



**Universidad Nacional Mayor de San Marcos**

**Universidad del Perú. Decana de América**

Dirección General de Estudios de Posgrado  
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera,  
Metalúrgica y Geográfica  
Unidad de Posgrado

**Caracterización geometalúrgica del concentrado de  
cobre con contenido de arsénico y antimonio de la  
mina Pasto Bueno, para la lixiviación alcalina**

**TESIS**

Para optar el Grado Académico de Magíster en Geometalurgia

**AUTOR**

Julio RAMOS PERALTA

**ASESOR**

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2023



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

## Referencia bibliográfica

---

Ramos, J. (2023). *Caracterización geometalúrgica del concentrado de cobre con contenido de arsénico y antimonio de la mina Pasto Bueno, para la lixiviación alcalina*. [Tesis de maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica/Unidad de Posgrado]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

---

## Metadatos complementarios

<b>Datos de autor</b>	
Nombres y apellidos	Julio Ramos Peralta
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	40773739
URL de ORCID	<a href="https://orcid.org/0000-0002-9524-5419">https://orcid.org/0000-0002-9524-5419</a>
<b>Datos de asesor</b>	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08608364
URL de ORCID	<a href="https://orcid.org/0000-0001-7411-3866">https://orcid.org/0000-0001-7411-3866</a>
<b>Datos del jurado</b>	
<b>Presidente del jurado</b>	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
<b>Miembro del jurado 1</b>	
Nombres y apellidos	José Alberto Terrones Alvarado
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08994472
<b>Miembro del jurado 2</b>	
Nombres y apellidos	José Andrés Yparraguirre Calderón
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	10293400
<b>Datos de investigación</b>	

Línea de investigación	C.0.4.16. Lixiviación de Minerales
Grupo de investigación	No aplica.
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento.
Ubicación geográfica de la investigación	Edificio: Universidad Nacional Mayor de San Marcos País: Perú Departamento: Lima Provincia: Lima Distrito: Lima Urbanización : Ciudad Universitaria Avenida: Venezuela cuadra 34 Latitud: -12.058333 Longitud: -77.083333
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2006 - 2015
URL de disciplinas OCDE	Mineralogía: <a href="http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02">http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02</a>  Minería, Procesamiento de Minerales: <a href="http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05">http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05</a>



## ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

### SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Lima, a los diez días del mes de julio del año dos mil veintitres, siendo las once horas, se reúnen los suscritos Miembros del Jurado Examinador de Tesis, nombrado mediante Dictamen N° 000416-2023-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM del 04 de julio del 2023, con la finalidad de evaluar la sustentación oral de la siguiente tesis:

#### TÍTULO

**«CARACTERIZACIÓN GEOMETALURGICA DEL CONCENTRADO DE COBRE CON CONTENIDO DE ARSÉNICO Y ANTIMONIO DE LA MINA PASTO BUENO, PARA LA LIXIVIACIÓN ALCALINA»**

Presentado por el Bach. **JULIO RAMOS PERALTA**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA**.

El Secretario del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N° UNMSM-20210031989, de fecha 20 de mayo del 2021, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y que cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento General de Estudios de Posgrado», aprobado con Resolución Rectoral N° 04790-R-18 del 08 de agosto del 2018.

Luego de la Sustentación, se procede con la calificación de la Tesis, de acuerdo al procedimiento respectivo y se registra en el acta correspondiente de conformidad al Art. 100 del precitado Reglamento, correspondiéndole al graduando la siguiente calificación:

BUENO 15

Habiendo sido aprobada la sustentación de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **GEOMETALURGIA** al Bach. **JULIO RAMOS PERALTA**.

Siendo las 12:00 horas, se dio por concluido al acto académico.

MG. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA  
Presidente

MG. JOSÉ ALBERTO TERRONES ALVARADO  
Secretario

MG. JOSÉ ANDRÉS PARRAGUIRRE CALDERÓN  
Miembro

DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS  
Asesor



### CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo Dr. Vidal Sixto Aramburú Rojas en mi condición de asesor acreditado con el Número de Dictamen N° 000223-2021-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM de la tesis, cuyo título es «CARACTERIZACIÓN GEOMETALURGICA DEL CONCENTRADO DE COBRE CON CONTENIDO DE ARSÉNICO Y ANTIMONIO DE LA MINA PASTO BUENO, PARA LA LIXIVIACIÓN ALCALINA» presentado por el Bachiller Julio Ramos Peralta para optar el grado de Magister en Geometalurgia CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabaos Académicos, de investigación y producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante el software de similitud textual, el documento evaluado cuenta con el porcentaje de 08 % de similitud, nivel **PERMITIDO** para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional.**

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del grado correspondiente.

Firma del Asesor: ..... 

DNI: ..... 08608364

Nombres y apellidos del asesor: .....

Vidal Sixto Aramburú Rojas



## **DEDICATORIA**

El desarrollo del presente trabajo no habría sido posible sin la bendición de sabiduría e inteligencia del todopoderoso, y el apoyo constante de mis seres queridos, quienes día a día se han convertido en mi fuente de motivación.



### **AGRADECIMIENTOS**

Le agradezco a cada docente del posgrado en geometalurgia, quienes siempre me brindaron apoyo cuando lo solicite, así mismo a mi asesor quien con su apoyo incondicional me supo guiar en la estructura del proyecto y el trabajo final. Muy agradecido con todos.

## ÍNDICE GENERAL

### Contenido

Pág.

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTOS .....	3
RESUMEN .....	13
ABSTRACT .....	15
INTRODUCCIÓN .....	17
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....	19
1.1. Situación problemática.....	19
1.2. Formulación del problema .....	20
1.3. Justificación de la investigación.....	21
1.4. Objetivos de la investigación .....	22
1.4.1. Objetivo general.....	22
1.4.2. Objetivos específicos.....	22
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	23
2.1. Antecedentes .....	23
2.1.1. Internacionales .....	23
2.1.2. Nacionales .....	27
2.2. Bases teóricas .....	29
2.2.1. Minerales de arsénico.....	29
2.2.2. Minerales de antimonio.....	32
2.2.3. Geología de la mina Pasto Bueno.....	34
2.2.4. Métodos de eliminación de arsénico y antimonio a partir de concentrados de cobre .....	36
2.2.5. Lixiviación de sulfuros alcalinos.....	38
2.2.6. Aplicaciones industriales del proceso de lixiviación alcalina con NaOH-Na <sub>2</sub> S .....	39
2.2.6.1. El proceso “Sunshine” .....	39
2.2.6.2. El proceso “La Equidad”.....	40
2.2.6.3. El proceso “Melt” .....	40
2.2.7. Lixiviación con hipoclorito de sodio .....	42
2.2.8. Lixiviación de ácido sulfúrico diluido con sulfato de aluminio .....	43

2.2.9. Oxidación a presión/lixiviación por precipitación de cobre .....	44
2.2.9.1. El proceso Cominco .....	45
2.2.9.2. Proceso Mac .....	45
2.2.10. Caracterización mineralógica .....	47
CAPÍTULO III HIPOTESIS Y VARIABLES .....	52
3.1. Hipótesis General .....	52
3.2. Hipótesis Específicas .....	52
3.3. Identificación de las Variables .....	52
3.4. Operacionalización de las Variables .....	53
3.5. Matriz de Consistencia .....	53
CAPÍTULO IV METODOLOGÍA .....	55
4.1. Tipo de investigación .....	55
4.2. Diseño de la investigación .....	55
4.3. Análisis e interpretación de la información .....	56
3.5. Unidad de análisis y población de estudio .....	56
3.6. Procedimiento metodológico de la investigación .....	57
3.6.1. Análisis de la problemática y base de datos .....	57
3.6.2. Muestreo y preparación del concentrado bulk en la unidad minera Pasto Bueno .....	57
3.6.3. Análisis granulométrico del concentrado bulk .....	57
3.6.4. Caracterización mineralógica del concentrado .....	58
3.6.5. Ensayos químicos del concentrado bulk .....	58
3.6.6. Pruebas de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura de trabajo .....	58
3.6.7. Pruebas de lixiviación alcalina evaluando la concentración del agente lixivante y el tiempo de lixiviación .....	58
3.6.8. Pruebas de lixiviación alcalina variando la granulometría del concentrado .....	59
3.7. Elaboración y desarrollo de diseño experimental factorial .....	59
3.8. Diagrama de flujo propuesto .....	59
3.9. Costos de tratamiento .....	60
3.10. Valorización de concentrados .....	60
CAPÍTULO IV RESULTADOS .....	61
4.1. Análisis granulométrico del concentrado bulk .....	61
4.2. Caracterización mineralógica del concentrado polimetálico .....	62
4.3. Distribución volumétrica y grados de liberación de la malla +400 .....	63

4.4. Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal de la malla +400 .....	64
4.5. Micrografías de la muestra malla +400.....	69
4.6. Distribución volumétrica y grados de liberación de la malla -400 .....	71
4.7. Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal de la malla -400 .....	71
4.8. Micrografías de la muestra malla -400.....	76
4.9. Análisis químico del concentrado polimetálico .....	78
4.10. Pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura del proceso .....	78
4.11. Cinética de lixiviación de arsénico a distintas temperaturas.....	79
4.12. Cinética de lixiviación de antimonio a distintas temperaturas.....	80
4.13. Pruebas de lixiviación alcalina variando la concentración del agente lixivante y tiempo de lixiviación .....	81
4.14. Cinética de lixiviación de arsénico variando la concentración del agente lixivante y tiempo de proceso .....	82
4.15. Cinética de lixiviación de antimonio variando la concentración del agente lixivante y tiempo de proceso.....	83
4.16. Pruebas de lixiviación alcalina variando la granulometría del concentrado bulk.....	84
4.17. Cinética de lixiviación de arsénico variando la granulometría del bulk.....	86
4.18. Cinética de lixiviación de antimonio variando la granulometría del bulk .....	87
4.19. Diseños experimentales factoriales para evaluar la concentración de los reactivos en la lixiviación alcalina .....	88
4.20. Elaboración del diseño factorial .....	88
4.21. Resultados del diseño factorial .....	89
4.22. Análisis estadístico de la lixiviación de arsénico.....	90
4.23. Ecuación de regresión para la lixiviación de arsénico en unidades no codificadas .....	92
4.24. Análisis estadístico de la lixiviación de antimonio.....	92
4.25. Ecuación de regresión para la lixiviación de antimonio en unidades no codificadas .....	94
4.26. Análisis estadístico de la lixiviación de cobre .....	95
4.27. Diagrama de flujo propuesto .....	97
4.28. Costos de tratamiento.....	97
4.29. Valorización de concentrados.....	100
4.30. Disposición de Relaves e Impacto Ambiental.....	101

CAPÍTULO V DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	103
CAPÍTULO VI CONCLUSIONES .....	107
CAPÍTULO VII RECOMENDACIONES.....	110
CAPÍTULO VIII REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	112
ANEXOS .....	118

## ÍNDICE DE TABLAS

### Tabla Pág

<b>Tabla 1</b>	Tabla de minerales de arsénico más comunes .....	31
<b>Tabla 2</b>	Concentración de arsénico en minerales.....	32
<b>Tabla 3</b>	Geología de depósitos de minerales de antimonio.....	34
<b>Tabla 4</b>	Penalización por contener ciertos elementos en una fundición.....	37
<b>Tabla 5</b>	Límites superiores de concentración en elementos sancionables.....	37
<b>Tabla 6</b>	Reacciones químicas en los minerales portadores de concentrados de cobre .....	39
<b>Tabla 7</b>	Parámetros operativos en las tecnologías ASL.....	41
<b>Tabla 8</b>	Parámetros de operación recomendados para la lixiviación con ácido sulfúrico de concentrados de flotación con sulfato de aluminio .....	44
<b>Tabla 9</b>	Parámetros operativos para los procesos Cominco y MAC .....	46
<b>Tabla 10</b>	Principales minerales opacos .....	49
<b>Tabla 11</b>	Análisis granulométrico del concentrado bulk.....	61
<b>Tabla 12</b>	Minerales observados en la muestra .....	63
<b>Tabla 13</b>	Distribución volumétrica y grados de liberación “malla +400” .....	63
<b>Tabla 14</b>	Distribución volumétrica y grados de liberación “malla -400” .....	64
<b>Tabla 15</b>	Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa de la muestra a malla +400 .....	68
<b>Tabla 16</b>	Distribución volumétrica y grados de liberación “malla -400” .....	71
<b>Tabla 17</b>	Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa de la muestra a malla +400 .....	75
<b>Tabla 18</b>	Ensayos químicos del concentrado bulk.....	78
<b>Tabla 19</b>	Condiciones de operación de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura .....	78
<b>Tabla 20</b>	Resultados de la lixiviación alcalina en función de la temperatura....	79
<b>Tabla 21</b>	Condiciones de operación de lixiviación alcalina para diferentes concentraciones de agente lixivante y tiempo de lixiviación .....	82
<b>Tabla 22</b>	Resultados de evaluación de concentración de reactivos y tiempo de lixiviación .....	82

<b>Tabla 23</b> Resultados de granulometría de remolienda .....	84
<b>Tabla 24</b> Condiciones de operación de lixiviación alcalina a distintas granulometrías .....	85
<b>Tabla 25</b> Resultados de la lixiviación alcalina en función de la granulometría del bulk.....	86
<b>Tabla 26</b> Condiciones de operación para evaluar la concentración de los reactivos .....	88
<b>Tabla 27</b> Valores de dosificación de los reactivos en la lixiviación alcalina.....	89
<b>Tabla 28</b> Diseño factorial para pruebas hidrometalúrgicas de lixiviación alcalina .....	89
<b>Tabla 29</b> Diseño factorial del porcentaje de arsénico, antimonio y cobre.....	89
<b>Tabla 30</b> Análisis estadístico de la lixiviación de arsénico.....	90
<b>Tabla 31</b> Coeficientes de codificación de la lixiviación de arsénico.....	91
<b>Tabla 32</b> Resumen del modelo de la lixiviación de arsénico .....	92
<b>Tabla 33</b> Análisis estadístico de la lixiviación de antimonio.....	93
<b>Tabla 34</b> Coeficientes de codificación de la lixiviación de antimonio.....	93
<b>Tabla 35</b> Resumen del modelo de la lixiviación de antimonio .....	94
<b>Tabla 36</b> Análisis estadístico de la lixiviación de cobre .....	95
<b>Tabla 37</b> Coeficientes de codificación de la lixiviación de cobre .....	95
<b>Tabla 38</b> Matriz de costos .....	98
<b>Tabla 39</b> Costos de equipos .....	98
<b>Tabla 40</b> Costos de insumos .....	99
<b>Tabla 41</b> Gasto en personal.....	99
<b>Tabla 42</b> Costos operativos .....	99
<b>Tabla 43</b> Costos administrativos.....	100
<b>Tabla 44</b> Costos de los servicios .....	100
<b>Tabla 45</b> Costos por mantenimiento y repuestos .....	100
<b>Tabla 46</b> Leyes del concentrado de cobre.....	101
<b>Tabla 47</b> Leyes del concentrado de plomo .....	101
<b>Tabla 48</b> Leyes del concentrado de zinc .....	101
<b>Tabla 49</b> Valorización de concentrados.....	101

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura</b>	<b>Pág</b>
<b>Figura 1</b> Geología de Pasto Bueno Geología de Pasto Bueno .....	36
<b>Figura 2</b> Esquema simplificado del proceso Cominco.....	45
<b>Figura 3</b> Pirámide de la caracterización geometalúrgica.....	47
<b>Figura 4</b> Microscopio óptico de luz reflejada .....	50
<b>Figura 5</b> Intercrecimientos mineralógicos.....	51
<b>Figura 6</b> Diseño de la investigación para reducir el contenido de arsénico y antimonio en el concentrado bulk.....	56
<b>Figura 7</b> Curva de distribución de las partículas .....	62
<b>Figura 8</b> Gráfico de la distribución granulométrica de los minerales presentes en la muestra a malla +400 .....	67
<b>Figura 9</b> Gráfico del grado de liberación de los minerales presentes en la muestra a malla +400.....	67
<b>Figura 10</b> Gráfico de tipos de intercrecimientos en la muestra a malla +400 ..	68
<b>Figura 11</b> Partículas de esfalerita, pirita, cobres grises y gangas. ....	69
<b>Figura 12</b> Partículas de galena, calcopirita, cobres grises y gangas. ....	69
<b>Figura 13</b> Partículas de plata, calcopirita, cobres grises y gangas .....	70
<b>Figura 14</b> Partículas de esfalerita, galena, cobres grises y gangas .....	70
<b>Figura 15</b> Gráfico de la distribución granulométrica de los minerales presentes en la muestra a malla -400.....	74
<b>Figura 16</b> Gráfico del grado de liberación de los minerales presentes en la muestra a malla +400.....	74
<b>Figura 17</b> Gráfico de tipos de intercrecimientos en la muestra a malla +400 ..	75
<b>Figura 18</b> Partículas de galena, calcopirita, cobres grises y gangas .....	76
<b>Figura 19</b> Partículas de esfalerita, galena y cobres grises.....	76
<b>Figura 20</b> Partículas de plata, calcopirita y cobres grises .....	77
<b>Figura 21</b> Partículas de pirrotita, pirita, calcopirita, molibdenita, esfalerita y gangas.....	77
<b>Figura 22</b> Cinética de lixiviación de arsénico en función de la temperatura.....	80
<b>Figura 23</b> Cinética de lixiviación de antimonio en función de la temperatura...	81



