



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y**  
**METALÚRGICA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**



**“OPTIMIZACIÓN DE LA RECUPERACIÓN DE ORO  
APLICANDO EL MÉTODO DE AGITACIÓN MEDIANTE  
UNA OXIDACIÓN PRELIMINAR A NIVEL  
LABORATORIO EN LA EMPRESA CORI PUNO S.A.C.”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. EDINSON EDER PERALTA VEGA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO METALURGISTA**

**PUNO – PERÚ**

**2021**



## DEDICATORIA

*El presente trabajo de grado va dedicado principalmente a Dios, quien como guía estuvo presente en el caminar de mi vida, bendiciéndome y dándome fuerzas para continuar con mis metas trazadas sin desfallecer.*

*A mi madre Flora, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional sin importar nuestras diferencias de opiniones.*

*A la memoria de mi padre Darío, a pesar de nuestra distancia física, siento que estás conmigo siempre y aunque nos faltaron muchas cosas por vivir juntos, sé que este momento hubiera sido tan especial para ti como lo es para mí.*

*A mi esposa por su apoyo y paciencia en este proyecto de estudio.*

*A mis hermanos(as), por compartir momentos significativos conmigo y por estar siempre dispuestos a escucharme y ayudarme en cualquier momento.*

**Edinson Eder Peralta Vega**



## AGRADECIMIENTO

*Me faltan páginas para agradecer a las personas que se han involucrado en la realización de estetrabajo, sin embargo, merecen reconocimiento especial mi Madre Flora y mi Padre Darío que con su esfuerzo y dedicación me ayudaron a culminar mi carrera universitaria. Asimismo, agradezco infinitamente a mis Hermanos que con sus palabras me hacían sentir orgulloso de lo que soy y de lo que les puedo enseñar. Agradezco a mi director de Tesis, que gracias a sus consejos, experiencia y correcciones hoy puedo culminar este trabajo de investigación. A los Ingenieros que, con su sabiduría, conocimiento y apoyo, motivaron a desarrollarme como persona y profesional en la Universidad Nacional del Altiplano - Puno.*

**Edinson Eder Peralta Vega**



# ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTO**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**RESUMEN**

**ABSTRACT**

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

<b>PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>1</b>
<b>1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....</b>	<b>1</b>
1.1.1. Descripción del problema .....	1
1.1.2. Formulación del problema .....	2
<b>1.2. JUSTIFICACIÓN .....</b>	<b>2</b>
<b>1.3. OBJETIVOS .....</b>	<b>3</b>
1.1.3. Objetivos generales .....	3
1.1.4. Objetivos específicos .....	3
<b>1.4. HIPÓTESIS .....</b>	<b>3</b>
1.1.5. Hipótesis general.....	3
1.1.6. Hipótesis específica .....	4



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LA LITERATURA

<b>2.1. ANTECEDENTES DEL PROYECTO .....</b>	<b>5</b>
2.1.1. Internacionales .....	5
2.1.2. Nacionales .....	5
2.1.3. Locales .....	6
<b>2.2. BASES TEÓRICAS .....</b>	<b>7</b>
2.2.1. Exploración .....	7
2.2.2. Minado .....	7
2.2.3. Yacimientos Auríferos .....	8
2.2.4. Chancado.....	10
2.2.5. Molienda .....	12
2.2.6. Flotación .....	13
2.2.7. Tratamiento de Minerales refractarios de oro .....	14
2.2.8. Factores Que Afectan La Flotación .....	14
2.2.9. Reactivos.....	15
2.2.10. Cianuración .....	16
2.2.11. Cianuración Por Agitación .....	16
2.2.12. Agitación Mecánica.....	17
2.2.13. Agitación Neumática.....	18
2.2.14. Reactivos .....	21
2.2.15. Condiciones.....	21
2.2.16. Oxidación .....	22



## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

<b>3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>28</b>
3.1.1. Población.....	29
3.1.2. Muestra .....	29
3.1.3. Técnica de recolección de muestras.....	30
3.1.4. Variables operacionales .....	31
<b>3.2. ACTUALES CONDICIONES DE OPERACIÓN EN LA PLANTA     UNTUCA.....</b>	<b>31</b>
3.2.1. Chancado.....	32
3.2.2. Molienda – Gravimetría.....	34
3.2.3. Flotación .....	37
3.2.4. Filtrado.....	38
3.2.5. Balance de materia.....	39
<b>3.3. DESARROLLO EXPERIMENTAL .....</b>	<b>39</b>
3.3.1. Método de Caracterización de los Concentrados.....	40
3.3.2. Diseño de Pruebas Experimentales.....	46
3.3.3. Pruebas experimentales de cianuración con previa oxidación.....	47
3.3.4. Cálculos necesarios en la experimentación.....	50
3.3.5. Prueba de cianuración por Agitación con previa oxidación .....	51
3.3.6. Pruebas experimentales de cianuración sin previa oxidación.....	53

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

<b>4.1. OXIDACIÓN PRELIMINAR.....</b>	<b>54</b>
<b>4.2. LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN PARA GRUPO 1.....</b>	<b>58</b>



4.2.1. Tablas de condiciones operativas y resultados para cada prueba .....	59
<b>4.3. LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN PARA GRUPO 2.....</b>	<b>68</b>
<b>4.4. ANÁLISIS ECONÓMICO .....</b>	<b>72</b>
4.4.1. Cálculo de costo de equipos.....	74
4.4.2. Cálculo de costo de reactivos de lixiviación.....	74
4.4.3. Proyección económica de posibles beneficios .....	75
<b>V. CONCLUSIONES.....</b>	<b>77</b>
<b>VI. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>78</b>
<b>VII. REFERENCIAS.....</b>	<b>79</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>81</b>

**Área:** Metalurgia Extractiva  
**Tema:** Hidrometalurgia

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 15 noviembre de 2021



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b>	Circuito de Chancado. ....	25
<b>Figura 2.</b>	Molino de bolas .....	26
<b>Figura 3.</b>	Proceso de Flotación.....	28
<b>Figura 4.</b>	Tanque de Agitación mecánica para Lixiviación .....	31
<b>Figura 5.</b>	Tanque Pachuca con columna centro completa.....	34
<b>Figura 6.</b>	Tanque Pachuca de elevación con aire libre.....	35
<b>Figura 7.</b>	Diagrama de Bloque Metodológico.....	43
<b>Figura 8.</b>	Muestreo mediante el uso de sondas .....	44
<b>Figura 9.</b>	Diagrama de flujo del circuito de Chancado .....	48
<b>Figura 10.</b>	Diagrama de flujo (Molienda – Gravimetría).....	49
<b>Figura 11.</b>	Diagrama de Flujo Flotación y Filtrado.....	52
<b>Figura 12.</b>	Intercrecimiento de oro nativo (Au), arsenopirita (apy) y lollingita - Aumento 968x.(lol). ....	56
<b>Figura 13.</b>	Intercrecimiento lateral de oro nativo (Au), arsenopirita (apy) y lollingita - Aumento866x .....	56
<b>Figura 14.</b>	Intercrecimiento de oro nativo (Au) incluido en matriz de arsenopirita (apy) y lollingita (lol) - Aumento 1030x.....	57
<b>Figura 15.</b>	Fotomicrografía 1 .....	59
<b>Figura 16.</b>	Fotomicrografía 2 .....	59
<b>Figura 17.</b>	Fotomicrografía 3 .....	60
<b>Figura 18.</b>	Distribución en bloques de las pruebas en laboratorio para grupo 1.....	61
<b>Figura 19.</b>	Equipo de Oxidación Preliminar .....	64



<b>Figura 20.</b>	Consumo de Reactivos para la oxidación Preliminar .....	71
<b>Figura 21.</b>	Consumo y Recuperación para la Lixiviación por Agitación.....	72
<b>Figura 22.</b>	Recuperación después de la Cianuración en función de la granulometría	80
<b>Figura 23.</b>	Resumen de cinética de cianuración de pruebas – grupo 1 .....	82
<b>Figura 24.</b>	Porcentaje de recuperación de prueba 1 – grupo 2.....	84
<b>Figura 25.</b>	Porcentaje de recuperación de prueba 2 – grupo 2.....	86



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables de Operación .....	45
Tabla 2 Variables y parámetros de operación, chancado primario .....	46
Tabla 3 Variables y parámetros de operación, chancado secundario.....	47
Tabla 4 Variables y parámetros de operación, chancado terciario.....	47
Tabla 5 Principales parámetros y variables de control, sección molienda - gravimetría..	50
Tabla 6 consumo de reactivos promedios .....	51
Tabla 7 Balance de materia. ....	53
Tabla 8 Distribución elemental de los minerales portadores identificados.....	55
Tabla 9 Análisis de liberación y asociaciones con énfasis en oro nativo.....	58
Tabla 10 Datos iniciales de la prueba .....	61
Tabla 11 Volumen útil de tanque para la oxidación. ....	62
Tabla 12 Parámetros para el llenado. ....	63
Tabla 13 Condiciones de Operación. ....	65
Tabla 14 Condiciones de Cianuración, grupo 1. ....	65
Tabla 15 Condiciones de Cianuración grupo 2 .....	67
Tabla 16 Resultados de oxidación preliminar .....	68
Tabla 17 Prueba 1 Condiciones y Prueba de Lixiviación .....	73
Tabla 18 Prueba 2 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	73
Tabla 19 Prueba 3 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	74
Tabla 20 Prueba 4 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	75
Tabla 21 Prueba 5 Condiciones y Prueba de Lixiviación .....	75
Tabla 22 Prueba 6 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	76
Tabla 23 Prueba 7 Condiciones y Prueba de Lixiviación .....	77
Tabla 24 Prueba 8 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	77



Tabla 25 Prueba 9 Condiciones y Prueba de Lixiviación .....	78
Tabla 26 Prueba 10 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	79
Tabla 27 Prueba 11 Condiciones y Prueba de Lixiviación. ....	79
Tabla 28 Recuperación de Au Total vs. Tiempo de Cianuración .....	81
Tabla 29 Resumen de control de cianuración prueba 1 – grupo 2 .....	83
Tabla 30 Balance metalúrgico prueba 1 – grupo 2 .....	83
Tabla 31 Resumen de control de cianuración prueba 2 – grupo 2 .....	85
Tabla 32 Balance metalúrgico prueba 2 – grupo 2 .....	85
Tabla 33 Resumen de balance metalúrgico, mes de febrero - 2019.....	87
Tabla 34 Cálculo de costo de equipos .....	88
Tabla 35 Cálculo de costo de reactivos de lixiviación .....	88
Tabla 36 Cálculo del beneficio económico al contrastar ambos métodos .....	89



## RESUMEN

El siguiente proyecto de investigación, tuvo como objetivo principal ver la factibilidad técnica de aplicación de una oxidación preliminar a concentrados de oro de la Minera Cori Puno S.A.C, para una posterior cianuración por el método de agitación. Esto con la finalidad de ver si conviene o no hacer la pre oxidación del mineral antes de la cianuración. Actualmente la compañía recupera oro mediante procesos gravimétricos y de flotación, cuyas recuperaciones rondan alrededor de 75 a 85 %. Para desarrollar las pruebas en laboratorio, se separaron los minerales a procesar en 2 grupos. Al primer grupo se le aplicó una oxidación antes del proceso de cianuración y al segundo grupo no, previa a la cianuración. Para lo cual se realizaron pruebas metalúrgicas en laboratorio, bajo un enfoque metodológico aplicada fue cuantitativa experimental. Como resultado de este trabajo de investigación, en los minerales del grupo 1 (con oxidación previa), se obtuvieron las mejores recuperaciones de oro, a comparación de los minerales del grupo 2 (sin oxidación previa). En la prueba 7 del grupo 1, se obtuvo la mejor recuperación que fue del 94.03%, que fue la más alta de todas las pruebas. Lo que a todas luces supera las recuperaciones que se obtuvieron en las pruebas de cianuración a minerales que no fueron oxidados previamente (Grupo 2), cuyas recuperaciones están en orden promedio al 77%. Lo que significa un aumento del casi 20 % en algunos casos. Lo que representa una rentabilidad de 2,725,891.70 USD/Mes. Por lo tanto, podemos concluir que al pre oxidar minerales de oro, antes de cianurar; puede incrementar el porcentaje de recuperación del oro y disminuir el consumo de los reactivos de cianuración, lo cual puede significar mejores beneficios económicos, si se implementa este método en el proyecto minero.

**Palabras Clave:** *Cianuración, Mineral, Oro, Oxidación, Refractario.*



## ABSTRACT

The main objective of the following research project was to see the technical feasibility of applying a preliminary oxidation to gold concentrates from Minera Cori Puno S.A.C, for a subsequent cyanidation by the stirring method. This in order to see if it is convenient or not to pre-oxidation the mineral before cyanidation. Currently the company recovers gold through gravimetric and flotation processes, whose recoveries are around 75 to 85%. To carry out the tests in the laboratory, the minerals to be processed were separated into 2 groups. An oxidation was applied to the first group before the cyanidation process and to the second group not, prior to cyanidation. For which metallurgical tests were carried out in the laboratory, under an applied methodological approach it was quantitative experimental. As a result of this research work, in the minerals of group 1 (with previous oxidation), the best gold recoveries were obtained, compared to the minerals of group 2 (without previous oxidation). In test 7 of group 1, the best recovery was obtained which was 94.03%, which was the highest of all the tests. This clearly exceeds the recoveries obtained in the cyanidation tests of minerals that were not previously oxidized (Group 2), whose recoveries are on average 77%. Which means an increase of almost 20% in some cases. This represents a profitability of 2,725,891.70 USD/Month. Therefore, we can conclude that by pre-oxidizing gold minerals, before cyanide; It can increase the percentage of gold recovery and decrease the consumption of cyanidation reagents, which can mean better economic benefits, if this method is implemented in the mining project.

**Keywords:** *Cyanidation, Mineral, Gold, Oxidation, Refractory.*



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

Las actividades minero-metalúrgicas con el pasar del tiempo han traído consigo un alto desarrollo en el Perú es por eso que se le ha dado mayor énfasis en el estudio de su producción. Según la Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE), el Perú se ha convertido en el primer productor de oro en América Latina y sexto a nivel mundial. De acuerdo a los reportes del Ministerio de Energía y Minas el año 2019 se contaron 464 empresas mineras productoras de oro y 4 productoras artesanales de oro, asimismo en la región Puno se tienen más de 3 empresas mineras informales como, por ejemplo, La Rinconada, Ananea, San Andrés de Arasi, Ana María, por lo que es necesario hacer estudios y así obtener mejoras en la recuperación de oro a partir de sus concentrados.

El desarrollo del presente estudio de Investigación plantea un método experimental basándose en pruebas realizadas en laboratorio, esto se efectuará creando condiciones adecuadas para obtener mejoras en los resultados. Este trabajo se hizo con la finalidad de determinar los parámetros de operación que influyen en la extracción de oro a partir de concentrados traídos de flotación aplicando una oxidación preliminar. La calidad de este proceso se verá reflejado en la recuperación de oro aplicando balances metalúrgicos, también es necesario conocer la densidad de pulpa, el concentrado de cianuro óptimo para hacer un uso racional tanto del agua como del cianuro de sodio. Mediante la agitación mecánica de los concentrados de oro traídos de flotación con su previa oxidación se obtendrán diversos resultados, estos resultados serán plasmados en gráficas para su interpretación y de ese modo conocer los valores adecuados para su posterior aplicación.



## 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

### 1.1.1. Descripción del problema

La Minera Cori Puno S.A.C, como parte de su proceso productivo genera concentrados de oro, de los cuales se requiere recuperar el contenido metálico de oro. Para esto, se plantea como método de recuperación la cianuración (lixiviación de Au con cianuro); sin embargo; algo de este concentrado tiene minerales refractarios de oro. Las cuales como comenta (Yannapoulos, 1995), Las menas de oro refractarias, son menas no oxidadas (o parcialmente oxidadas) que contienen material carbonáceo, sulfuros, y/o telurios. El oro asociado con arsénico, y algunas veces con bismuto, es a menudo solo parcialmente soluble en soluciones de cianuro, razón por la cual, se requiere una oxidación previa, para facilitar la lixiviación de minerales refractarios.

La falta de trabajo es un problema que se ha ido agudizando con la crisis sanitaria y económica generada por el Covid 19. El sector minero ha sido y puede ser el motor económico que puede dinamizar la economía del país. Por lo tanto, el implementar una planta de cianuración en la minera, permite no solo generar concentrados, sino tener un producto final (oro), que representaría una mayor rentabilidad económica y más puestos de trabajo directos e indirectos para la población local. Debemos aclarar que antes de implantar una planta de cianuración a escala industrial; se debe de hacer pruebas a escala laboratorio para ver la factibilidad técnica de si un mineral puede ser o no cianurado; en base a eso desarrollar plantas piloto que nos permitan hacer estudios más profundos que nos darán mayores alcances para conocer la factibilidad económica, ambiental, política y social de un proyecto.



### **1.1.2. Formulación del problema**

#### **1.1.3. Problema general**

¿Se puede obtener mayores recuperaciones de oro en cianuración por agitación, mediante una oxidación preliminar del mineral aurífero en la Unidad Minera Untuca – Cori de Puno?

#### **1.1.4. Problemas específicos**

¿Cuáles son los principales parámetros a tener en cuenta en el proceso?

¿Bajo qué condiciones óptimas de variables de operación, se obtiene el mejor porcentaje de recuperación en el proceso de cianuración por agitación?

¿Cuáles son las mejoras económicas que se pueden alcanzar al comparar los resultados del proceso de cianuración convencional, con de la propuesta de oxidación, antes de la cianuración del mineral de oro?

## **1.2. JUSTIFICACIÓN**

La optimización es necesaria debido a la deficiencia de los procesos aplicados, el presente trabajo de investigación es justificable en el punto de vista tecnológico debido al empleo de más de un proceso tecnológico que permitirá mejorar la recuperación del oro aplicando del método de agitación. La mejora de los procesos de recuperación del oro mediante una oxidación preliminar a nivel de laboratorio, se desarrolla un aporte científico – tecnológico, el cual servirá como base de diferentes tecnologías alternativas las cuales se apliquen a la recuperación de oro.

Desde el punto de vista económico la recuperación que se tendrá, aumentará los ingresos económicos, debido a la disminución de reactivos y conllevando a una producción con recuperación óptima, así mismo el tratamiento metalúrgico y control de los parámetros serán más eficaces. Emplear y buscar métodos de optimización en la recuperación del oro como la oxidación previa al tratamiento de cianuración del oro, buscando de tal manera mejorar la cinética de disolución durante la cianuración. Respecto al ámbito social, se hará empleo



de mano de obra regional y con ello al mejorar la demanda del mineral se mejorará las condiciones en mina con atención a los trabajadores.

### **1.3. OBJETIVOS**

#### ***1.1.5. Objetivos generales***

-Optimizar la recuperación de oro por el método de agitación, mediante la aplicación preliminar de oxidación a nivel laboratorio, para adquirir mejores porcentajes de recuperación de oro.

#### ***1.1.6. Objetivos específicos***

Determinar los parámetros involucrados en el proceso de cianuración y analizar los reactivos consumidos.

Comparar el análisis de resultados de cada prueba, para encontrar las variables más optimas de operación y plantear la mejor propuesta de mejora.

Realizar un contraste económico entre los procesos de cianuración convencional, con de la propuesta de oxidación preliminar del mineral.

### **1.4. HIPÓTESIS**

#### ***1.1.7. Hipótesis general***

- Al aplicar una oxidación preliminar de concentrados de oro producto del proceso de flotación, para una posterior cianuración por agitación, permitirá tener mayores porcentajes de recuperación de oro.

#### ***1.1.8. Hipótesis específica***

-La granulometría, dosificación de reactivos, PH y la densidad de la pulpa influyen en la recuperación del oro por cianuración, de un modo positivo.

-Al comparar los resultados obtenidos en cada prueba, se puede encontrar las variables más optimas de operación, que pueden permitirnos hacer una propuesta de mejora en el control



de variables de operación.

-Al desarrollar un análisis económico, se podría ver que es posible obtener mejores beneficios económicos con la propuesta de oxidación preliminar del mineral, comparada con el método convencional de cianuración.



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LA LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DEL PROYECTO

##### 2.1.1. *Internacionales*

Ponce de León, (2015) en su tesis “Estudio de optimización de una planta de cianuración por agitación”, plantea como objetivo una optimización en el proceso de cianuración de oro, a través de una oxidación a escala de laboratorio. La investigación es de tipo experimental y utilizó baterías para probar diferentes prospectos, se utilizó baterías utilizado gas ozono. El estudio concluyó finalmente que a través de la utilización de gas ozono como oxidante, ayuda en la optimización de la disolución de oro y plata, además, el estudio es de gran viabilidad técnico- económico.

Poblete (2019), en su tesis “Lixiviación cianurada de oro a través de columnas a escala piloto”, plantea como objetivo la aplicación de lixiviación en columnas para la extracción del oro a través del análisis crítico, planificación y diseño de experimentos de ensayo de lixiviación. El estudio es de tipo experimental y finalmente concluyó que, el aglomerado de mineral produce un incremento en la extracción del oro, debido a óptimas condiciones de permeabilidad y porosidad, favoreciendo el contacto de las partículas del mineral con el lixivante. El mineral sin aglomerar tiene una compactación de 6,1 % mientras que el sin aglomerar se encuentra en un 3 %.

##### 2.1.2. *Nacionales*

Heras & Quispe (2018), en su tesis titulada “Estudio de la influencia del pH en la concentración del lixivante “sandios” y tiempo de lixiviación sobre el porcentaje de extracción de oro a través de agitación de un mineral de tipo óxido”, plantea como objetivo la determinación de la influencia de diferentes parámetros como la concentración de



sandioss, pH, tiempo de lixiviación, etc. en el porcentaje de extracción de oro en el proceso de lixiviación por agitación. La investigación es de tipo experimental y llegó a las siguientes conclusiones: La concentración de sandioss influye de gran manera en cuanto al porcentaje de extracción de oro, de igual forma el pH influye de gran manera, siendo su valor óptimo de 11.

Tapara (2018), en su tesis titulada “Evaluación técnica para la implementación del tratamiento de relaves mineros en tanques de agitación en proyecto seis diamantes, en la minera La Rinconada”, presenta como objetivo el estudio de la evaluación técnica con el fin de implementar un tratamiento de relaves a través de un tanque de agitación. El estudio es de tipo descriptivo – comparativo. Finalmente, el estudio concluyó que, a través de la utilización de los tanques de agitación, existe una mayor recuperación de oro utilizando el proceso de cianuración, pero se encuentra en relación directa con la sensibilidad mineralógica del mineral, el proceso de cianuración logra un porcentaje de 92%.

### **2.1.3. Locales**

Chilo (2015), en su tesis titulada “Optimización en la recuperación de oro en el proceso de Cianuración de la minera Paraíso S.A.C”, plantea como objetivo la optimización del proceso de cianuración a través del incremento de la recuperación del oro, para lo cual planteó una serie de pruebas experimentales. El estudio es de tipo experimental. Finalmente, el estudio concluyó que, el consumo de cianuro es de 500g/ Ton y el rango de pH es de 10,7 y 11,3, estos parámetros ayudan al proceso de cianuración de relaves, además, se detectó que el sistema de comercialización en laminera es perjudicial para el minero informal.

Calcina (2019), en su tesis titulada “Propuesta de mejora para la recuperación de oro mediante el proceso de Merrill Crowe, en el área de desorción de la planta La Joya



Mining S.A.C.”, plantea como objetivo una mejora en la recuperación de oro, específicamente en el área de desorción, para lo cual determinó el porcentaje de recuperación y parámetros de operación. La investigación fue de tipo experimental, descriptiva y cuantitativa, la cual se basó en pruebas metalúrgicas. La investigación finalmente concluyó que, a través del proceso de Merrill Crowe selogra un 99.94% de recuperación, trabajando con parámetros como pH de 1.26, 1.31 y 12. La recuperación de oro fue de 72 313.00 gramos

## **2.2. BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1. Exploración**

Consiste en la ubicación de las zonas con alta presencia de minerales y cuya explotación resulta económicamente rentable. Inicialmente se muestrean rocas del suelo para analizar los elementos y minerales que la conforman.

Si los resultados de las muestras recogidas resultan favorables, se procede a la perforación, la cual consiste en el retiro de muestras a diferentes profundidades, estos serán llamados, testigos, estos se realizan con el objetivo de determinar el tipo, la cantidad, profundidad y características del mineral.

### **2.2.2. Minado**

Extracción del material con presencia de metales, consta de dos etapas:

Perforación: Perforación en el área para colocar los explosivos y poder fragmentar el suelo.

Voladura: Los agujeros producto de la perforación, son llenados con explosivos para la fragmentación de las rocas y remoción de del material.

