigación se trabajó con la malla 200 ( $D_{80}=72\mu\text{m}$ ).

#### **Velocidad de disolución**

La condición óptima de velocidad de disolución en el proceso de cianuración debe ser determinada mediante pruebas específicas para cada mineral aurífero y reactivos utilizados en el proceso. En general, se recomienda una velocidad entre 200 y 600 revoluciones por minuto (rpm). Para efecto de esta investigación se estableció una velocidad constante 250 (rpm). Estas variables operacionales fueron empleadas tanto en la prueba 1 y 2.

## 7. Discusión

Según la investigación de Aguilar (2014) en la recuperación de oro por concentración gravimétrica, flotación y cianuración, el propósito de la investigación es evaluar y optimizar las operaciones de esta planta, el proceso investigativo inicia con caracterizaciones físico-química y mineralógicas del mineral con el fin de evaluar el comportamiento del mineral durante los procesos metalúrgicos. Obteniendo como resultados en análisis químico una ley de 6,2 gr/ton, así mismo en cuanto al análisis físico presenta una gravedad de 2,7 gr/cm<sup>3</sup> y el análisis granulométrico el d80 del material es de 140 μm, en cuanto a caracterización mineralógica muestra similares composiciones químicas con esta investigación. Comparando los resultados, de la presente investigación se determinó una ley de 7.87 gr/ton, una gravedad específica de 2,67 gr/cm<sup>3</sup> y el análisis granulométrico el d80 del material es de 72 μm, esta investigación determina de acuerdo a los rendimientos en la recuperación de oro logrados son mayores, probablemente un parámetro para lograr valores mayores de rendimiento es el tamaño de partícula que al disminuir el tamaño incrementa el grado de liberación de oro y este a su vez presenta una mayor afinidad a reaccionar con los reactivos o su vez con el cianuro de sodio.

Según el estudio realizado por Bonilla (2019), en la flotación de granel de pirita aurífera, muestra resultados de la recuperación de oro en función del colector Z-6 agregado al 33% de sólidos en la pulpa y puede observar que al adicionar 50% menos de la dosificación de reactivos se obtiene mayor recuperación con un 85%. Relacionando esta teoría con el método de flotación realizado en la presente investigación donde se estableció parámetros como un pH alcalino 10 aproximadamente, se hizo uso del colector primario Z – 6, el material de estudio presenta cuarzo, mineral que se busca deprimir por lo que se empleó el depresor silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>) tanto para las pruebas 1,2 y 3 respectivamente. En el proceso de dosificación del espumante en la prueba 3 se utilizó el 100 g/T a diferencia de las pruebas 1 y 2 con el 75 g/T, arrojando un valor de 93,5% de rendimiento de recuperación de oro por lo que en esta investigación no está de acuerdo en reducir la cantidad de los reactivos como lo menciona Bonilla (2019), también establece que el pH en aumento de 11 afecta en el proceso de la flotación y, por lo tanto, la recuperación de mineral de interés.

La prueba 1 donde se utilizó el Z – 6 como colector primario, con la aplicación de un colector secundario Aerofloat – 208 y espumante ER – 350 se logró obtener un rendimiento de

80,5%, en la prueba 2 como colector primario Z – 6, con la aplicación de un colector secundario Orex 936 y espumante Flominec GP – 02 – OIL se logró obtener un rendimiento de 91,8% en la recuperación de oro, la diferencia es amplia siendo esta de 11,4 % en promedio, probablemente un factor es la selección y dosificación del espumante. Con los rendimientos de recuperación de oro logrados tanto en las pruebas 2 y 3 se establece que para el material de estudio es recomendable trabajar con el colector Z-6 por su mayor poder colector, se destaca en la aplicación de un pH alcalino y la superioridad del colector Z-6 en recuperaciones del mineral de interés.

Según la investigación de Aguilar (2014) en la recuperación de oro por cianuración trabajo con parámetros establecidos similares con esta investigación como: pH entre 9,5 a 11, concentración NaCN (1 g/L), con 30 min de aireación durante 24 h de logrado obtener una recuperación de oro de 44,8% con un tamaño de partícula de 140  $\mu\text{m}$ , comparando con esta investigación encontramos valores mayores en las 2 pruebas logrando obtener un rendimiento de 76,19% y 79,03% respectivamente. La diferencia se puede determinar debido al tamaño de partícula cuando se reduce el tamaño de partícula se produce una mejor liberación de oro. Además, otra situación que se puede presentar por la diferencia de valores la presencia de minerales consumidores de cianuro como minerales sulfurados de zinc, cobre y hierro, portadores de oro, que generan más reacciones de competencia para formar complejos cianurados que a su vez disminuyen la cantidad de cianuro de sodio en solución. Por lo que ese establece realizar una buena caracterización mineralogía al momento de someterlo al proceso metalúrgico de cianuración.