<b>Figura 24</b> Cinética de lixiviación de arsénico en función de la concentración de reactivos .....	83
<b>Figura 25</b> Cinética de lixiviación de antimonio en función de la concentración de reactivos .....	84
<b>Figura 26</b> Gráfica de moliendabilidad .....	85
<b>Figura 27</b> Cinética de eliminación de arsénico en función de la granulometría	87
<b>Figura 28</b> Cinética de eliminación de antimonio en función de la granulometría .....	87
<b>Figura 29</b> Gráfica de Superficie del diseño factorial .....	90
<b>Figura 29</b> Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de arsénico .....	91
<b>Figura 30</b> Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de arsénico .....	91
<b>Figura 31</b> Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de antimonio .....	93
<b>Figura 32</b> Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de antimonio .....	94
<b>Figura 33</b> Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de cobre .....	96
<b>Figura 34</b> Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de antimonio .....	96
<b>Figura 35</b> Diagrama de flujo propuesto .....	97
<b>Figura 36</b> Plano de la unidad minera Pasto Bueno .....	118
<b>Figura 38</b> Variación de calidad de concentrado vs precio LME (2012) (Ley Au vs Cu) .....	119
<b>Figura 39</b> Variación de calidad de concentrado vs precio LME (2012) (Precio Ag vs Cu) .....	119

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación	Pág
<b>Ecuación 1</b> Reacción del proceso "Sunshine" ...	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 2</b> Reacción del proceso "Sunshine" .....	40
<b>Ecuación 3</b> Reacción del proceso "La equidad" .....	40
<b>Ecuación 4</b> Lixiviación con hipoclorito.....	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 5</b> Lixiviación con hipoclorito.....	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 6</b> Ecuación de solubilización de arsénico	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 7</b> Lixiviación de sulfato de aluminio....	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 8</b> Lixiviación por oxidación a alta presión de la calcopirita .....	44
<b>Ecuación 9</b> Regresión para la lixiviación de arsénico	<b>Error! Bookmark not defined.</b>
<b>Ecuación 10</b> Regresión para la lixiviación de antimonio	<b>Error! Bookmark not defined.</b>

## RESUMEN

El desarrollo del presente proyecto de investigación surgió por la necesidad de darle viabilidad técnica - económica al procesamiento de minerales con alto contenido de contaminantes tipo arsénico y antimonio en la unidad minera Pasto bueno, ubicada en el departamento de Ancash, para lo cual se tomaron muestras de concentrado de cobre, cuyo análisis químico reportó 22.85% de Cobre, 74.3 Oz/TC de plata, 20.78% de plomo, 10.50% de zinc, 0.57% de bismuto, 7.25% de arsénico y 6.33% de antimonio. Se enviaron dos muestras con granulometrías de  $[-74 \mu, + 37 \mu >$  y  $-37\mu$  a laboratorio de microscopía óptica de luz reflejada, determinando alto contenido de cobres grises las cuales aportan la mayor cantidad de contaminantes, y en menor proporción arsenopirita y las sulfosales de plata, además se reportaron la presencia de calcopirita, bornita, covelita, galena, esfalerita, plata nativa, pirita, pirrotita, wolframitas, molibdenita y gangas.

Se realizaron pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina con  $\text{Na}_2\text{S}$  y  $\text{NaOH}$ , evaluando dicho proceso a las temperaturas de 25, 50, 75 y  $100^\circ\text{C}$ , en 120 minutos, cuyos resultados demostraron que a  $100^\circ\text{C}$  se lixivió 67.31% de arsénico y 69.52% de antimonio, con una dosificación de 16.5 Kg/TM de  $\text{NaOH}$  y 58.90 Kg/TM de  $\text{Na}_2\text{S}$ . Habiendo definido la temperatura de trabajo, se evaluó la influencia de la concentración de los reactivos para para periodos de tiempo de 2, 4, 6 y 8 horas, alcanzando disolver 80.37% de arsénico y 78.18% de antimonio en un periodo de 4 horas con una dosificación de 48 Kg/TM de  $\text{NaOH}$  y 13 Kg/TM de  $\text{Na}_2\text{S}$ . Con dichos resultados se planteó evaluar la influencia de la variable tamaño de partícula en el proceso, para lo cual se desarrollaron pruebas con muestras de tamaño 10%, 20%, 30% y 40% - 400 malla, cuya prueba más representativa fue a 10% - 400 malla, alcanzado lixiviar 93.79% de arsénico y 96.21% de antimonio.

Se evaluó la contribución del hidróxido de sodio y el sulfuro de sodio en la remoción de arsénico y antimonio mediante diseños experimentales factoriales con 2 factores, 2 niveles y 2 réplicas, cuyo resultado demostró que el  $\text{NaOH}$  contribuye en un 61.58% y el  $\text{Na}_2\text{S}$  en 34.23% en la remoción de arsénico, determinando el modelo  $\%As = 67.55 + 0.748 \text{ Na}_2\text{S} - 0.651 \text{ NaOH} - 0.00820 \text{ Na}_2\text{S} * \text{NaOH}$ . Así mismo el  $\text{NaOH}$  contribuye en un 70.16% y el  $\text{Na}_2\text{S}$  en 23.90%

en la disolución de antimonio, presentando el modelo:  $\%Sb = 64.05 + 0.9725 Na_2S - 0.6835 NaOH - 0.01498 Na_2S * NaOH$ .

**Palabras claves:** Caracterización, cobres grises, lixiviación alcalina.

## ABSTRACT

The development of this research project arose from the need to give technical and economic viability to the processing of minerals with a high content of contaminants such as arsenic and antimony in the Pasto Bueno mining unit, located in the department of Ancash, for which samples were taken. of copper concentrate, whose chemical analysis reported 22.85% copper, 74.3 Oz/TC silver, 20.78% lead, 10.50% zinc, 0.57% bismuth, 7.25% arsenic and 6.33% antimony. Two samples with granulometries of  $[-74 \mu, + 37 \mu >$  and  $-37 \mu$  were sent to a reflected light optical microscopy laboratory, determining a high content of gray copper, which contributes the greatest number of contaminants, and in a smaller proportion arsenopyrite and the silver sulfosalts, in addition the presence of chalcopyrite, bornite, covellite, galena, sphalerite, native silver, pyrite, pyrrhotite, wolframite, molybdenite and gangue were reported.

Alkaline leaching metallurgical tests were carried out with  $\text{Na}_2\text{S}$  and  $\text{NaOH}$ , evaluating said process at temperatures of 25, 50, 75 and  $100^\circ\text{C}$ , in 120 minutes, whose results showed that at  $100^\circ\text{C}$  67.31% arsenic and 69.52% arsenic were leached. of antimony, with a dosage of 16.5 Kg/MT of  $\text{NaOH}$  and 58.90 Kg/MT of  $\text{Na}_2\text{S}$ . Having defined the working temperature, the influence of the concentration of the reagents was evaluated for periods of time of 2, 4, 6 and 8 hours, reaching the dissolution of 80.37% of arsenic and 78.18% of antimony in a period of 4 hours with a dosage of 48 Kg/MT of  $\text{NaOH}$  and 13 Kg/MT of  $\text{Na}_2\text{S}$ . With these results, it was proposed to evaluate the influence of the particle size variable in the process, for which tests were developed with samples of size 10%, 20%, 30% and 40% - 400 mesh, whose most representative test was 10 % - 400 mesh, reached leaching 93.79% arsenic and 96.21% antimony.

The contribution of sodium hydroxide and sodium sulfide in the removal of arsenic and antimony was evaluated using factorial experimental designs with 2 factors, 2 levels and 2 replications, the result of which showed that  $\text{NaOH}$  contributes 61.58% and  $\text{Na}_2\text{S}$  34.23% in the removal of arsenic, determining the model  $\%As = 67.55 + 0.748 \text{Na}_2\text{S} - 0.651 \text{NaOH} - 0.00820 \text{Na}_2\text{S} * \text{NaOH}$ . Likewise,  $\text{NaOH}$  contributes 70.16% and  $\text{Na}_2\text{S}$  23.90% in the antimony solution, presenting the model:  $\%Sb = 64.05 + 0.9725 \text{Na}_2\text{S} - 0.6835 \text{NaOH} - 0.01498 \text{Na}_2\text{S} * \text{NaOH}$ .

**Keywords:** Characterization, gray coppers, alkaline leaching.

## INTRODUCCIÓN

Gran parte de los yacimientos de sulfuros metálicos que se encuentran en la actualidad son complejos mineralógicamente debido a que se encuentran asociados a elementos como el arsénico, antimonio, bismuto, mercurio, entre otros, los cuales son considerados contaminantes debido a que pueden generar serios problemas ambientales y de procesamiento (Curreli, Ghiani, Surracco, & Orrù, 2005; Lattanzi, Da Pelo, Musu, & Atzei, 2008; Filippou, St-Germain, & Grammatikopoulos, 2007). Minerales como la tetraedrita ( $\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ ) y tennantita ( $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$ ), son económicamente atractivos, sin embargo, la presencia de arsénico y antimonio ocasiona una reducción significativa en su valor, lo cual obliga a las empresas a penalizar la compra de concentrados que sobrepasen los límites permisibles de contaminantes, debido a las estrictas leyes ambientales (Awe & Sandström, 2010; Long, Peng, & Bradshaw, 2012).

Las tecnologías desarrolladas para eliminar arsénico y antimonio describen procesos pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos. El primero presenta la desventaja de generar gases tóxicos a base de azufre los cuales deben ser necesariamente captados y convertidos en ácido sulfúrico, además de los compuestos arsenicales como el trióxido de arsénico ( $\text{As}_2\text{O}_3$ ), pentóxido de arsénico ( $\text{As}_2\text{O}_5$ ), arseniato de antimonio, entre otros que se forman durante la fusión de los concentrados, los cuales tienen un impacto negativo, perjudicando notoriamente a la biósfera y generando interferencias en los procesos de refinación. Por lo descrito anteriormente es que los procesos hidrometalúrgicos se presentan como una alternativa de tratamiento de concentrados, las cuales minimizan notoriamente la emisión de contaminantes con una aceptable eficiencia del método empleado (Azañero, y otros, 2004; Lovera, 1999; Zhao, Zhao, Tatiana, & Vainshtein, 2021).

Para evaluar eficientemente el proceso de disolución de las especies contaminantes es necesario conocer la caracterización mineralógica de las especies involucradas, su distribución, y posibilidades de liberación de los enlaces que se encuentren formando, la cual nos permite predecir el comportamiento de las especies frente a un determinado proceso (Tungpalan, Wightman, Keeney, & Manlapig, 2021; Espinoza, y otros, 2021).

Un estudio realizado para investigar la erradicación de arsénico y antimonio en concentrados de sulfuros complejos ricos en cobres grises tipo tetraedrita logró disminuir los contaminantes e incrementar la calidad del concentrado mediante un proceso de lixiviación con NaOH y Na<sub>2</sub>S, concluyendo así que los parámetros más influyentes para la reducción de aquellos elementos fueron la concentración de iones sulfuro, la temperatura de reacción y el tiempo de lixiviación (Awe & Sandström, 2010). Otro trabajo de investigación enfocado en la eliminación de arsénico de concentrados cupríferos mediante lixiviación demostró que fue posible la disolución de impurezas de las muestras con contenido de enargita en un medio alcalino con reactivos NaSH Y NaOH, consiguiendo así disminuir la cantidad de arsénico a valores por debajo de 0.5% en peso. Las condiciones de trabajo usadas fueron la temperatura de reacción (80°C), presión atmosférica (condiciones normales), ORP (máximo de 500 mV), pH (>12.5), densidad de pulpa (100 a 1000 g/L), tiempo de lixiviación (10 minutos a 10 horas) y adición de NaSH Y NaOH (50 a 200 g/L cada uno) (Tongamp, Takasaki, & Shibayama, 2009).

En tal contexto, la búsqueda de métodos de producción de concentrados con mínimas cantidades de arsénico y antimonio se ha convertido en una gran necesidad y un total desafío para la industria metalúrgica. Por ello, el presente artículo evalúa la reducción de estos contaminantes mediante la caracterización geometalúrgica para la lixiviación alcalina de concentrados bulk.



## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Situación problemática

Los minerales de cobres grises presentan contenidos de arsénico y antimonio que dificultan la comercialización. El mineral de cobre gris a trabajar de forma experimental es la tetrahedrita y la tenantita cuya fórmula química es la solución sólida  $(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$  -  $(\text{Cu,Fe})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$  en la que la sustitución gradual del arsénico por antimonio va dando los distintos minerales de la serie (antimonio : tetrahedrita, arsénico : tenantita).

Estos minerales son concentrados mediante procesos de flotación, obteniendo concentrados ricos en Cobre - Plata, pero llegando a valores altos de contaminantes de arsénico y Antimonio, los cuales llegan a impactar hasta el 25% del valor equivalente de los minerales pagables. El elevado contenido de contaminantes genera un impacto negativo en el área comercial de los traders de minerales debido a que las refinerías penalizan estos productos con un promedio del 50% de su valor pagable de Cobre y Plata dejando de lado de esta manera el desarrollo de su explotación y la gestión de nuevos proyectos mineros. El potencial actual de estas menas de cobres grises abarca toda la zona centro y norte del Perú, en especial la sierra del departamento de Ancash y La Libertad.

Existen actualmente desarrollos teóricos en el tratamiento y la eliminación de estos contaminantes, pero no son prácticos, como por ejemplo la tostación

realizando emisiones de gases tóxicos o también esta presenta la lixiviación alcalina en autoclaves y el almacenamiento de los contaminantes, por ende, su ejecución no es viables económicamente debido a la complejidad de las instalaciones a desarrollarse y el excesivo consumo de reactivos.

Se tienen conocimiento que de manera artesanal por procesos de tostación personas dedicadas a la comercialización de minerales trataban estos en la localidad de Nazca. Por otra parte, de manera industrial y piloto la empresa Casapalca realiza un procedimiento similar a la lixiviación a presión por autoclaves de enargita en la zona de Cajamarquilla - Huachipa, la dificultad que tienen es que los valores de plata se desplazan en la lixiviación haciendo necesario la instalación de un circuito extra de Merrill Crowe para la recuperación de este en forma de lingotes.

Para este proyecto se plantea una alternativa práctica de desarrollo y el diseño de una planta piloto como modelo de operación para la ejecución de futuros proyectos mineros y nuevas alternativas de comercialización. La practicidad está basada en la velocidad de reacción que conlleva la liberación de los contaminantes. Las técnicas de lixiviación alcalina estudiadas con anterioridad conllevan un tiempo promedio de 24 horas a más según pruebas experimentales, generando un consumo de energía al mantener una temperatura adecuada para que sucedan las reacciones.

## **1.2. Formulación del problema**

Considerando las oportunidades de desarrollo dentro del campo de la hidrometalurgia en el área de lixiviación alcalina para el procesamiento de los minerales, se plantea el desarrollo de los estudios de factibilidad técnico-económica para el tratamiento de los concentrados arsenicales - antimoniales, basándose la ingeniería de desarrollo en los resultados de las pruebas experimentales realizadas con el mineral proveniente de la mina Pasto Bueno.

La no oportunidad de explotación de minerales con alto contenido de contaminantes y especies valiosas (plata) debido al bajo atractivo económico

que poseen en el área comercial y a las restricciones ambientales de recepción de este tipo de productos.