Carguío y acarreo El mineral extraído es llevado a la pila de lixiviación (PAD), el cual se encuentra acondicionado previamente, la maquinaria y palas están controladas de forma que resulten seguras.



Lixiviación El mineral es descargado en las pilas de lixiviación y se procede al lavado con una solución cianurada con el objetivo de recuperar oro y plata. Posteriormente la solución es transportada hacia las pozas de operaciones

Proceso Merrill Crowe Consiste en la eliminación de oxígeno y adición de polvo de Zinc para la precipitación del metal y posterior solidificación. El producto de este proceso pasará a la etapa de refinación.

Refinación una vez obtenida el oro, este es sometido a operaciones de secado en hornos que alcanzan los 650 °C. Posteriormente el producto pasa a un proceso de fundición en un horno de arco eléctrico, que alcanza una temperatura de hasta 1200 °C para la obtención del producto final, conocido como Doré.

### 2.2.3. *Yacimientos Auríferos*

La mayoría de minerales de oro y plata son denominados como refractarios por lo tanto un método convencional no es eficaz. Los depósitos de minerales que se clasifican como refractarios son clasificados geoquímicamente como minerales sedimentarios y minerales hidrotérmicos, donde ambos tipos de mineral contienen compuestos de sílice por lo tanto se les consideran complejos para su extracción dando valores por debajo del 80% en cuanto a su recuperación.

La complejidad de estos minerales se debe a oclusiones o diseminación de finas partículas submicroscópicas de oro <1µm ubicados en los minerales sulfurados como ejemplos tenemos a la pirita (FeS<sub>2</sub>), arsenopirita (FeAsS) y el cuarzo (SiO<sub>2</sub>) las cuales son difíciles de tratar, otras causas son las siguientes.

- Baja insolubilidad de minerales auríferos por ejemplo telururos, auroestibinitas y maldonitas, y algunos compuestos como producto de la tostación reductora de menas de plomo, arsénico y antimonio.
- Se forman capas de óxido y compuestos de plomo, arsénico y hierro alrededor del oro y



la plata también durante su extracción

-La descomposición de minerales como la calcocita, covelita y pirrotita formando compuestos complejos que consumen cianuro provocando una baja disolución del oro al consumir más oxígeno.

-La presencia de minerales de carbón los cuales sus propiedades de predeposición (preg-robbing), es decir el carbón absorbe el oro durante la cianuración dificultando la extracción de dicho metal (Parga, 1996).

### **2.2.3.1. Propiedades físicas del Oro**

El oro tiene un color característico amarillento, posee una densidad de 19,3 y este funde a la temperatura de 1063°C y volatiliza a temperaturas elevadas. Se dice que es un metal blando, y es por eso que se emplea de ordinario en las aleaciones de cobre. Se le considera maleable y dúctil a comparación de los otros metales

### **2.2.3.2. Propiedades Químicas del Oro**

Este metal oro es del tipo inalterable al aire a cualquier temperatura. Por ejemplos los ácidos sulfúricos, clorhídricos y nítricos no tienen acción alguna sobre el oro. Pero a pesar de eso el oro puede disolverse en un medio frío. (Lara Velásquez, 2016)

-En soluciones cianuradas con potasio y sodio.

-En mercurio formando la amalgama.

-En agua de cloro formando  $\text{AuCl}_3$ .

-En agua regia, ya que el cloro naciente se desprende.

### **2.2.4. Chancado**

Proceso que tiene como objetivo la reducción del tamaño de las rocas mineralizadas, a través de la trituración realizada con equipos llamados chancadoras o molinos. En el área de minería, el material suele pasar por un chancador primario, secundario y terciario hasta



lograr un tamaño menor a media pulgada. (Ministerio de Minería, s.f.).

**2.2.4.1. Chancado primario:** Tritura las rocas hasta tener un producto de 8'' a 6'', se utilizan mayormente chancadoras de quijada o de mandíbula. (YOMINERIA, s.f)

**a). - Chancadora de quijada:** Es uno de los equipos más utilizados en la industria minera debido a que es de fácil operación y posee mayor simplicidad. Logra reducciones de tamaño de 3 a 1 y de 4 a 1, dependiendo de la naturaleza del mineral y tamaño de las rocas. Son aptas para plantas de minerales metálicos y no metálicos.

Se compone de dos quijadas, una fija y otra en movimiento, la cual puede ser recta o curva. Posee una polea en su parte externa que le permite moverse hacia el eje central, permitiéndole avanzar o retroceder hacia quijada fija. (911 Metallurgist, 2016)

**b). - Chancadora de Mandíbulas:** Para (López, 2008), las chancadoras de mandíbulas abarcan lo que se conoce acción periódica, y de acción continua llamadas chancadoras giratorias y chancadoras cónicas. Se encargan de la desintegración de rocas y mineras de forma similar a la masticación que ejerce la boca humana. Pueden utilizarse eventualmente en el chancado secundario.

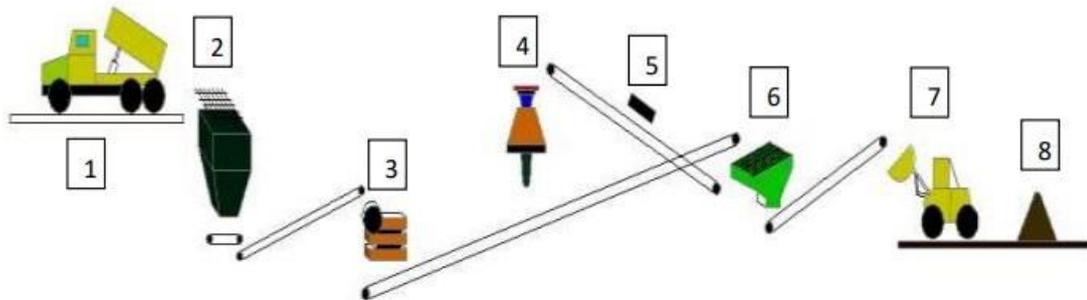
**Chancado secundario y terciario:** Son las etapas intermedias que tiene como finalidad la reducción del tamaño de las partículas de los minerales, hasta un tamaño de 5.5mm.

Durante el chancado secundario, las chancadoras se encuentran en un circuito cerrado conformado por zarandas.

**a. Chancadora de rodillos:** Utiliza para el chancado secundario, se encarga de disminuir el tamaño de la partícula a través de la presión y cizallamiento, cuando pasa por sus rodillos. No posee mucho rendimiento en comparación con las chancadoras primarios. (Huarza, 2018).

### Figura 1.

*Circuito de Chancado.*



Fuente: (Machaca Chuquimamani, 2019)

- 1- Camión de descarga de minerales
- 2- Tolva de gruesos
- 3- Chancadora
- 4- Chancadora cónica
- 5- Electroimán
- 6- Zaranda del tipo vibratoria
- 7- Descarga del cargador frontal
- 8- Stock pile

### 2.2.5. *Molienda*

Consiste en la reducción del tamaño de las partículas dejadas anteriormente por el proceso de chancado y que aún poseen un gran tamaño. La diferencia con el proceso de chancado es que la molienda utiliza agua. (Espinoza, s.f)

Durante la molienda se llega a conseguir el grado de liberación para la etapa de concentración. Los molinos pueden clasificarse en tres tipos:

#### 2.2.5.1. **Molino de barras**

Poseen una gran longitud y diámetro en el cilindro mayor.

#### **Figura 2.**

*Molino de bolas*



Fuente: HUDBAY (2018)

#### 2.2.5.2. **Molino de bolas**

Funcionan con bolas de acero forjado y hierro fundido, en las cuales la relación de largo/ diámetro es de 1,5:1. En cuando al diámetro de las bolas, este varía entre 4” cuando se trata de molienda gruesa o  $\frac{3}{4}$  “para molienda fina. (Espinoza, s.f)



### **2.2.5.3. Molino Semi- autógeno**

Provocan la fragmentación de los minerales con un efecto combinado entre el propio mineral y un porcentaje de bolas de acero o hierro.

Los equipos se caracterizan por poseer mayor tamaño y potencia en comparación a los molinos de bolas y por tener una mayor reducción del tamaño de las rocas minerales. (OCW UPCT, s.f)

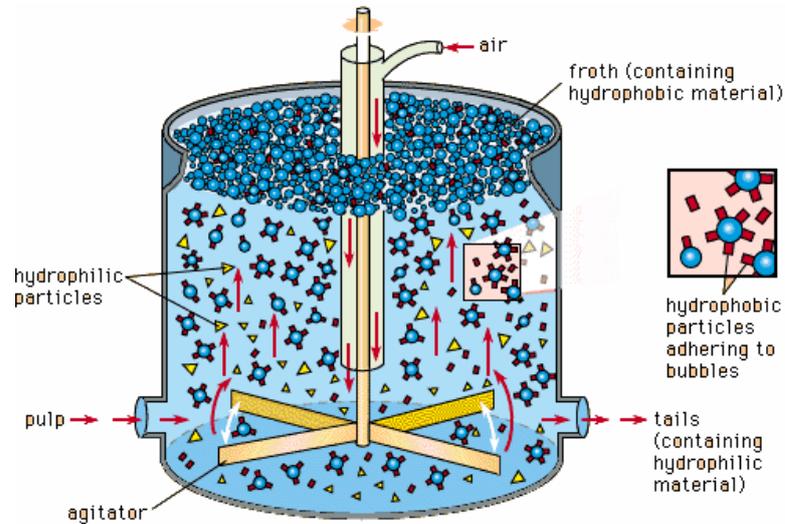
### **2.2.6. Flotación**

Es un proceso físico – químico basado en la tensión superficial, la cual separa los minerales sulfurados propios del metal, de otros minerales o especies presentes en las rocas. Su principio se fundamenta en que el mineral molino se adhiere en la superficie de las burbujas, las cuales se encuentran previamente insufladas, lo cual ayuda en la separación del mineral de interés. La adhesión del mineral a las burbujas del aire, dependen de las propiedades hidrofílicas y aerofílicas de cada mineral, las cuales necesitan separar debido a su escaso valor comercial, estas son conocidas como gangas. (CODELCO, 2019; CODELCO, 2019)

Para (Flores, 2016), es un método que concentra minerales finos, el cual consiste en separar los minerales de ganga, permitiendo flotar las partículas de manera a través de burbujas de aire y hundirlas al fondo, en un líquido con menor densidad a la de ambos.

**Figura 3.**

*Proceso de Flotación*



Fuente: Adaptado de (Procesamiento de minerales, s.f.)

**2.2.7. Tratamiento de Minerales refractarios de oro**

El tratamiento más ampliamente usado para minerales del tipo refractarios de oro y plata es la tostación oxidante de los concentrados de flotación los cuales desprenden el azufre produciendo una calcina porosa que posteriormente es tratada por lixiviación(cianuración), pero al realizar esta operación trae consigo algunos contenidos de plomo y antimonio dentro del concentrado y estos dificultan la permeabilidad de la calcina. Asimismo, este proceso genera gases de antimonio, arsénico, azufre y mercurio, los cuales perjudican al medio ambiente (Parga, 1996).

Los minerales de oro y a sus correspondientes aleaciones que están libres en la superficie tienden a ser más fáciles de flotar con colectores como los xantatos, pero muy a menudo las menas de oro están contaminadas o cubiertas de impurezas como óxidos de hierro, argentita, galena, arsenopirita o los óxidos de cobre llegando a espesores de 1-5 micrones, gracias a estos la flotabilidad del oro nativo varía ampliamente.



El oro con impurezas como el hierro o óxidos de cobre lo hacen muy difícil de flotar por lo que requieren de un tratamiento para poder eliminarlas. Por otro lado, los telururos son más fáciles de flotar usando muy pocos colectores y se dice que estos son de naturaleza hidrofóbica

Generalmente para la flotación de minerales de oro asociados a sulfuros se frecuenta usar una combinación de xantatos y ditiofosfatos en conjuntos con otros depresores para la ganga, porejemplo, el gomaguar, dextrina o la celulosa modificada. La presencia del oxígeno hace que la flotación sea más eficiente y también por un buen uso de modificadores y variación correcta del pH (Araujo Mirelly, 2014).

### **2.2.9. Reactivos**

#### **2.2.9.1. Reactivos Espumantes:**

Actúan alterando la tensión superficial de los líquidos. Gracias a su estructura, pueden agruparse hasta formar una espuma que separa al mineral de la ganga. (Flores, 2016). Los espumantes más comerciales, son los siguientes:

- Alcohol amílico ( $C_5H_{11}OH$ )
- Cresol en ácido cresílico  $CH_3 - C_6H_4OH$
- Terpinol en aceite de pino  $C_{10} - H_{17} - OH$

#### **2.2.9.2. Reactivos Colectores:**

Ayudan a mejorar la condición hidrofóbica y aerofílicas de las partículas de sulfuros de los minerales que se desean recuperar, para que puedan separarse del agua y se puedan adherir a las burbujas de aire.

Según (Flores, 2016), los xantatos más usados como reactivos de flotaciones son las sales de sodio y potasio del ácido xántico.



- Xantato AERO 343 (Z-11).
- Xantato Isopropílico de Sodio y Xantato AERO 350 (Z-6)
- Xantato Amfílico de potasio.

### **2.2.9.3. Reactivos Depresores:**

Se utilizan con el objetivo de provocar un efecto inverso al de los reactivos colectores, esto para evitar que se recolecten otras especies minerales en el producto.

### **2.2.9.4. Modificadores de pH:**

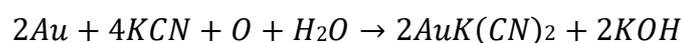
Estabilizan la acidez presente en la pulpa para un valor determinado de pH, brinda un ambiente óptimo para que la flotación se desarrolle adecuadamente. (CODELCO, 2019)

### **2.2.10. Cianuración**

Es uno de los métodos más importantes desarrollados para la extracción de oro de los minerales, este proceso se utiliza a escala comercial a nivel mundial. El principio del proceso de cianuración se fundamenta en que, en condiciones oxidantes, tanto el oro como la plata pueden disolverse y formar complejos en soluciones de cianuro alcalinas. El oro puede recuperarse a través de proceso de precipitación con polvo de zinc o adsorción con carbón activado. (Sanz, 2018)

### **2.2.11. Cianuración Por Agitación**

La posible solubilidad el oro en media de soluciones cianuradas fue reconocido halla por los años 1783 por Scheele y posteriormente fue estudiada en los años de 1840 y 1850 por Elsner, ELkington and Bragation y Faraday. La disolución del oro fue estudiada por el investigador Elsner la ecuación fue dada de la siguiente manera. (S. Sobral, 2005)



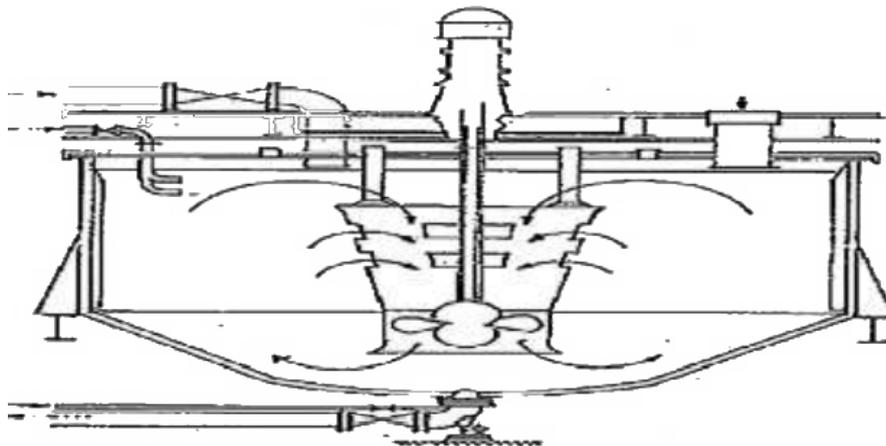
Tiene como objetivos una mayor recuperación del oro, incremento de velocidad de lixiviación, concentración de oxígeno disuelto y una reducción del consumo de oxígeno, consumo de cianuro y viscosidad de la pulpa. (Mamani & Alvarado, 1999)

### **2.2.12. Agitación Mecánica**

Este equipo consiste básicamente en un recipiente con forma cilíndrica y un agitador del tipo mecánico el cual está montado en un eje suspendido y accionado por un motor eléctrico. Los tamaños de dichos tanques tienen una gran diversidad dependiendo al tipo o naturaleza de la agitación. Se dice que el tanque debe ser de la forma redondeada, para poder así eliminar bordes rectos o regiones en las que no puedan penetrar corrientes del fluido. De ese modo podemos provocar la aparición de volúmenes con turbulencia elevada en zonas muy próximas al agitador mecánico, y en el resto del tanque (volumen restante) se forma una corriente de pulpa que entra y sale de la zona de alta turbulencia en forma continua.

#### **Figura 4.**

*Tanque de Agitación mecánica para Lixiviación*



Fuente: (Flores Calli, 2016)

#### **Ventajas:**

- Minera con tamaño de malla 100(150um), para generar mayor área de exposición



- Se aplica para minerales no porosos y para minerales que produzcan bastantes finos
- La extracción puede variar hasta un 95%

**Desventajas:**

- Es aplicable para minerales de alta ley
- El reactor es muy complicado y tiene partes móviles

**Objetivos:**

- Formar una suspensión homogénea y dispersar los sólidos presentes
- Dispersar varias burbujas de gas en la solución lixivante

**2.2.13. Agitación Neumática**

Este equipo se usa a una escala mayor del tipo comercial y se dice que se usan elevadores de aire conocidos con el nombre Tanques Pachuca donde se hace una circulación de tipo ascendente – descendente lo que hace que haya una mejor lixiviación

Una técnica que se suele aplica es la de inyectar aire mediante el vértice del cono que está en el tanque para que la pulpa pueda subir hasta la salida para luego retornar a la parte baja del tanque (este tiene un grado de inclinación de 60°). Estos reactores que se usan en la industria metalúrgica sirven para extraer menas de oro, cobre, cinc uranio y otros y otros metales no ferrosos que son extraídos por hidrometalurgia.

**Ventajas:**

- Este reactor tiene un diseño muy simple y no tiene parte móviles
- Tienen un menor costos en cuanto a operación, son más fáciles de usar y poseen menores cantidades de mantenimientos a comparación del tanque del tipo de agitación mecánica



- Pueden llegar a extracción de hasta un 97%

**Desventajas:**

- Necesita una molienda más fina usando mallas de 200 – 400(75um – 38um) y de ese modo se logra una agitación con elevados porcentajes de extracción
- Debe ser aplicado para minerales de altas leyes.

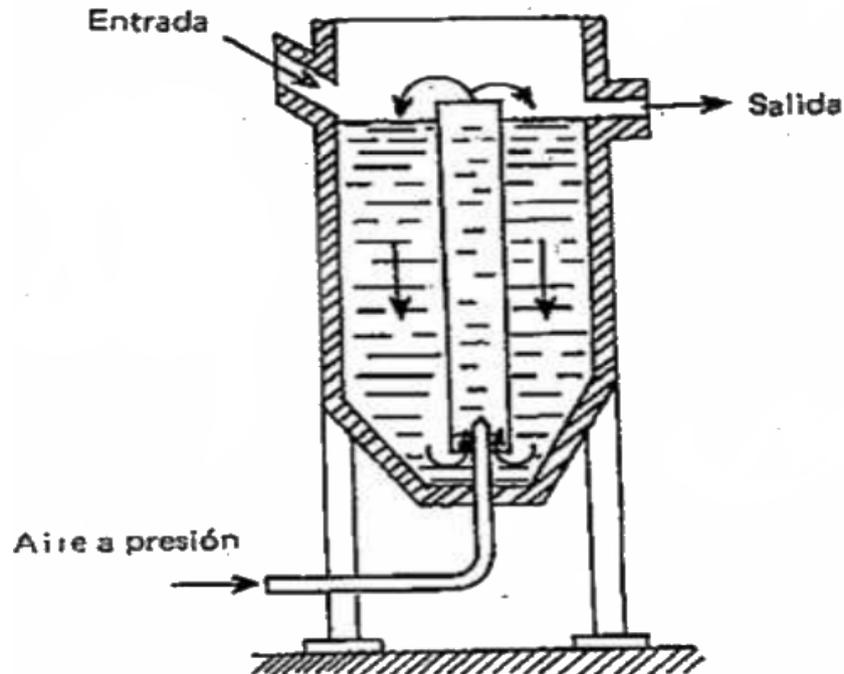
**Objetivos:**

- Este debe manejar una suspensión de sólidos en líquidos, de tal modo que no ocurra la sedimentación
- La pulpa en el tanque tiene que estar aireada.
- Se clasifican de acuerdo a la longitud y el tipo de posición del tubo

Podemos ver en la figura N°5 un tanque agitador neumático que lleva el nombre tanque Pachuca en donde el aire entra a presión de 200kPa y de ese modo la agitación forma una disolución y arrastre de iones metálicos. (Flores Calli, 2016)

**Figura 5.**

*Tanque Pachuca con columna centro completa.*



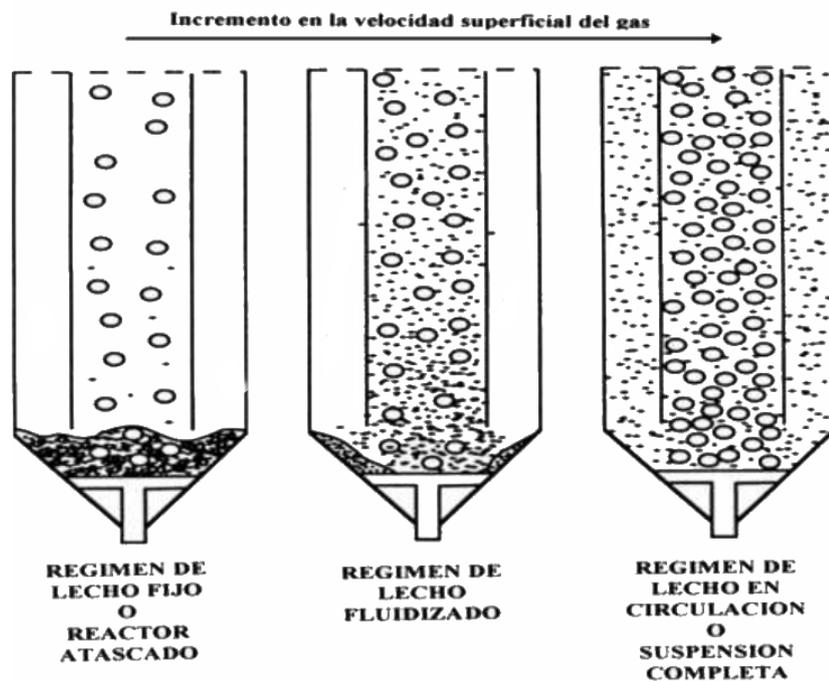
Fuente: (Flores Calli, 2016)

En la figura número 5 podemos ver 3 tipos de regiones básicas de flujo en la agitación mecánica trifásicos, que a medida que aumentamos la velocidad del gas se pueden clasificar de la siguiente manera (Figura 6).

Los regímenes de lecho fijo y fluidizado no son modos que se desean emplear para operar en estos tanques el modo más óptimo que se busca es el de lecho circulante.

**Figura 6.**

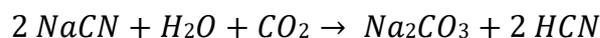
*Tanque Pachuca de elevación con aire libre.*



Fuente: (Flores Calli, 2016)

#### 2.2.14. Reactivos

- **Cianuro de Sodio:** Es una sal sódica propia del ácido cianhídrico (HCN). Es un compuesto sólido e incoloro que tiene la capacidad de hidrolizarse fácilmente en presencia de dióxido de carbono y agua, con el objetivo de producir carbonato sódico y ácido cianhídrico. (Ramirez, 2016)



En palabras de (Ramirez, 2016), el proceso de cianuración dependerá de un conjunto de variables, las principales son las siguientes:

- **Concentración de cianuro:** Un incremento de concentración de cianuro, trae consigo una mayor velocidad de disolución del oro.



- **pH:** Se busca lograr un efecto de alcalinidad con el objetivo de prevenir pérdidas por hidrólisis.
- **Tiempo de Cianuración:** Dependerá de la descomposición mineralógica, el tamaño de las partículas, porosidad de las menas, temperatura y concentración del cianuro.
- **Oxígeno:** Es importante la participación del oxígeno en la disolución del oro para obtener mejores resultados
- **Temperatura:** Una mayor temperatura genera una mayor velocidad de disolución de los metales, hasta una temperatura máxima de 85° C.
- **Porcentaje de finos:** Cuando el porcentaje de finos es mayor a un 20% generan problemas para el paso de las soluciones de cianuro, por lo que los minerales que posean esta característica necesitan otro tratamiento. (Azañero, 2001)

#### **2.2.16. Oxidación**

##### **2.2.16.1. Procesos Hidrometalúrgicos para el Tratamiento de Minerales Refractarios de oro y plata.**

Una gran parte de los procesos de oxidación del oro y plata se dan por medio de oxidación hidrometalúrgica y se dividen básicamente en 3: La oxidación hidroquímica en un medio alcalino o medio ácido, la oxidación biológica, y la oxidación a presión a elevadas temperaturas y en medio alcalino.