Las pruebas de flotación y cianuración se realizaron según la metodología descrita, y las condiciones de cada prueba y sus resultados correspondientes. Las Tablas 15, 16 y 17 se obtuvieron los siguientes rendimientos 80,5%, 91,8% y 93,5% por el método de flotación, así mismo, por el método de cianuración en las tablas 18 y 19 arrojaron los siguientes rendimientos 76,19% y 79,03% en la recuperación de oro. Esta investigación se estableció condiciones de óptimas operaciones ya que con los buenos resultados obtenidos en especial el método de flotación se menciona a continuación; se trabajó con un tamaño de partícula de 72  $\mu\text{m}$  correspondiente a la malla 200, con un pH establecido de 10,5 y el uso de los siguientes reactivos de colector primario como el Z -6, colector secundario fue A – 404, el espumante GP – 88 - OIL y depresor de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), estos parámetros dieron los mejores resultados en la prueba 3 de flotación. En relación al método de cianuración el pH deseado fue de 10 aproximadamente con una concentración de cianuro de 1,0 g/l, tamaño de partícula óptimo para una mejor recuperación de

mineral de interés fue la malla 200 ( $D_{80}=72\mu\text{m}$ ) por el nivel de liberación del mineral y se utilizó una velocidad constante 250 revoluciones por minuto (rpm).

La diferencia en cuanto al rendimiento de recuperación de oro entre los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración depende del tipo mineral y las condiciones específicas del proceso. Ambos procesos tienen sus ventajas y desventajas en el caso de la flotación es un método de concentración mineral para casi todos los minerales no ferrosos incluyendo el oro y cobre. La cianuración es un proceso usado para la recuperación de oro y plata. En general, la cianuración es más efectiva para minerales con alta ley de oro, mientras que la flotación es más efectiva para minerales con baja ley de oro. La presente investigación determinó que el método más eficiente es la flotación del material sulfurado de la zona de estudio. Se compararon resultados entre los dos métodos metalúrgicos planteados, en donde, la prueba número 3 de flotación arrojó el mayor valor correspondiente a 93,5% de rendimiento en la recuperación de oro.

La caracterización mineralógica en esta investigación se realizó análisis físico, químico y mineralógico, influyen en la identificación de la composición mineralógica y su distribución en la muestra de estudio, para mejorar la recuperación de oro dentro de los procesos de flotación y cianuración. Los resultados obtenidos mediante los análisis físicos fueron gravedad específica cuyo valor es de  $2.667 \text{ gr/cm}^3$  este resultado nos permite influir en la selectividad del proceso de flotación al afectar la capacidad de los minerales para flotar o hundirse en la pulpa mineral. También se realizó análisis granulométrico obtenido como resultado un  $D_{80}$  diámetro correspondiente al 80% acumulado de material pasante en la curva y el tamaño de partícula correspondiente a  $72 \mu\text{m}$ , encontrándose entre la malla #200, este resultado en el proceso de flotación influye en la recuperación de oro ya que presenta dos pruebas con rendimientos altos, en cuanto al proceso de cianuración influye en la velocidad de disolución de oro, en este proceso son bajas las recuperaciones de oro en sus pruebas, posiblemente por la formación de cianidas o minerales refractarios como la pirita, que son compuestos que pueden degradar el cianuro y reducir la eficiencia del proceso de cianuración. Análisis químicos se determinó la ley de cabeza cuyo valor es de  $7.87 \text{ gr/Ton}$ , este resultado se considera una concentración moderada o baja, influye en las variables operativas y en la selección de los reactivos y dosis utilizadas en los procesos metalúrgicos para mejorar las recuperaciones. Por último, mediante el análisis de fluorescencia de rayos X y el análisis mineralógico de la lámina delgada con los resultados obtenidos nos



permitieron corroborar similitudes mineralógicas y el tamaño de grano que se detallan más aun con el porcentaje de precio de cada elemento en los siguientes minerales: cuarzo, hornblenda, sericita, pirita, esfalerita, galena, estos análisis influyen en los procesos metalúrgicos planteados ya que proporcionan información sobre la distribución y presencia de los minerales portadores del metal de interés, con esta información se logra optimizar los procesos como la selección de reactivos y dosis utilizadas, así como también se determina las condiciones óptimas de la conminución.

El rendimiento más eficiente para la recuperación de oro del material de mina de la zona de estudio, mediante el análisis e interpretación de los balances metalúrgicos en este caso es la flotación con su prueba número 3, donde se obtuvo el mayor valor correspondiente a 93,5% de rendimiento en la recuperación oro, uno de los factores para logra este resultado en el tamaño de partícula cuyo valor es de 72  $\mu\text{m}$ , en general se ha encontrado que la ley de mineral más alta en flotación se encuentra entre 40 y 80  $\mu\text{m}$ , lo que implica que reducciones de partículas fuera de este rango pueden disminuir la eficiencia del proceso.