La no comercialización por efectos de no encontrar un mercado que los reciba y refine, además del alto costo del tratamiento actual (que por solamente el consumo de reactivos supera los \$250 por tonelada de concentrado además de la energía para generar el calor requerido de la reacción que bordearía \$150 dólares por tonelada) por procesos convencionales de lixiviación alcalina en procesos piloto a nivel laboratorio, en consecuencia, se formula:

¿De qué manera la caracterización de concentrados de cobre con contenido de arsénico y antimonio de la mina Pasto Bueno influye en la lixiviación alcalina?

### **1.3. Justificación de la investigación**

La importancia del desarrollo del proyecto de tesis expuesto implica el crecimiento y nuevas oportunidades en la industria de la refinación o tratamiento de minerales con contenido de arsénico y antimonio por procesos de lixiviación alcalina.

En general esto podría llevar a la proposición de generación de dos nuevas industrias:

a.- La industria de producción de antimonio en forma de cátodos de alta calidad para el sector de metales, por procesos de reaprovechamiento por extracción por solventes y electrodeposición de las soluciones ricas de As y Sb obtenidas de la lixiviación alcalina, los cuales irían directamente a exportación al mercado asiático.

b.- La industria de generación de trióxidos de arsénico para el sector de agricultura y control de plagas. Estas se obtendrían por sobresaturación y precipitación de las soluciones residuales productos de la primera industria descrita.

## **1.4. Objetivos de la investigación**

### **1.4.1. Objetivo general**

- Caracterizar el concentrado de cobre de la mina Pasto Bueno para la lixiviación alcalina y reducir el contenido de arsénico y antimonio.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

- Caracterizar el concentrado de cobre de la mina Pasto Bueno
- Lixiviar el concentrado de cobre de la mina Pasto Bueno en medio alcalino para reducir el contenido de arsénico y antimonio.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes

##### 2.1.1. Internacionales

(Meiner y otros, 2022) en su artículo de investigación sustenta el desarrollo de pruebas hidrometalúrgicas de lixiviación de 2 tipos de concentrados, con alto y bajo contenido de azufre denominados tipo A y tipo B, empleando soluciones con concentraciones de NaOH y NaHS. Los ensayos de mineralogía demostraron que los principales minerales que se observaron fueron pirita, enargita, tennantita y calcopirita. Así mismo minerales como la calcantita, melanteritas, cuarzo y talco, se encuentran en menor proporción. Los autores evaluaron el tiempo de disolución, la relación sólido/líquido, la concentración de reactivos y el tamaño de partícula. Sus resultados demostraron que 95% de remoción de arsénico para la muestra tipo A se logró a 2.5 M de NaOH, 2.0 M de NaHS a 80°C y una relación sólida/líquido de 1 a 10. De igual manera, bajo estas mismas condiciones lograron remover 80 % de As para la muestra B1. En su artículo, los autores resaltan el mayor grado de eficiencia del proceso de tostado para eliminar contaminantes.

(Znamenáčková y otros, 2021) investigaron el efecto de la radiación por microondas en la lixiviación de arsénico, antimonio y mercurio en mineral con contenido de tetraedrita y en un concentrado de este mineral, para lo cual expusieron las muestras a una irradiación de microondas a 900 w durante 30

segundos en recipientes cerrados en atmosfera de nitrógeno, para tamaños de partículas inferiores a los 0.2 mm. Sus procedimientos de lixiviación alcalina emplearon 10 gramos de muestra con 200 ml de  $\text{Na}_2\text{S}$  a una concentración de 300 gr/l. Sustentaron el efecto positivo de la irradiación con microondas para la remoción de antimonios luego de 15 minutos de lixiviación, logrando remover 2.4 veces más la disolución de arsénico con respecto a una muestra sin irradiación, así mismo lograron un aumento de 1.2 veces la solubilidad de antimonio con respecto a una muestra sin pretratamiento de irradiación. Demostraron que, para la remoción de mercurio, la irradiación no presentaba efecto alguno.

**(Xue-yi y otros, 2016)** investigaron la lixiviación de arsénico a partir de los polvos de fundición, mediante el proceso de lixiviación alcalina con  $\text{NaOH}$  y  $\text{Na}_2\text{S}$ . Caracterizaron los polvos mediante difracción de rayos X, observando que la mayoría de los compuestos que aportan arsénico pertenecían a la mimetita, arsenóxidos y óxidos de plomo con alto contenido del metal de interés. Para el desarrollo de las pruebas de investigación mezclaron 60 gramos de muestra con hidróxido de sodio, sulfuro de sodio y agua, agitando la mezcla a 400 r/min a diversas temperaturas. El resultado de los diseños de experimentos factoriales determinaron que la relación óptima de hidróxido a polvo es de 0.5, la dosificación de sulfuro de sodio a polvo es de 0.25g/g a una temperatura de lixiviación de 90°C en un tiempo de 2 horas y una relación de líquido/sólido de 5 a 1. El experimento que desarrollaron bajo las condiciones descritas anteriormente logró remover 92.75% de arsénico, 11.68% de antimonio, 0.31% de plomo, 29.75% de estaño y 36.85% de zinc. Los autores observaron que la recuperación de arsénico en solución depende principalmente de la dosificación de hidróxido de sodio y sulfuro de sodio, así como la temperatura del medio y la relación sólido/líquido.

**(Ruiz y otros, 2015)** estudiaron la cinética de eliminación de arsénico a partir de concentrados de enargita y tennantita mediante el proceso de lixiviación con  $\text{NaHS}$  y  $\text{NaOH}$ , para lo cual evaluaron 2 tipos de concentrados denominados c1 y c2 con leyes promedio de 15,1 % de As y 1,42 % de Sb. La caracterización de las muestras la realizaron mediante difracción de rayos X, concluyendo que los principales minerales en ambas muestras eran enargita, tenantita y pirita, así mismo, los sulfuros menores presentes en orden de abundancia fueron covelita

(CuS), calcocita (Cu<sub>2</sub>S), calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>), tetraedrita (Cu<sub>12</sub>Sb<sub>4</sub>S), esfalerita (ZnS), galena (PbS) y kuramita (Cu<sub>3</sub>SNS<sub>4</sub>). Los minerales de ganga incluían principalmente cuarzo y mica. Las concentraciones de NaHS y NaOH que se usaron en el desarrollo de las pruebas preliminares fueron con 1.64 M y 2.79 M, respectivamente. Con respecto a la evaluación de la temperatura en la lixiviación de los contaminantes determinaron un rango de 60 a 90 °C, sosteniendo que para 90°C ocurre una pasivación de la lixiviación de arsénico y antimonio luego de unos minutos de procesamiento. Resaltaron que para el total de las pruebas que abordaron, la cinética de lixiviación de arsénico fue mayor que la de antimonio.

Cuando realizaron la lixiviación se realizó con una concentración de 6.38 molar de NaHS y 8.89 molar de NaOH, lograron remover alrededor del 90% de arsénico en 2 minutos.

**(Ruiz y otros, 2015)** evaluaron la remoción de arsénico y antimonio en concentrados de cobre con 15.05% de arsénico y 1.42% de antimonio, mediante el proceso de lixiviación alcalina con NaHS y NaOH. Desarrollaron pruebas con tamaño de partículas de + 150 – 106 micras, utilizaron en todas sus pruebas metalúrgicas 500 ml de agua a 80°C y 385 rpm, en un tiempo de 20 minutos como un prelavado con agua para disolución de las especies. Los resultados de la lixiviación alcalina que obtuvieron sustentaron que las variables de mayor importancia fueron la temperatura y las concentraciones de los reactivos empleados. Así mismo demostraron que más del 97 % de arsénico y 92 % de antimonio pudieron lixivarse en 10 minutos a concentraciones de 8.9 molar de NaOH y 6.5 molar de NaSH a 80°C durante 120 minutos.

**(Parada y otros, 2014)** en su artículo desarrollaron un estudio de lixiviación de muestras con alto contenido de enargita con 12 % de arsénico, 0.5 % de antimonio y 30 % de cobre proveniente de la zona de Butte, Montana, en un medio alcalino de hidróxido y sulfuro de sodio, evaluando los parámetros de tamaño de partícula, temperatura, concentración de reactivos, agitación de la pulpa y densidad de pulpa. Todas las pruebas se evaluaron en un rango de P80 de 100 µm a 30 µm, utilizando en la mayoría de las pruebas aproximadamente 10 gramos de muestra. Los resultados que obtuvieron sustentaron que para 1.0 molar de Na<sub>2</sub>S y 3.5 M de NaOH, lograron una solubilidad casi completa del

arsénico y antimonio a 95 °C en aproximadamente 60 minutos. Enfatizaron el efecto positivo sobre la solubilidad de arsénico al disminuir el tamaño de partículas, a su vez señalaron que la agitación de la pulpa no presenta una influencia significativa.

**(Ruiz y otros, 2013)** investigaron la remoción de arsénico a partir de los concentrados de la mezcla de concentrados de cobre tipo calcopirita y tipo enargita denominados C1 y C2, en distintas proporciones. El concentrado C1 se preparó con 80% de calcopirita de tamaño de -270 + 400 malla 20% de concentrado de enargita de tamaño -140 +200 malla, y el concentrado C2 se preparó en la misma proporción, pero con tamaño de calcopirita de -140 + 200 malla, y concentrado de enargita de -100+140 malla. Ambas muestras reportaron en promedio 2.23 % y 2.21% de arsénico, respectivamente. Los autores emplearon 20 gramos de muestra en un reactor de 2 litros con 500 ml de agua a 80°C y 370 rpm. Sustentaron que para una temperatura de 95°C la lixiviación de arsénico alcanza un 95.7% en solo 5 minutos, produciendo un relave final de 0.1% de arsénico luego de un lavado con agua. La prueba más representativa que realizaron fue con una concentración de 4 M de NaOH y el requerido estequiométricamente de sulfuro de sodio, lixiviando 97.8% de arsénico.

**(Awe y otros, 2010)** investigaron la remoción de arsénico y antimonio a partir de un concentrado rico en tetraedrita de la zona de Casapalca con leyes de 5.43–5.78% Sb y 1.77–1.87% As, preparando muestras de tamaños -106 + 75, 75 + 53, -53 + 38 y -38 + 20 micras. Los autores evaluaron el efecto de la concentración de sulfuro de sodio (0,76 M, 1,14 M y 1,89 M), concentración de hidróxido de sodio (0,75 M y 1,5M), temperatura del proceso (357 K, 364 K, 371 K y 378 K) y tamaño de partícula mineral (-53 + 38 micras, -75 + 53 micras y -106 + 75 micras), evaluaron los resultados de las pruebas para un tiempo de 6 horas y 0.5% de sólidos. Sustentaron que las principales fases que se obtuvieron a través de análisis mineralógico QEMSCAM y XRD, fueron tetraedrita, esfalerita, galena, calcopirita, pirita y sulfuro de hierro. Así mismo la mejor prueba metalúrgica de lixiviación que realizaron fue con 1.89 M de sulfuro de sodio y 1.5M de hidróxido de sodio, logrando remover 87 % de antimonio y 92 % de arsénico, para un tamaño de partícula de -75 + 53 micras.



(Bazan y otros, 2015) en su artículo demostraron la reducción de arsénico a partir de las calcinas de tostación a 650°C, debido a que sustentan que a esta temperatura existen un mínimo de emisiones para concentrados con contenido de arsénico, cuyo análisis mineralógico indicaron la presencia de Sinnerite ( $\text{As}_4\text{Cu}_6\text{S}_9$ ) y Nowackite ( $\text{As}_4\text{Cu}_6\text{S}_{12}\text{Zn}_3$ ). Los autores lixiviaron la calcina con la finalidad de eliminar el arsénico, comprobando que los mejores resultados los obtuvieron para una temperatura de 60°C y 4 horas de lixiviación.

(Rubio, 2015) en su tesis investigó la lixiviación en medio alcalino utilizando una muestra de concentrado de cobre con calcosina, enargita y calcopirita como especies principales, proveniente de una mina en Chile. El autor evaluó el desempeño del proceso mediante una cinética de reacción a 60°C y a 90°C. El proceso de lixiviación que estudió resultó ser altamente dependiente de la temperatura. A 60°C las extracciones de arsénico no superaron el 10%, mientras que para 90°C la recuperación se encuentra en torno al 80%. A su vez la energía de activación del proceso es 99.5 [kJ/mol].

### 2.1.2. Nacionales

(Azañero y Gutiérrez, 2016) en el desarrollo de su tesis estudiaron el efecto de la temperatura y el tiempo de lixiviación alcalina en caliente empleando hidróxido de sodio y sulfuro de sodio para remover arsénico en un concentrado de cobre tipo enargita de la provincia de Yauli con leyes de: 21.5% Cu, 5.8% As, 254.71 g/TM Ag, 2.55 g/TM Au. Para el desarrollo de sus pruebas elaboraron un diseño bifactorial con 3 niveles y 2 repeticiones, evaluando a temperaturas de 70, 80 y 90°C para tiempo de 2,3 y 4 horas. Así mismo las variables que mantuvieron constantes fueron la de dilución de líquido/sólido de 10 a 1 con 20 gramos de mineral y 200 ml de agua, con una velocidad de agitación de 750 rpm, tamaño de partícula de 86 % - 400 malla, empleando 3.5 M de NaOH y 1.0 M de  $\text{Na}_2\text{S}$ . Los autores sustentaron que la prueba más representativa logró remover 97,73% de arsénico a 90°C y 4 horas de lixiviación, ensayando las nuevas leyes del concentrado en 23,23% de Cu, 239,81 g/TM de Ag, 2.52 g/TM de Au y con extracción de 3,07% para Au; 5.85% para Ag y 0.13% para el Cu. Concluyen que tanto la temperatura, el tiempo y la interacción de estas dos variables influyen

significativamente en la disolución de arsénico, así mismo los autores recomiendan lixiviar a temperaturas cercanas a los 100°C en recipientes herméticos.

**(Puga, 2014)** en su tesis investigó la lixiviación alcalina de arsénico en un concentrado de cobre gris de la zona del centro del Perú, cuya mineralogía determinó que 64% de la muestra era tipo calcopirita, 21% de cobres grises y los sulfuros de hierro restantes en un 11%, con un tamaño de partícula de 66 micrones y un peso específico de 4.42. El autor sustentó que las variables óptimas para el proceso de lixiviación alcalina fueron de 90°C, relación líquido/sólido de 2, 140 g/l de sulfuro de sodio, 71.8 g/l de hidróxido de sodio en un periodo de 10 horas. Los resultados que obtuvo bajo las condiciones anteriormente descritas fueron de 91.1 % de remoción de arsénico, quedando aun en el relave 0.25 % de este contaminante. Así mismo demostró el aumento de la concentración de cobre en el concentrado en un 0.39%, oro en 4.8% y una ligera disminución de 0.79% de plata, de tal manera sustentó el aumento de los pagables por venta de concentrados libre de contaminantes.

**(Llerena, 2017)** investigó la disolución de arsénico de los concentrados de cobre en la zona de Nasca mediante el proceso hidrometalúrgico de lixiviación alcalina. Dicho concentrado presentó una granulometría de 80% - malla 150 y las leyes variaron desde 10% hasta 40% de cobre, con contaminante de arsénico desde 0.8% hasta 14%, siendo la enargita el principal componente que aporta el contaminante. Planteó el desarrollo de pruebas por lotes de concentrados en un tanque de agitación de 50 litros y 0.5 HP de potencia, para 10 kilos de concentrado de mineral y 20 litros de agua, los tiempos de lixiviación los varió con respecto a la ley de arsénico, siendo de 1 a 3 horas para leyes de 0.8 a 4 % de arsénico, de 3 a 6 horas para concentrados de 4 a 10 % de arsénico, y de 6 a 10 horas para leyes de 10 a 14%. Sustentó la mejora del proceso al aumentar la dilución de pulpa inicialmente de 1/2 a 1/3. La mejor prueba que realizó fue para un concentrado de 12% de arsénico, lixivándolo con 25% de solución (20% de hidróxido de sodio y 5% de sulfuro ácido de sodio) en un tiempo de 10 horas, a la temperatura de 80°C a 12.5 de pH, logrando un concentrado de 0.5% en peso de arsénico.

(Azañero y otros, 2004) publicaron un artículo describiendo la lixiviación de concentrados de plomo-plata con alto contenido de arsénico y antimonio de la zona central del Perú compuestos principalmente de esfalerita, marmatita, galena, pirita y óxidos de plomo y zinc, con hidróxido de sodio y sulfuro de sodio a una temperatura de 90°C. El mineral que estudiaron presentó 12.25 % de Sb y evaluaron las variables de dilución de pulpa, tiempo de lixiviación y concentración de reactivos en solución. La mejor prueba que sustentaron logró lixiviar 37.20% de arsénico y 93.68% de antimonio, alcanzando leyes de 0.99% y 0.91% para los contaminantes anteriormente descritos, para una dilución de pulpa de 2 a 1, en un tiempo de 6 horas y una concentración de agente lixivante del 20% (10% NaOH-10% Na<sub>2</sub>S). Los autores recomiendan emplear el método de lixiviación alcalina para otros concentrados de metales con alto contenido de contaminantes.