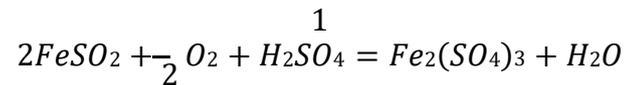
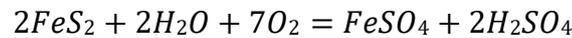
##### **2.2.16.2. Oxidación Biológica.**

Dicho proceso es más eficiente para minerales del tipo arsenopiríticos-piríticos una particularidad de este proceso es que presenta diferentes velocidades de oxidación lo cual provoca una liberación prematura del metal de la matriz del mineral sin terminar la oxidación.

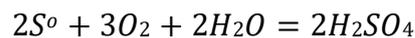
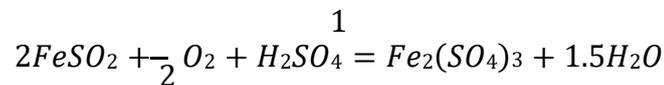
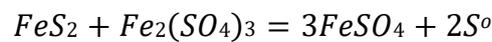


Este tipo de oxidación se da mediante la acción de bacterias como por ejemplo los *Thiobacillus ferrooxidans* y la *thiobacillus thiooxidans*.

- Ataque directo a la estructura atómica



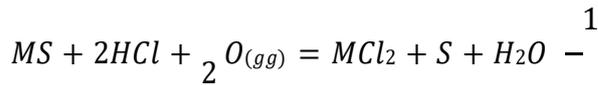
- Ataque indirecto por formación de Fe(II) a Fe(III)



Las bacterias necesitan un PH ácido de 1 a 3 y necesitan de oxígeno y CO<sub>2</sub> asimismo trabajan bajo una temperatura de 30 a 40 °C, este proceso es aplicable a menas y concentrados, pero es dicho proceso presenta algunas limitaciones como un tiempo prolongado de retención de 2 a 6 días aproximadamente lo cual provoca consumos elevados de energía en los tanques de agitación y la necesidad de eliminar calor de los tanques durante la oxidación.

### 2.2.16.3. Oxidación Química

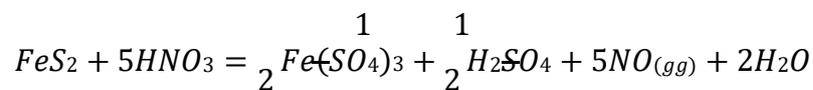
Los métodos más empleados para una pre-oxidación son haciendo uso de cloro (cloración) con una pre-oxidación con Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> para prevenir la pasivación del oro mediante la preadsorción-depositación del oro, se implementaron nuevos procesos que elevan la efectividad de la pre-oxidación química tales como el procedimiento de cloruro-oxígeno la cual se basa en una serie de ecuaciones químicas de lixiviación y precipitación:



De donde MS representa a los sulfuros metálicos y MCl<sub>2</sub> y cloruros de Fe, Zn, Ni, Cu, Pb.

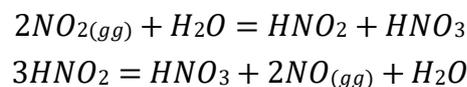
Dicho proceso fue para reducir el impacto ambiental de los residuos, pero deja el problema del HCL lo cual lo hace ineficiente

Para este tipo de minerales se tiene dos tipos de procedimientos diferentes el primero es el proceso NITROX el cual empleando el HNO<sub>3</sub> descompone a la pirita y arsenopirita formando sulfatos.



Dicho proceso trabaja a una temperatura de 90°C, usando tiempos de 1 a 2 horas de retención, logrando recuperaciones de 90% trabajándose a presiones de 1 atmósfera, ahora durante la lixiviación el arsénico precipita formando arseniato férrico consiguiéndose así mayores recuperaciones de plata, pero se debe tratar los sulfuros y residuos oxidados así mismo la formación de nitratos de los efluentes lo que hace algo difícil este proceso y costoso.

El 2do proceso se llama el proceso ARSENO, se dice que es una variante del anterior proceso ya expuesto, ya que se eleva a una presión de 5atm a una temperatura de 80°C por un lapso de 15 minutos, generándose el ácido nítrico.



Al ser un proceso muy corto provoca que no se precipite eficazmente los sulfatos, azufres, hierros y arsénicos, presentes en la solución y del mismo modo si se puede recuperar plata.

Una variante del proceso ARCESO es que debe trabajar a una temperatura por encima de los 180°C para que ya no se forme el azufre y la formación de arsenitas haciendo difícil este



proceso, en el proceso redox se añade cal para favorecer la eliminación de sulfatos y la precipitación de arseniatos férricos.

#### 2.2.16.4. Oxidación a presión.

Este proceso aplicado a minerales refractarios se dice que es mejor tanto para las menas como los concentrados ya que puede aplicarse oxidación a presión sin causar alguna contaminación al medio ambiente, como por ejemplo el SO<sub>2</sub> y el arsénico.

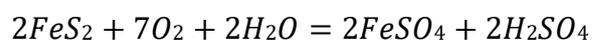
Para este proceso se necesita una temperatura de 170 a 225°C y presiones de 1.1 a 3.2 kPa y presiones parciales de oxígeno de 350 a 700 kPa alcanzando así una liberación del oro y la plata en un tiempo de 9 horas

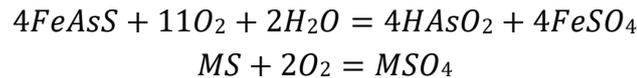
Este proceso trae ventajas como la elevada extracción de oro de la mena o concentrados, y cuando hablamos de impurezas es selectivo como por ejemplo el mercurio, plomo, antimonio y arsénico por lo tanto ofrece un buen manejo y tratamiento de impurezas generando así un menor impacto ambiental

Dicho proceso se puede llevar a cabo en un medio alcalino y también un medio ácido, pero en medio ácido ha sido más desarrollado, usando el proceso alcalino la ventaja de hacerlo en este medio es que usa una menor temperatura de oxidación y menor corrosión en las autoclaves, pero usa bastante NaOH y esta forma el Na<sub>3</sub>AsO<sub>4</sub> un subproducto altamente contaminante.

En el método alcalino a presión en un medio ácido es el más empleado, en este proceso ocurre la oxidación completa del FeAsS y FeS<sub>2</sub> a arseniatos y sulfatos formado también azufre elemental, este último es malo ya que genera que haya un mayor consumo de reactivos para el siguiente proceso

Las principales reacciones que se generan en la oxidación a presión son:





M en las ecuaciones químicas está dada por: Fe, Pb, Zn, Co, Ni, etc.

Se debe aplicar este proceso a una temperatura de 180 a 190°C, pero para la recuperación de la plata este proceso no es muy eficiente ya que al liberarse la plata este se une con la jarosita por lo tanto es necesario un tratamiento posterior con Cal y de ese modo lo liberamos de la jarosita(Parga, 1996).

### - **Generalidades**

Para (Raffino, 2020), se llama oxidación al conjunto de reacciones químicas en las cuales el oxígeno se junta con otras sustancias formando nuevas moléculas llamadas óxidos. Las reacciones de oxidación se dan mayormente en metales. En química la oxidación es la pérdida de electrones de un átomo incrementando su carga positiva.

Existen dos tipos de oxidación:

-Oxidación lenta: Producida por el oxígeno presente en el aire o agua, genera pérdida de brillo en metales y corrosión cuando se encuentran expuestos al ambiente por un largo periodo de tiempo.

-Oxidación rápida: Se produce a través de violentas reacciones químicas como la combustión, es exotérmica, es decir libera energía en forma de calor.

### - **Condiciones**

El proceso de oxidación se encuentra formado por dos elementos:

- **Agente Oxidante:** Encargado de captar los electrones transferidos, recibe y aumenta su carga negativa, como consecuencia de poseer un estado de oxidación inferior.



- **Agente Reductor:** Encargado de ceder o perder electrones, incrementando su cargapositiva, esto gracias a que posee un estado de oxidación mayor. (Raffino, 2020)



## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación es de carácter experimental descriptiva, debido a la aplicación de las propiedades propias del mineral, procesos metalúrgicos, oxidación y cianuración, siendo el problema principal la recuperación del oro el cual se busca mejorar su proceso.

La investigación es cuantitativa y experimental, debido que se realizarán pruebas metalúrgicas en laboratorio, para lo cual se considera como base los antecedentes de la recuperación del proceso de cianuración del oro.

La unidad de estudio del presente trabajo de investigación considera el concentrado proveniente del área de flotación.

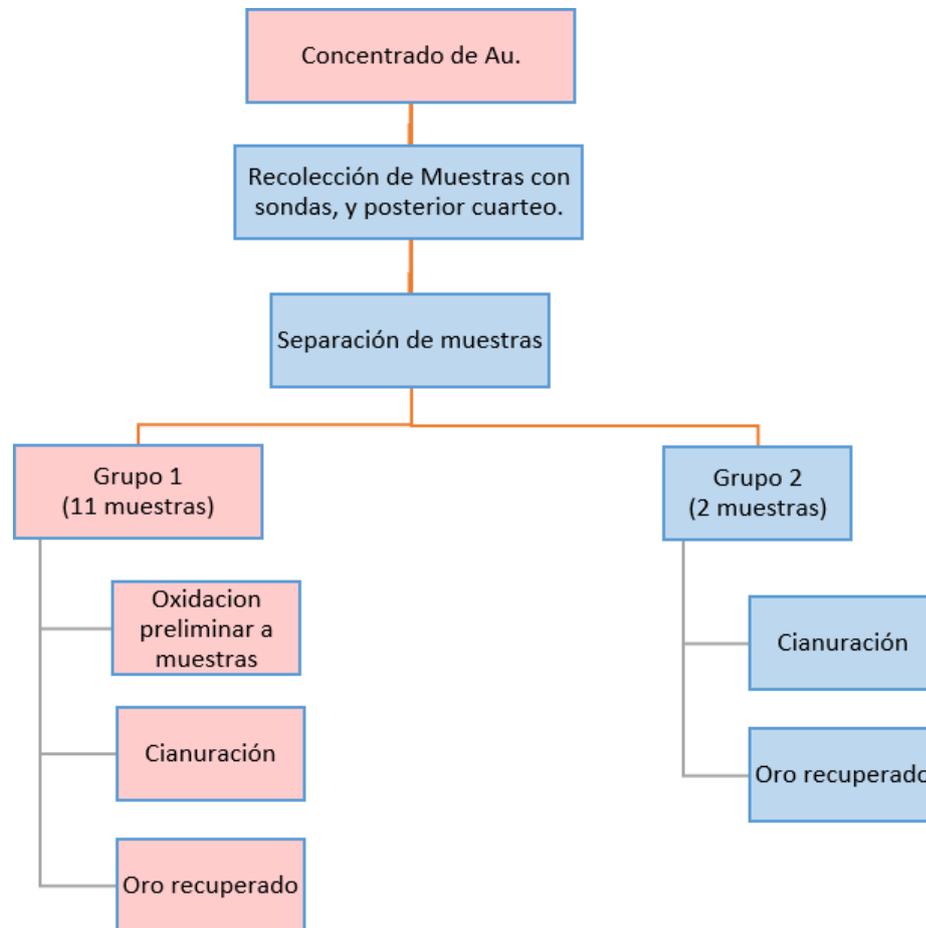
Los procesos involucrados para la recuperación de mineral conllevan varias etapas como son el chancado, la molienda, la flotación y la cianuración.

La población en el presente estudio es el concentrado producto de la etapa de flotación.

Se empleará el Laboratorio Metalúrgico UMU, para la realización de las pruebas metalúrgicas del presente estudio propuesto.

**Figura 7.**

*Diagrama de Bloque Metodológico*



Fuente: elaboración propia.

### **3.1.1. Población**

La población de este trabajo de investigación está conformada por los concentrados flotación de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

### **3.1.2. Muestra**

El número de muestras que se usaron para el presente trabajo de investigación fueron 15 muestras de 5 Kg de concentrado cada uno; de los cuales 11 muestras se usaron en pruebas de cianuración del grupo 1 (con oxidación previa) y 2 en pruebas de cianuración del grupo 2 (sin

oxidación previa), todos provenientes de concentrados traídos del área de flotación y concentración gravimétrica de la Unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

### 3.1.3. *Técnica de recolección de muestras*

El muestreo se realizó mediante el uso de sondas para la recolección de concentrados de los lotes a muestrear. Luego el material muestreado es homogeneizado, y se obtiene una muestra más reducida de aproximadamente 5 kilos, mediante la técnica del cuarteo. Las muestras reducidas se colocan en bolsas plásticas para posteriormente realizar las pruebas de oxidación y cianuración

#### **Figura 8.**

*Muestreo mediante el uso de sondas*



Fuente: fotografía de propia autoría.



### 3.1.4. *Variables operacionales*

#### 3.1.4.1. **Variables independientes**

La cianuración por agitación, el tamaño de partícula de los concentrados de flotación, la concentración de cianuro y el tiempo de cianuración en las pruebas realizadas en la Unidad Minera Untuca - Cori Puno S.A.C.

#### 3.1.4.2. **Variables dependientes**

La extracción de oro en los concentrados de flotación de la unidad Minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

#### 3.1.4.3. **Operacionalización de variables**

*Tabla 1 Variables de Operación*

<b>Variables</b>	<b>Indicadores</b>	<b>Escala de Medición</b>
<b>Variables Independientes</b>		
Tamaño de partícula	Malla Tyler	Micras
Cianuro libre	Cianuro de Sodio	Gramos / litros
Tiempo de Lixiviación	Días	Días
<b>Variables Dependientes</b>		
Recuperación del Oro	Porcentaje	%

Fuente: Elaboración Propia

## 3.2. **ACTUALES CONDICIONES DE OPERACIÓN EN LA PLANTA UNTUCA**

El procesamiento de minerales en la Planta Untuca cuya capacidad es de 1900 TMSD comprende una serie de etapas para la extracción de oro las cuales son las siguiente.



### 3.2.1. *Chancado*

#### 3.2.1.1. **Chancado primario**

El mineral proveniente de mina pasará por un blending para luego ser llevada a una zaranda FIMA 6 x 14 DD, los rechazos de la malla superior de esta zaranda pasan a una chancadora de quijadas de dimensiones C100 30" x 40", los rechazos de la malla inferior (3/8) se juntan con el producto de la chancadora de quijadas y son llevados por la Faja N°2 y los finos de la Zaranda 6 x 14 DD (100% malla -3/8) son transportados por la faja N°9 hacia la faja N°12.

*Tabla 2 Variables y parámetros de operación, chancado primario*

<b>Principales variables y parámetros de operación</b>	<b>valor</b>
Tratamiento (TMH)	91.69
Granulometría de alimentación (D80 mm)	137
Granulometría de descarga (D80 mm)	116

Fuente: Elaboración Propia

#### 3.2.1.2. **Chancado secundario**

El producto del chancado primario es transportado de la faja N°2 a la faja N°19, luego a la faja N°3 y finalmente a la faja N°4; donde esta última alimentará la zaranda FACCO 6 x 16 DD y el O/Z de las dos mallas de esta zaranda pasarán a la Chancadora secundaria NORDBERG HP200y los finos serán transportados por la faja N°10 hasta la faja 11.



**Tabla 3 Variables y parámetros de operación, chancado secundario**

<b>Principales variables y parámetros de operación</b>	<b>valor</b>
Tratamiento (TMH)	142.6
Granulometría de alimentación (D80 mm)	74.4
Granulometría de descarga (D80 mm)	26.8

Fuente: Elaboración Propia

### **3.2.1.3. Chancado terciario**

El producto de la Chancadora secundaria es transportado por la faja N° 5, esta pasa a la faja N°6 y luego a la faja N°7 para que alimente a la zaranda TEREX 7 x 20 DD. Las partículas superiores a 3/8 de pulgada son alimentados a la chancadora terciaria y su producto se trasporta por la faja N°8, hasta llegar a la faja N°7, trabajando todo en circuito cerrado y una carga circulantedel 100%.

**Tabla 4 Variables y parámetros de operación, chancado terciario**

<b>Principales variables y parámetros de operación</b>	<b>valor</b>
Tratamiento (TMH)	169.22
Granulometría de alimentación (D80 mm)	26.80
Granulometría de descarga (D80 mm)	19.20

Fuente: Elaboración Propia

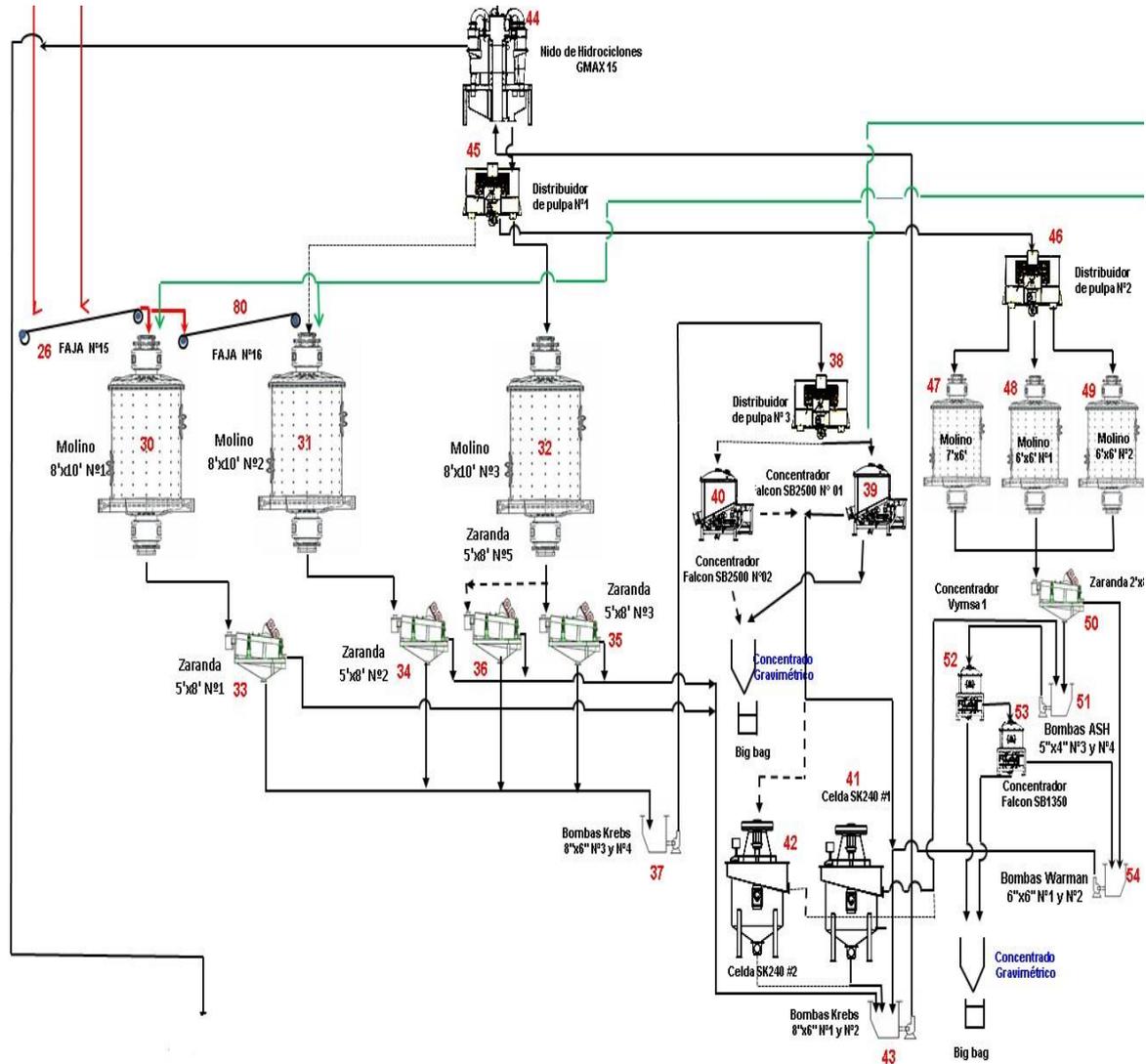
Los minerales pasantes inferiores a la malla 3/8 se llevan a la faja N°10, luego a la faja N°11 y esta se llevará hasta las fajas 12 y 13 para alimentar la tolva de finos N°1 y N°2usando la faja N°20 para su alimentación



x 8' para que regresen a la caja de bombas y este a los nidos de hidrociclones formando un circuitocerrado.

**Figura 10.**

*Diagrama de flujo (Molienda – Gravimetría)*



Fuente: Reporte mensual de la compañía (Surco Huayna, 2019)

Los under Size de las zarandas Sisetec ingresan al cajón de bombas Krebs N°3 y N°4 y este lo lleva al cajón distribuidor N°3, este será el que alimentará al concentrador Falcon SB 2500



N°1-2 (sección gravimétrica), para recuperar el oro, el relave de concentrador Falcon de acuerdo a la revisión de su ley es llevado hacia una celda Flash SK-240 N° 1 y 2, sus concentrados serán llevados a una bomba vertical N°10 y este será bombeado a un holding tank y los relaves de las celdas Flash serán llevados a la bomba Krebs N° 1 y 2.

El distribuidor de pulpa N°2 lleva la cara a los molinos de bolas COMESA 6' X 7, 6' x 6' N°1 y 2 y sus descargas alimentan las zarandas sizetec 2 x 8 N°1 y el over Size de esta zaranda alimentará al cajón de bombas warman 6 x 6 N°1 y 2, esta son las que bombean la carga al cajón de bombas Krebs 8 x 6 N°1 y 2 entrando así en circuito cerrado. Del mismo modo con el concentrador Vymsa N°1 (sección gravimétrica), su relave de este concentrador alimenta al concentrador Falcon SB1350.

El over Flow de estos hidrociclones trabajan bajo una densidad de 1260 gr/lit y un P78 igual a 75 micrones

**Tabla 5 Principales parámetros y variables de control, sección molienda - gravimetría**

<b>Principales variables y parámetros de control</b>	<b>Molino 1</b>	<b>Molino 2</b>	<b>Molino 3</b>	<b>Concentrador Falcon</b>	<b>Nido de hidrociclones</b>
Tratamiento (TMH)	38.76	40.41	86.80	158	221.84
% Solidos alimento	64.57	64.01	73	20.90	57.02
Agua (m <sup>3</sup> /hr)	21.27	22,27	31.98	120	167
Densidad de pulpa de descarga (g/Lt)	1690	1680	1810	1180	1520

Fuente: Elaboración Propia



### 3.2.3. Flotación

La parte de flotación comienza en el over Flow de los hidrociclones Gmax D15 los cuales alimentan a un tanque acondicionador 10'x10' N°1 y 2. Estos tanques acondicionadores alimentan al circuito Rougher que es descargado a la bomba vertical 2 ½" x 36" N°9, esta bombea hasta llegar al concentrador Vymca N°2 para realizar la concentración de metales pesados como el oro, el relave del concentrador Vymca alimenta a las celdas cleaner, del circuito cleaner se obtienen 2 productos: el relave de descarga al cajón de bomba ASH 4" x 3" N°5 o N°6 y este retorna al circuito Rougher, su concentrado es llevado al recleaner. El relave de este circuito pasa a la caja de bomba vertical 2 ½"x36" N°9 retornando al circuito cleaner, su concentrado descarga en la bomba vertical 2 ½"x36" N°10, este representa el concentrado final de flotación.

Los relaves del circuito Rougher van a las bombas Krebs 6"x6" N°7 o N°8 la que bombea la pulpa hasta el circuito de flotación Scavenger, en este circuito se obtienen dos productos: el concentrado que se descarga en la bomba ASH 4"x3" N°5 o N°6 y esta es bombeada al circuito Rougher, el relave del circuito Scavenger es el relave final el cual es llevado a la presa de relaves mediante tuberías de 6" y 8" para su almacenamiento y posterior recuperación de agua.