Las condiciones operativas establecidas en los procesos metalúrgicos de flotación y cianuración influyen en la eficiencia y la recuperación del mineral de interés. En el proceso de flotación las condiciones óptimas se logran a través de un adecuado acondicionamiento de la Pulpa mineral con la selección y dosificación de los reactivos como los colectores, espumantes, depresores que ayudan con la selectividad del proceso y la adsorción del colector en las partículas destinadas a la recuperación. Para este caso de estudio se estableció un tamaño de partícula de 72  $\mu\text{m}$  correspondiente a la malla 200, variación de pH con un promedio de 10,5, estos valores se encuentra dentro los rangos establecidos como óptimos de acuerdo a una gran parte de las plantas industriales y finalmente tenemos la variación de la concentración de colector donde se acondicionó 11 minutos los reactivos para las tres pruebas establecidas, prueba 1 se hizo uso de Z-6 (100g/t) como reactivo primario, Aerofloat – 208 (50g/t) como reactivo secundario, T de ER – 350 (75g/t) como espumante y silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) (250g/t) como depresor, en la prueba 2 se empleó Z-6 (100g/t) como reactivo primario, Orex 936 (50g/t) como reactivo secundario, Flominec GP – 02 – OIL (75g/t) como espumante, silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) (250g/t) como depresor y la prueba 3 utilizamos el Z-6 (75g/t) como reactivo primario, A – 404 (100g/t) como reactivo secundario, GP – 88 – OIL (100g/t) como espumante y de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ) (250g/t) como depresor. En cuanto al proceso de cianuración las condiciones óptimas de operación

se establecen variación de pH, concentración de cianuro, tamaño de partícula y velocidad de disolución, son variantes que pueden afectar tanto en la disolución de oro y eficiencia del proceso. En este proceso se estableció un pH promedio de 9.8 encontrándose dentro del rango deseado, se empleó una concentración de cianuro de un 1 g/L, también se hizo uso de un tamaño de partícula de 72  $\mu\text{m}$  correspondiente a la malla 200, referente a la velocidad de dilución en algunos casos se recomienda una velocidad entre 200 y 600 revoluciones por minuto (rpm), en nuestro estudio se determinó una velocidad constante 250 (rpm).

## 8. Conclusiones

La presente investigación concluye que el método más eficiente entre los procesos metalúrgicos planteados es la flotación para el material sulfurado de mina “San Juan” correspondiente al distrito minero Portovelo – Zaruma. Se compararon los resultados obtenidos entre los dos métodos metalúrgicos (flotación y cianuración), en donde, la prueba número 3 de flotación arrojó el mayor valor correspondiente a 93,5% de rendimiento en la recuperación oro.

Con los rendimientos de recuperación de oro logrados en las pruebas número 2 y 3 de flotación se establece que para el material de estudio se debe trabajar con el colector Z-6 por su mayor poder colector, se destaca en la aplicación de un pH alcalino y la superioridad del colector Z-6 en recuperaciones del mineral de interés

El análisis químico mediante el ensayo de Fluorescencia de rayos X nos permite conocer a través del método Mining Ligth Elements los elementos mayoritarios presentes en la muestra de la mina San Juan, los mismos que se mencionan a continuación; SiO<sub>2</sub> (32,9%), CaO (43,3%), siendo estos los principales componentes del material analizado, así como también se obtuvo en menores proporciones el Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (12,4%), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (3,296%), S (1,63%), P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (0,99%), K<sub>2</sub>O (1,27%) y por ultimo ZnO (2,80%). Estos resultados se pudieron corroborar mediante el análisis e interpretación de la lámina delgada obteniendo similitudes mineralógicas con los siguientes minerales y porcentajes: Cuarzo (15%), Hornblenda (50%), Sericita (20%), Pirita, Esfalerita, Galena (15%), Clacita (5%).

La determinación del material de mina San Juan referente a la ley de cabeza de oro mediante el análisis químico e ICP nos permitió obtener el siguiente resultado promedio de 7,87 gr/t.

Al disminuir el tamaño de partícula malla 200 (72µm) incrementa el grado de liberación de oro y este a su vez presenta una mayor afinidad a reaccionar con reactivos y al cianuro de sodio, con lo que se aumenta la recuperación de oro.

Para que el proceso de flotación sea más selectivo se busca deprimir el mineral cuarzo presente en la muestra de estudio para ello se utilizó el depresor silicato de sodio (Na<sub>2</sub>SiO<sub>3</sub>) tanto en las pruebas 1, 2 y 3

El ensayo metalúrgico de flotación con la respectiva selección y dosificación de reactivos para la óptima recuperación de Au se obtuvo los siguientes rendimientos en la prueba 1 de flotación 80,5%, la prueba 2 de flotación 91,8% y la prueba 3 de flotación de 93,5%. En el ensayo metalúrgico de cianuración se logró obtener los siguientes rendimientos de 76,19 % en la primera prueba y 79,03 % en la segunda prueba.