## 2.2. Bases teóricas

### 2.2.1. Minerales de arsénico

Como metaloide, este elemento se encuentra en más de 200 minerales, de tipo arseniuros, sulfuros, óxidos elementales, arseniatos, arsenitos y sulfosales de diversas formas dentro de la naturaleza, los minerales que están compuestos de arsénico conforman una gran variedad, entre los principales tenemos a: la arsenopirita, enargita, tennantita, rejalgar y oropimente. Así mismo podemos afirmar que el mineral con contenido de arsénico más abundante en la naturaleza es la arsenopirita, y que gran parte de los yacimientos de cobre presentan gran cantidad de este metaloide como es el caso de los cobres grises de tipo enargita (Cu<sub>3</sub>AsS<sub>4</sub>) y tennantita (Cu<sub>12</sub>As<sub>4</sub>S<sub>13</sub>), (Smedley & Kinniburgh, 2002; Lattanzi et al., 2008).

**Enargita:** Es un mineral tipo sulfurado de cobre y arsénico de apariencia grisácea rosácea con brillo semi metálico, de notoria exfoliación en una dirección y de cristales prismáticos. Se identificó por primera vez en el Perú en el año de

1850, cuyo nombre tiene origen de la palabra griega “enarge”, cuyo significado es “distinto”, lo cual se le atribuyó a su exfoliación predominante (Landa, 2018). La mineralogía compleja de este tipo de mineral arsenical lo hace imposible de poder controlarlo con el uso de las técnicas convencionales de flotación, debido a que flota fácilmente con la dosificación de Xantatos. Su composición química es de 48.42% Cu, 19.02% As y 32.56% S, pudiendo albergar mínimas cantidades de elementos como el mercurio y antimonio (Basurco, 2019).

**Tennantita:** Es el segundo mineral más abundante de cobre después de la enargita, cuya composición química es de 48.50% Cu, 27.04% S, 18.82% As, 2.77% Fe, 2.44% Sb, su presencia está asociada con los depósitos de calcopirita o también asociada a la esfalerita, galena o pirita. Su apariencia es de color grisáceo acero a negro, presentando brillo metálico con sistema cristalino isométrico (Puga 2014).

La tabla 1 describe a los principales minerales con contenido de arsénico que se encuentran asociadas a los diferentes yacimientos, y su respectiva composición química.

Mineral	Composición	Ocurrencia
Arsénico nativo	As	Venas hidrotermales
Realgar	AsS	Filones y noritas
Oropimente	As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	Filones, muchas veces asociado con oropimente, arcillas y carbonatos en “hot springs”
Cobaltita	CoAsS	Depósitos de alta temperatura, rocas metamórficas
Arsenopirita	FeAsS	Es el mineral de As más abundante. Muy frecuente en filones.
Tennantita	(Cu,Fe) <sub>12</sub> As <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	Venas hidrotermales
Enargita	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub>	Venas hidrotermales

Arsenolita	$\text{As}_2\text{O}_3$	Mineral secundario formado por oxidación de arsenopirita, arsénico nativo y otros minerales de arsénico
Claudetita	$\text{As}_2\text{O}_3$	Mineral secundario formado por oxidación de arsenopirita, arsénico nativo y otros minerales de arsénico
Escorodita	$\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	Mineral secundario
Annabergita	$(\text{Ni}, \text{Co})_3(\text{AsO}_4) \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	Mineral secundario
Hoernesita	$\text{Mg}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$	Mineral secundario, en escorias
Hematolita	$(\text{Mn}, \text{Mg})_4\text{Al}(\text{AsO}_4)(\text{OH})_8$	Mineral en fisuras de rocas metamórficas
Conicalcita	$\text{CaCu}(\text{AsO}_4)(\text{OH})$	Mineral secundario
Farmacosiderita	$\text{Fe}_3(\text{AsO}_4)_2(\text{OH})_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	Producto de oxidación de arsenopirita y otros minerales de arsénico

**Tabla 1** Tabla de minerales de arsénico más comunes

**Fuente:** Lillo (2010)

En menor porcentaje existen minerales que están compuestos por arsénico, desde primarios hasta secundarios, en sulfuros sustituye al azufre dentro de la estructura llegando a conformar más de un 10% del peso total del mineral, teniendo entre estos a la galena, marcasita, pirita y calcopirita. La variedad de pirita autigénica es fundamental en el ciclo de geoquímica del arsénico, debido a que se halla en lagos, ríos, fondos acuíferos y marinos, durante su formación el arsénico puede incluirse en su estructura, así mismo con el cambio del climático la pirita puede oxidarse y liberarse el arsénico (Lillo, 2010).

Otras especies mineralógicas con contenido de arsénico son los óxidos y oxihidróxidos de hierro, así como en menor cantidad los de aluminio y manganeso, presentándose el arsénico en estos dentro de su estructura o en su

superficie absorbido. Por otro lado, se tienen a los fosfatos que pueden estar compuestos por este elemento en grandes concentraciones. El silicio, aluminio, hierro y titanio pueden ser sustituidos por el arsénico en diversos minerales, hallándose en bajas concentraciones de diferentes minerales formadores de rocas, tal como se organiza en la tabla 2 (Lillo, 2008).

Mineral	Concentración de As (ppm)
<b>Sulfuros</b>	
Pirita	100 – 77000
Pirrotina	5 – 100
Galena	5 – 10000
Esfalerita	5 – 17000
Calcopirita	10 – 5000
<b>Óxidos</b>	
Hematites	Hasta 160
Óxidos de Fe	Hasta 2000
Oxihidróxido de Fe (III)	Hasta 76000
Magnetita	2,75 – 41
<b>Silicatos</b>	
Cuarzo	0,4 – 1,3
Feldespato	< 0,1 – 2,1
Biotita	1,4
Anfíbol	1,1 – 2,3
Olivino	0,08 – 0,17
Piroxeno	0,05 – 0,8
<b>Carbonatos</b>	
Calcita	1 – 8
Dolomita	< 3
Siderita	< 3
<b>Sulfatos</b>	
Yeso/Anhidrita	< 1 – 6
Barita	< 1 – 12
Jarosita	34 – 1000
<b>Fosfatos</b>	
Apatito	< 1 – 1000

**Tabla 2** Concentración de arsénico en minerales

**Fuente:** Lillo (2010)

### 2.2.2. Minerales de antimonio

Los depósitos de este elemento son asociados con rocas ígneas presentándose en rocas ácidas intermedias y granitos, como las monzonitas, cuarzo-monzonitas, dioritas y cuarzo-dioritas (Giron, 2007).

En el Perú, las menas de antimonio son encontradas generalmente como filones, en departamentos como Junín, Huancavelica y Cusco. Este metaloide se halla comúnmente en las vetas a una baja profundidad, encontrándose asociado a otros minerales: blenda, pirita, scheelita, cuarzo, entre otros (Giron, 2007).

**Tetraedrita:** Cuyo nombre hace referencia a los cristales cúbicos en forma de un tetraedro que se encuentran formando, de brillo metálico y de color grisáceo acero a negro. Es una sulfosal de cobre y antimonio de fórmula  $(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$ , y rara vez se encuentra de forma pura, es decir presentan elementos sustituyentes dentro de su estructura molecular como el zinc, plata, mercurio, plomo, entre otros. Se referenció por primera vez en el año 1845 en Freiberg, Sajonia, Alemania (Kapera & Koleżyński, 2022).

En la tabla 3, se organizan las principales menas y ocurrencias en el mundo que se tienen del antimonio.

Nombre de la mena	Ocurrencias principales	Observaciones
Antimonio Nativo	West Gore, Nueva Escocia	
	Wolfe Co., Quebec	
	Near Armidable Co. Sandon, New South Wales	Masivo, con un corteza de óxido
	Erskine Creek, Kern Co., California	Nodular, revestido con óxido de antimonio
	Cerca de Viruela, Malaya, España	Impregnando pizarras
	Bidi, British Norte de Borneo	En vetas y detritus
Óxidos	Sidi – Rgheiss, Argelia	Como senarmonita
	Sensa, Algeria	Como valentinita
Hidróxidos (Estibiconita)	El Altar, Sonora, México	
Oxisulfuros (Kermesita)	Toscaza	
Jamesonita	Sur de Rodesia	Impregnando esquistos
	Hastings & Frontenac Co. Québec	Asociada con plata
	Distrito Oruro plata-estaño, Bolivia	Asociado con tetraedrita

	Distrito Tasasi, plata, Bolivia	Asociado con tetraedrita, con alguna estefanita, franckeita y kyindrita
	Soana di Campligia, Italia	Asociada con tetraedrita rica en plata
	Santa Rosa, Santiago de Chuco, Perú	Jamesonita argentífera asociada a tetraedrita
	Distrito Ywelo, Sur de Rodesia	Asociada a estibinita
	Wolfsberg, E. Harz	Asociada a estibinita, zinkenita, bournonita y calcoestibinita
	Servier Co. Arkansas	Asociada a estibinita y zikenita
	Pribham, Bohemia	Asociada a boulangerita en lodos apareciendo plata
	Rosena, Checoslovaquia	Asociada a berthierita y estibinita
	Zimapán, Hidalgo, México	Asociado a pirita, arsenopirita, etc., jamesonita en grandes cantidades
	Distrito de Arabia, Nevada	Asociado a bindeimita
Tetraedrita	Área de Wheaton River, Yukon	Asociada a galena argentífera
	México, Bolivia, Perú, entre otros.	Frecuentemente se presenta en vetas, apreciando plata
	Idaho, EE.UU.	
Nadorita ( $PbSbO_2Cl$ ) Dicrasita ( $Ag_3Sb$ ) Livingstonita y Barcenita Menas de oro	Djebel Nador, Argelia	Asociado a menas de plomo – zinc
	Broken Hill y Chancarcillo	
	Huitzucó, Guerrero, México	Estibinita
	West Gore, Nueva Escocia; Costerfields, cerca de Bendigo, Victoria; La Lucette, Francia; Murchison Range, Treansvaal, Sur África; Alaska, Nevada, México, Nueva Zelanda	En la mayoría de los casos el objetivo es recubierto de oro; el contenido de antimonio es considerado como de importancia secundaria.

**Tabla 3** Geología de depósitos de minerales de antimonio

**Fuente:** Giron (2007)

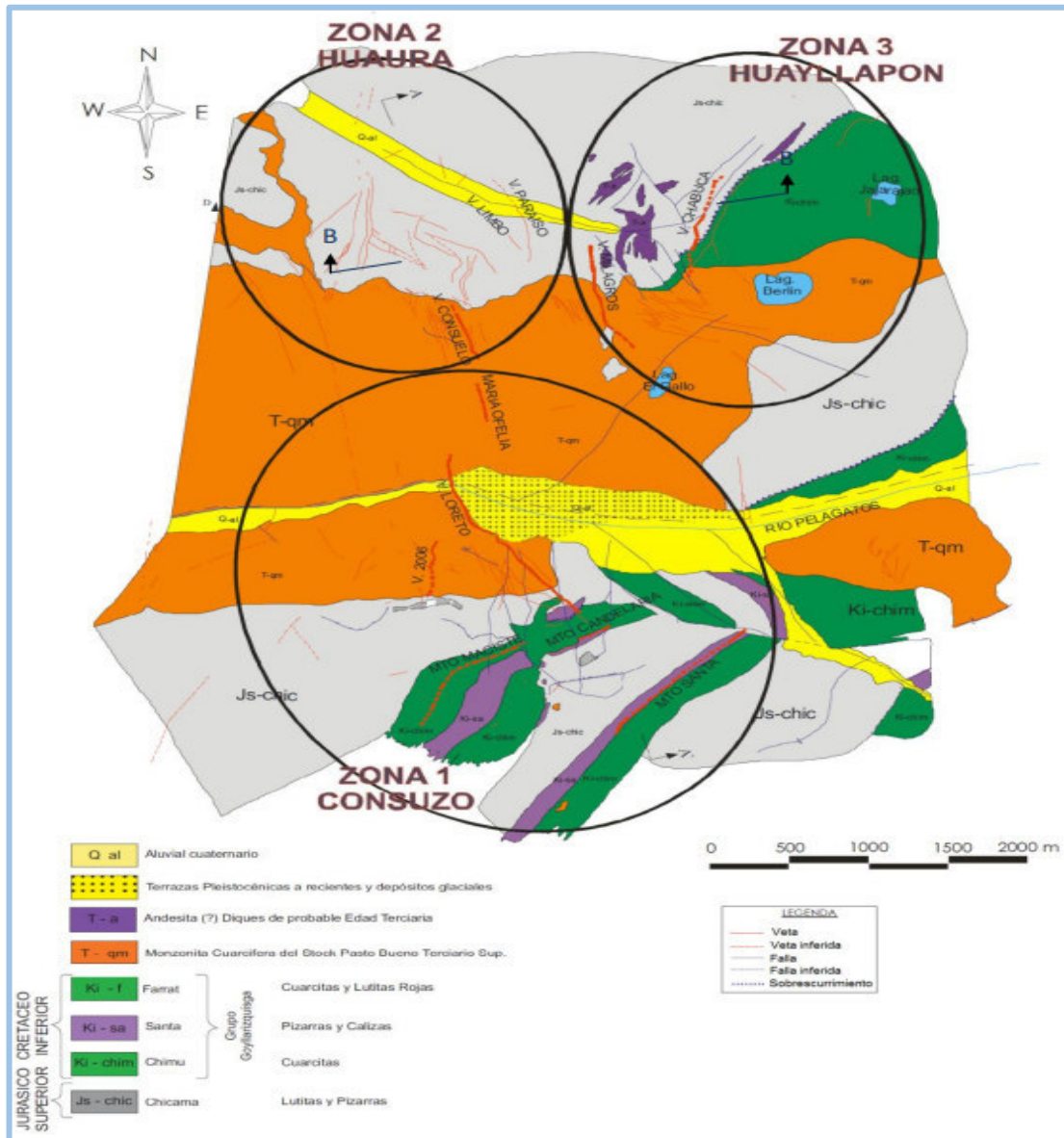
### 2.2.3. Geología de la mina Pasto Bueno

El depósito de Pasto Bueno se localiza en el extremo norte del batolito de la Cordillera Blanca, al oeste del Nudo de Pelagatos, geológicamente



considerado como una provincia tectónica bastante compleja, la cual se caracteriza por presentar diversos sobre-escurrimientos. Está compuesto por cuarzo monzonítico en el stock Consuzo, en la figura 3 se puede visualizar que el cuarzo se introduce en las pizarras de la formación Chicama y las cuarcitas de la formación Chimú, ambas formaciones yacen encima de las calizas de la formación Santa, tal como se visualiza en la figura 1.

El yacimiento de Pasto Bueno alberga una mineralogía compuesta por cobres grises, hubnerita, galena, esfalerita, fluorita, pirita, sericita, carbonatos y cuarzos como ganga (Quispe, 2015).



**Figura 1** Geología de Pasto Bueno Geología de Pasto Bueno  
**Fuente:** Quispe (2015)

#### 2.2.4. Métodos de eliminación de arsénico y antimonio a partir de concentrados de cobre

La presencia de contaminantes como el arsénico, antimonio, mercurio, bismuto, entre otros, dentro de los concentrados de metales, generando penalidades o deducciones económicas, debido a que su presencia es bastante peligrosa para el medio ambiente. Los procesos de transformación de cobre mantienen límites permisibles de estos contaminantes y se detallan en las tablas 4 y 5, debido a que el incremento de estos elementos generará demasiadas emisiones nocivas y deterioró de los equipos de fundición (Bazán, 2015). Por lo

descrito anteriormente es que surgen tratamientos pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos con la finalidad de reducir los contaminantes antes de su posterior tratamiento; estos primeros tipos de tratamientos están perdiendo aplicación debido a las fuertes contaminaciones que generan y el difícil control de los elementos contaminantes fácilmente volatilizables en estos tipos de procesos. Por otro lado, los procesos hidrometalúrgicos se presentan bastante atractivos para el pretratamiento de concentrados con alto contenido de contaminantes (Azañero et al., 2004).