*Tabla 6 consumo de reactivos promedios*

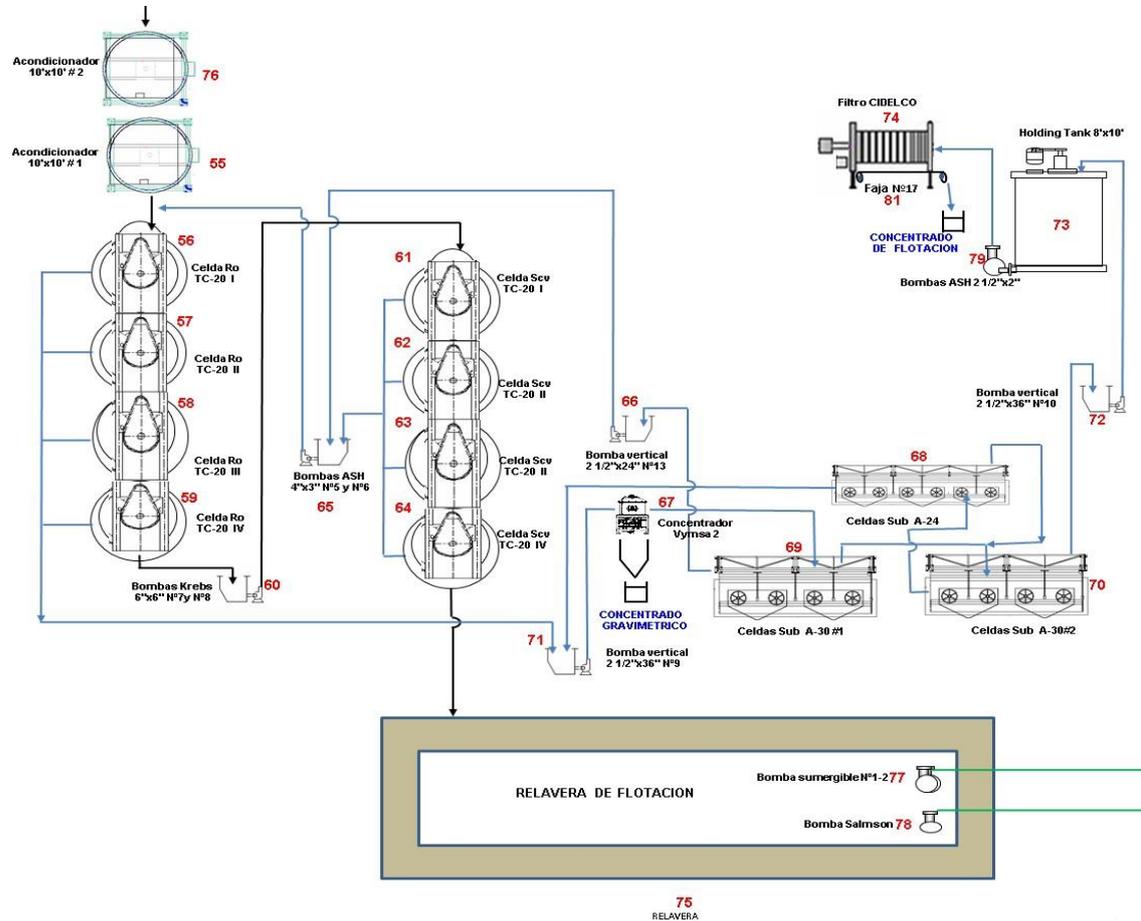
<b>Dosificación de Reactivos de flotación</b>	<b>Índice de consumo (g/t)</b>
Sulfato de cobre pentahidratado	28.4
Cal	22.7
Aeroprometer Ap-4037	55
Xantato Amílico de potasio	14.2

Fuente: Elaboración Propia

### 3.2.4. Filtrado

Figura 11.

Diagrama de Flujo Flotación y Filtrado



Fuente: Reporte mensual de la compañía (Surco Huayna, 2019)

En la sección de filtrado se reciben los concentrados provenientes del circuito de flotación, se suelen recibir en un Holding Tank (8'x10') aquí se homogeniza y almacena para llevarlo a un Filtro Prensa CIDELCO y llevarlo a un proceso de secado.

La etapa de secado inicia con la etapa de presurización, luego se inician cuatro etapas de secado una tras otra, una vez culminado la etapa de secado se inicia con la etapa de despresurización donde el operador inicia el proceso de descarga usando una faja transportadora



N°17, esta faja traslada los concentrados a los BIG BAG, aquí es donde se obtiene el concentrado final de la planta concentradora.

El agua obtenida del filtro se junta con el relave final de flotación y es enviada a la relavera para ser recuperada y recirculada a la Planta Concentradora.

### 3.2.5. *Balance de materia*

*Tabla 7 Balance de materia.*

	<b>Ton/hr</b>	<b>GE</b>	<b>%Solidos</b>	<b>Pulpa</b> mm <sup>33</sup> /h hh	<b>Agu</b> <b>a</b> mm <sup>33</sup> /hr	<b>Ley</b> <b>g/ton</b> <b>Au</b>
<b>Alimentación a la Chancadora</b>	91.69		97.5	-	-	-
<b>Alimento al nido de hidrociclones O/F del nido de hidrociclones</b>	221.484	2.5	57.02	255.5 6	166. 96	2.1
<b>U/F del nido de hidrociclones</b>	79.101	2.5 6	32.82	192.8 1	161. 91	1.6
<b>Concentrado final (Bomba vertical N°10)</b>	142.383	2.5 8	75.97	100.2 2	45.0 4	3.8
	0.6453	3.1 4	-	-	-	100

Fuente: Elaboración propia

### 3.3. **DESARROLLO EXPERIMENTAL**

La unidad minera Untuca CORI PUNO S.A.C. la cual pertenece al grupo Minero Consorcio Minero Horizonte, está ubicada en el paraje Cochapata, en el distrito de Quica, provincia de Sandia, en la región de Puno, en las estribaciones horizontales de la Cordillera Oriental del Sur del Perú, con altitudes de 3900 msnm hasta 5000 msnm.



Dicha unidad minera es del tipo aurífera de leyes marginales con un minado mixto subterráneo por taladros largos y también superficial por tajo abierto, procesa un tonelaje de 1900 TPD. Este proyecto investigará la alternativa de oxidación preliminar de concentrados de flotación para su posterior lixiviación por agitación

La muestra de concentrado proveniente de la mina Untuca CORI PUNO SAC ubicada en la región Puno Sandia, fueron recibidas por el laboratorio metalúrgico UMU (Unidad Minera Untuca), instalaciones que fueron usadas para poder realizar las pruebas de oxidación preliminar y lixiviación de las muestras; por lo que se detallarán todos los procesos de caracterización de minerales de concentrado y finalmente se presentara la justificación de la matriz de pruebas.

### **3.3.1. *Método de Caracterización de los Concentrados.***

La presente prueba de oxidación preliminar (primera prueba) se utilizaron 5 Big Bags de concentrados de flotación con un peso de 3.58312 TMS inicialmente se homogenizó la muestra para luego extraer muestras representativas para poder analizar la humedad gravedad específica del sólido y análisis químico de estas muestras. Ahora veremos el desarrollo del diseño de la matriz de pruebas con los principales parámetros a manejar y mantener, metodología de la oxidación preliminar y finalmente el método empleado para las pruebas de lixiviación.

#### **3.3.1.1. *Caracterización mineralógica***

A solicitud de la empresa CORI PUNO S.A.C., se ha realizado el estudio mineralógico por microscopía óptica de luz reflejada y electrónica con énfasis en minerales de oro para seis muestras, realizada por la empresa BIZALab. Las muestras se entregaron como material fino granulado, encontrándose seca y en cantidad apropiada para el análisis a realizar. El servicio corresponde a la orden de trabajo OT-1349.



a. **Ensayo por microscopía electrónica de barrido**

*Tabla 8 Distribución elemental de los minerales portadores identificados.*

Se resume las composiciones de los minerales evaluados en la Tabla 8:

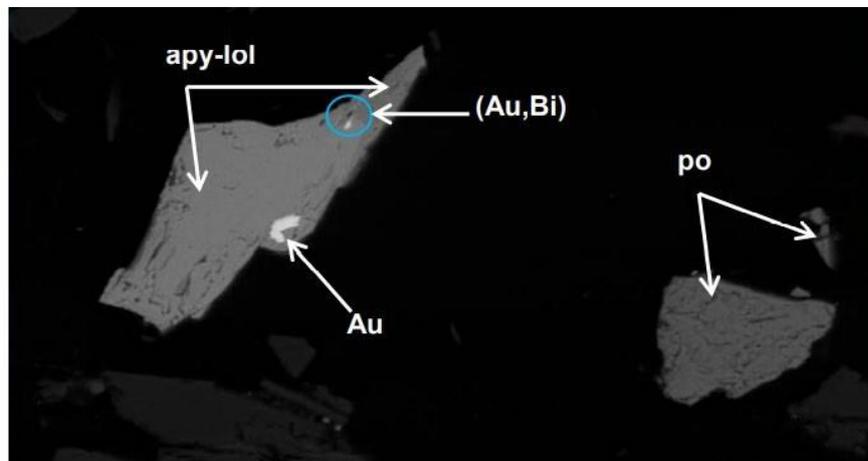
Minerales											TOTAL
	Fe	Sb	As	Ag	Au	Ni	Co	Bi	Zn	S	
Arsenopirita	32.83		47.39		0.26		0.75			18.78	100
Pirrotita	61.91									38.04	100
Lollingita	24.15		71.77			1.45	1.50			1.13	100
Oro nativo				4.48	95.52						100
Aleación Au-Bi					58.43			41.57			100
Aleación Au-Bi-Sb		28.00			55.96			16.04			100

Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

A continuación, se muestran las fotomicrografías obtenidas tanto en el microscopio óptico de luz reflejada como en el microscopio electrónico por electrones retro dispersados.

**Figura 12.**

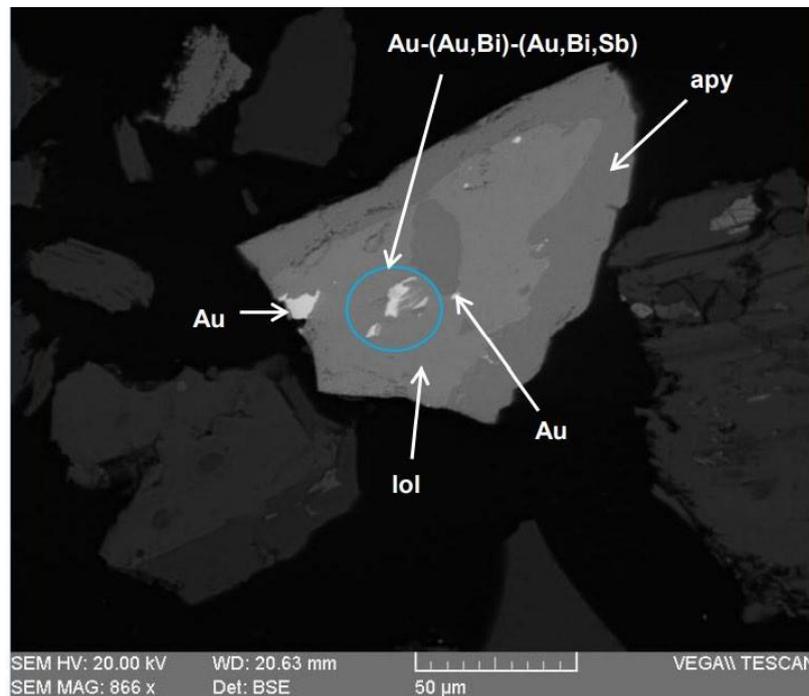
*Intercrecimiento de oro nativo (Au), arsenopirita (apy) y lollingita - Aumento 968x. (lol).*



Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

**Figura 13.**

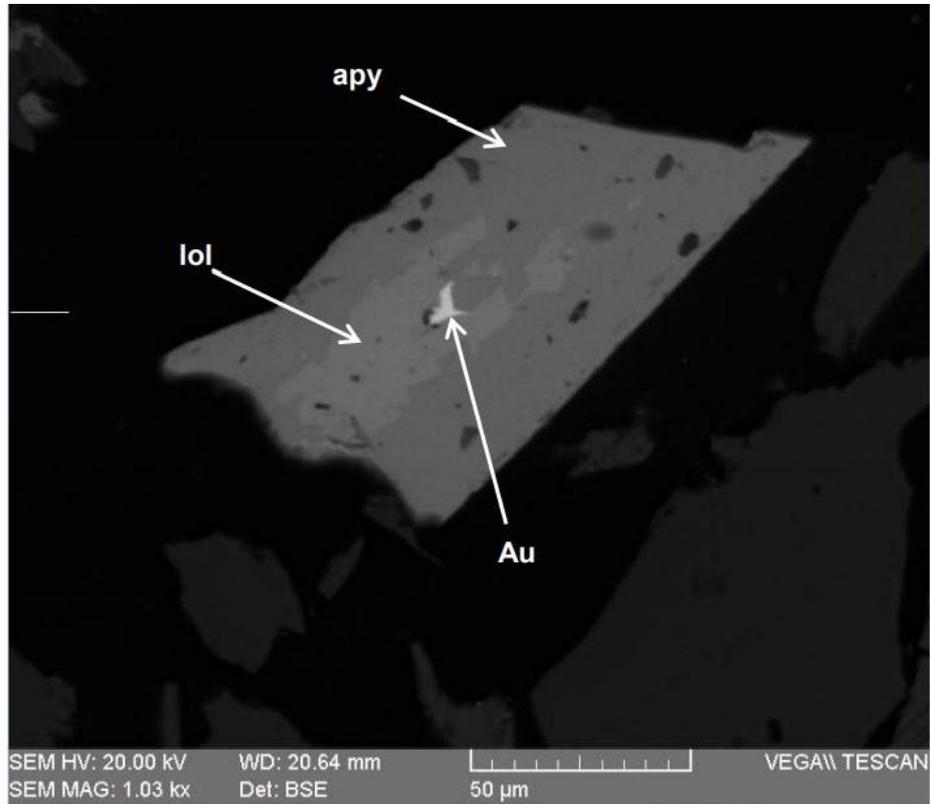
*Intercrecimiento lateral de oro nativo (Au), arsenopirita (apy) y lollingita - Aumento 866x*



Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

### Figura 14.

*Intercrecimiento de oro nativo (Au) incluido en matriz de arsenopirita (apy) y lolingita (lol) -Aumento 1030x.*



Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

#### **b. Ensayo por microscopía óptica de luz reflejada**

El oro nativo se encuentra asociado a arsenopirita y lolingita, presentando una liberación del 0%. Las asociaciones del oro nativo son de tipo incluidos/ocuidos, seguido de tipo lateral. Lostamaños del oro nativo en los Inter crecimientos son inferiores a los 13 micrones (Tabla 9).

**Tabla 9 Análisis de liberación y asociaciones con énfasis en oro nativo.**

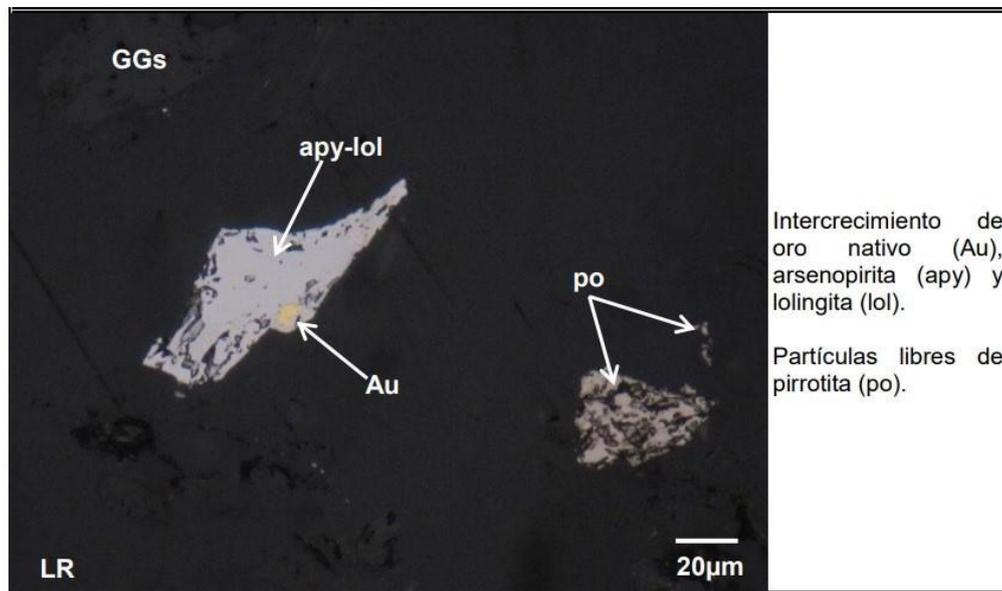
ANÁLISIS D NATIVO (Au)	
<b>DISTRIBUCIÓN GLOBAL ORO NATIVO (Au)</b>	
Au	0
Au - apy - lol	100
<b>TOTAL</b>	<b>100</b>
<b>TIPO DE ASOCIACIONES DE ORO NATIVO (Au)</b>	
ASOCIACION	%
Ocluida	67
Lateral	33
Diseminada	0
Corona	0
Vetillas	0
<b>TOTAL</b>	<b>100</b>
<b>DISTRIBUCIÓN (%) POR TAMAÑO DE ORO NATIVO (Au) EN ASOCIACIONES</b>	
µm	%
<13	100
13-15	0
16-23	0
24-32	0
33-75	0
76-106	0
>106	0
<b>TOTAL</b>	<b>100</b>
<b>ASOCIACIONES A ORO NATIVO (Au)</b>	
ASOCIACION	%
Au	100
apy - lol	
<b>DISTRIBUCIÓN (%) POR TAMAÑO DE ORO NATIVO (Au) LIBRES</b>	
µm	%
<13	
13-15	
16-23	
24-32	
33-75	
76-106	
>106	
<b>TOTAL</b>	

Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

A continuación, se presentan las fotomicrografías más representativas a diferentes escalas.

**Figura 15.**

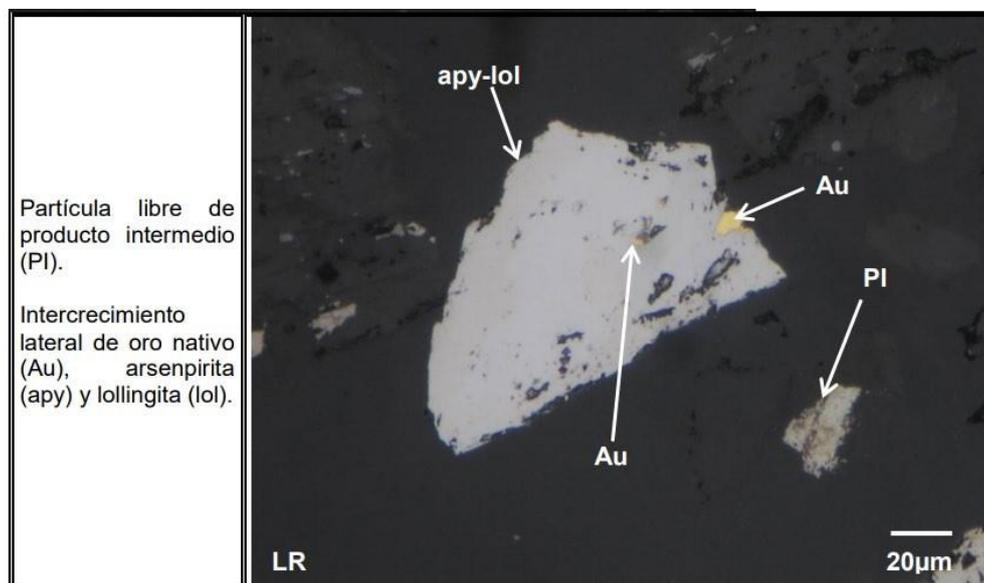
*Fotomicrografía 1*



Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

**Figura 16.**

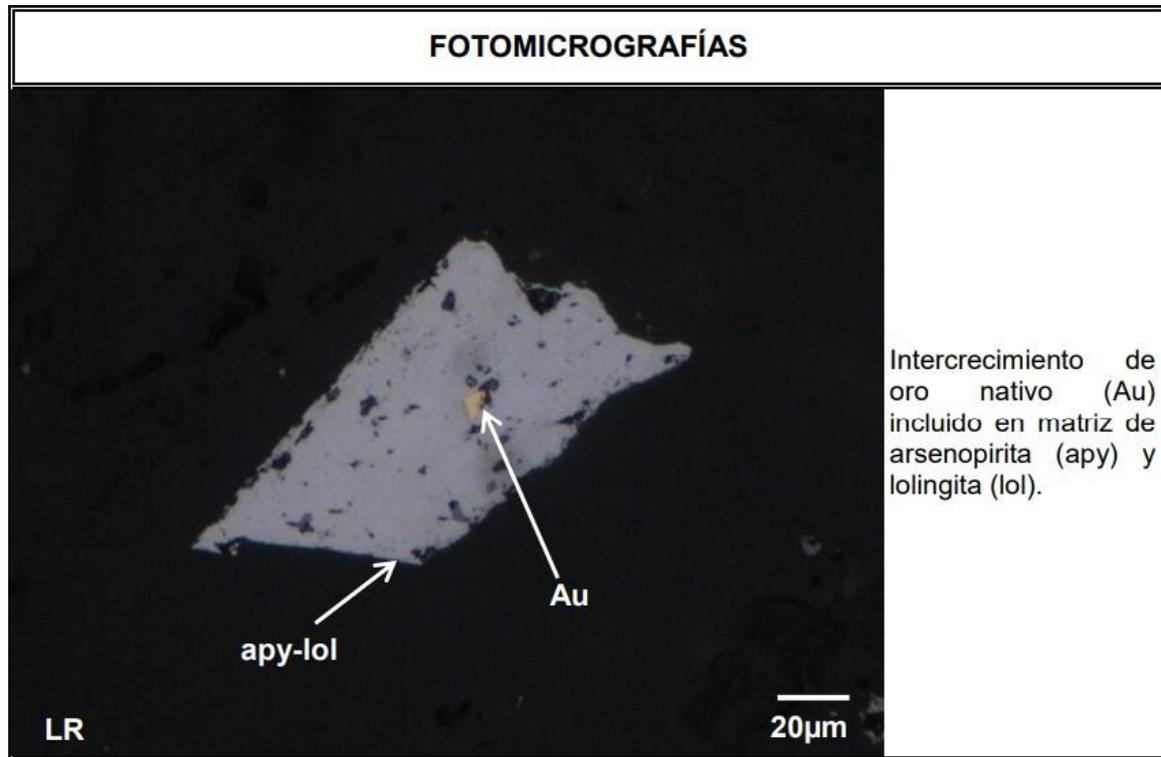
*Fotomicrografía 2*



Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

**Figura 17.**

*Fotomicrografía 3*



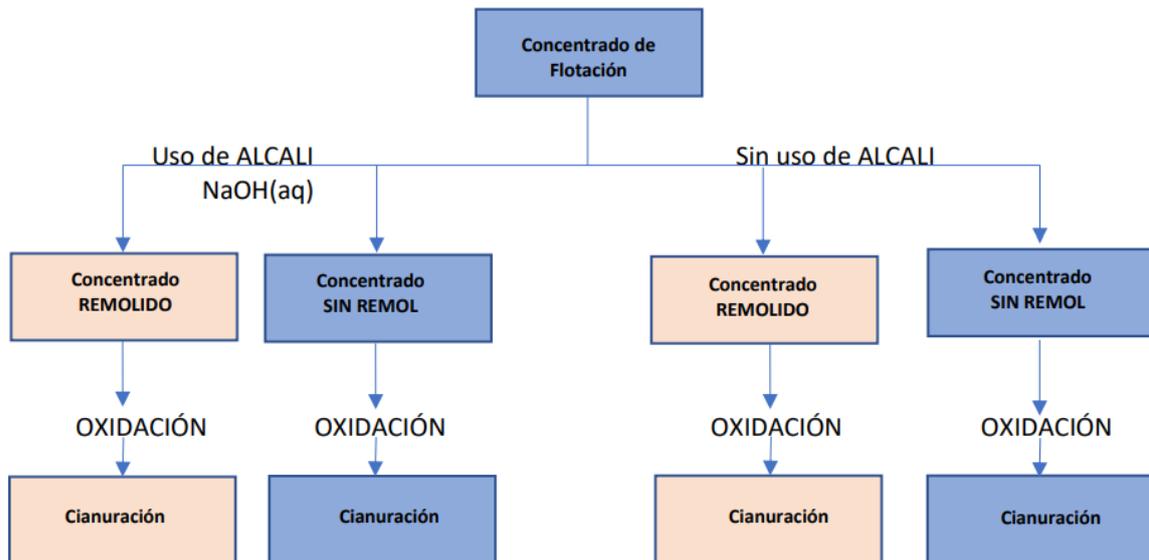
Fuente: informe de ensayo laboratorio (BIZALab, 2019)

### 3.3.2. *Diseño de Pruebas Experimentales.*

Antes de hacer las pruebas, se separaron en 2 grandes grupos. El primero, con pruebas de cianuración a minerales sin oxidar. Y el segundo grupo de minerales pre oxidados, listos para hacerlas pruebas de cianuración. Esto con la finalidad de ver si conviene hacer la pre oxidación del mineral, para una posterior cianuración; o simplemente no es necesario oxidar para hacer la cianuración.