En los procesos metalúrgicos se hizo uso de los siguientes parámetros; en el proceso de flotación las pruebas fueron realizadas con un tamaño de partícula correspondiente a un  $D_{80}$  de 72  $\mu\text{m}$  o malla 200, correspondiente a un tiempo de molienda de 35 minutos en 3 fracciones de acondicionamiento de flotación con un tiempo estimado de 29 minutos, se utilizó colectores como Z – 6, A – 208, Ores – 936, A – 404, espumantes como ER – 350, GP – 02 -OIL, GP – 880 – OIL y el depresor de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), con un pH entre 10 – 11. Referente al proceso de cianuración las pruebas fueron ejecutadas con un tamaño de partícula correspondiente a un  $D_{80}$  de 72  $\mu\text{m}$  o malla 200, con un pH entre 10 – 10,5, además, una concentración de cianuro de un 1 g/L y se estableció una velocidad constante 250 revoluciones por minuto (rpm).

## **9. Recomendaciones**

Se recomienda seguir el proceso de flotación con los parámetros establecidos, utilizando como colector primario Z-6, pH alcalino, y el depresor silicato de sodio para obtener la óptima recuperación de oro del material de la mina "San Juan".

Considerar métodos complementarios: Además de la flotación y la cianuración, se podrían explorar otros métodos metalúrgicos para maximizar la recuperación del mineral de interés. Investigar técnicas como separación magnética podría proporcionar alternativas adicionales para mejorar la eficiencia del proceso.

Investigar técnicas de pretratamiento: Considerando que la ley de cabeza es relativamente baja, puede ser beneficioso investigar técnicas de pretratamiento, como la trituración o molienda fina, para liberar más eficientemente el mineral de interés y mejorar su concentración en la muestra.

## 10. Referencias

- Araúz, M. d. (2016). *Laboratorio de Láminas Delgadas*. Obtenido de Facultad de Geología y Petróleos- Escuela Politécnica Nacional: <https://fgp.epn.edu.ec/index.php/lab-geo/186-laboratorio-de-laminas-delgadas#:~:text=Las%20l%C3%A1minas%20delgadas%20o%20secciones,recubiertas%20con%20un%20cobre%20objetos>.
- Arias, D. S. (2019). “*Optimización de la Flotación de la Molibdenita Fina Utilizando Óxido de Polietileno*.”.(Informe de memoria para Ingeniero Civil Metalúrgico). Universidad de Concepción.[http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/3451/6/Tesis\\_Optimizacion\\_de\\_la\\_flotacion\\_de\\_molibdenita%20Image.Marked.pdf](http://repositorio.udec.cl/bitstream/11594/3451/6/Tesis_Optimizacion_de_la_flotacion_de_molibdenita%20Image.Marked.pdf)
- BCE. (2015). *Sector minero Cartilla Informativa*. 2(4). <https://doi.org/10.29057/esat.v2i4.1469>
- Beatriz Pardave, y Juan Ramos. (2017). *Cianuración por Agitación de Minerales Oxidos y Sulfuros a Nivel de Laboratorio para la Extracción de Oro y Plata en la Planta Concentradora Carolina S.A.C.* (Tesis de Ingeniería Metalúrgica). Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión”. Huacho - Perú
- Bonilla, W. R. (2009). *Metalogenia del distrito minero Zaruma-Portovelo, República del Ecuador*. 219.(Tesis de Doctorado). Universidad de Buenos Aires. Buenos Aires.
- Bravo G, A. (2004). *Manual de Flotacion*. Planta Concentradora - Casapalca, 1–39. Obtenido de: <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-nacional-del-centro-del-peru/quimica/manual-flotacion-minerales/9038559>
- Carrión, G. (2010). “*Estudio Mineralógico para la Determinación de Oro Refractario en los Distritos Mineros de Portovelo, Bella Rica y San Gerardo*.” 95.(Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja
- Coronel, J. E. R. (2018). *Validación del Software Basegrain 2.2 de la Escuela Politécnica Federal de Zúrich para Determinar la Granulometría del Lecho de los Ríos en Ecuador*. 61. (Tesis de Ingeniería). Univeridad de Cuenca. Cuenca