NCM = carga máxima

DMT = Tonelada métrica seca

Elemento	NCM (% o ppm)	Penalidad (US\$/DMT de concentrado)
As	0.2%	\$2.50/0.1% por NCM
Bi	0.05%	\$0.30/0.01% por NCM
Cl	0.05%	\$0.50/0.01% por NCM
F	330 ppm	\$0.10/10 ppm por NCM
Hg	10 ppm	\$0.20/1ppm por NCM
Pb	1%	\$1.50/1.0% por NCM
Sb	0.1%	\$0.50/0.01% por NCM
Zn	3.0%	\$1.50/1.0% por NCM
Ni + Co	0.5%	\$0.30/0.1% por NCM

**Tabla 4** Penalización por contener ciertos elementos en una fundición

**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

Elemento penado	Límite superior (%)
Pb	6.0
As	0.5
F	0.1
Cd	0.005
Hg	0.01

**Tabla 5** Límites superiores de concentración en elementos sancionables

**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

Se han desarrollado varios sistemas de lixiviación para la extracción selectiva de elementos de penalización de concentrados de cobre, que incluyen: lixiviación de sulfuro alcalino (ASL); lixiviación de hipoclorito; lixiviación de ácido sulfúrico diluido con sulfato de aluminio; y lixiviación por oxidación a presión combinada (POX) con lixiviación por precipitación de cobre, y a continuación se describe más a detalle estos tipos de procesos (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).

### 2.2.5. Lixiviación de sulfuros alcalinos

Este proceso hidrometalúrgico emplea NaOH-Na<sub>2</sub>S y es bastante selectivo por lo cual es uno de los principales procesos empleados para la remoción de arsénico y antimonio a partir de los concentrados de minerales de cobre. La eficiencia de este proceso depende de las especies mineralógicas asociadas en el concentrado. El sulfuro de sodio empleado es capaz de disolver arsénico cuando está presente en forma de enargita, tennantita, rejalgar, oropimente y trióxido de arsénico (Anderson et al., 2014; Baláž & Achimovičová, 2006; Delfini et al., 2003). Así mismo es conocido que el sulfuro de sodio lixivía antimonio cuando este se encuentre como tetraedrita, estibina y jamesonita (Baláž, 2000; Baláž & Achimovičová, 2006; Balaz et al., 1998). Las reacciones químicas que explican la disolución de las especies mineralógicas se detallan en la tabla 6.

Mineral huésped	Reacción
Minerales portadores de As	
Enargita (Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub> )	$2\text{Cu}_3\text{AsS}_4(\text{s}) + 3\text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow 3\text{Cu}_2\text{S}(\text{s}) + 2\text{Na}_3\text{AsS}_4(\text{aq})$
Realgar (AsS)	$2\text{AsS}(\text{s}) + \text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow \text{Na}_2\text{As}_2\text{S}_3(\text{aq})$
Oropimente (As <sub>2</sub> S <sub>3</sub> )	$\text{As}_2\text{S}_3(\text{s}) + \text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow 2\text{NaAsS}_2(\text{aq})$ $\text{NaAsS}_2(\text{aq}) + \text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow \text{Na}_3\text{AsS}_3(\text{aq})$
Arsenolita (As <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	$\text{As}_2\text{S}_3(\text{s}) + 4\text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) + 3\text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{NaAsS}_2(\text{aq}) + 6\text{NaOH}(\text{aq})$ $\text{NaAsS}_2(\text{aq}) + \text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow \text{Na}_3\text{AsS}_3(\text{aq})$
Minerales portadores de Sb	
Tetraedrita [Cu <sub>10</sub> (Fe,Zn) <sub>2</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>13</sub> ]	$\text{Cu}_{10}\text{Sb}_4\text{S}_{13}(\text{s}) + 2\text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow 5\text{Cu}_2\text{S}(\text{s}) + \text{CuS}(\text{s}) + 4\text{NaSbS}_2(\text{aq})$ $\text{NaSbS}_2(\text{aq}) + \text{Na}_2\text{S}(\text{aq}) \rightarrow \text{Na}_3\text{SbS}_3(\text{aq})$

Estibina (Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub> )	$Sb_2S_3(s) + 2Na_2S(aq) \rightarrow Na_4Sb_2S_3(aq)$ $Sb_2S_3(s) + 2Na_2S(aq) \rightarrow 2Na_3SbS_3(aq)$
Jamesonita (Pb <sub>4</sub> FeSb <sub>6</sub> S <sub>14</sub> )	$FePb_4Sb_6S_{14} + 3Na_2S(aq) \rightarrow FeS(s) + 4PbS(s) + 6NaSbS_2(aq)$
Minerales portadores de Hg	
Cinabrio (HgS)	$HgS(s) + Na_2S(aq) \rightarrow Na_2[HgS_2](aq)$

**Tabla 6** Reacciones químicas en los minerales portadores de concentrados de cobre

**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

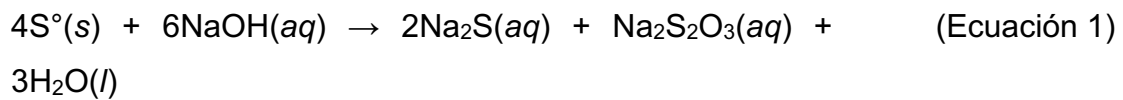
Una de las principales desventajas de este tratamiento hidrometalúrgico de lixiviación con sulfuro de sodio es que se necesitan periodos de tiempo relativamente largos para disolver cantidades significativas de contaminantes, requiriendo hasta 8 horas de proceso para remover económicamente estos elementos, lo cual ha sido una de las limitantes para su aplicación industrial (Ruiz, Bello, & Padilla, 2013).

## 2.2.6. Aplicaciones industriales del proceso de lixiviación alcalina con NaOH-Na<sub>2</sub>S

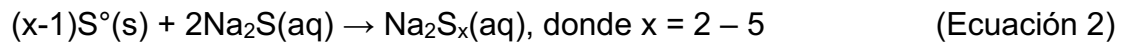
### 2.2.6.1. El proceso “Sunshine”

Es conocido que la aplicación industrial más antigua del proceso de lixiviación alcalina con sulfuro de sodio tuvo lugar en la mina de Sunshine en Idaho, USA, la cual tiene sustento en la patente desarrollada por Holmes en 1943, la cual se diseñó para remover antimonio de un concentrado de cobre rico en tetraedrita, la cual reportaba aproximadamente 19% de antimonio, llegando a reducirlo hasta un 1% de este contaminante (Lillo, 2008).

El proceso hidrometalúrgico se basó en la dosificación de azufre elemental, soda caustica, carbonato de sodio y una solución rica en sulfuro alcalino. El azufre elemental reacciona con la soda caustica para formar sulfuro de sodio, polisulfuros y tiosulfatos de sodio, la cual representaba uno de los factores de mayor contribución en la remoción de la especie de interés. Las reacciones en las cuales se basó el proceso se detallan en las ecuaciones 1 y 2.



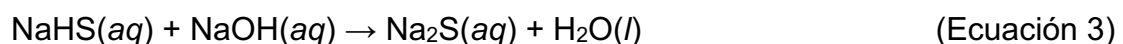
**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)



**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

### 2.2.6.2. El proceso “La Equidad”

Se hace mención del proceso de lixiviación alcalina para reducir contaminantes de arsénico y antimonio a partir de un concentrado de cobre-oro-plata de la empresa minera Equity Silver Mines Ltd., desarrollo en British Columbia, Canadá, las cuales reportaban 7% de ley de antimonio y 4 % de arsénico, que luego de aplicarse el tratamiento hidrometalúrgico los concentrados reportaban una ley de 0.3 % de antimonio y 1.5% en peso de arsénico. El proceso de remoción de contaminantes demostró una correlación no lineal entre el grado de lixiviación de Sb y el consumo de los reactivos reactivo, por lo que se había empezado con consumos excesivos de reactivos para llegar a las leyes anteriormente descritas. Posteriormente se ajustó el proceso para controlar la dosificación de reactivo y la remoción de antimonio a un 0.8 % y 2 % en peso de arsénico, de tal manera que justificaba económicamente el proceso. El proceso básicamente empleo hidrosulfuro de sodio e hidróxido de sodio y las reacciones que se llevaron a cabo en dicho proceso se detallan en la ecuación 3.



**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

### 2.2.6.3. El proceso “Melt”

Este proceso se desarrolla a escala piloto en la ciudad de Krompachy, Eslovaquia, con la finalidad de remover arsénico y antimonio de un concentrado de mineral de cobre tipo tetraedrita extraído de la mina Maria Rožňava. Dicho

proceso integra la reducción del tamaño de las partículas en la molienda y el proceso de lixiviación alcalina, lo cual sostiene y mejora notablemente la cinética de lixiviación de los contaminantes, logrando un proceso eficiente en un tiempo que varía de 30 a 40 minutos.

Actualmente el proceso Sunshine y el proceso Equity no se aplican, y el proceso Melt solo se quedó en la etapa de pilotaje, es conocido que el proceso de lixiviación alcalina de arsénico en un concentrado de cobre-oro se encuentran en estudios de viabilidad en la mina de Tampakan en Filipinas (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).

A continuación, en la tabla 7 se muestra la diferencia entre los procesos anteriormente descritos y que tuvieron aplicación industrial.

<b>Características</b>	<b>Sunshine process</b>	<b>Equity process</b>	<b>Melt process</b>
Comercial (C)/planta piloto (PP)	C (1940 – 2001)	C (1981 – 1994)	PP (1990s)
Modo de operación	Lote	Lote	Continuo
Producción	20 TM/día	90 TM/día	0.5 TM/día
Tiempo de residencia	8 – 12 h	8 h	1 h
Temperatura	104°C	107°C	88 – 105 °C
Presión	Atmosférica	Atmosférica	Atmosférica
Minerales	Tetraedrita, pirita, galena, bornite	Tetraedrita, tennantita, calcopirita, pirita, esfalerita, galena, arsenopirita	Tetraedrita, pirita, calcopirita, siderita, cuarzo
Densidad de lodo	200 g/L	Mayor a 600 g/L	300 g/L
Tamaño de partícula inicial	70% - 200 malla	-	60% - 200 malla
Dosificación de reactivos	Na <sub>2</sub> S: 100 g/L NaOH: 15 g/L Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> : 25 g/L	NaHS: Dependerá del concentrado de Sb. NaOH: -	Na <sub>2</sub> S: 300 g/L NaOH: 50 g/L

**Tabla 7** Parámetros operativos en las tecnologías ASL

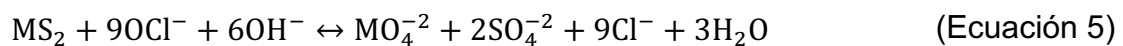
**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

### 2.2.7. Lixiviación con hipoclorito de sodio

Comúnmente conocido como lejía y es usado generalmente como blanqueador y desinfectante de textiles y papeles. La molécula que genera la actividad química para el proceso de lixiviación es el ion hipoclorito ( $\text{OCl}^-$ ), el cual se hidroliza para formar ácido hipocloroso. Se conoce que el cloro es el segundo compuesto gaseoso más oxidante, su reactividad y las altas eficiencias de solubilización en agua son algunas de las características que lo hacen atractivo. Por lo contrario, presenta una deficiente selectividad con respecto a la presencia de minerales sulfurados de hierro, llevando a la mayoría de estos a solución. Así pues, se puede definir a la lixiviación con hipoclorito a un pH mayor al natural, la cual podría ser selectiva con respecto a la especie comercial, mediante las reacciones químicas que se presentan en las ecuaciones 4 y 5 (Curreli et al., 2005).

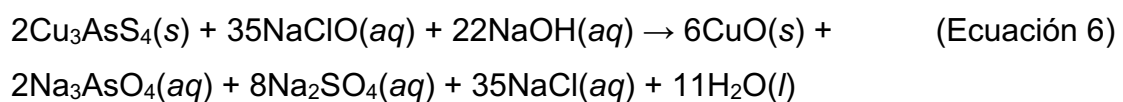


**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)



**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

La mayoría de los estudios relacionados con la lixiviación con hipoclorito se llevaron a cabo a temperaturas que oscilaron entre los 20 y 60 °C, a presión atmosférica y pH alcalino entre 12 y 12.5, dosificando periódicamente hidróxido de sodio con la finalidad de mantener la alcalinidad de la pulpa. Por otro parte la mayoría de los estudios hacer referencia de la eficiencia de este compuesta para solubilizar arsénico presente en la enargita, representándose en la ecuación 6, la reacción de solubilización de arsénico en dicho mineral (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).



**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)



Este proceso ha demostrado cinética de disolución de arsénico bastante rápidas, pero no ha sido muy selectivo dado que una parte de los sulfuros comerciales también ha reaccionado. Otro de las limitaciones que presenta este proceso es la baja reactividad que presente el hipoclorito para disolver antimonio (Ruiz, Bello, & Padilla, 2013).

### 2.2.8. Lixiviación de ácido sulfúrico diluido con sulfato de aluminio

Este proceso es empleado para la remoción de flúor a partir de los concentrados de cobre, disolviéndose selectivamente con ácido sulfúrico en presencia de sulfato de aluminio, formándose dos compuestos iónicos de fluoruro de aluminio  $AlF^{2+}$  and  $AlF^{2-}$ . La reacción química que sintetiza la disolución de flúor en el proceso se describe en la ecuación 7.

Mineral – F +  $Al^{3+}$   $\leftrightarrow$  mineral +  $(AlF)^{n\pm}$ , donde n es un entero (Ecuación 7)

**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

Dicho proceso trabaja a presión atmosférica y con rangos de temperatura que varía hasta los 60°C. La función del ácido sulfúrico es de mantener el pH ácido de 3 a 4.3, la cual se dice que es el óptima (Torrise, 2001).

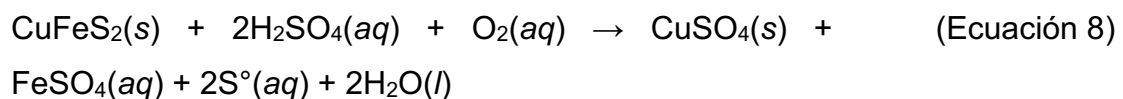
Los parámetros que por lo general se emplean para la lixiviación de flúor se describen en la tabla 8 (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).

<b>Reactivos</b>	$Al_2(SO_4)_3$ , $H_2SO_4$
<b>Tamaño de partícula</b>	90% < 37 $\mu$ m
<b>Al:F ratio (molar)</b>	Al menos 1:1
<b>Densidad de sólidos</b>	20 – 60%
<b>Ph</b>	2.8 – 3.8
<b>Oxidación potencial redox</b>	-200 a +100 mV
<b>Temperatura</b>	25 – 60 °C
<b>Tiempo de residencia</b>	2 h

**Tabla 8** Parámetros de operación recomendados para la lixiviación con ácido sulfúrico de concentrados de flotación con sulfato de aluminio  
**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

### 2.2.9. Oxidación a presión/lixiviación por precipitación de cobre

Existen diversos métodos patentados que se basan en la combinación de la lixiviación por oxidación a presión y la lixiviación por precipitación de cobre a partir de concentrados de cobre con altos contenidos de calcopirita. El método de lixiviación a presión es usado para eliminar la ganga o sulfuros sin valor comercial como la pirita. Por lo general este método utiliza ácido sulfúrico, pero también es posible lixiviar con ácido clorhídrico (Habashi & Toor, 1979; Mizoguchi & Habashi, 1981). Las condiciones oxidantes son inducidas por el aire, aunque a veces se usa algún otro oxidante químico. La ecuación 8 describe la lixiviación por oxidación a alta presión de la calcopirita en una solución de ácido sulfúrico.



**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

Por otro lado, el proceso hidrometalúrgico de lixiviación por precipitación de cobre a partir de sulfuros de cobre – hierro implica el intercambio de iones de hierro y azufre con los respectivos iones de cobre y hierro de los minerales, las cuales fueron disueltos en la lixiviación. Dichas reacciones de intercambio son conocidas como reacciones químicas de metátesis y se lleva a cabo tanto para medios oxidantes como reductores (Abed & Dreisinger, 2002).