**Figura 18.**

*Distribución en bloques de las pruebas en laboratorio para grupo 1.*



Fuente. Elaboración Propia

### 3.3.3. *Pruebas experimentales de cianuración con previa oxidación*

Para poder realizar las primeras pruebas de oxidación del mineral, con su posterior cianuración, se tomaron 11 muestras de 5 Kg cada uno, para hacer las pruebas. Las cuales luego de una homogenización se comenzó a hacer pruebas. Cuya información se muestra a continuación.

**Tabla 10 Datos iniciales de la prueba**

Datos iniciales	
Diámetro	1.98 m
Altura Neta	1.76 m
Volumen	5.42 m <sup>3</sup>
% Solidos	42%
GE	3.26



---

**Datos iniciales**

---

Densidad de Pulpa	141 g/l
Granulometría	94.8% -m200
Ley de Concentrado	67.26 g/t
pH inicial	6.21
Wmin + Wagua	7.588 t
Wmin	3.583 t
Wagua	4.06 m <sup>3</sup>

---

Fuente. Elaboración Propia

La siguiente investigación se llevó a cabo en 3 etapas:

- 1) Una oxidación preliminar de los concentrados de flotación
- 2) Proceso de Lixiviación por agitación

El concentrado luego de hacer el balance de masa para las 5 muestras para conocer su peso, % en húmedo ley y fino contenidos se pasó a ver las dimensiones del tanque para poder conocer cuando de concentrado de flotación debería usarse y del mismo modo cuidar los parámetros de pH, agua, GE, dosificación de NaOH y ley del oro, tratando de adecuarlos para una correcta oxidación preliminar.

*Tabla 11 Volumen útil de tanque para la oxidación.*

	<b>Valor</b>	<b>unidad</b>
Altura	1.76	m
Diámetro	2.00	m
Vol. Tanque	5.53	m <sup>3</sup>
Vol. Útil	5.42	m <sup>3</sup>

---

Fuente. Elaboración Propia.



**Tabla 12 Parámetros para el llenado.**

	<b>Valor</b>	<b>unidad</b>
% Solidos	42.000	-
G.e lima	3.200	-
Dp	1.400	-
Peso seco	3.583	tms
Peso pulpa	7.586	-
Vol. Agua	4.003	m3
G.e Lab. Calc.	3.128	-

Fuente. Elaboración Propia.

Se realizó la dosificación de oxígeno de 2.1 scfm de los cuales luego de 55 horas de oxidación el oxígeno disuelto en la pulpa empieza a estabilizarse en aproximadamente 7 mg/l.

El consumo de oxígeno fue de 72.26 m<sup>3</sup> /TMS

El consumo de NaOH durante la prueba de oxidación fue de 8.93 kg/t.

La ley inicial del concentrado fue de 67.96 g/t, culminada la oxidación la ley del concentrado oxidado es de 68.34 g/t.

La gravedad específica del concentrado sin oxidar fue de 3.26 g/cc y la gravedad específica del concentrado oxidado es de 3.15 g/cc.

Culminado este proceso de oxidación preliminar observamos la presencia de los metales disueltos en solución: Au 1.56 ppm, Fe 2.71 ppm y As 0.65 ppm

**Figura 19.**

*Equipo de Oxidación Preliminar.*



Fuente. Elaboración Propia

### **3.3.4. Cálculos necesarios en la experimentación**

#### **3.3.4.1. Cálculo de la gravedad específica después de la oxidación.**

Poder realizar este procedimiento tenemos que conocer primero a la ecuación que usaremos para poder realizar dicho análisis, por lo cual usaremos la siguiente formula:

$$SpGr = \frac{P2 - P1}{P2 + P4 - P1 - P3}$$

Donde:

Volumen de la Fiola.

P1: Peso de Fiola seca y vacía.

P2: Peso de la Fiola con muestra pulverizada.

P3: Peso de la Fiola con Muestra y Agua.

P4: Peso de la Fiola con Agua destilada.



A este método se le dice el método de la fiola donde usamos las variables P1, P2, P3 y P4 para poder determinar la gravedad específica del mineral con el que estamos trabajando, pero en este caso para determinar la GE del mineral luego de su oxidación preliminar

### 3.3.5. Prueba de cianuración por Agitación con previa oxidación

Después de la oxidación preliminar filtramos y repulpeamos hasta llegar un 40% en porcentaje de sólidos para así poder pasar a la prueba de lixiviación con cianuro de sodio, regulando la pulpa a un pH de 11 aproximadamente claro que esto no se va a poder cumplir, pero lograr que este valor no llegue hasta un pH ácido y de eso modo estar con las condiciones de operación deseadas.

**Tabla 13 Condiciones de Operación.**

VASO		
Código de Muestra	Prueba oxidación N° 1-	
Granulometría:	55.17	μ
Peso de mineral:	5.00	Kg
Humedad del mineral:	0.1	%

Fuente. Elaboración Propia

**Tabla 14 Condiciones de Cianuración, grupo 1.**

Sin Remolienda	Con		Sin		Con		Sin		
	Remolie		Remolie		Remolie		Remolie		
	nda		nda		nda		nda		
Con NaOH	Si	Si	C	C	Si	C	Si	C	Si
	n	n	on	on	n	on	n	on	n
	N	N	N	N	N	N	N	N	N
	a	a	a	a	a	a	a	a	a
	O	O	O	O	O	O	O	O	O
	H	H	H	H	H	H	H	H	H



	P 1	P 2	P 3	P 4	P 5	P 6	P 7	P 8	P 9	P 10	P 11
<b>CIANURACIÓN</b>											
Granulometría	9	9	8	9	9	7	9	9	9	7	9
	4	7	7	3	4	0	7	3	4	0	7
	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	2	2	2	4	4	4	4	4	4	4	4
	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m
Fuerza de Cianuro (g/L)	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
Agitación (rpm)	4	4	4	1	1	1	1	1	1	1	1
	7	7	7	6	6	6	6	6	6	6	6
	2	2	2	0.	0.	0.	0.	0.	0.	0.	0.
				5	5	5	5	5	5	5	5
%Sólidos	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Peso Seco (kg)	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Volumen Agua (L)	9.	9.	9.	9.	9.	9.	9.	9.	9.	9.	9.
	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
<b>Cabeza</b>											
Calculada		6	8	5	6	5	7	7	8	8	8
Reportada (g Au/t)	5	0.	8.	4.	2.	4.	8.	9.	0.	1.	2.
	9	6	7	8	9	5	4	4	4	4	4
		4	5	3	9	5	2	2	2	2	2

Fuente. Elaboración Propia

Después de revisar los tiempos de lixiviación en periodos de 1, 2, 4, 8, 12, 24, 36, 48, 72 horas analizando su variación de pH, cianuro libre, cianuro libre, nitrato de plata y consumo de Cal para que la lixiviación sea lo más constante posible en todo su trayecto de llegar hasta 72 horas y así finalmente poder determinar la recuperación en términos de porcentajes. De



igual modo paralas demás pruebas restantes.

**Nota:** las leyes de cabeza calculada, son diferentes porque las muestras recogidas son de diferentes big bags de concentrados. Las leyes de los concentrados varían porque el concentrado final proviene de una mezcla de concentración gravimétrica y de flotación; por lo tanto, la ley del concentrado final es cambiante, así como su composición mineralógica. Es por eso que las pruebas se hicieron en diferentes muestras provenientes de diferentes concentrados, con la finalidad de ver las respuestas de cada muestra después de la aplicación de los métodos.

### 3.3.6. *Pruebas experimentales de cianuración sin previa oxidación*

Para el segundo grupo de pruebas de cianuración, sin previa oxidación del mineral, se tomaron 2 pruebas; las cuales tuvieron diferentes parámetros de operación, cuya información se muestra a continuación en la tabla 15.

Tabla 15 Condiciones de Cianuración grupo 2

<b>Parámetros</b>	<b>prueba 1</b>	<b>prueba 2</b>
Peso de mineral (gr)	1000.00	1000.00
% Solidos:	35.00	35.00
Peso Pulpa (gr)	2857.14	2857.14
Volumen de Agua (L)	1.86	1.86
pH natural:	4.59	5.60
pH inicial:	11.16	55.59
Fuerza NaCN (g/L)	2.50	2.50
Agitación (rpm)	470	480

Fuente. Elaboración Propia

En la tabla 15, se muestra las condiciones en las que se hizo la Cianuración de muestras de concentrado del grupo 2 (sin oxidación previa); para lo cual se tomó 1000 gramos de mineral seco, al cual se agregó 1.86 litros de agua, para obtener una solución de 35 % de solidos; cuyo peso en conjunto dan el peso de la pulpa que es de 2857.15 gramos de pulpa.



## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Una vez realizada la oxidación preliminar del concentrado de flotación por un lapso de 72 horas y posteriormente se adecuado este mismo concentrado se pasó a hacer la Cianuración por agitación correspondiente

#### 4.1. OXIDACIÓN PRELIMINAR

Para esta prueba se realizó a un pH's variados usando u equipo de oxígeno(rotámetro) el cual nos ayudó para poder realizar este procedimiento, ahora bien, para poder llevar a cabo la posterior prueba de cianuración se tuvo que llevar el proceso por un lapso de 72 horas por lo que se pudo observar que a las 60 horas transcurridas el oxígeno disuelto se empezó a estabilizar y deigual modo para las demás pruebas, pero en lapsos de 50 a 65 horas.

*Tabla 16 Resultados de oxidación preliminar*

Sin Remolienda	Con NaOH		Sin NaOH		Con Remolienda		Sin Remolienda	
	P1	P2	P3	P4	P5	P6	P7	
<b>OXIDACIÓN</b>								
%Sólidos	42 %	30 %	30%	30%	30%	25%	25%	
Volumen Agua (m3)	4.9 5	3.3 1	3.33	3.30	3.33	4.42	4.27	
GE Antes de Oxidación	3.2 6	3.2	3.2	3.3	3.2	3.2	3.2	
GE después de Oxidación	3.1 5	2.9 5	2.96	3.23	3.13	3.19	3.07	



Peso Seco Inicial (kg)	358 3. 12	141 9. 28	1426 .1 6	1414 .1 6	1426. 72	1472. 96	142 2.3 2
Peso Seco Final Reportado (kg)	301 9. 28	124 9. 46	1280 .0 6	1324 .6 2	1294. 12	1438. 72	128 8.4 1
Peso Seco Final Calculado (kg)	346 2. 22	130 8. 40	1319 .2 0	1384 .1 6	1395. 51	1468. 36	136 4.5 4
Ley Inicial (g Au/t)	67.9 6	79. 41	87.6 8	63.6 6	78.98	74.16	98.3 7
Ley Final (g Au/t)	68.3 4	75. 57	87.6 4	60.0 6	73.39	88.71	88.9 6
Ley Final Calculada (g Au/t)	68.1 0	84. 44	94.7 1	63.9 7	76.40	72.59	102. 38
Oxígeno Disuelto 12h (mg/L)	15.3 0	8.7 6	20.9 0	6.10	5.55	6.7	7.05
Oxígeno Disuelto 24h (mg/L)	11.2 1	10. 37	21.6 1	12.6 6	17.29	10.65	4.37
Oxígeno Disuelto 36h (mg/L)	10.1	9.7 9	20.9	16.5 4	20.42	10	6.39
Oxígeno Disuelto 48h (mg/L)	6.43	130 2	18.7 5	19.2	26.3	9.5	7.41
Oxígeno Disuelto 72h (mg/L)	7.49	14. 73	21.4	23.7 5	31.78	11.79	10.6
Disolución de Au a 24h (mg Au/L)	0.16		0.03		0.31	0.08	< 0.05
Disolución de Au a 36h (mg Au/L)	0.22	0.0 5	0.03		0.79	0.12	< 0.05
Disolución de Au a 48h (mg Au/L)	0.41	0.1 3	0.03	0.39	1.16	0.31	< 0.05



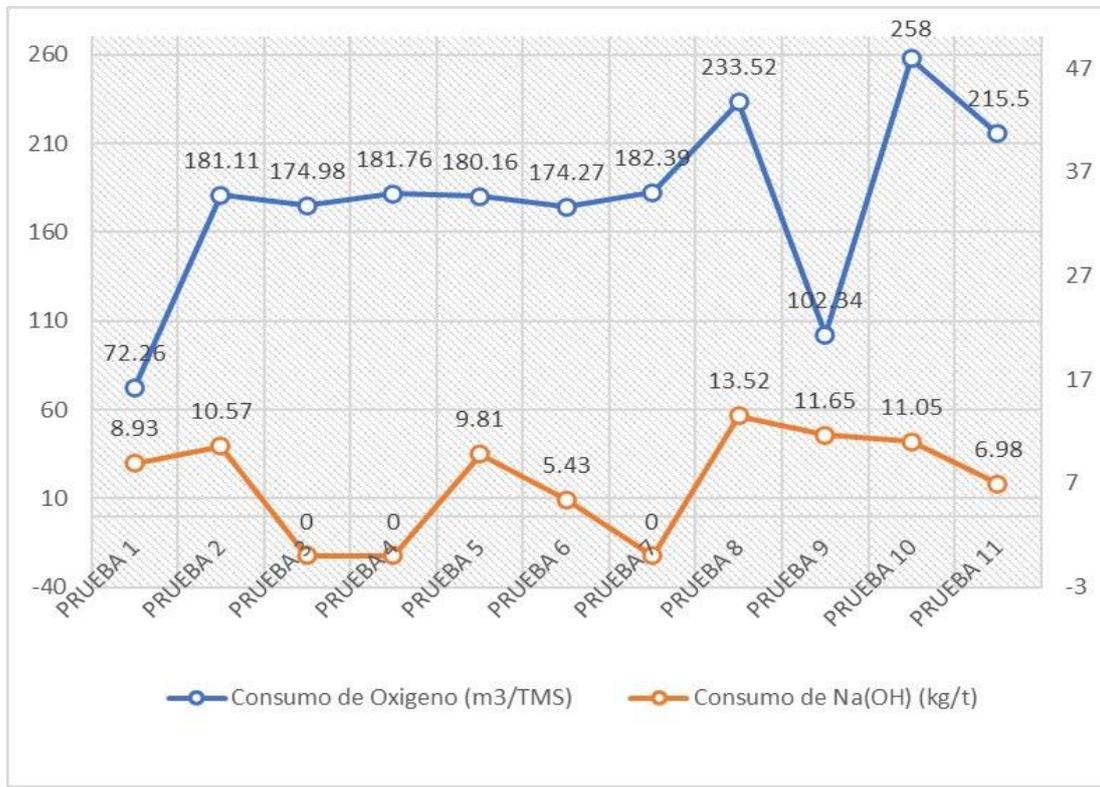
Disolución de Au a 72h (mg Au/L)	1.56	0.67	0.03	0.45	1.82	0.6	< 0.05
%Au Disuelto en Oxidación a 24h	0.33 %		0.08 %		0.92 %	0.32 %	< 0.15 %
%Au Disuelto en Oxidación a 36h	0.45 %	0.15 %	0.08 %		2.33 %	0.49 %	< 0.15 %
%Au Disuelto en Oxidación a 48h	0.83 %	0.38 %	0.08 %	1.43 %	3.43 %	1.25 %	< 0.15 %
%Au Disuelto en Oxidación a 72h	3.17 %	1.97 %	0.08 %	1.65 %	5.38 %	2.43 %	0.15 %

Fuente: Elaboración propia.

Quando se hizo la lixiviación un indicativo de que hubo una oxidación es la presencia de hierro y arsénico y la variación de la gravedad específica seria otro de los indicativos de que si se produjo oxidación y si queremos conocer de forma física que la gravedad específica bajo lo podríamos hacer viendo que el mineral se esponje por lo que podremos observar mejor la descripción grafica del consumo de reactivos usados por el lapso de 72 horas.

**Figura 20.**

*Consumo de Reactivos para la oxidación Preliminar.*



Fuente: Elaboración propia.

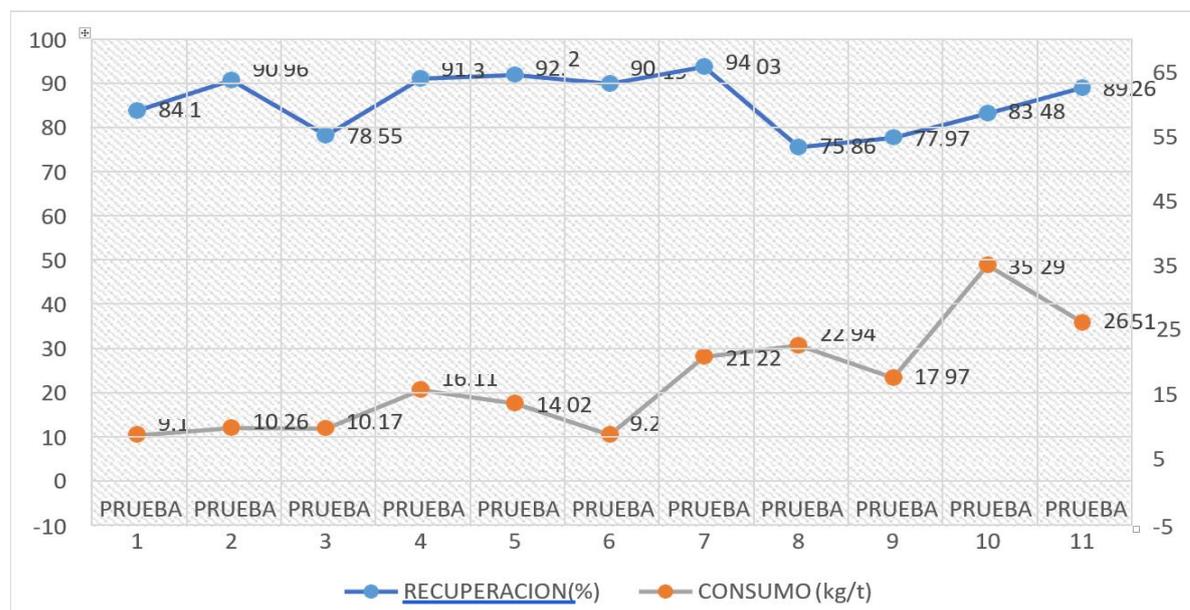
En La figura 20 podemos observar los consumos del oxígeno el Na(OH) los cuales fueron programados para un lapso de 72 para las 11 pruebas los cuales fueron realizados a diferentes pH(medio básico y medio ácido) lo cual provoco cambios muy distantes en el consumo de oxígeno yNa(OH), por ejemplo para el consumo de oxígeno en la prueba 1 tenemos un consumo de 72.26 m<sup>3</sup>/TMS de oxígeno y del mismo modo en la prueba 7 tenemos un consumo de 0 kg/t de Na(OH)y en la prueba 9 tenemos un consumo de 13.52 kg/t. Vale resaltar que en las últimas pruebas en lugar de usar Na(OH) se usó la Cal

## 4.2. LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN PARA GRUPO 1

Culminado el proceso de oxidación se llevó a cabo el proceso de lixiviación que se llevó a cabo para estas pruebas de laboratorio fue por medio de una agitación para periodos llegando hasta 72 horas.

**Figura 21.**

*Consumo y Recuperación para la Lixiviación por Agitación.*



Fuente: Elaboración propia.

En la figura 21, en las abscisas tenemos el número de pruebas, y en las ordenadas tenemos los porcentajes de recuperación, representado por la línea azul y el consumo de cianuro, representado por las líneas de color plomo. Entendiendo esto, podemos observar que la prueba 7 se tiene una recuperación del 94.03% y así mismo un consumo de 21.22 kg/t y la prueba 8 tiene un porcentaje de recuperación de 75.86% y tuvo un consumo de 22.94 kg/t haciéndose notar que a pesar de que haya tenido un consumo mayor que la prueba 7 quien tuvo mayor recuperación, este por el contrario tuvo una menor recuperación.



#### 4.2.1. *Tablas de condiciones operativas y resultados para cada prueba*

**Tabla 17 Prueba 1 Condiciones y Prueba de Lixiviación**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>		
Granulometría (u)	55.17	
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	3.15	
Tiempo de lixiviación (Horas)	72	
Consumo de NaCN total (kg/t)	22.73	
Consumo de Na(OH) Total(kg/t)	7.6	
%Solidos	35	
pH (promedio)	11	
RPM Lixiviación	472	
Volumen de agua promedio (L)	9.2	
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>		
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>	<b>%Recuperación</b>
Cabeza		
Relave	0.0053	13.92
Soluciones	0.033	86.08
Total	0.0383	100

Fuente. Elaboración Propia.

**Tabla 18 Prueba 2 Condiciones y Prueba de Lixiviación.**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>	
Granulometría (u)	60
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	2.95
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	10.26
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	1



%Sólidos	35
pH (promedio)	10.9
RPM Lixiviación	472
Volumen de agua promedio (L)	9.2

**RESULTADOS METALÚRGICOS**

Producto	Contenido Au (g Au/t)	%Recuperación
Cabeza		
Relave	0.0274	9.04
Soluciones	0.2758	90.96
<b>Total</b>	<b>0.3032</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.

*Tabla 19 Prueba 3 Condiciones y Prueba de Lixiviación.*

**CONDICIONES OPERATIVAS**

Granulometría (u)	61.64
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	2.96
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	10.17
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	1.4
%Solidos	35
pH (promedio)	11.3
RPM Lixiviación	472
Volumen de agua promedio (L)	9.2

**RESULTADOS METALÚRGICOS**

Producto	Contenido Au (g Au/t)	%Recuperación
Cabeza		
Relave	0.952	21.45
Soluciones	0.3485	78.55
<b>Total</b>	<b>0.4437</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.



**Tabla 20 Prueba 4 Condiciones y Prueba de Lixiviación.**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>		
Granulometría (u)	33.06	
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	3.23	
Tiempo de lixiviación (Horas)	72	
Consumo de NaCN total (kg/t)	16.11	
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	5.2	
%Solidos	35	
pH (promedio)	10.9	
RPM Lixiviación	160.5	
Volumen de agua promedio (L)	9.2	
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>		
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>	<b>%Recuperación</b>
Cabeza		
Relave	0.0239	8.7
Soluciones	0.2503	91.3
<b>Total</b>	<b>0.2742</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.

**Tabla 21 Prueba 5 Condiciones y Prueba de Lixiviación**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>	
Granulometría (u)	22.5
Gravedad Específica después de oxidar (g/l)	3.13
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	14.02
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	2.4
%Sólidos	35



pH (promedio)	10.4
RPM Lixiviación	160.5
Volumen de agua promedio (L)	9.2
RESULTADOS METALÚRGICOS	
Producto	Contenido Au (g Au/t)
Cabeza	
Relave	0.0245
Soluciones	0.2905
<b>Total</b>	<b>0.315</b>

Fuente. Elaboración Propia.

*Tabla 22 Prueba 6 Condiciones y Prueba de Lixiviación.*

CONDICIONES OPERATIVAS	
Granulometría (u)	55
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	3.19
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	9.24
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	1
%Sólidos	35
pH (promedio)	11
RPM Lixiviación	160.5
Volumen de agua promedio (L)	9.2
RESULTADOS METALÚRGICOS	
Producto	Contenido Au (g Au/t)
Cabeza	
Relave	0.0268
Soluciones	0.246
<b>Total</b>	<b>0.2727</b>

Fuente. Elaboración Propia.



**Tabla 23 Prueba 7 Condiciones y Prueba de Lixiviación**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>		
Granulometría (u)		19.13
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)		3.07
Tiempo de lixiviación (Horas)		72
Consumo de NaCN total (kg/t)		21.22
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)		6
%Sólidos		35
pH (promedio)		10
RPM Lixiviación		160.5
Volumen de agua promedio (L)		8.6
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>		
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>	<b>%Recuperación</b>
Cabeza		
Relave	0.0234	5.97
Soluciones	0.3687	94.03
<b>Total</b>	<b>0.3921</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.

**Tabla 24 Prueba 8 Condiciones y Prueba de Lixiviación.**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>	
Granulometría (u)	25
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	3.06
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	22.94
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	11
%Sólidos	35



pH (promedio)	11
RPM Lixiviación	160.5
Volumen de agua promedio (L)	8.6
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>	
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>
Cabeza	
Relave	0.1015
Soluciones	0.319
<b>Total</b>	<b>0.4205</b>
<b>%Recuperación</b>	
	24.14
	75.86
	100

Fuente. Elaboración Propia.