- Davenport W.G, King M, Schlesinger M y Biswas A.K. (2002). *Extractive Metallurgy of Copper*. (4th. Ed.). Oxford, UK: Pergamon
- Echaccaya, E. F. D. L. C. (2018). *Fluorescencia de rayos X y su aplicación en la determinación de elementos químicos en determinadas muestras*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 56.
- Flores, J. (2005). *Flotacion de minerales*. Universidad Autonoma "Tomás Frías!". Bolivia, Potosí
- Flores, J. A. (1992). *Metodologia Teorica-Practica para la Obtencion de Metales Preciosos por Medio de la Cianuracion*.
- Fuerstenau, & Miller. (1967). *The Role of the Hydrocarbon Chain in Anionic Flotation of Calcite*. June, 73–75.
- Iñiguez, J. (2019). *Pruebas comparativas de flotación, cianuración y concentración gravimétrica centrífuga en la recuperación de oro de material del Proyecto Sangola, Parroquia Chito-Zamora Chinchipe*. (Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja 105.
- Instituto de Investigación Geológico y Energético. (2020). “*Análisis químico para la determinación de oro*” por el método de ensayo al fuego. Dirección de Servicios Especializados, 1–14. [https://www.geoenergia.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/instructivo\\_analisis\\_quimico\\_para\\_la\\_determinacion\\_de\\_oro\\_por\\_el\\_metodo\\_de\\_ensayo\\_al\\_fuego\\_2020.pdf](https://www.geoenergia.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/06/instructivo_analisis_quimico_para_la_determinacion_de_oro_por_el_metodo_de_ensayo_al_fuego_2020.pdf)
- Leon, B. (2017). *Flotación del material de la Concesión MM, del condominio sur, Nambija*. (Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja.105.
- Litherland, M., Aspden, J. A., & Jemielita, R. A. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador*. 1–23.
- Moya, R. (2022). *Diseño de una Planta de Concentración por Flotación de Calcopirita con Depresores Biodegradables de Pirita*. (Tesis de Ingeniería). Escuela Politécnica Nacional. Quito.

- Paladines, Pensilvania (2005). *Los Recursos No Renovables del Ecuador: Base para la Planificación y Ordenamiento*. Quito, Ecuador: Editorial Universitaria.
- Paz, J. (2002). “*Estudio de la Implementación de Adsorción en Carbón en Pulpa como Complemento de la Planta de Cianuración Marañon para la Compañía Minera Poderosa S.A.*” [http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/761/1/T026\\_73137694\\_T.pdf](http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/761/1/T026_73137694_T.pdf)
- Perry. (2001). *Manual del Ingeniero Químico*.
- Pratt, W. T., Figueroa, J. F., y Flores, B. G., 1997, *Geology of the Cordillera Occidental of Ecuador between 3°00' and 4°00'S: Proyecto de Desarrollo Minero y Control Ambiental (PRODEMINCA)*, Programa de Información Cartográfica y Geología (PICG), CODIGEM-BGS, Report no. 1, 153 p.
- Romero, A. A., y Flores, S. L. (2009). *La Influencia de la Velocidad de Agitación en la Lixiviación Dinámica de Minerales Alterados. The influence of the velocity of agitation in the dynamic leaching of altered minerals*. Revista Del Instituto de Investigaciones FIGMMG, 12(2009), 133–140. file:///C:/Users/Hp/Documents/a14v12n24.pdf
- Suarez, C. D. (2019). *Estudio del Efecto de la Distribución de Tamaños de Burbuja en la Flotación de Mineral Procedente de Chinapintza, al Variar el Tipo de Colector de Flotación*. (Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja. 105.
- Toledo, I. C. A. (2011). “*Comportamiento del Mineral de Skarn Aurífero del Yacimiento Fortuna I. A. Ensayos de Lixiviación Con Cianuro, de la Compañía Minera Fortuna Gold Mining Corporation, Ubicada en San Carlos de las Minas, Distrito Minero Nambija.*” (Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja. 80.
- Vargas, M. Á. (2016). *Concentración de Minerales*. Universidad San Luis de Gonzaga.
- Vergara, A. B. (2019). “*Concentración de Oro Mediante Flotación en Columna.*” Universidad Del Azuay, 1–145. <http://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/6819/1/07260.pdf>
- Wills, B.A. y Napier-Munn, T.J. (2007). *Wills' Mineral Processing Technology*. (7th. Ed.). Canberra, Australia: Elsevier



Zuquilanda, J. F. (2022). *Pruebas Comparativas para Recuperación de Oro, Mediante Parámetros Fijos de Flotación y Concentración Gravimétrica Centrífuga del Material de Mina San Josemin, Cantón Chinchipe, Parroquia Zumba, Sector Bellavista, rovincia Zamora Chinchipe.* (Tesis de Ingeniería). Universidad Técnica Particular de Loja. Loja. 86.