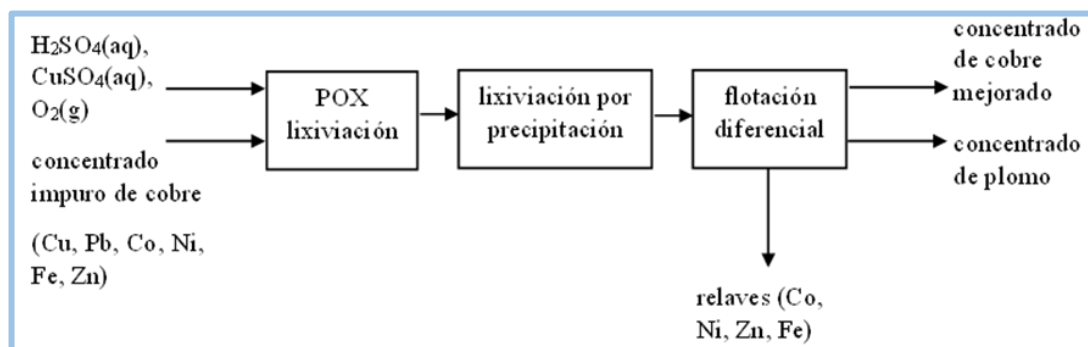
Los procesos hidrometalúrgicos de lixiviación por precipitación se optimizan para enriquecer el cobre más que para reducir el contenido de contaminantes. Sin embargo, existen 2 patentes que describen el comportamiento de los elementos contaminantes en los procesos de lixiviación

por precipitación denominados proceso Cominco y el proceso MAC (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).

### 2.2.9.1. El proceso Cominco

Esta patente se desarrolló para separar cobalto, níquel, zinc y plomo de los concentrados de minerales de cobre con alto contenido de calcopirita. De los metales mencionados anteriormente solo el plomo no se solubiliza si no que se transforma en sulfato de plomo. El proceso presenta una etapa de lixiviación oxidante a alta presión seguido de lixiviación por precipitación de cobre y luego flotados para separar el sulfato de plomo formado (Lane, Cook, Grano, & Ehring, 2016).

El concentrado de cobre con alto contenido de calcopirita se alimenta a un reactor junto con el ácido sulfúrico, sulfato de cobre y un compuesto con presencia de oxígeno. La galena que está presente en el concentrado aporta plomo que reacciona para forma sulfato de plomo insoluble para luego ser retirado por flotación, así mismo el cobalto, níquel y zinc se convierten en sulfatos solubles. El diagrama de flujo del proceso Cominco se muestra en la figura 2.



**Figura 2** Esquema simplificado del proceso Cominco  
Fuente: Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

### 2.2.9.2. Proceso Mac

Este proceso fue desarrollado para la lixiviación los radionucleidos del  $^{238}\text{U}$ ,  $^{210}\text{Pb}$  y  $^{210}\text{Po}$  presentes en los concentrados de cobre, cuyo nivel de reactividad limita su comercialización. El proceso también remueve elementos

como cobalto, níquel y zinc. El concentrado de cobre se alimenta a un reactor para la lixiviación de cobre en lugar de la oxidativa, formando sulfato de cobre que es evacuado mediante procesos de sedimentación y filtrado. Es conocido que más del 90% de uranio y torio son removidos a solución.

El análisis comparativo de los parámetros de los procesos Cominco y MAC se muestran a continuación en la tabla 9.

**Tabla 9** Parámetros operativos para los procesos Cominco y MAC

Características	Proceso Cominco	Proceso MAC
Propiedades del alimento		
Densidad del concentrado (g/L)	670	-
Tamaño de partícula	d90 < 44 µm	-
Reactivos	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> : 10 – 70 g/L CuSO <sub>4</sub> : 20 – 80 g/L	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> : 1 – 50 g/L Cl <sup>-</sup> : -
Lixiviación por oxidación a presión		
Temperatura (°C)	90 – 115	140 – 180
Presión parcial de O <sub>2</sub> (kPa)	689 – 1379	200 – 1000
Tiempo de residencia	1 – 5	0.25 – 6
Lixiviación por precipitación de cobre		
Temperatura (°C)	150 – 180	160 – 240
Presión total (kPa)	Autógeno	0.5 – 3.5
Potencial redox oxidante (mV, Ag/AgCl 3.8 M KCl)	No oxidante	200 – 450
Tiempo de residencia	1 – 5	0.5 – 8

**Fuente:** Lane, Cook, Grano & Ehrig (2016)

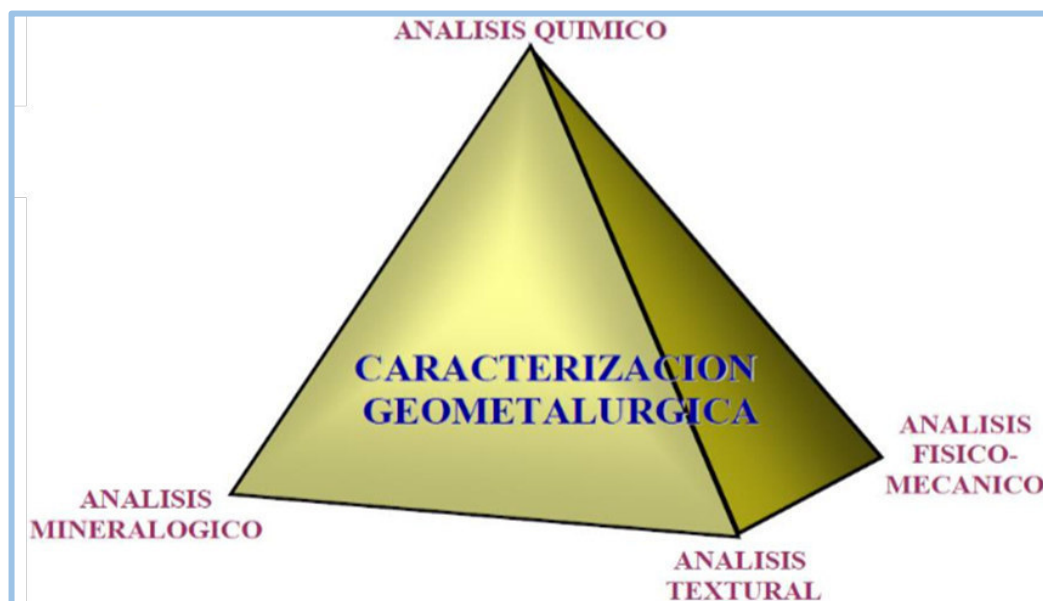
La elección entre agentes lixiviantes depende de factores como:

- Características mineralógicas y químicas del material a lixiviar.
- Costos del reactivo lixivante y descomposición en el medio ambiente.
- Consecuencias de los agentes lixiviantes sobre los equipos usados para el proceso.
- Grado de selectividad del reactivo lixivante.
- Capacidad de regeneración del reactivo.

### 2.2.10. Caracterización mineralógica

La caracterización mineralógica nos permite conocer los minerales presentes en la mena, sus asociaciones con otros minerales, sus grados de liberación y, por ende, la información necesaria para establecer los procesos metalúrgicos óptimos para la extracción de minerales de interés, lo cual es el objetivo principal en los procesamientos de beneficio (Tabares, 2020).

Los estudios mineralógicos son un complemento ideal a las caracterizaciones geoquímicas, fisicoquímicas y metalúrgicas del mineral, puesto que nos dan un panorama general del proceso y permite realizar diagramas de flujo sin cuellos de botella. Podremos predecir si los minerales presentes afectarán los procesos de concentración, como el no tener la liberación adecuada en la molienda para la concentración del material valioso (Cañola, Gallego, & Bolívar).



**Figura 3** Pirámide de la caracterización geometalúrgica  
**Fuente:** Canchaya (s.f)

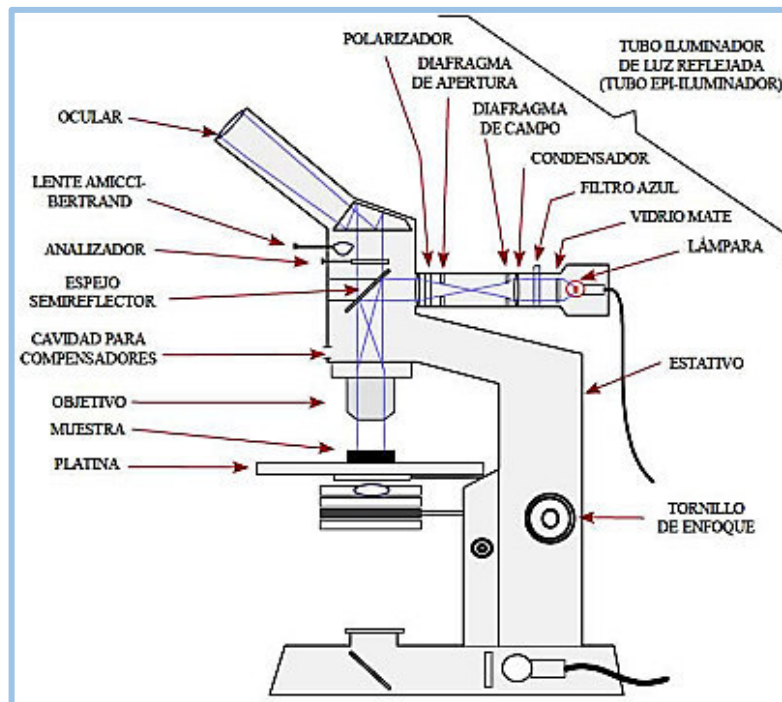
Para la realización de la caracterización de minerales es usada comúnmente la microscopía óptica con luz reflejada, la cual es ideal para

estudiar minerales que no permiten el paso de la luz, conocidos como minerales opacos (Chirif, 2010).

Clase	Grupo	Especie	Abreviatura
ENs		Oro	Au
		Plata	Ag
		Cobre	Cu
		Arsénico	As
		Antimonio	Sb
		Bismuto	Bi
		Grafito	gf
SULs		Argentita	arg
		Calcosita	cc
		Digenita	dg
		Bornita	bn
		Calcopirita	cp
		Galena	gn
		Esfalerita	ef
		Pirrotita	po
		Pentlandita	pnt
		Covelita	cv
		Rejalgar	rj
		Oropimente	orp
		Estibinita	stb
		Bismutinita	bmt
		Pirita	py
		Bravoita	bv
		Marcasita	mc
		Arsenopirita	apy
		Molibdenita	mb
SFSs	PGRs	Pearcita	prc
		Polibasita	plb
	PRJs	Proustita	pro
		Pirargirita	pgt
	CGRs	Tetraedrita	tet
		Tennantita	ten
	SFSsSb	Bournonita	bnn
		Boulangerita	blg
		Jamesonita	jm
		Enargita	en
Luzonita		luz	
OXs		Cuprita	cup
		Tenorita	tn
		Magnetita	mt
		Hematita	hm
		Ilmenita	il
		Rutilo	rt
		Pirolusita	prl
		Casiterita	cst
WFTs		Cromita	crm
		Wolframita	Wfm

**Tabla 10** Principales minerales opacos  
**Fuente:** Chirif (2010)

Para la realización de la caracterización mineralógica aurífera se utiliza un microscopio de polarización de luz reflejada, la cual tiene un sistema iluminador vertical a la sección de pulido. Este, en el caso particular del campo oscuro, posee un mecanismo lumínico que no atraviesa el objetivo, sino que los rayos inciden en la muestra oblicuamente para luego reflejar estos y magnificar la estructura de origen (Chirif, 2010).



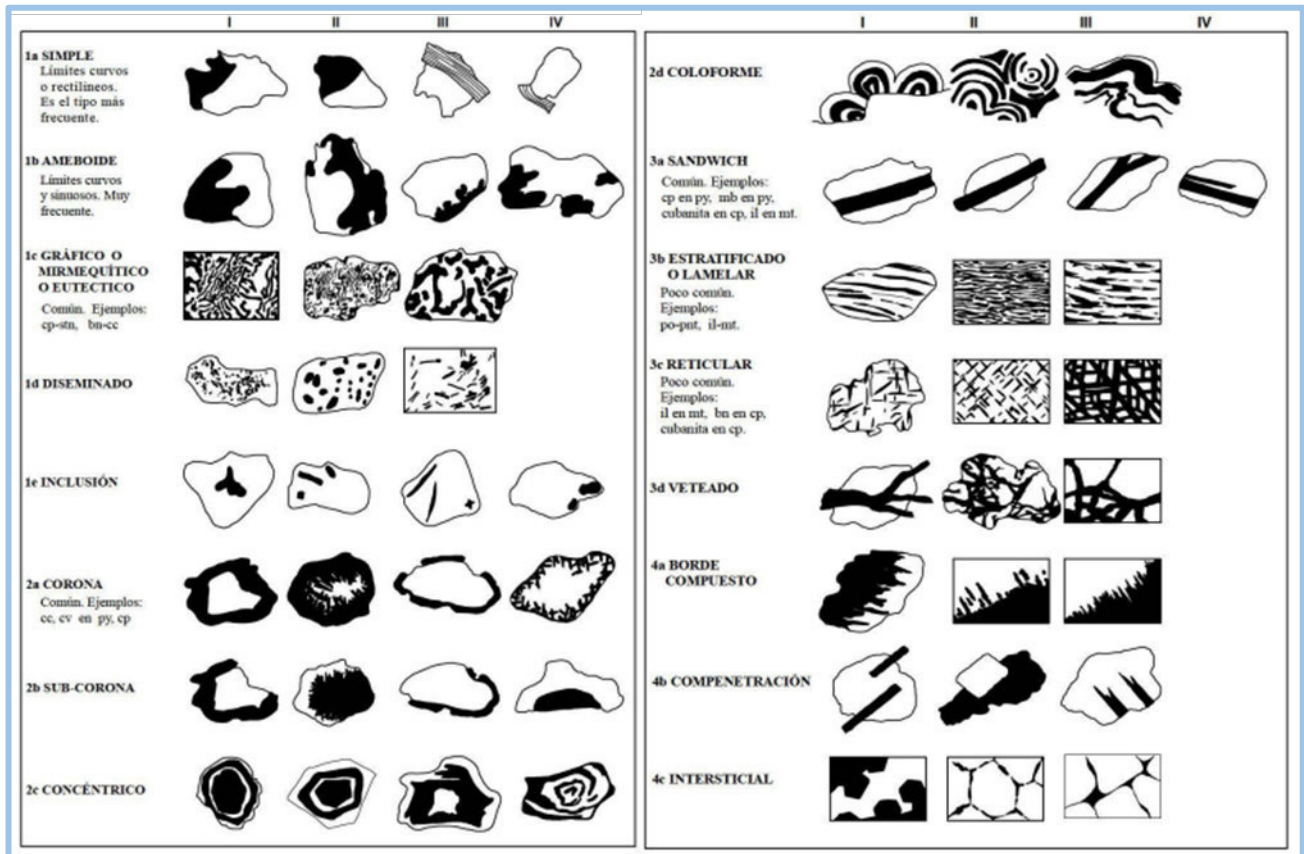
**Figura 4** Microscopio óptico de luz reflejada  
**Fuente:** Chirif (2010)

Las propiedades que se pueden conocer con esta técnica son el color, la reflectancia, birreflectancia, el pleocroísmo, la anisotropía y las reflexiones internas, lo que nos permite identificar los minerales presentes en las muestras.

Luego de la identificación es posible determinar las asociaciones mineralógicas presentes con el estudio de intercrecimientos, siendo este el principal estudio para establecer un correcto procesamiento metalúrgico. (Chirif, 2010)

En las siguientes imágenes se observará el formato de registro de intercrecimientos:





**Figura 5** Intercrecimientos mineralógicos  
Fuente: Chirif (2010)

## **CAPÍTULO III**

### **HIPOTESIS Y VARIABLES**

#### **3.1. Hipótesis General**

La lixiviación de concentrado de cobre en medio alcalino de la mina Pasto Bueno, reducirá el contenido de arsénico de antimonio para que sea económicamente comerciable.

#### **3.2 Hipótesis Específicas**

- a. La caracterización del concentrado de cobre de la mina Pasto Bueno, determinará las condiciones de la lixiviación alcalina
- b. La lixiviación alcalina reducirá el contenido de arsénico y antimonio del concentrado de cobre de la mina Pasto Bueno

#### **3.3 Identificación de las Variables**

Contamos con tres tipos de variables a considerar para la caracterización del concentrado:

Variables Independientes : Caracterización del concentrado de cobre

Variables Dependientes : Leyes de arsénico en lixiviación

Leyes de antimonio en lixiviación

Variables Controladas : Tiempo de Lixiviación  
 Granulometría de partícula  
 Temperatura de lixiviación

### 3.4 Operacionalización de las Variables

Para el tratamiento de los datos se aplicará los balances metalúrgicos a fin de procesar e identificar la influencia de las variables en la etapa de lixiviación. En el análisis de los datos se aplicarán los balances metalúrgicos con la finalidad de evaluar, interpretar y optimizar las variables de estudio.