*Tabla 25 Prueba 9 Condiciones y Prueba de Lixiviación*

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>	
Granulometría (u)	32
Gravedad Específica después de oxidar (g/l)	3.1
Tiempo de lixiviación (Horas)	72
Consumo de NaCN total (kg/t)	17.97
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	1.6
%Sólidos	35
pH (promedio)	10.7
RPM Lixiviación	160.5
Volumen de agua promedio (L)	9.2
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>	
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>
Cabeza	
Relave	0.0863
Soluciones	0.3055
<b>Total</b>	<b>0.3918</b>
<b>%Recuperación</b>	
	22.03
	77.97
	100

Fuente. Elaboración Propia.



**Tabla 26 Prueba 10 Condiciones y Prueba de Lixiviación.**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>		
Granulometría (u)	19	
Gravedad Especifica después de oxidar (g/l)	3.18	
Tiempo de lixiviación (Horas)	72	
Consumo de NaCN total (kg/t)	35.29	
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	12.2	
%Sólidos	35	
pH (promedio)	9.6	
RPM Lixiviación	160.5	
Volumen de agua promedio (L)	9.2	
<b>RESULTADOS METALÚRGICOS</b>		
<b>Producto</b>	<b>Contenido Au (g Au/t)</b>	<b>%Recuperación</b>
Cabeza		
Relave	0.0441	16.52
Soluciones	0.2226	83.48
<b>Total</b>	<b>0.2666</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.

**Tabla 27 Prueba 11 Condiciones y Prueba de Lixiviación.**

<b>CONDICIONES OPERATIVAS</b>		
Granulometría (u)		29
Gravedad Específica después de oxidar (g/l)	3.13	
Tiempo de lixiviación (Horas)		72
Consumo de NaCN total (kg/t)	26.51	
Consumo de Na(OH) Total (kg/t)	12.6	
%Sólidos		35

pH (promedio)	10.7
RPM Lixiviación	160.5
Volumen de agua promedio (L)	9.2

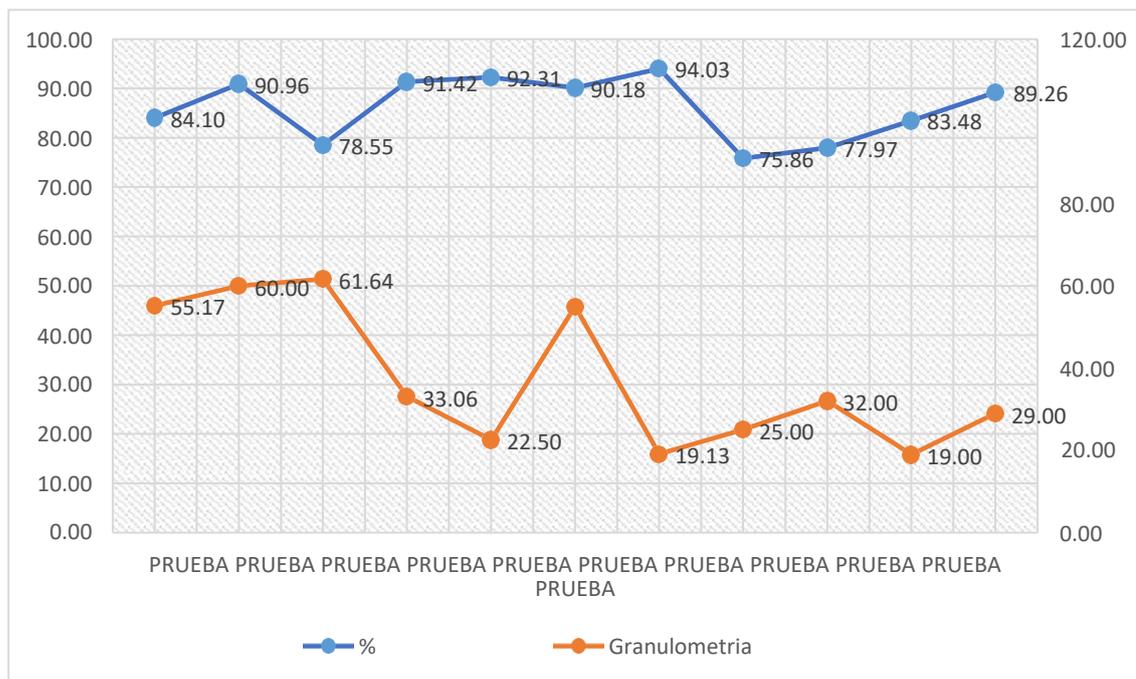
**RESULTADOS METALÚRGICOS**

Producto	Contenido Au (g Au/t)	%Recuperación
Cabeza		
Relave	0.0238	10.74
Soluciones	0.1974	89.26
<b>Total</b>	<b>0.2212</b>	<b>100</b>

Fuente. Elaboración Propia.

**Figura 22.**

*Recuperación después de la Cianuración en función de la granulometría*



Fuente: Elaboración Propia.

En la figura 22, en las abscisas tenemos el número de pruebas, y en las ordenadas tenemos los porcentajes de recuperación, representado por la línea azul y la granulometría, representado



por las líneas de color naranja. Entendiendo esto, vemos que la mejor recuperación se dio en la prueba 7 con 94.03 %, con una granulometría de 19.13 um.

**Tabla 28 Recuperación de Au Total vs. Tiempo de Cianuración**

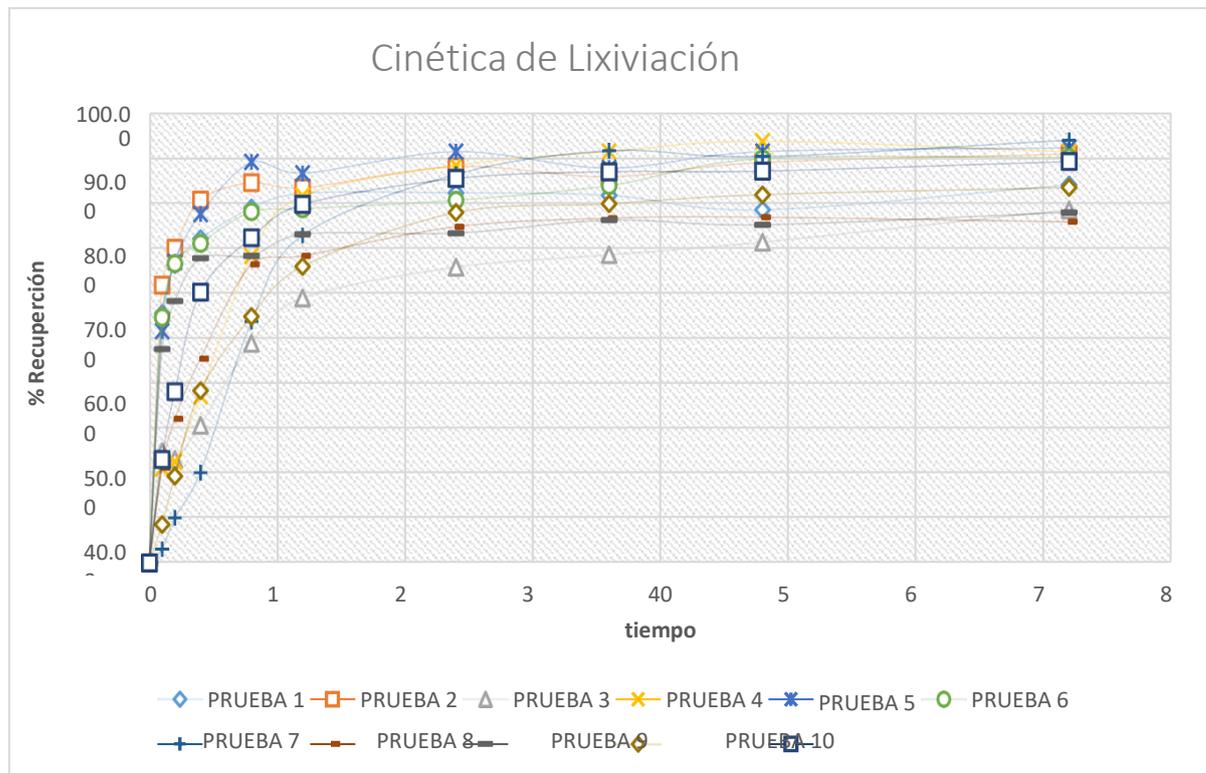
<b>Horas</b>	<b>P1</b>	<b>P2</b>	<b>P3</b>	<b>P4</b>	<b>P5</b>	<b>P6</b>	<b>P7</b>
0	3.17%	1.97%	0.08%	1.65%	5.38%	2.43%	0.15%
1	56.47%	62.55 %	24.86 %	22.20 %	54.11 %	55.51 %	3.25%
2	67.37%	70.59 %	23.06 %	23.78 %	68.59 %	67.22 %	10.14 %
4	72.98%	81.18 %	30.66 %	38.14 %	78.71 %	71.61 %	20.22 %
8	79.67%	84.90 %	48.84 %	68.72 %	89.69 %	78.53 %	53.77 %
12	82.76%	83.73 %	58.93 %	81.81 %	87.32 %	79.12 %	72.84 %
24	82.86%	88.43 %	65.83 %	88.49 %	91.86 %	81.07 %	86.42 %
36	82.38%	86.18 %	68.53 %	91.54 %	88.46 %	84.29 %	91.71 %
48	79.18%	89.31 %	71.32 %	93.80 %	91.86 %	90.15 %	90.41 %
72	84.60%	91.18 %	78.52 %	91.44 %	92.62 %	90.44 %	94.01 %

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla 28, se muestra los porcentajes de recuperación que se obtuvieron, al transcurrir el tiempo de 72 horas de lixiviación, para las pruebas del grupo 1. Cuyo mineral cianurado previamente fue oxidación. El cual nos servirá para construir el gráfico de cinética de lixiviación.

**Figura 23.**

*Resumen de cinética de cianuración de pruebas – grupo 1*



Fuente: Elaboración Propia.

En la figura 23, se muestra la cinética de cianuración de pruebas – grupo 1, donde el mayor porcentaje de recuperación se obtuvo en la prueba 7, al transcurrir el tiempo de 72 horas de lixiviación, en el cual la recuperación máxima fue del 94.03 % del oro total. Representada por la línea de color Azul oscuro en el gráfico.

#### 4.3. LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN PARA GRUPO 2

El proceso de lixiviación que se llevó a cabo para estas pruebas de laboratorio fue por medio de una agitación para periodos llegando hasta 72 horas.



Tabla 29 Resumen de control de cianuración prueba 1 – grupo 2

Volumen Tiempo (Hrs)	solución	Ppm	LEY	Contenido de oro en solución		
			Recup.	Extraído	Total	%
0	1.86		0.0000		0.0000	0.0
1	1.86	26.15	0.0486		0.0486	50.8
2	1.84	30.48	0.0560	0.00052	0.0565	59.2
4	1.82	29.06	0.0528	0.00061	0.0539	56.5
8	1.80	30.54	0.0549	0.00058	0.0566	59.3
12	1.78	28.84	0.0513	0.00061	0.0536	56.1
24	1.76	32.83	0.0577	0.00058	0.0606	63.4
36	1.74	36.97	0.0642	0.00066	0.0678	71.0
48	1.72	37.83	0.0650	0.00074	0.0693	72.5
72	1.70	41.45	0.0703	0.00076	0.0754	78.9

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla 29, se muestra los porcentajes de recuperación que se obtuvieron, al transcurrir el tiempo de 72 horas de lixiviación, en la prueba 1, del grupo 2. Cuyo mineral cianurado no había pasado por una oxidación previa. Donde la recuperación máxima fue del 78.9 % del oro total que se encontraba en el mineral.

Tabla 30 Balance metalúrgico prueba 1 – grupo 2

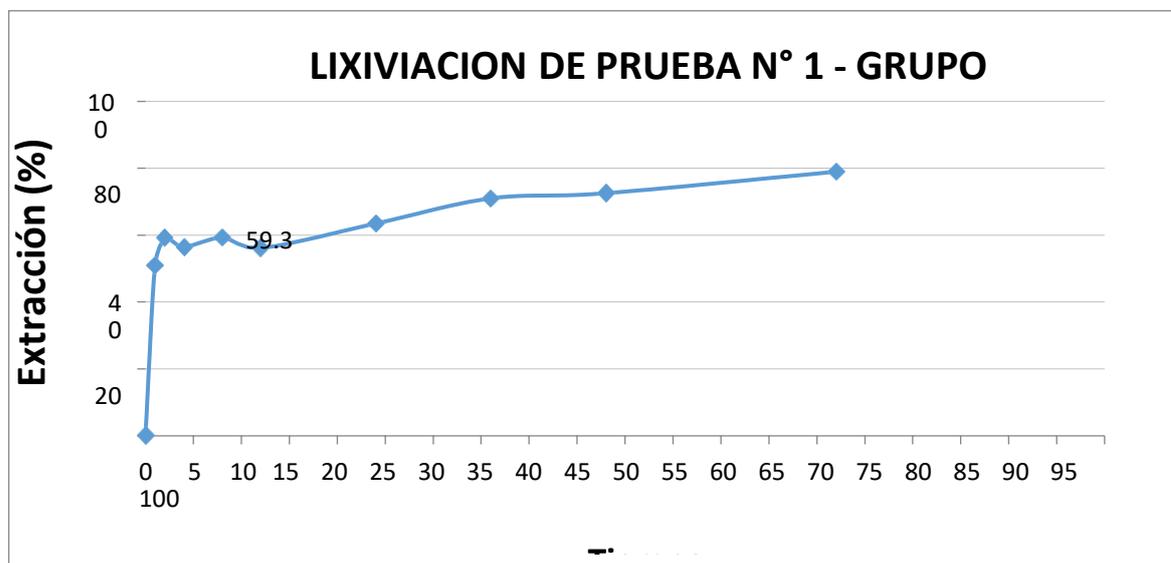
Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza		95.52		
Relave	20.12		0.0201	21.06
Soluciones			0.0754	78.94
Total			0.0955	100.00

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla 30, se muestra el balance metalúrgico de la prueba 1, del grupo 2; al transcurrir el tiempo de 72 horas de cianuración. los porcentajes de recuperación que se obtuvieron, muestra que en la solución contiene el 78.94% del oro total alimentado. Lo que significa, que solo ese porcentaje fue lixiviado por la solución de cianuro. Quedando en el residuo (relave), un 21.06% de oro no recuperado; es decir, no cianurado.

**Figura 24.**

*Porcentaje de recuperación de prueba 1 – grupo 2*



Fuente: Elaboración Propia.

En la figura 24, se muestra la cinética de lixiviación de la prueba 1, del grupo 2. Donde vemos que en las primeras horas es donde se tuvo las mayores recuperaciones de oro, llegando a valores de 60%. Lo que significa que ahí se lixivió el mineral de oro más dócil; y pasado las horas empezó a cianurar el oro que probablemente este encapsulado, y el resto que no se pudo recuperar, probablemente sea por minerales refractarios.

**Tabla 31 Resumen de control de cianuración prueba 2 – grupo 2**

Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY Ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	1.86		0.0000		0.0000	0.0
1	1.86	1.62	0.0030		0.0030	3.3
2	1.84	2.86	0.0053	0.00003	0.0053	5.8
4	1.82	2.84	0.0052	0.00006	0.0053	5.7
8	1.80	14.44	0.0260	0.00006	0.0261	28.4
12	1.78	29.62	0.0526	0.00029	0.0531	57.8
24	1.76	35.68	0.0627	0.00059	0.0637	69.4
36	1.74	38.48	0.0668	0.00071	0.0686	74.7
48	1.72	36.95	0.0634	0.00077	0.0660	71.8
72	1.70	37.94	0.0644	0.00074	0.0676	73.7

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla 31, se muestra los porcentajes de recuperación que se obtuvieron, al transcurrir el tiempo de 72 horas de lixiviación, en la prueba 2, del grupo 2. Cuyo mineral cianurado no había pasado por una oxidación previa. Donde la recuperación máxima fue del 73.7 % del oro total que se encontraba en el mineral.

**Tabla 32 Balance metalúrgico prueba 2 – grupo 2**

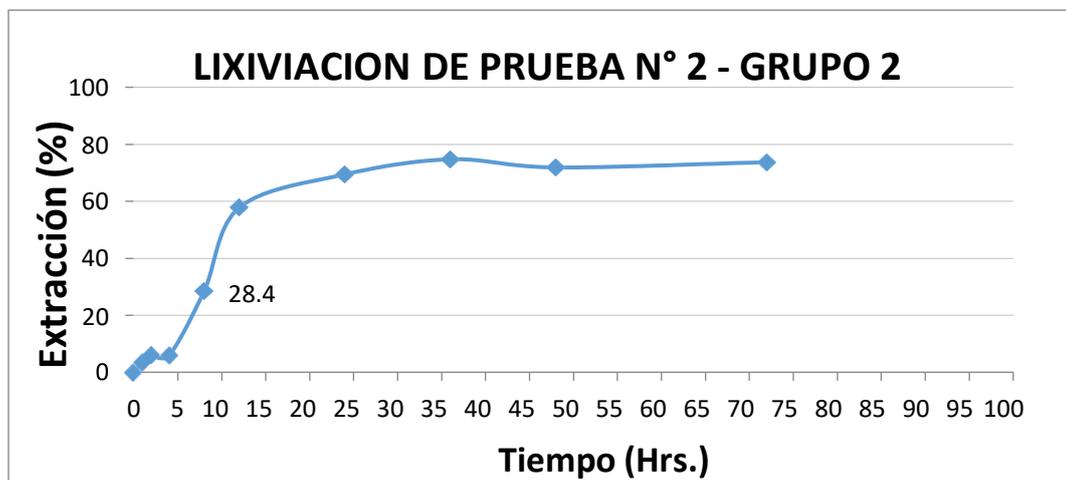
Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza		91.82		
Relave	24.18		0.0242	26.33
Soluciones			0.0676	73.67
Total			0.0918	100.00

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla 32, se muestra el balance metalúrgico de la prueba 2, del grupo 2; al transcurrir el tiempo de 72 horas de cianuración. los porcentajes de recuperación que se obtuvieron, muestra que en la solución contiene solo el 73.67% del oro total alimentado. Lo que significa, que en la prueba 1, tuvo un mayor porcentaje de recuperación. Quedando por lo tanto un mayor oro en el residuo (relave), de 26.33% de oro no recuperado; es decir, no cianurado.

**Figura 25.**

*Porcentaje de recuperación de prueba 2 – grupo 2*



Fuente: Elaboración Propia.

En la figura 25, se muestra la cinética de lixiviación de la prueba 2, del grupo 2. Donde vemos que en las primeras 10 horas, es donde se tuvo las mayores recuperaciones de oro, llegando a valores de 60%. Lo que significa que ahí se lixivió el mineral de oro más dócil; y pasado las horas se empezó a cianurar el oro que probablemente este encapsulado, y el resto que no se pudo recuperar, probablemente sea por minerales refractarios.

#### 4.4. ANÁLISIS ECONÓMICO

**Observación:** al ser este un proyecto que estudia la factibilidad técnica de recuperación de oro, aplicando el método de agitación mediante una oxidación preliminar a nivel laboratorio; no



se cuenta con estudios económicos para hacer una proyección económica fiable, para ver la factibilidad económica de la implementación de este método en el proyecto minero. Por lo tanto, lo en esta sección se muestra un análisis económico general, tomando en cuenta los gastos operativos que se tuvieron, al hacer la pruebas en laboratorio.

Sabiendo que las leyes del concentrado, son cambiantes de acuerdo a la ley de alimentación y condiciones de operación; para una proyección económica, de cuanto sería la rentabilidad, utilizaremos como base de información para hacer los cálculos, los datos de un reporte mensual de operación en específico, correspondiente al mes de febrero del año 2019. En cuyos datos, después del balance metalúrgico muestra que:

- El mineral tratado en ese mes fue de 52,400.89 TMS (tonelada métrica seca), con una ley de 2.81 g Au/TMS (gramos de oro por tonelada métrica seca de mineral).
- El concentrado final, tiene una ley de 140.60 g Au/TMS
- El concentrado final, tiene un peso total de 815.26 TMS.

Además, se usará como datos de operación de la prueba 7, donde se obtuvo 94.03 % de recuperación, el cual fue el mejor resultado obtenido.

**Tabla 33 Resumen de balance metalúrgico, mes de febrero - 2019**

<b>Balance acumulado</b>	<b>Peso</b>	<b>leyes cabeza</b>	<b>Contenido</b>	<b>% recup.</b>	<b>R.c.</b>
<b>Mes</b>	<b>Tms</b>	<b>Gr au/tms</b>	<b>Gr oro</b>	<b>Au</b>	<b>Au</b>
Cabeza general	52400.89	2.81	147246.50		
Cabeza flotación	52297.81	1.75	91521.17		
Concentrado flotación	712.17	82.13	58490.52	39.72	73.43
Concentrado gravimétrico	103.08	544.60	56137.37	38.12	
Relave general	51585.64	0.62	31983.10		



<b>Cabeza calculada mes</b>	<b>52,400.8 9</b>	<b>2.79</b>	<b>146,428. 36</b>		
<b>movimiento de mineral</b>	<b>% hum.</b>	<b>tms</b>	<b>cancha</b>	<b>tolva n° 1</b>	<b>tolva n° 2</b>
Recibido a la fecha					
Tratado a la fecha	2.41	52400. 89			
Stock en cancha y tolvas					
% Malla -200 Acumulado	Cab. Flot.	8.22	Relav.	73.41	

Fuente: elaboración propia

#### 4.4.1. *Cálculo de costo de equipos*

*Tabla 34 Cálculo de costo de equipos*

<b>Cálculo de costo de equipos</b>	
<b>Equipos</b>	<b>costo (USD)</b>
Equipo de oxígeno	2 378.00
Tanque de agitación	1 300.00
Total	3 678.00

Fuente: Elaboración propia

Debemos tener en cuenta que los equipos se usaron a nivel de laboratorio, el equipo de oxígeno para la peroxidación y el tanque para la lixiviación. Por lo tanto, si se quiere implementar una planta piloto, se requiere de equipos más grandes en capacidad, como una planta de generación de oxígeno y tanques de agitación de mayor capacidad, lo cual involucra otros costos.

#### 4.4.2. *Cálculo de costo de reactivos de lixiviación*

*Tabla 35 Cálculo de costo de reactivos de lixiviación*

<b>concentrado</b>	815.26
--------------------	--------



Reactivo	costo unitario (USD / Kilogramos)	Dosificación (Kg /t)	costo (USD /TMS)	costo total (USD)
NaCN	4.5	21.22	95.49	77849.1774
Na(OH)	8.205	6	49.23	40135.2498
			Total	117984.427 2

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 35, tenemos una proyección de cuanto sería el costo económico de los reactivos para la cianuración, en una planta piloto. Si usamos como datos la dosificación de la prueba 7, donde se obtuvo 94.03 % de recuperación, el cual fue el mejor resultado obtenido.

#### 4.4.3. *Proyección económica de posibles beneficios*

Esta proyección está basada en el contraste, entre la cianuración a mineral sin oxidar, y minerales previamente oxidados. En la tabla 36, se muestra las 2 mejores recuperaciones que se obtuvo, entre uno y otro método. Para la Cianuración sin pre oxidación, se tomó los datos de la prueba 3, donde se obtuvo 78.94 % de recuperación. Para la Cianuración con pre oxidación, se tomó los datos de la prueba 7, donde se obtuvo 94.03 % de recuperación.

*Tabla 36 Cálculo del beneficio económico al contrastar ambos métodos*

CONTRASTE ECONÓMICO DE MÉTODOS		
	Cianuración sin pre oxidación	Cianuración con pre oxidación
Porcentaje de recuperación (%)	78.94	94.03
Oro recuperado (gr)	91,749.14	138,449.36
Costo de oro (USD/g)	58.37	58.37
Venta total (USD)	5,355,397.302	8,081,289.004



Diferencia (USD)	2,725,891.70
Rentabilidad (USD/Mes)	2,725,891.70

Fuente: Elaboración propia

Debemos tener en cuenta que este al precio calculado, se le debe de agregar los costos operativos que implicarían los procesos de purificación de oro en solución, recuperación y fundición para la obtención de barras de oro, así como los costos que involucren su transporte y su comercialización. Además, de incluir todos los costes previos al proceso, como: chancado, molienda, clasificación, flotación, espesamiento, entre otros. Información con la que no se cuenta, para este trabajo, por derechos de reserva, privacidad y resguardo de esta información de la empresa.