## 11. Anexos

### Anexo 1. Cálculo de gravedad específica por el método del picnómetro

$$G = \frac{M - P}{W + (M - P) - S}$$

Donde:

G= Gravedad específica

P= Peso picnómetro vacío

W= Peso picnómetro + agua destilada

M= Peso picnómetro + muestra

S= Peso picnómetro + muestra + agua destilada

#### Tabla A1

*Datos y resultados del ensayo de gravedad específica*

N°	Picnómetro vacío (P)	P + muestra (M)	P + agua (g) (W)	P + Agua + muestra (S)	Peso Específico (G)
1	19,80	21,10	29,90	30,70	2,60
2	19,80	22,48	29,90	31,60	2,73
<b>Promedio</b>					<b>2,667</b>

#### Ensayo 1

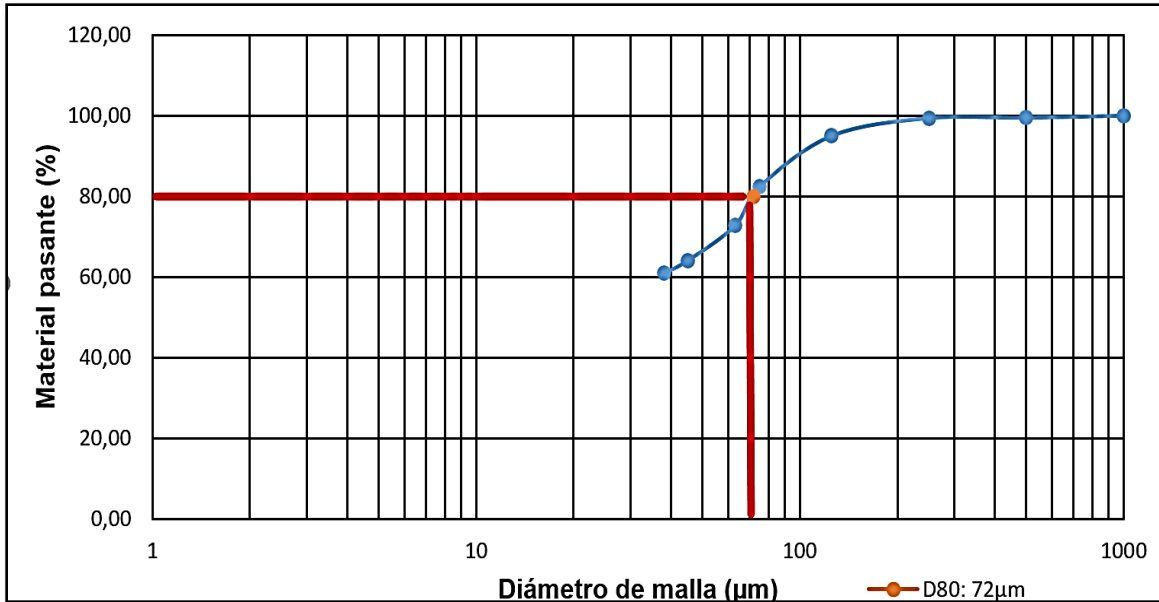
$$G = \frac{21,10 - 19,80}{29,90 + (21,10 - 19,80) - 30,70} = 2,60$$

#### Ensayo 2

$$G = \frac{22,48-19,80}{29,90+(22,48-19,80)-31,60} = 2,73$$

## Anexo 2. Análisis granulométrico

N° TAMÍZ	DÍAMETRO	W TAMÍZ	W TAMÍZ + MUESTRA	PESO RETENIDO	PESO %	RETENIDO ACUMULADO %	MATERIAL PASANTE %
18	1000	288,5	288,5	0	0,000	0,000	100,00
35	500	314,96	316,22	1,26	0,516	0,516	99,48
60	250	238,71	238,9	0,19	0,078	0,594	99,406
120	125	280,84	291,63	10,79	4,420	5,014	94,986
200	75	266,12	296,84	30,72	12,583	17,597	82,403
230	63	274,9	298,38	23,48	9,618	27,215	72,785
325	45	218,08	239,21	21,13	8,655	35,870	64,130
400	38	264,96	272,52	7,56	3,097	38,967	61,033
FONDO		358,64	360,16	1,52	0,623	39,590	60,410
LAMAS				147,48	60,410		
TOTAL				244,13	100	100,000	



Interpolación para calcular el D80:

# MALLA	µm	%
200	75	82,403
	X	80
230	63	72,785

### Anexo 3. Determinación de ley de cabeza

Crisol	Peso muestra	Peso Au	Ley de Au	Ley de Au promedio
1	30 g	0.0002425	8.083	7.875
2	30 g	0.00023	7.667	

$$\text{Ley de Au} = \frac{10^6 \times \text{Peso de Au}}{\text{Peso muestra}}$$

- $Ley\ de\ Au = \frac{10^6 \times 0,0002425\ g}{30\ g} = 8.083\ g/T$
- $Ley\ de\ Au = \frac{10^6 \times 0,00023\ g}{30\ g} = 7.667g/T$

**Anexo 4.** Cálculos para la dosificación de los reactivos utilizados en flotación.

Cálculo de las diferentes dosificaciones con respecto a los reactivos utilizados en flotación.

$$Dosificación\ de\ reactivos\ (g) = \frac{X.W.F}{P}$$

Dónde:

X= Concentración del reactivo

W= Peso de muestra a flotar

F= Factor de disolución

P= Pureza del reactivo

### Colectores

$$Dosificación\ de\ Colector\ z-6(g) = \frac{100\ \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$Dosificación\ del\ Colector\ z-6(g) = 0,075g$$

$$Dosificación\ de\ Colector\ Aer-208(g) = \frac{50\ \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$Dosificación\ del\ Colector\ Aer-208(g) = 0,00375g$$

$$Dosificación\ de\ Colector\ z-6(g) = \frac{100\ \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$Dosificación\ del\ Colector\ z-6(g) = 0,075g$$

$$Dosificación\ de\ Colector\ z-6(g) = \frac{100\ \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$Dosificación\ del\ Colector\ z-6(g) = 0,075g$$

$$\text{Dosificación Colector }_{orex-936}(g) = \frac{50 \frac{g}{t} \times 100 \times 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Colector Xantato }_{orex-936}(g) = \mathbf{0,0375g}$$

$$\text{Dosificación de Colector }_{z-6}(g) = \frac{75 \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación del Colector }_{z-6}(g) = \mathbf{0,056g}$$

$$\text{Dosificación Colector }_{A-404}(g) = \frac{100 \frac{g}{t} \times 100 \times 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Colector Xantato }_{A-404}(g) = \mathbf{0,0075g}$$

### Espumante

$$\text{Dosificación Espumante }_{ER-350}(g) = \frac{75 \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Espumante }_{GP-88\text{-oil}}(g) = \mathbf{0,056g}$$

$$\text{Dosificación Espumante }_{GP-012\text{-oil}}(g) = \frac{75 \frac{g}{t} \times 750g * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Espumante }_{GP-012\text{-oil}}(g) = \mathbf{0,056g}$$

$$\text{Dosificación Espumante }_{GP-88\text{-oil}}(g) = \frac{100 \frac{g}{t} \times 750g * 10^{-6}}{1}$$

$$\text{Dosificación Espumante }_{GP-88\text{-oil}}(g) = \mathbf{0,075g}$$

### Depresor

$$\text{Dosificación Silicato de Sodio }_{Na_2SiO_3}(g) = \frac{250 \frac{g}{t} \times 750g \times 10^{-6}}{0,429}$$

$$\text{Dosificación Silicato de Sodio }_{Na_2SiO_3}(g) = \mathbf{0,437g}$$

### Anexo 5. Balances metalúrgicos, pruebas de flotación

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

$$\text{Peso muestra} \times \text{ley Au} = \text{Volumen solución} \times \text{ley Au} + \text{Peso relave} \times \text{ley Au}$$

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

## Flotación 1

### *Balance metalúrgico prueba flotación 1*

<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 mg/Kg
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,289 Kg LEY: 15,34 mg/Kg
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,460 Kg LEY: 2,300 mg/Kg

Cabeza

$$E = \text{Ley de Au} \times \text{Peso de muestra}$$

$$E = 7,87 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} \times 0,70 \text{ Kg} = 5,51 \text{ mg de Au}$$

Concentrado

$$E = 15,34 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} \times 0,289 \text{ Kg} = 4,43 \text{ mg de Au}$$

Relave

$$E = 2,30 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} \times 0,460 \text{ Kg} = 1,058 \text{ mg de Au}$$

Balance metalúrgico

$$E = S$$

$$E = C + R$$

$$5,51 \text{ mg de Au} = 4,43 \text{ mg de Au} + 1,058 \text{ mg de Au}$$

$$5,51 \text{ mg de Au} \approx 5,49 \text{ mg de Au}$$

Rendimiento

$$R = \frac{C}{E} * 100$$

$$R = \frac{4,43 \text{ mg}}{5,51 \text{ mg}} * 100 = \underline{\underline{80,5\%}}$$

## Flotación 2

*Balance metalúrgico, prueba de flotación 2*

<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 mg/Kg
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,3400 Kg LEY: 14,89 mg/Kg
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,3998 Kg LEY: 0,900 mg/Kg

Cabeza

$$E = \text{Ley de Au} * \text{Peso de muestra}$$

$$E = 7,87 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,70 \text{ Kg} = 5,51 \text{ mg de Au}$$

Concentrado

$$E = 14,89 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,3400 \text{ Kg} = 5,06 \text{ mg de Au}$$

Relave

$$E = 0,900 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,3998 \text{ Kg} = 0,036 \text{ mg de Au}$$

Balance metalúrgico

$$E = S$$

$$E = C + R$$

$$5,51 \text{ mg de Au} = 5,06 \text{ mg de Au} + 0,036 \text{ mg de Au}$$

$$\underline{\underline{5,51 \text{ mg de Au} \approx 5,42 \text{ mg de Au}}}$$

Rendimiento



$$R = \frac{C}{E} * 100$$

$$R = \frac{5,06 \text{ mg}}{5,51 \text{ mg}} * 100 = \underline{\underline{91,8\%}}$$