### 3.5 Matriz de Consistencia

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS		
		HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES DE LA HIPÓTESIS	
			IDENTIFICACION	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN
La manera como la caracterización de concentrados de cobre con contenido de arsénico y antimonio de la mina Pasto Bueno influye en la lixiviación alcalina	Caracterización de concentrados de cobre de la mina Pasto Bueno para la lixiviación alcalina y bajara el contenido de arsénico y antimonio.	La caracterización del concentrado de cobre para la lixiviación alcalina, bajará el contenido de Arsénio y Antimonio para su posterior comercialización	<b>Variables Independientes :</b> Mineralogía del concentrado o mineral.	Análisis Mineralográfico
			<b>Variables Dependientes:</b> Leyes de arsénico en lixiviación Leyes de antimonio en lixiviación	Análisis Químicos
			<b>Variables Intervenientes</b> Granulometría de partícula Tiempo de Lixiviación Temperatura de lixiviación	Análisis Granulométrico Valorización de Mallas Control de Temperatura Control de Alcalinidad
			<b>VARIABLES DE LA HIPÓTESIS</b>	

PROBLEMA ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS SUBSIDIARIAS	IDENTIFICACION	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN
La variación de la caracterización mineralógica del cobre con contenido de arsénico y antimonio de la Mina Pasto Bueno	Caracterizar el contenido de Cobre de la Mina Pasto Bueno	La caracterización del concentrado de cobre influirá en la lixiviación alcalina	<b>Variables Independientes :</b> Mineralogía del concentrado o mineral.	Análisis Mineralográfico
			<b>Variables Dependientes:</b> Leyes de arsénico y antimonio en lixiviación según los estratos de minado	Análisis Químicos
El efecto de la lixiviación abre lcalina en los concentrados de cobre en la eliminación de arsénico y antimonio	Lixiviar en medio alcalino el concentrado de cobre para bajar el contenido de arsénico y antimonio	La lixiviación alcalina reduciría e contenido de arsénico y antimonio del concentrado de cobre	<b>Variables Independientes :</b> Mineralogía del concentrado o mineral.	Análisis Mineralográfico
			<b>Variables Dependientes:</b> % de Contenido en Arsénico y Antimonio después de la lixiviación	Análisis Químicos

## **CAPÍTULO IV**

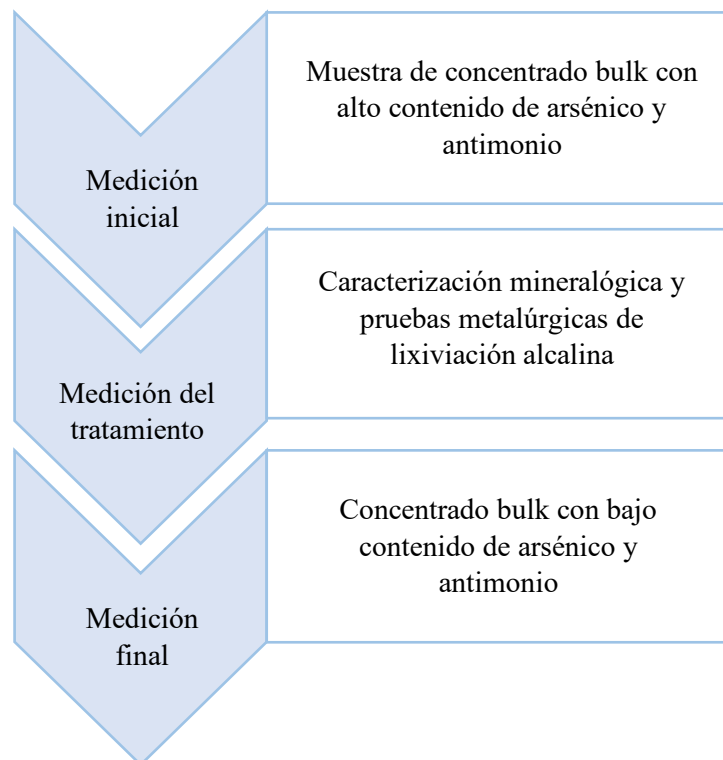
### **METODOLOGÍA**

#### **4.1. Tipo de investigación**

La metodología de la presente investigación es de tipo cuantitativa, dado que es objetiva, deductiva, la cual parte de teorías y formulaciones existentes realizando una comprobación de los resultados obtenidos mediante balances metalúrgicos. Así mismo presenta un enfoque cualitativo porque estudia el entorno de la variabilidad mineralógica del yacimiento.

#### **4.2. Diseño de la investigación**

Es de tipo experimental porque identificó y cuantificó la influencia de la caracterización y la lixiviación alcalina para reducir el grado de arsénico y antimonio en el concentrado bulk, tal y como se representa en la figura 6.



**Figura 6** Diseño de la investigación para reducir el contenido de arsénico y antimonio en el concentrado bulk

### 4.3. Análisis e interpretación de la información

El tipo de diseño de experimento regresivo lineal simple usando el software aplicativo Minitab.

### 4.4. Unidad de análisis y población de estudio

El desarrollo del proyecto se llevó a cabo en la planta de recuperación de sulfuros de los relaves de separación magnética proveniente de las operaciones de gravimetría en Pasto Bueno, ubicada en la provincia de Pallasca, distrito de Pampas, departamento de Ancash, lugar donde se recopiló la información

necesaria de la problemática, los antecedentes, y la muestra de concentrado bulk necesaria para el desarrollo de las pruebas geometalúrgicas.

## **4.5. Procedimiento metodológico de la investigación**

### **4.5.1. Análisis de la problemática y base de datos**

Las producciones de concentrados en la unidad de Pasto Bueno presentaron altas leyes de arsénico y antimonio, como consecuencia la rentabilidad del proceso se vio afectada por las altas penalidades que imponían los contratos de comercialización, es por ello que se recopiló información en las principales bases de datos científicas, las cuales definieron los antecedentes y determinaron la ruta de investigación a seguir.

### **4.5.2. Muestreo y preparación del concentrado bulk en la unidad minera Pasto Bueno**

Se programó muestreo de compósito del concentrado bulk, en un periodo de una semana en ambas guardias con personal capacitado en la toma de muestras, lo cual aseguró la representatividad del lote del concentrado, la cual fue debidamente rotulada, almacenada y secada para el desarrollo de las pruebas geometalúrgicas.

### **4.5.3. Análisis granulométrico del concentrado bulk**

Se realizaron pruebas metalúrgicas de distribución granulométrica del concentrado bulk para determinar la cantidad de partículas retenidas sobre los tamices N°100, 200, 325 y 400.

#### **4.5.4. Caracterización mineralógica del concentrado**

Se muestreó un kilogramo de concentrado del total del lote para enviar a ensayos de microscopía óptica de luz polarizante para los tamices (-74  $\mu$  + 37  $\mu$ ) y (-37 $\mu$ ), con la finalidad de determinar las especies de minerales presentes en el bulk, así como su distribución volumétrica, grados de liberación y tipos de enlaces presentes.

#### **4.5.5. Ensayos químicos del concentrado bulk**

Se enviaron 300 gr de una muestra representativa del concentrado bulk a ensayos químico, para determinar los porcentajes de cobre, arsénico, antimonio, plata, oro, plomo, zinc y bismuto.

#### **4.5.6. Pruebas de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura de trabajo**

En base a la caracterización de la muestra y los antecedentes de investigación, se determinó la temperatura de trabajo para el desarrollo del total de las pruebas, por lo que se evaluó el proceso de lixiviación alcalina con 16.5 kg/TM de NaOH y 58.90 kg/TM de Na<sub>2</sub>S en una relación líquido/sólido de 2/1, a temperatura ambiente (25°C), 50°C, 75°C y 100°C en un tiempo de 120 minutos.

#### **4.5.7. Pruebas de lixiviación alcalina evaluando la concentración del agente lixivante y el tiempo de lixiviación**

Con la temperatura adecuada para la lixiviación alcalina, se evaluó la concentración de los reactivos NaOH y Na<sub>2</sub>S para 2, 4, 6 y 8 horas de proceso, a una relación líquido/ sólido de 2/1.



#### **4.5.8. Pruebas de lixiviación alcalina variando la granulometría del concentrado**

Se evaluó el proceso de lixiviación alcalina con las mejores condiciones de temperatura, tiempo y concentración de reactivos, para distintas granulometrías del concentrado.

#### **4.6. Elaboración y desarrollo de diseño experimental factorial**

Con base en los resultados de las pruebas que se desarrollaron anteriormente, se decidió evaluar la contribución de los reactivos en el proceso de lixiviación alcalina, y reportar un modelo para la disolución de arsénico y antimonio. De la misma forma se evaluó el efecto de las variables en el concentrado de cobre.

#### **4.7. Diagrama de flujo propuesto**

Se elaboró un diagrama de flujo, el cual se propone con la finalidad de aprovechar los valores metálicos de plomo y zinc que reporta el análisis químico del concentrado de cobre. Dicho concentrado de cobre es separado del contenido metálico de plomo y zinc, para luego ser lixiviado.

#### **4.8. Costos de tratamiento**

Como resultado de las pruebas metalúrgicas y el diagrama de flujo propuesto, se estimaron costos de tratamiento, las cuales no presenta el costo de instalación de la planta y el costo de tratamiento de los relaves de la lixiviación para almacenamiento del arsénico y antimonio, y el reciclamiento del sulfuro de sodio.

#### **4.9. Valorización de concentrados**

Se calcula el precio de los concentrados con las leyes que se reportaron en laboratorio como producto de las pruebas anteriormente desarrolladas, para los concentrados de cobre, plomo y zinc.

## CAPÍTULO IV

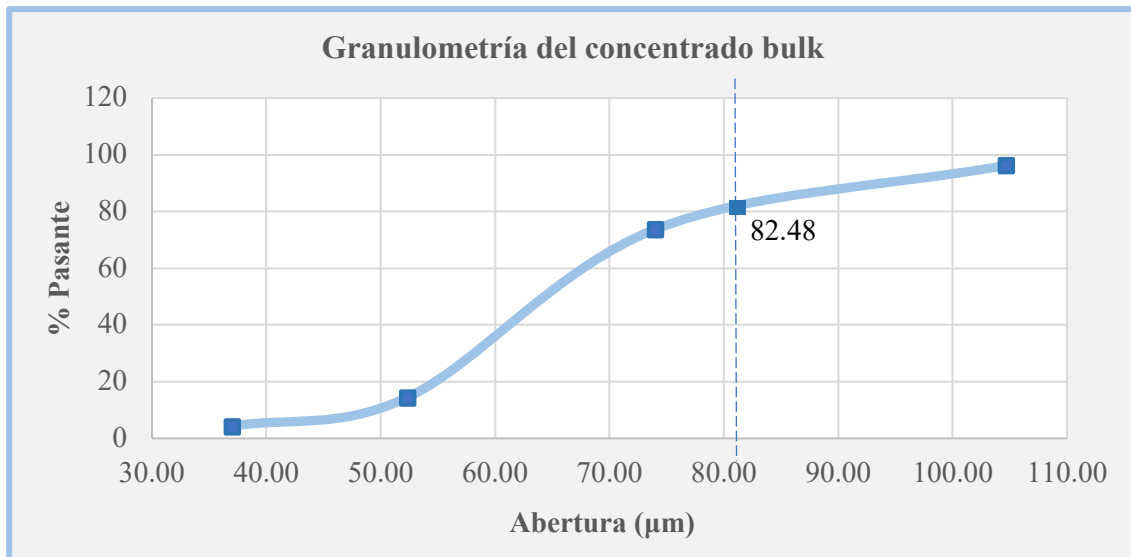
### RESULTADOS

#### 5.1. Análisis granulométrico del concentrado bulk

Con aproximadamente 300.00 gramos de muestra representativa del lote de concentrado bulk se realizó pruebas metalúrgicas de distribución granulométrica con la finalidad de orientar y reportar la granulometría de lixiviación, así como analizar la distribución de tamaño por malla. Para la distribución por tamaños del bulk se emplearon los tamices N°100, 200, 325 y 400 en la serie Tyler, cuyos pesos retenidos se muestran en la tabla 11 y la curva granulométrica en la figura 7.

Malla	Abertura (µm)	Peso Ret. (g)	% Retenido	%Retenido Acumulado	% Pasante
100	104.65	11.10	3.7	3.7	96.3
200	74.00	67.59	22.53	26.23	73.77
325	52.33	177.99	59.33	85.56	14.44
400	37.00	30.45	10.15	95.71	4.29
-400	18.50	12.87	4.29	100.00	0.00
	<b>Total</b>	300.00	100.00		

**Tabla 11** Análisis granulométrico del concentrado bulk



**Figura 7** Curva de distribución de las partículas

## 5.2. Caracterización mineralógica del concentrado polimetálico

Se homogenizaron y muestrearon del lote de concentrado, aproximadamente 500 gramos, y se le clasificó de tamaño de partícula con la malla 400 (37 micras). Ambas muestras obtenidas se enviaron al laboratorio de microscopía óptica de luz polarizante, la cual luego de elaborar briquetas se analizaron en el microscopio con la finalidad de determinar las especies de minerales presentes en el concentrado, la distribución volumétrica de las especies, sus tipos de enlaces, grados y posibilidades de liberación.

En la tabla 12 se denotan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal para partículas de concentrado bulk de tamaño mayores y menores a las 37 micras.

Minerales	Fórmula	Abreviatura
Gangas	-	GGs
Plata nativa	Ag	Ag
Pirita	FeS <sub>2</sub>	py

Calcopirita	$\text{CuFeS}_2$	cp
Arsenopirita	$\text{FeAsS}$	apy
Esfalerita	$\text{ZnS}$	ef
Galena	$\text{PbS}$	gn
Pirrotita	$\text{Fe}_{0,8-1}\text{S}$	po
Cobres grises	$(\text{Cu,Fe})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13} - \text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	CGRs
Sulfosales de plata	$\text{Ag}_3\text{SbS}_3$	SFsAg
Wolframitas	$(\text{Fe,Mn,Mg})\text{WO}_4$	Wf
Molibdenita	$\text{MoS}_2$	mb
Bornita	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	bn
Covelita	$\text{CuS}$	cv

**Tabla 12** Minerales observados en la muestra  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

### 5.3. Distribución volumétrica y grados de liberación de la malla +400

La variable distribución volumétrica se reporta en términos de porcentaje y se define como el volumen que ocupan las especies mineralógicas en el análisis modal, la tabla 13 representa la distribución volumétrica de la muestra “malla +400” y la tabla 14 para la muestra “malla -400”.

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
	[-74 $\mu$ , + 37 $\mu$ >	
Gangas	5.38	89.66
Plata nativa	0	0
Pirita	3.59	96.3
Calcopirita	2.55	88.1
Arsenopirita	2.07	93.75
Esfalerita	20.15	98.32
Galena	19.88	97.3
Pirrotita	0.9	86.67
Cobres grises	38.23	97.71
Sulfosales de	2.9	97.67
Wolframitas	0.9	92.86
Molibdenita	0	0
Bornita	0.07	50
Covelita	0.07	66.67

**Tabla 13** Distribución volumétrica y grados de liberación “malla +400”

Fuente: Gagliuffi (2022)

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
		[-74 $\mu$ , + 37 $\mu$ >
Gangas	5.38	89.66
Plata nativa	0	0
Pirita	3.59	96.3
Calcopirita	2.55	88.1
Arsenopirita	2.07	93.75
Esfalerita	20.15	98.32
Galena	19.88	97.3
Pirrotita	0.9	86.67
Cobres grises	38.23	97.71
Sulfosales de	2.9	97.67
Wolframitas	0.9	92.86
Molibdenita	0	0
Bornita	0.07	50
Covelita	0.07	66.67

**Tabla 14** Distribución volumétrica y grados de liberación “malla -400”

Fuente: Gagliuffi (2022)

Debido a la liberación de las especies mineralógicas de plomo es posible la evaluación mediante el proceso de flotación selectiva a partir del bulk plomo cobre. El peso específico del plomo podría darnos una alternativa de separación mediante el proceso de concentración gravimétrica, pero la mineralogía del concentrado plomo ligado a las especies sulfuradas de cobre y zinc hacen inviable este proceso.

#### 5.4. Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal de la malla +400

Según lo representado en la tabla 13 para la muestra retenida sobre la malla de 37 micras de abertura y rotulada como “malla +400”, las especies de minerales que se observaron fueron plata nativa, pirita, calcopirita, arsenopirita,

esfalerita, galena, pirrotita, cobres grises, sulfosales de plata, wolframitas, molibdenita, bornita, covelita y gangas.