## V. CONCLUSIONES

- La aplicación del método de oxidación preliminar, antes de la cianuración por agitación de minerales refractarios; permite obtener mejores porcentajes de recuperación de oro. Tal es el caso de la prueba 7, donde se obtuvo 94.03 % de recuperación, el cual fue el mejor resultado obtenido.
- En cuanto a parámetros óptimos de operación en el proceso, tenemos que: En cuanto a dosificación de reactivos en la oxidación preliminar; el consumo de oxígeno y Na (OH), se debe de tomar como base los valores asumidos en la prueba 7, donde hubo una mejor recuperación. Donde la dosis fue de 0 kg/t para Na (OH) y 182.39 m<sup>3</sup>/TMS de oxígeno. Para la cianuración, la dosis debe de ser de 21.22 kg/t de NaCN, tiempo de lixiviación de 72 Horas y 160.5 RPM en lixiviación, como parámetros de operación.
- A partir del análisis de resultados de cada prueba o corrida, podemos decir que se encontraron variables más óptimas de operación, para una mejor recuperación, las cuales se deben de controlar y mantenerlos dentro de valores cercanos a estas. Principales variables como el porcentaje sólidos de 35 %, PH de 10 y la granulometría del mineral de 19.13  $\mu$ m.
- Económicamente se proyecta que, si utilizamos una oxidación previa al mineral, antes de cianurar; la mejora en el porcentaje de recuperación de oro podría ser en un 19.15 %, en comparación a una cianuración convencional (sin una previa oxidación de mineral). Lo cual, en base a los datos utilizados para los cálculos, representa un aumento en la rentabilidad de 2,725,891.70 USD/Mes.



## VI. RECOMENDACIONES

- Es recomendable analizar la variación de pH desde que comienza el proceso de oxidación preliminar hasta la recuperación del oro después de la lixiviación por agitación para una mayor y eficiente recuperación de oro
- Se recomienda analizar con mayor detenimiento la granulometría del mineral desde el minado hasta su recuperación en leyes
- Después de analizar las pruebas podemos inferir que es recomendable utilizar densidades de pulpa bajas ya que esto nos permitirá usar menores cantidades de cianuro
- Se recomienda una mayor cantidad de pruebas de operación en la planta Untuca.



## VII. REFERENCIAS

- Araujo Mirelly, A. A. (2014). Optimización en la recuperación de oro de minerales mixtos en Cerro Corona - goldfields La Cima. *Rev. del Instituto de Investigación (RIIGEO), FIGMMG- UNMSM, 27-37.*
- Azañero, Á. (2001). Recuperación de oro y plata de minerales a través del método de Heap Leaching. *Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de geología, minas, metalurgia y ciencias geográficas.*
- CODELCO. (2019). *Flotación*. Santiago de Chile: Codelco.
- Espinoza, M. (s.f). *Chancado y Molienda*. Lima: Universidad Mayor de San Marcos.
- Flores Calli, F. R. (2016). Optimización del Proceso de Lixiviación de Minerales Auríferos de baja Ley - Minera Aruntani SAC. (*Tesis de Licenciatura*). Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Machaca Chuquimamani, R. F. (2019). Optimización de la Recuperación de oro Mediante el control de la Densidad y el pH por el método de Carbon el Pulpa en la Procesadora Neal SAC. Chala-Arequipa. (*Tesis de Licenciatura*). Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Puno.
- Mamani, V., & Alvarado, E. (1999). *Cianuración por agitación*. Lima. OCW UPCT. (s.f). *Operaciones de preparación*. Madrid.
- Parga, J. y. (30 de Agosto de 1996). Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista Metalúrgica, 254-261.*
- Procesamiento de minerales. (s.f.). *procesaminerales.blogspot.com*. Obtenido de <http://procesaminerales.blogspot.com/2012/09/flotacion-minerales.html>



Raffino, M. (27 de Junio de 2020). *Concepto.de*. Recuperado el 08 de Agosto de 2020, de <https://concepto.de/oxidacion/>

Ramirez, A. (2016). *Estudio e implementación de una planta de cianuración de oro para unacapacidad de 20 TMD*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.

S. Sobral, L. G. (2005). Cianuración por Agitación para la disolución de Oro de las Menas de Ponde Enríquez (Provincia de Azuay - Ecuador). *CETEM*, 20-24.

Sanz, V. (2018). *Proceso de Cianuración*. Lima.

Surco Huayna, F. (Enero de 2019). Memoria Descriptiva.

Yannapoulus, J. (1995). THE EXTRACTIVE METALLURGY OF GOLD. JMLA.



# ANEXOS

### ANEXO N° 1: Ciudad de Cori-Puno



### ANEXO N° 2: Carretera Unidad Minera Cori Puno S.A.C.



### ANEXO N° 3: Concentrados traídos del área de flotación de la unidad minera Untuca – Cori

PunoS.A.C.



### ANEXO N° 4: Concentrado de mineral sin oxidar



**ANEXO N° 5:** Concentrado de mineral oxidado



**ANEXO N° 6:** Equipo para la cianuración por agitación





## ANEXO N° 7: Control de Parámetros en pruebas de oxidación.

DATOS DURANTE LA UNDECIMA PRUEBA DE OXIDACION							
# Horas	DÍA	HORA	T °C	Rotámetro O <sub>2</sub> (g)- LPM	DO mg/l O <sub>2</sub> (aq)	pH	mv
1	27/10/2019	23:30:00	14.8 °C	120	0.69	11.10	-222
2	28/10/2019	00:30:00	14.8 °C	120	1.23	11.00	-213
3	28/10/2019	01:30:00	14.8 °C	120	2.58	10.80	-203
4	28/10/2019	02:30:00	14.7 °C	120	3.12	10.70	-193
5	28/10/2019	03:30:00	14.7 °C	120	3.18	11.00	-213
6	28/10/2019	04:30:00	14.7 °C	120	3.32	10.70	-193
7	28/10/2019	05:30:00	14.9 °C	120	3.54	11.50	-238
8	28/10/2019	06:30:00	14.8 °C	120	4.24	11.40	-235
9	28/10/2019	07:30:00	15.3 °C	120	4.57	10.90	-200
10	28/10/2019	08:30:00	14.1 °C	120	3.12	10.90	-203
11	28/10/2019	09:30:00	14.4 °C	120	4.01	10.90	-205
12	28/10/2019	10:30:00	13.9 °C	120	4.10	10.80	-207
13	28/10/2019	11:30:00	15.1 °C	120	5.36	10.80	-194
14	28/10/2019	12:30:00	16.0 °C	120	6.41	10.70	-188
15	28/10/2019	13:30:00	16.0 °C	120	7.07	11.10	-214
16	28/10/2019	14:30:00	16.4 °C	120	6.72	11.10	-208
17	28/10/2019	15:30:00	17.1 °C	120	6.89	11.10	-206
18	28/10/2019	16:30:00	17.1 °C	120	7.40	11.00	-188
19	28/10/2019	17:30:00	17.0 °C	120	7.86	10.90	-187
20	28/10/2019	18:30:00	17.0 °C	120	8.10	10.50	-191
21	28/10/2019	19:30:00	17.8 °C	120	7.56	11.10	-214
22	28/10/2019	20:30:00	17.8 °C	120	7.82	10.90	-207
23	28/10/2019	21:30:00	18.1 °C	120	8.18	10.60	-189
24	28/10/2019	22:30:00	18.0 °C	120	8.42	11.40	-235
25	28/10/2019	23:30:00	18.0 °C	120	8.61	11.20	-223
26	29/10/2019	00:30:00	18.1 °C	120	8.72	11.00	-213
27	29/10/2019	01:30:00	18.1 °C	120	9.21	10.80	-203
28	29/10/2019	02:30:00	18.2 °C	120	9.12	10.60	-190
29	29/10/2019	03:30:00	18.1 °C	120	9.38	11.20	-223
30	29/10/2019	04:30:00	18.2 °C	120	9.54	11.00	-213
31	29/10/2019	05:30:00	18.3 °C	120	9.52	10.90	-205
32	29/10/2019	06:30:00	18.3 °C	120	9.62	10.80	-203
33	29/10/2019	07:30:00	18.0 °C	120	9.83	10.50	-177
34	29/10/2019	08:30:00	16.0 °C	120	9.72	11.40	-235
35	29/10/2019	09:30:00	16.6 °C	120	9.68	11.30	-230
36	29/10/2019	10:30:00	18.0 °C	120	9.88	11.20	-220
37	29/10/2019	11:30:00	17.8 °C	120	9.98	11.20	-215
38	29/10/2019	12:30:00	18.1 °C	120	10.01	11.00	-222
39	29/10/2019	13:30:00	17.4 °C	120	9.50	10.60	-187
40	29/10/2019	14:30:00	17.7 °C	120	8.20	10.80	-198
41	29/10/2019	15:30:00	17.2 °C	120	9.98	11.30	-230
42	29/10/2019	16:30:00	17.9 °C	120	10.12	11.20	-221
43	29/10/2019	17:30:00	18.0 °C	120	10.07	11.10	-210
44	29/10/2019	18:30:00	18.1 °C	120	10.56	11.00	-205
45	29/10/2019	19:30:00	19.4 °C	120	10.58	10.40	-181
46	29/10/2019	20:30:00	19.3 °C	120	10.84	11.40	-232
47	29/10/2019	21:30:00	19.3 °C	120	11.16	11.30	-228
48	29/10/2019	22:30:00	19.3 °C	120	11.34	11.20	-223
49	29/10/2019	23:30:00	19.2 °C	120	11.58	11.10	-214
50	30/10/2019	00:30:00	19.1 °C	120	11.68	11.00	-212
51	30/10/2019	01:30:00	19.1 °C	120	12.36	10.90	-207
52	30/10/2019	02:30:00	19.1 °C	120	12.24	10.80	-203
53	30/10/2019	03:30:00	19.4 °C	120	12.52	10.70	-193
54	30/10/2019	04:30:00	20.0 °C	120	12.69	11.40	-234
55	30/10/2019	05:30:00	20.0 °C	120	12.44	11.30	-228
56	30/10/2019	06:30:00	20.0 °C	120	12.74	11.20	-214
57	30/10/2019	07:30:00	17.2 °C	120	11.88	11.00	-213
58	30/10/2019	08:30:00	14.8 °C	120	13.21	11.80	-251
59	30/10/2019	09:30:00	14.3 °C	120	13.74	11.40	-230
60	30/10/2019	10:30:00	14.2 °C	120	13.96	11.00	-217



## ANEXO N° 8: Reporte de resultado de circuito en Minera Cori - Puno



### REPORTE DE RESULTADOS DE CIRCUITO DE PLANTA-CORI-PUNO SAC

**CLIENTE:** PLANTA CONCENTRADORA  
**TIPO DE MUESTRAS:** MINERAL, CONCENTRADOS Y RELAVE  
**PROCEDENCIA:** Circuito de Planta Concentradora  
**ESTADO DE LAS MUESTRAS:** Se reciben en bolsas de Polietileno  
**FECHA DE RECEPCIÓN:** 13/02/2019  
**FECHA DE REPORTE:** 14/02/2019  
**HORA DE REPORTE:** 11:00:00

TIPO DE MUESTRA	1 TURNO		2 TURNO	
	Ley Au (g/t)	HUMEDAD (%)	Ley Au (g/t)	HUMEDAD (%)
CABEZA GENERAL FAJA N° 15	2.37	2.64	2.49	3.22
CABEZA DE FLOTACION	1.50	-	1.49	-
CONC. FLOTACION	79.54	9.97	81.79	9.42
CONC.GRAVIMETRICO VYMSA 1	1059.51	18.94	1227.25	19.15
CONC.GRAVIMETRICO FALCON 2500	390.86	17.60	468.10	17.83
CONC.GRAVIMETRICO FALCON SB 1350	623.33	16.30	728.38	16.90
CONC.GRAVIMETRICO VYMSA 2	511.85	20.20	558.26	19.25
RELAVE GENERAL	0.57	-	0.56	-

DESCRIPCION	1 TURNO		2 TURNO	
	CAB.GENERAL FAJA N° 15	CAB. FLOTAC.	CAB.GENERAL FAJA N° 15	CAB. FLOTAC.
MALLA TYLER				
~+ 3/4"	0.00	0.00	0.00	0.00
~+ 1/2"	2.20	0.00	1.05	0.00
~+ 3/8"	15.70	0.00	9.05	0.00
~+ 1/4"	26.55	0.00	27.69	0.00
~+ 10	30.45	0.00	34.87	0.00
~+ 16	5.48	0.00	6.37	0.00
~+ 18	1.28	0.00	1.38	0.00
~+ 20	1.05	0.00	1.07	0.00
~+ 30	1.99	0.00	2.19	0.00
~+ 40	1.94	0.00	2.05	0.00
~+ 50	1.42	0.00	1.42	0.00
~+ 70	1.44	0.97	1.45	0.84
~+ 100	1.10	5.24	1.10	5.39
~+ 140	0.92	10.34	0.98	10.42
~+ 200	0.63	9.36	0.65	9.17
~+ 270	0.86	10.99	0.91	10.46
~+ 325	0.34	4.73	0.42	5.35
~+ 400	0.18	3.34	0.23	3.22
<38	6.47	55.03	7.11	55.15
	100.00	100.00	100.00	100.00
-200	7.86	74.08	8.68	74.18

#### METODO DE ENSAYO:

ANALITO	METODO	DESCRIPCION
Au	CP-05-LQ	DETERMINACIÓN DE ORO EN MINERALES Y CONCENTRADOS POR ENSAYOS AL FUEGO-GRAVIMETRIA
H <sub>2</sub> O	CP-11-LQ	DETERMINACION DE HUMEDAD EN MINERALES POR GRAVIMETRIA

1 TURNO	2 TURNO
07:00PM-7:00AM	7:00AM-07:00PM

CC. SUPERINTENDENCIA GENERAL  
ARCHIVO

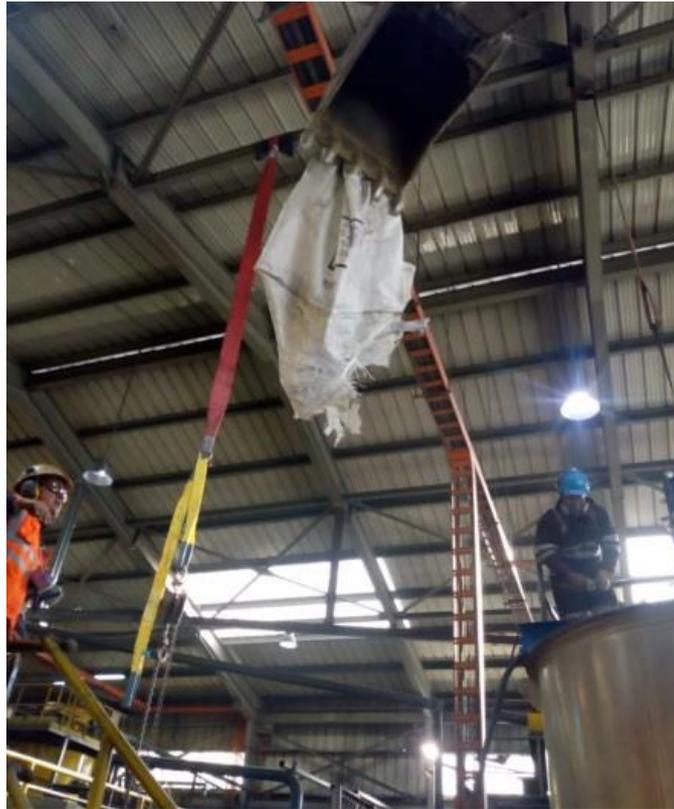
Ing. A. Daniel Plasencia Becerra  
JEFE DE LABORATORIO QUIMICO

### ANEXO N° 9: Equipo para el proceso de oxidación



### ANEXO N° 10: Manipulación de Concentrados traídos del área de flotación.

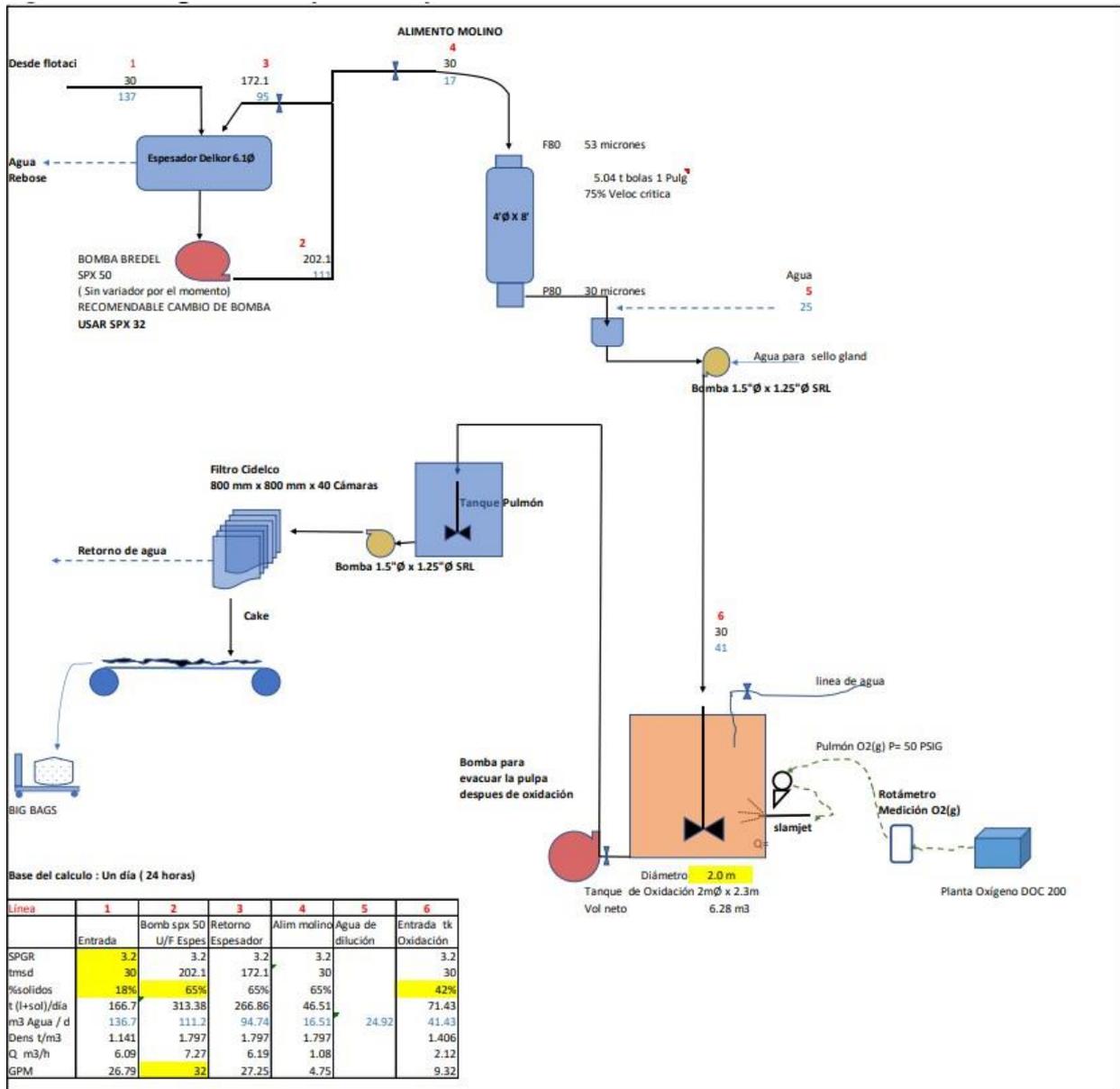




**ANEXO N° 11:** Reporte de laboratorio metalúrgico de la minera Cori.

 <b>LABORATORIO METALURGICO CORI PUNO</b> <b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>				
<b>Planta:</b>	Cori Puno S.A.C			
<b>Fecha:</b>	4/08/2019			
<b>Objetivo:</b>	Determinar la Gravedad especifica del mineral			
<b>Descripción de la Muestra:</b>	Muestra final oxidada			
<b>Ecuación de la Gravedad Especifica</b>				
$SpGr = \frac{P2 - P1}{P2 + P4 - P1 - P3}$				
<b>Operador:</b>	D Laquiticon			
<b>FIOLA</b>				
<i>Volúmen de Fiola</i>	250	250	250	cc
<b>RESULTADOS</b>				
<i>P1. Peso de Fiola Seca y Vacía</i>	90.2	88.6	88.8	g
<i>P2. Peso de Fiola con Muestra pulverizada</i>	173.3	158	170.5	g
<i>P3. Peso de Fiola con Muestra y Agua</i>	386.1	386.1	393.7	g
<i>P4. Peso de Fiola con Agua Destilada</i>	339.70	338.20	338.30	g
<b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>				
<i>Calculada</i>	3.11	3.23	3.11	
<i>Promedio</i>				<b>3.15</b>

## ANEXO N° 12: Diagrama de proceso para 30 tmsd de tratamiento de concentrado.





## ANEXO N° 13: Informe de ensayo de laboratorios BizaLab.

BIZ-F-11 Ver. 01



### INFORME DE ENSAYO

#### ENSAYOS MINERALÓGICOS POR MICROSCOPIA ÓPTICA, MICROSCOPIA ELECTRÓNICA DE BARRIDO Y DIFRACCIÓN DE RAYOS X DE SIETE MUESTRAS

Para:

CORI PUNO S.A.C

Aprobado por:

Gerente General: Erika Gabriel

Informe de Ensayo No: IL-001MI-1165			
REV	EDICIÓN	EMITIDO PARA	FECHA
0	Primera	Información	20-Nov-19
1	Segunda	Información	25-Nov-19
Descargo de Responsabilidad: Los resultados de los ensayos pertenecen solo a las muestras ensayadas y no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con Normas del Producto o como certificado del Sistema de Calidad de la entidad que lo produce.			



## I. INTRODUCCION

A solicitud de la Compañía Minera CORIPUNO SAC., se ha realizado los ensayos mineralógicos por microscopía óptica, electrónica de barrido y difracción de rayos X de siete muestras.

Las muestras se recibieron como material fino granulado, encontrándose secas y en cantidades apropiadas para el análisis a realizar. El servicio corresponde a la orden de trabajo OT-001MI-1081.

En los estudios mineralógicos por microscopía óptica se determinan los porcentajes estimados de los granos, tanto libres como intercrecidos. Además, se identificaron las especies de minerales presentes y se caracterizaron las texturas de sus intercrecimientos. La catalogación "traza" alude a aquellas composiciones, ya sea en la tabla de composición mineralógica global o en la tabla de asociación o liberación, inferiores a un 0.5%.

En los estudios por microscopía electrónica de barrido (MEB) se reportan los minerales presentes, la morfología y tamaño de los granos analizados a partir de los análisis elementales realizados sobre las muestras en varios campos. Además los análisis elementales para la determinación de los elementos comprendieron desde el berilio hasta el uranio, reportándose los valores en porcentaje en peso de cada elemento (Wt%) normalizado. Cada análisis se presenta con las imágenes de las regiones estudiadas en el microscopio electrónico de barrido. El análisis por microscopía electrónica de barrido se enfoca en la identificación de minerales portadores de oro. Dentro de las composiciones de las partículas del mineral aurífero, se considerará el oro nativo a aquel mineral que presente sobre un 80% de oro, mientras que el electrum se le considera por debajo del 80% de oro.

En los análisis mineralógicos por DRX se realizó la determinación semicuantitativa de las fases cristalinas presentes en la muestra. El límite de detección de la técnica es aproximadamente 1%. Sin embargo, para muestras con alto contenido de hierro éste se incrementa a 3%. La cuantificación de fases amorfas se evalúa a partir del 20% de contenido en la muestra. La identificación y cuantificación de fases de silicatos de



## II. RESUMEN EJECUTIVO

La muestra Cabeza general presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada y asociada con gangas y arsenopirita, principalmente. En menor proporción se observa pirita, arsenopirita, ilmenita. Se ha detectado oro nativo diseminado en lollingita y arsenopirita. Los tamaños de las partículas de oro nativo son inferiores a los 15 micrones.

La muestra Relave final presenta principalmente en su mineralogía metálica rutilo, que se encuentra liberada y asociada con gangas, principalmente. En menor proporción se observa pirita, pirrotita, ilmenita, arsenopirita y esfalerita. Se ha detectado oro nativo incluido en gangas. El tamaño del oro nativo es de 10 micrones aproximadamente.

La muestra Concentrado de flotación presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada y asociada con arsenopirita, calcopirita e ilmenita principalmente. En menor proporción se observa pirita, arsenopirita, calcopirita, galena, ilmenita, esfalerita, covelita y lollingita. Se ha detectado oro nativo en asociación lateral con pirrotita con un tamaño de 50 micrones e incluido en matriz de arsenopirita y lollingita, presentando un tamaño aproximado de 14 micrones.

La muestra Pomarani presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada y asociada con gangas y pirita principalmente. En menor proporción se observa pirita, goethita, rutilo, galena e ilmenita. Se ha detectado oro nativo de 9 micrones incluido en gangas.