### Flotación 3

*Balance metalúrgico, prueba de flotación 3*

<b>CABEZA</b>	PESO: 0,70 Kg LEY: 7,87 mg/Kg
<b>CONCENTRADO</b>	PESO: 0,440 Kg LEY: 11,71 mg/Kg
<b>RELAVE</b>	PESO: 0,2340 Kg LEY: 0,50 mg/Kg

Cabeza

$$E = \text{Ley de Au} * \text{Peso de muestra}$$

$$E = 7,87 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,70 \text{ Kg} = 5,51 \text{ mg de Au}$$

Concentrado

$$E = 11,71 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,440 \text{ Kg} = 5,15 \text{ mg de Au}$$

Relave

$$E = 0,2340 \frac{\text{mg}}{\text{Kg}} * 0,50 \text{ Kg} = 0,1166 \text{ mg de Au}$$

Balance metalúrgico

$$E = S$$

$$E = C + R$$

$$5,51 \text{ mg de Au} = 5,15 \text{ mg de Au} + 0,1166 \text{ mg de Au}$$

$$\underline{\underline{5,51 \text{ mg de Au} \approx 5,27 \text{ mg de Au}}}$$

Rendimiento

$$R = \frac{C}{E} * 100$$

$$R = \frac{5,15 \text{ mg}}{5,51 \text{ mg}} * 100 = \underline{\underline{93,5\%}}$$

## Anexo 6. Balances metalúrgicos, pruebas de cianuración

### Cianuración 1

CABEZA	PESO: 0,5 Kg
	LEY: 7,87 mg/Kg
CONCENTRADO	SOLUCIÓN: 1 L
	LEY: 2,998 mg/L
RELAVE	PESO: 0,458 Kg
	LEY: 0,511 mg/Kg

$$E = S + R$$

$$0,5 \text{ Kg} \times 7,87 \text{ mg/kg} = (1 \text{ L} \times 2,998 \text{ mg/L}) + (0,458 \text{ Kg} \times 0,511 \text{ mg/kg})$$

$$3,935 \text{ mg de Au} = 2,998 \text{ mg} + 0,2340 \text{ mg}$$

$$3,935 \text{ mg de Au} = 3,2320 \text{ mg de Au.}$$

### RENDIMIENTO

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

$$R = \frac{2,998 \text{ mg}}{3,935 \text{ mg}} \times 100$$

$$R = 76,19\%$$

### Cianuración 2

CABEZA	PESO: 0,5 Kg
	LEY: 7,87 mg/Kg
CONCENTRADO	SOLUCIÓN: 1 L
	LEY: 3,11 mg/L

---

RELAVE

PESO: 0,387 Kg

LEY: 1,10 mg/Kg

---

$$E = S + R$$

$$0,5 \text{ Kg} \times 7,87 \text{ mg/kg} = (1 \text{ L} \times 3,11 \text{ mg/L}) + (0,387 \text{ Kg} \times 1,10 \text{ mg/kg})$$

$$3,935 \text{ mg de Au} = 3,11 \text{ mg} + 0,4257 \text{ mg}$$

$$3,935 \text{ mg de Au} = 3,5357 \text{ mg de Au.}$$

### RENDIMIENTO

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

$$R = \frac{3,11 \text{ mg}}{3,935 \text{ mg}} \times 100$$

$$R = 79,03\%$$

**Anexo 7.** Certificado de traducción del resumen.



Mg. Yanina Quizhpe Espinoza  
Licenciada en Ciencias de Educación mención Inglés  
Magister en Traducción y mediación cultural

Celular: 0989805087  
Email: [yaniges@icloud.com](mailto:yaniges@icloud.com)  
Loja, Ecuador 110104

Loja, 2 de junio de 2023

Yo, Lic. Yanina Quizhpe Espinoza, con cédula de identidad 1104337553, docente del Instituto de Idiomas de la Universidad Nacional de Loja, y certificada como traductora e interprete en la Senescyt y en el Ministerio de trabajo del Ecuador con registro **MDT-3104-CCL-252640**, certifico:

Que tengo el conocimiento y dominio de los idiomas español e inglés y que la traducción del resumen del trabajo de investigación **Análisis comparativos de flotación y cianuración en la recuperación de oro de material de mina San Juan, cantón y parroquia Portovelo, provincia El Oro**, cuya autoría del estudiante Alexander Agustín Medina Toledo con cédula 1900611037, es verdadero y correcto a mi mejor saber y entender.

Atentamente

YANINA  
BELEN  
QUIZHPE  
ESPINOZA  
Firmado digitalmente por YANINA BELEN QUIZHPE ESPINOZA  
Fecha: 2023.06.02 13:28:55 -05'00'

Yanina Quizhpe Espinoza.

**Traductora freelance**