La muestra Cruz de oro subterráneo presenta principalmente en su mineralogía metálica pirita, que se encuentra liberada y asociada con gangas principalmente. En menor proporción se observa rutilo, pirrotita, goethita, rutilo, oro nativo y arsenopirita. Se ha detectado oro nativo y electrum diseminado en matriz de arsenopirita. Tanto el oro nativo como el electrum presentan tamaños inferiores a los 50 micrones.

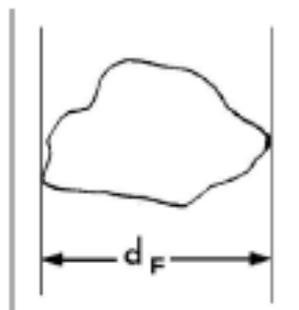
La muestra Gallukunca presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada y asociada con gangas y arsenopirita principalmente. En menor proporción se observa arsenopirita, ilmenita y pirita. No se ha detectado minerales portadores de oro en la muestra evaluada.

### III. SIMBOLOGIA

NOMBRE	ABREVIATURA	FÓRMULA
pirita	py	FeS <sub>2</sub>
gangas	GGs	composición variada
calcopirita	cp	CuFeS <sub>2</sub>
esfalerita	ef	ZnS
galena	gn	PbS
pirrotita	po	Fe <sub>(1-x)</sub> S
rutilo	rt	TiO <sub>2</sub>
magnetita	mt	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>
Oro nativo	Au	Au
sulfosales	SFSs	composición variada
electrum	el	(Au,Ag)

LR	Luz reflejada
----	---------------

**Diámetro de Feret (df):** Valor de la distancia entre 2 paralelas tangentes a la silueta proyectada de la partícula y que son perpendiculares a una dirección fija.



**IV. ARREGLOS TEXTURALES Y LIBERACIÓN DE PARTÍCULAS E INTERPRETACIÓN DE TABLA DE ASOCIACIÓN Y LIBERACIÓN**

ARREGLOS TEXTURALES Y LIBERACIÓN DE PARTÍCULAS		
DESCRIPCIÓN	DIAGRAMA	LIBERACIÓN
Ocluido/Incluido		Cuando un mineral aparece contenido en otro. A diferencia del tipo diseminado, se observan pocas partículas en el interior del mineral de mayor área.
Asociación lateral		Asociación en donde los minerales aparecen de forma adyacente. Desde un punto de vista metalúrgico, su liberación por vía continuación de ambos minerales es mucho más factible.
Diseminado		Cuando un mineral aparece en forma de varias y pequeñas inclusiones dentro de otro de mayor fase. La liberación de estas partículas es mucho más compleja, lo cual hace de su recuperación prácticamente inviable por procesos de molienda y flotación.
Corona		Es una asociación en donde un mineral recubre de manera total a parcial la fase que se encuentra en su interior. La recuperación está supeditada a la naturaleza fisicoquímica del mineral que realiza el "coating" ya que puede pasivar o activar dicho intercrecimiento.
Vetilla		Asociación en donde un mineral aparece "cortado" por una o varias vetillas de otro mineral (posterior). La liberación del mineral interior es difícil.

Fuente: © Bizalab.SAC

## V. RESULTADOS DE LOS ENSAYOS MINERALÓGICOS

### Muestra Cabeza general

#### a. Ensayo por microscopía óptica

En las tablas 1 al 3 se presentan, respectivamente, la composición mineralógica global, tabla de minerales libres y asociados junto con su descripción de texturas para cada tipo de Intercrecimiento detectado. Dichos porcentajes estimados, se determinaron sobre la base de la distribución observada en la sección en estudio. La muestra Cabeza general presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada y asociada con gangas y arsenopirita, principalmente. En menor proporción se observa pirita, arsenopirita, ilmenita. Se ha detectado oro nativo diseminado en lolingita y arsenopirita.

Desde un punto de vista de composición mineralógica global, la muestra presenta principalmente pirrotita, siendo el mineral más frecuente en la muestra (Tabla 1).

Tabla 1. Composición Mineralógica Global.

Simbología	Formula química	Composición Mineralógica Global	Porcentajes (%)
GGS	composición variada	gangas	95.76
po	$Fe_{1-x}S_x$	pirrotita	1.17
goe	FeO.OH	goethita	Traza
py	FeS <sub>2</sub>	pirita	Traza
apy	FeAsS	arsenopirita	Traza
Il	FeTiO <sub>3</sub>	ilmenita	Traza
lol	FeAs <sub>2</sub>	lolingita	Traza
Au	Au	oro nativo	Traza
		TOTAL	100.00



**Tabla 2.** Tabla de minerales libres.

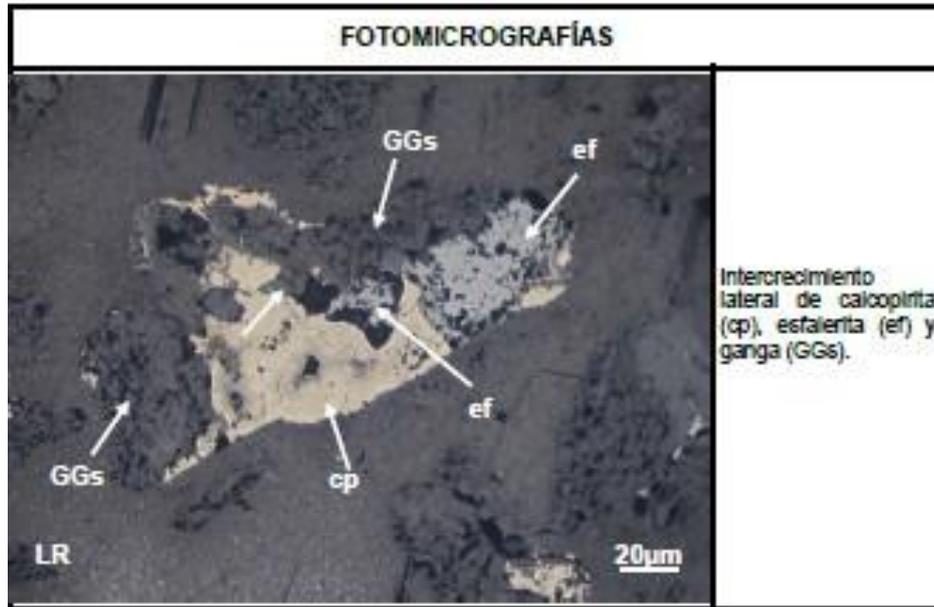
Minerales Libres	Porcentajes (%)
GGs	90.1
po	1.1
goe	0.9
py	0.5
apy	Traza

**Tabla 3.** Tabla de minerales intercrecidos.

Minerales Mixtos	(%)	Descripción de texturas de los intercrecimientos
GGs-il	3.2	Ilmenita ocluida y en asociación lateral con gangas
GGs-po	1.1	pirrotita ocluida y en asociación lateral con gangas
GGs-py	0.8	pirita en asociación lateral con gangas
po-apy	0.6	pirrotita en asociación lateral con arsenopirita
GGs-il-apy	0.5	Ilmenita y arsenopirita ocluida en gangas
GGs-goe	Traza	goethita en asociación lateral con gangas
py-goe	Traza	pirita en asociación lateral con goethita
GGs-ef-cp	Traza	Asociación lateral.
py-apy-el	Traza	Arsenopirita en asociación lateral con pirrotita y con inclusión de electrum
GGs-po-apy-lol-Au	Traza	Oro nativo diseminado en lolingita y arsenopirita
Total	100	

A continuación se presentan las fotomicrografías más representativas correspondientes a lo observado en la sección en estudio.





**b. Análisis mineralógico por difracción de rayos X**

**Muestra CABEZA GENERAL**

Nombre del mineral	Fórmula general	Resultado Aproximado (%)
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	43
Mica (Muscovita)	KAl <sub>2</sub> (Si <sub>3</sub> Al)O <sub>10</sub> (OH,F) <sub>2</sub>	40
Clorita (Clinocloro)	(Mg,Fe) <sub>5</sub> Al(Si <sub>3</sub> Al)O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	6
Plagioclasa (Oligoclasa)	(Ca,Na)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub>	3
Mica (Biotita)	K(Mg,Fe) <sub>3</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> (OH,F) <sub>2</sub> ]	3
Andalusita	Al <sub>2</sub> SiO <sub>5</sub>	< L. D.
Pirrotita	Fe <sub>1-x</sub> S <sub>x</sub>	< L. D.
Rutilo	TiO <sub>2</sub>	< L. D.

( ) Mineral de la familia que se encuentra con mayor grado de certeza.

**Muestra Cabeza flotación.**

**a. Ensayo por microscopía óptica**

En las tablas 25 al 27 se presentan, respectivamente, la composición mineralógica global, tabla de minerales libres y asociados junto con su descripción de texturas para cada tipo de Intercrecimiento detectado. Dichos porcentajes estimados, se determinaron sobre la base de la distribución observada en la sección en estudio. La muestra Cabeza flotación presenta principalmente en su mineralogía metálica pirrotita, que se encuentra liberada principalmente. En menor proporción se observa goethita, pirita, arsenopirita, ilmenita, rutilo, marcasita, galena y calcopirita. Se ha detectado oro nativo como inclusiones en la arsenopirita.

Desde un punto de vista de composición mineralógica global, la muestra presenta principalmente pirrotita, siendo el mineral más frecuente en la muestra (Tabla 25).

**Tabla 25. Composición Mineralógica Global.**

Simbología	Formula química	Composición Mineralógica Global	Porcentajes (%)
GGs	composición variada	gangas	96.51
po	$Fe_{1-x}S_x$	pirrotita	Traza
il	$FeTiO_3$	ilmenita	Traza
py	$FeS_2$	pirita	Traza
goe	$FeO.OH$	goethita	Traza
apy	$FeAsS$	arsenopirita	Traza
rt	$TiO_2$	rutilo	Traza
mc	$FeS_2$	marcasita	Traza
gn	$PbS$	galena	Traza
cp	$CuFeS_2$	calcopirita	Traza
lol	$FeAs_2$	lollingita	Traza
Au	Au	oro nativo	Traza
TOTAL			100.00

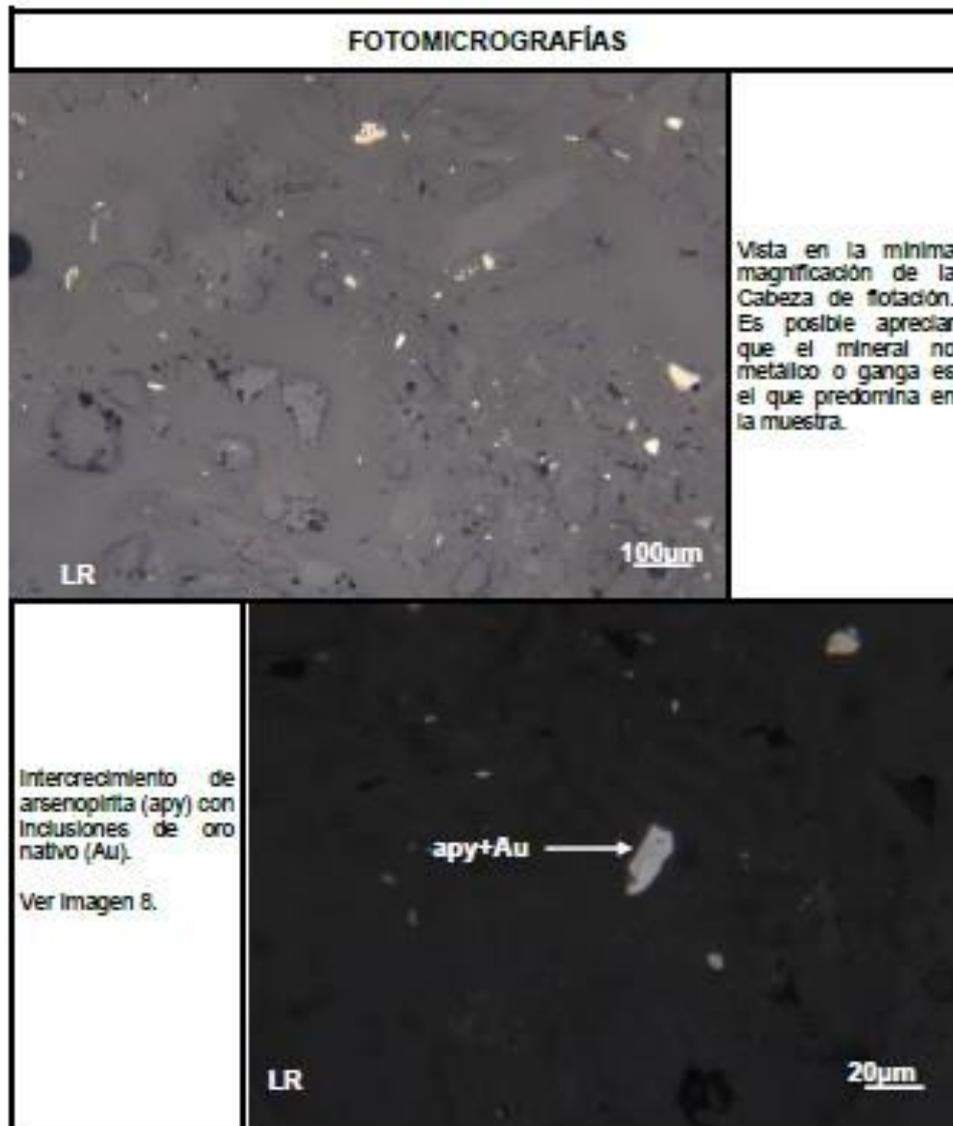
Tabla 26. Tabla de minerales libres

Minerales Libres	Porcentajes (%)
GGs	88.2
po	2.8
goe	1.3
py	1.2
apy	1.1
ll	0.9
rt	0.9
mc	0.5
gn	Traza
lol	Traza
ep	Traza

Tabla 27. Tabla de minerales Intercrecidos.

Minerales Mixtos	(%)	Descripción de texturas de los Intercrecimientos
GGs-ll	1.2	Ilmenita en asociación lateral e incluida con gangas.
GGs-rt	Traza	rutilo como inclusiones en gangas.
GGs-mc-apy	Traza	marcasita y arsenopirita ocluida en gangas.
ll-rt-apy	Traza	rutilo en asociación lateral con ilmenita y con pirita ocluida.
py-mc	Traza	pirita en asociación lateral con marcasita.
py-goe	Traza	pirita en asociación lateral con goethita.
lol-apy	Traza	asociación lateral
apy-Au	Traza	Oro nativo como inclusiones en arsenopirita
Total	100	

A continuación se presentan las fotomicrografías más representativas correspondientes a lo observado en la sección en estudio.





b. Análisis mineralógico por difracción de rayos X

**Muestra CABEZA FLOTACION**

Nombre del mineral	Fórmula general	Resultado Aproximado (%)
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	46
Mica (Muscovita)	KAl <sub>2</sub> (Si <sub>3</sub> Al)O <sub>10</sub> (OH,F) <sub>2</sub>	37
Clorita (Clinocloro)	(Mg,Fe) <sub>5</sub> Al(Si <sub>3</sub> Al)O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	4
Andalusita	Al <sub>2</sub> SiO <sub>5</sub>	4
Mica (Biotita)	K(Mg,Fe) <sub>3</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> (OH,F) <sub>2</sub> )	3
Plagioclasa (Oligoclasa)	(Ca,Na)(Al,Si) <sub>4</sub> O <sub>8</sub>	2
Pirrotita	Fe <sub>1-x</sub> S <sub>x</sub>	< L. D.
Rutilo	TiO <sub>2</sub>	< L. D.

( ) Mineral de la familia que se encuentra con mayor grado de certeza.

A continuación, se muestran algunas imágenes con las fases minerales analizadas:

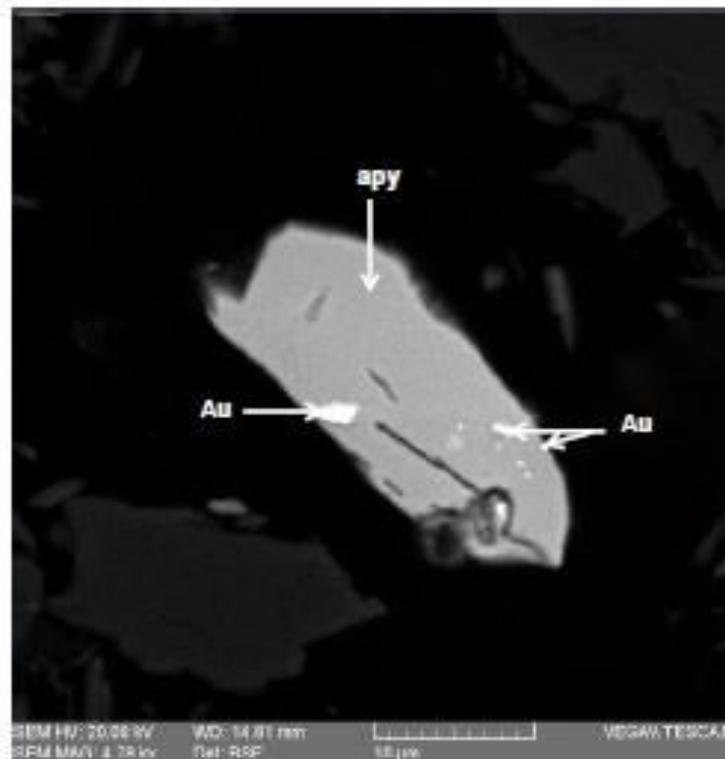


Imagen 8. Aumento 4780x. Intercrecimiento de arsenopirita (apy) con inclusiones de oro nativo (Au).



## VI. ANEXOS

### CONDICIONES DE OPERACIÓN Y ANÁLISIS FRX:

Equipo:	Espectrómetro
Tipo:	Longitud de onda dispersiva (WDXRF)
Anodo	Pd (50kV, 4mA)
Temperatura de ambiente:	24 °C
Collimador:	S2
Cristales:	RX25, PET y LIF200
Detectores:	Contador de Centelleo y de Flujo.

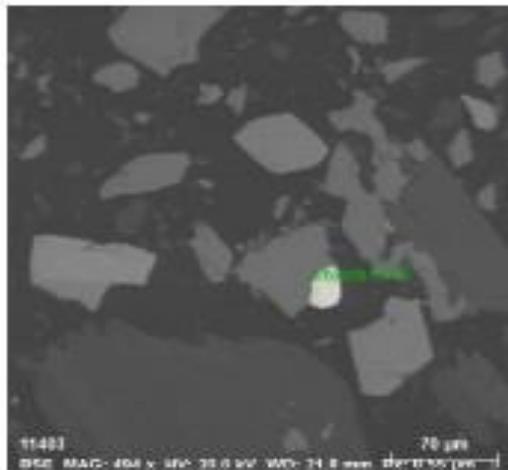
### CONDICIONES DE OPERACIÓN Y ANÁLISIS DRX:

Equipo:	Difractómetro
Tubo Cu (40kV, 40mA):	KAlfa1: 1.54060 Å KAlfa2: 1.54439 Å
Filtro:	Kbeta: Ni
Detector:	LynxEye
Rango de medida desde	2θ = 5° hasta 2θ = 70°
Identificación:	Base de datos del Centro Internacional de Datos para Difracción (ICDD).
Cuantificación:	Método Refinamiento Rietveld (TOPAS Structure Database y Fiz Karlsruhe ICSD).

### OBSERVACIONES:

- Los resultados aproximados han sido redondeados a su menor valor entero, por lo que la sumatoria de los resultados no siempre suma el 100%.
- El presente Informe no puede ser utilizado como certificado.
- Los resultados corresponden a las muestras proporcionadas por el cliente, las cuales han sido entregadas en las instalaciones del laboratorio.
- Está prohibida la reproducción total o parcial de este documento.
- %: Porcentaje masa relativa (g/g).
- < L. D.: Mineral identificado cuya cuantificación está por debajo del 1%.

**Espectro de los análisis realizados en microscopía electrónica para la muestra  
"Concentrado flotación"**



Spectrum: Objecta 6418

Element	norm. C	Atom. C	Error (3 Sigma)
	[wt.%]	[at.%]	[wt.%]
Gold	98.23	96.02	9.63
Silver	1.77	3.18	0.57
Total:		100.00	100.00

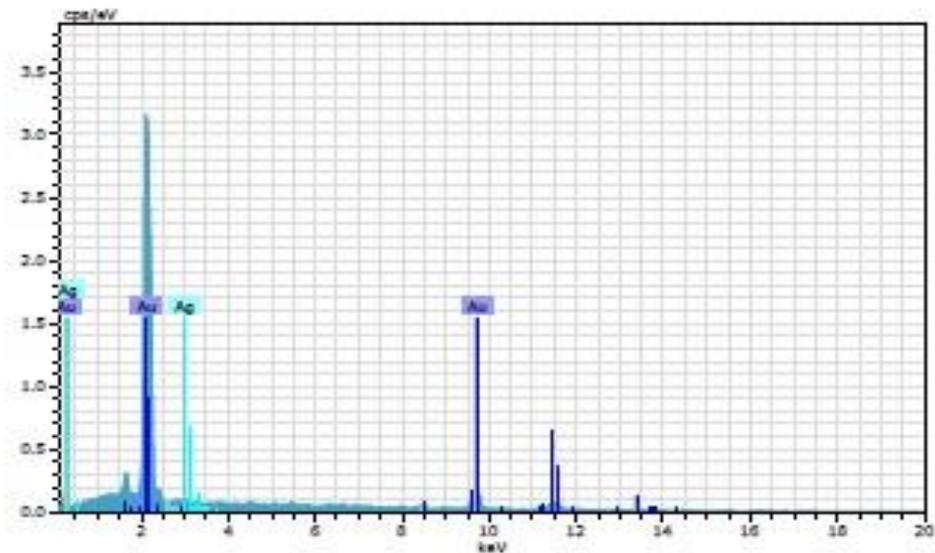
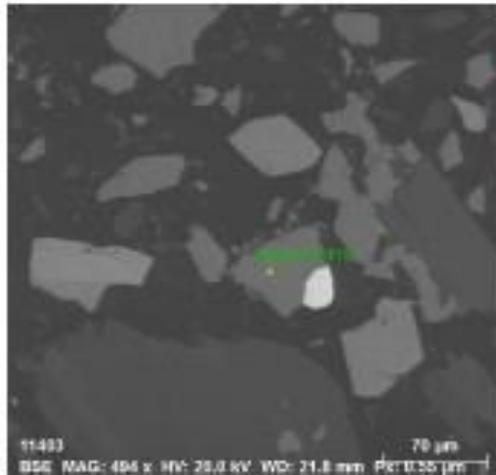


Figura 6. Imagen, composición y espectro de oro nativo.



Spectrum: Objects 6419

Element	norm. [wt-%]	Atom. [at-%]	Error (3 Sigma) [wt-%]
Iron	62.71	53.94	5.63
Sulfur	37.29	46.06	4.62
Total:	100.00	100.00	

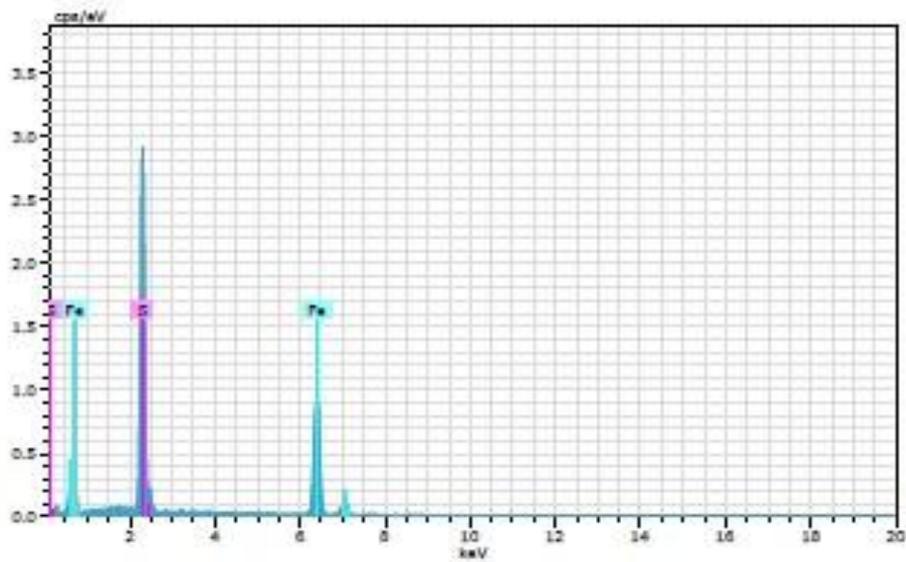


Figura 7. Imagen, composición y espectro de pirrotita.