Así mismo se pudo observar en el concentrado bulk que la plata nativa representa un volumen insignificante motivo por el cual tiene valor nulo tanto para su distribución como para sus grados de liberación, observándose en el microscopio como trazas, las cuales representan aporte económico debido a que es una especie de plata de interés comercial.

La pirita que se pudo observar en la muestra “malla +400” representa el 3.59% del volumen total de la muestra, encontrándose 96.3% como especies libres.

La calcopirita que se observó en el microscopio representó el 2.55 % del total de la muestra observada, y el 88.1% de la muestra se encuentran liberadas.

Uno de los minerales que aportan contaminante tipo arsénico es la arsenopirita, la cual se observó que ocupa el 2.07 % del volumen total de la muestra, de las cuales el 93.75 % se encuentran como partículas libres.

La especie de zinc que se pudo observar corresponde a la esfalerita, cuya distribución volumétrica es de 20.15% del volumen total de la muestra, de las cuales el 98.32 % se encontraron como minerales libres.

La especie que aporta plomo observada en el microscopio corresponde a la galena, cuyo volumen representó el 19.88 % de la muestra total, encontrándose como partículas libres el 97.3 %.

Otro de los minerales que no representa algún interés económico, es la pirrotita, y se observó ocupando el 0.9% del volumen total de la muestra, así mismo se observaron cómo especies libres el 86.67 %.

Las especies que aportan cobre, arsénico y antimonio, principalmente pertenecen a la tetraedrita y tennantita, denominadas como cobres grises y

ocupan el 38.23% del volumen total de la muestra, de las cuales el 97.71% se pudo observar cómo partícula libre.

Otra de las especies que aportan plata y antimonio que se observó al microscopio es la pirargirita principalmente, y se le denominó sulfosales de plata, y se encontraron ocupando el 2.9 % del volumen total de la muestra, y el 97.67 % se observó como especie libre.

La wolframita se observó ocupando el 0.9 % del volumen de la muestra, de las cuales el 92.86 % se encontró como partícula libre.

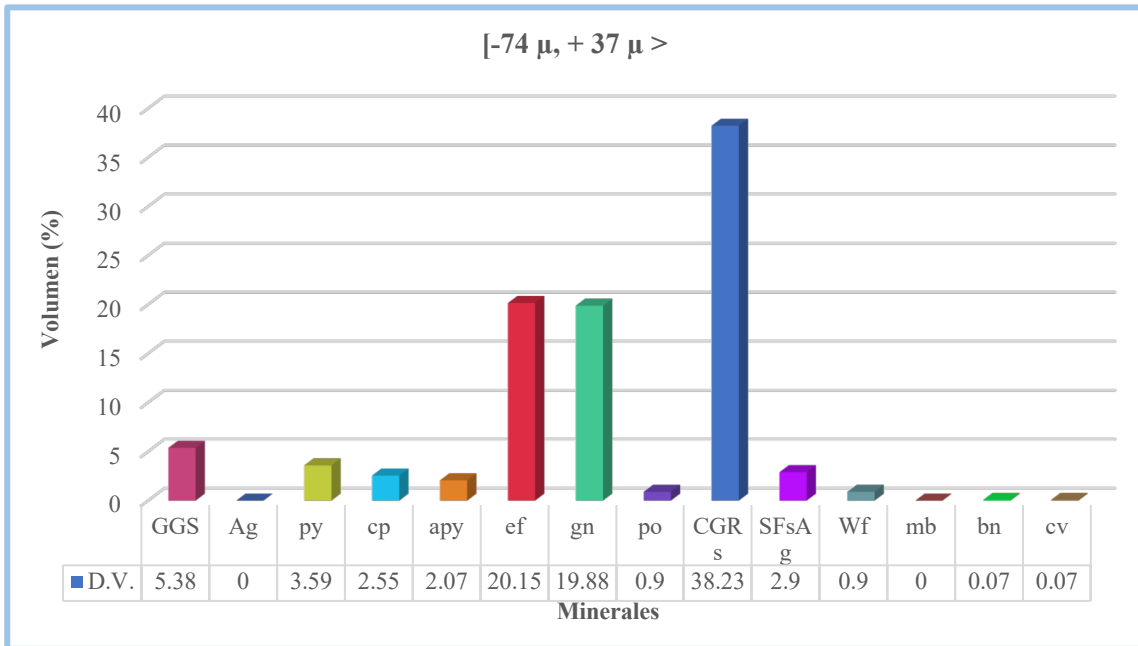
Se pudo observar trazas de molibdenita, para lo cual no se pudo reportar en términos porcentuales.

Así mismo especies referidas al cobre que también se observaron, es la bornita que ocupó 0.07 % del volumen de la muestra y 50 % como especie liberada, la covelita se observó ocupando 0.07 % del volumen observado y 66.67% como especie libre.

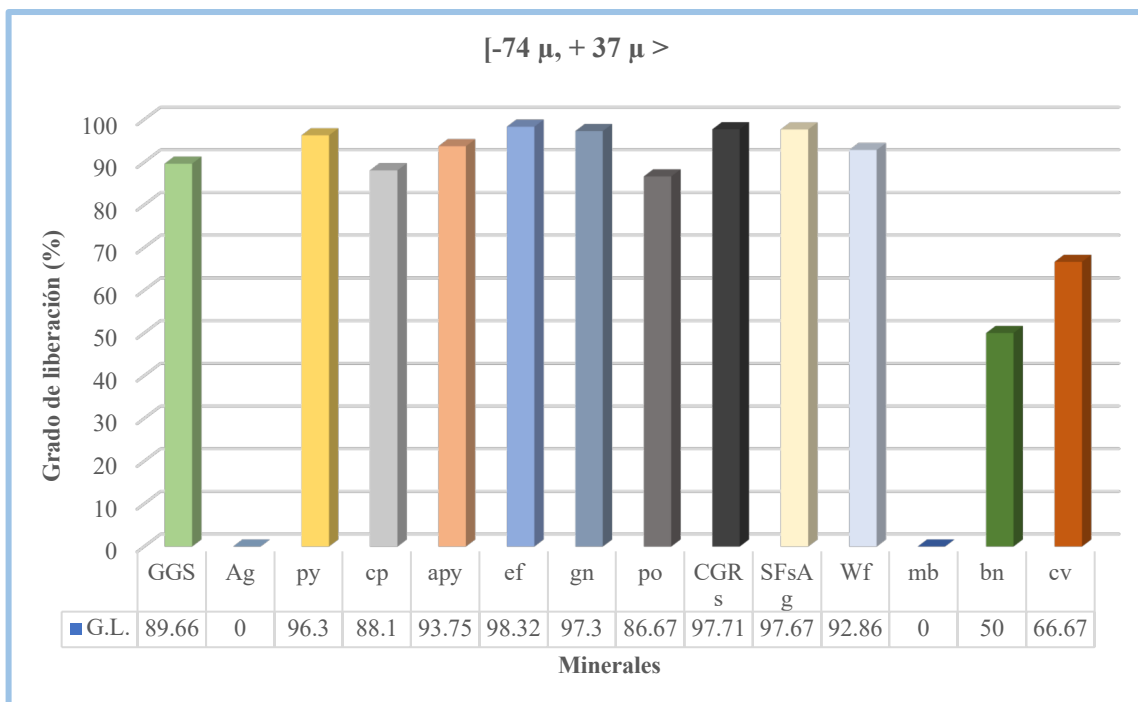
La grafica 8 representa la comparación de la distribución de las especies observadas y la gráfica 9 demuestra los grados de liberación de las partículas de minerales observados para un tamaño de + 37 micras.

El motivo por lo cual las especies de minerales que se observaron no se encuentran totalmente libres es por los tipos de enlace que se encuentran formando, tal como se representa en la tabla 15 y la gráfica 10.





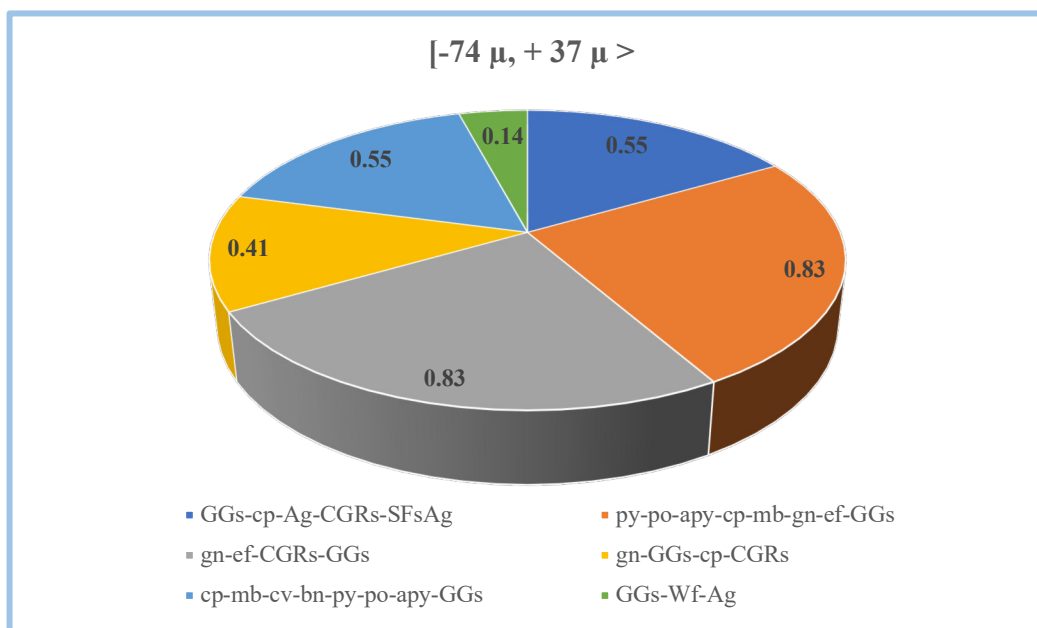
**Figura 8** Gráfico de la distribución granulométrica de los minerales presentes en la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 9** Gráfico del grado de liberación de los minerales presentes en la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

Tipos de enlace a un tamaño de partícula: [-74 μ, + 37 μ >				
Minerales entrelazados	Tipo entr.	Num part.	Dist. Porc.	Posibilidades de liberación
Partículas libres		1401	96.69	
GGs-cp-Ag-CGRs-SFsAg	2bl	1	0.14	Muy difícil
	1eIII	4	0.09	Muy difícil a
	2aII	3	0.32	Muy difícil a
py-po-apy-cp-mb-gn-ef-GGs	4bIII	2	0.28	Moderadamente
	4aII	4	0.16	Muy difícil
	3bl	6	0.39	Imposible
gn-ef-CGRs-GGs	4bl	3	0.25	Moderadamente
	2bIV	4	0.2	Muy difícil
	1eI	5	0.38	Muy difícil a
gn-GGs-cp-CGRs	4aII	1	0.12	Muy difícil
	3cII	3	0.06	Imposible
	2dI	2	0.23	Muy difícil a
cp-mb-cv-bn-py-po-apy-GGs	3bII	3	0.21	Imposible
	2bl	2	0.22	Muy difícil
	3bl	3	0.12	Imposible
GGs-Wf-Ag	1eIV	2	0.14	Muy difícil a
<b>Total</b>		<b>1449</b>	<b>100</b>	

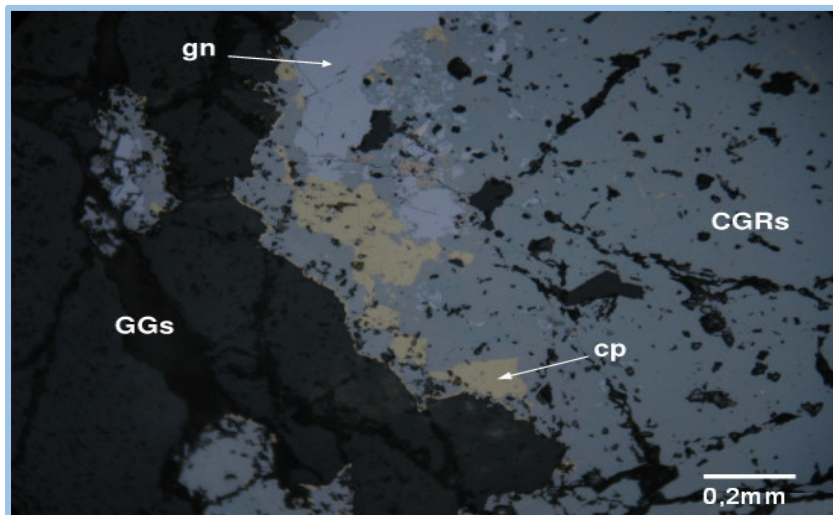
**Tabla 15** Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa de la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



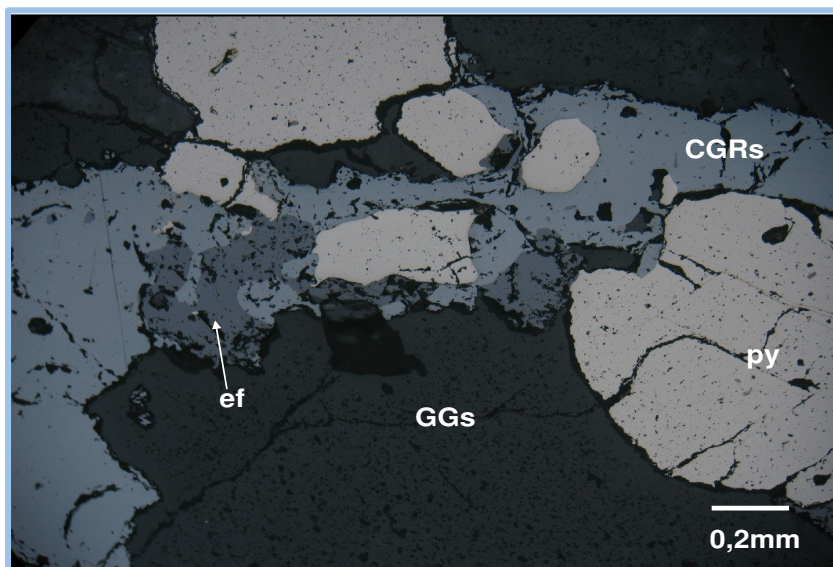
**Figura 10** Gráfico de tipos de intercrecimientos en la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

## 5.5. Micrografías de la muestra malla +400

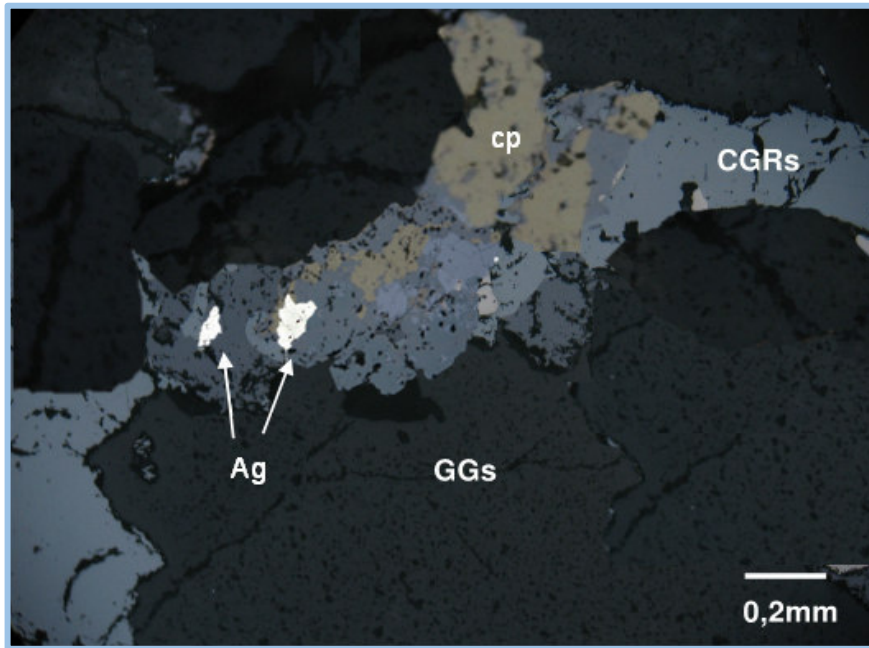
Las figuras 11, 12, 13 y 14 representan algunas las principales imágenes de las especies de minerales observadas en el microscopio óptico de luz polarizante para un tamaño de +37 micras.



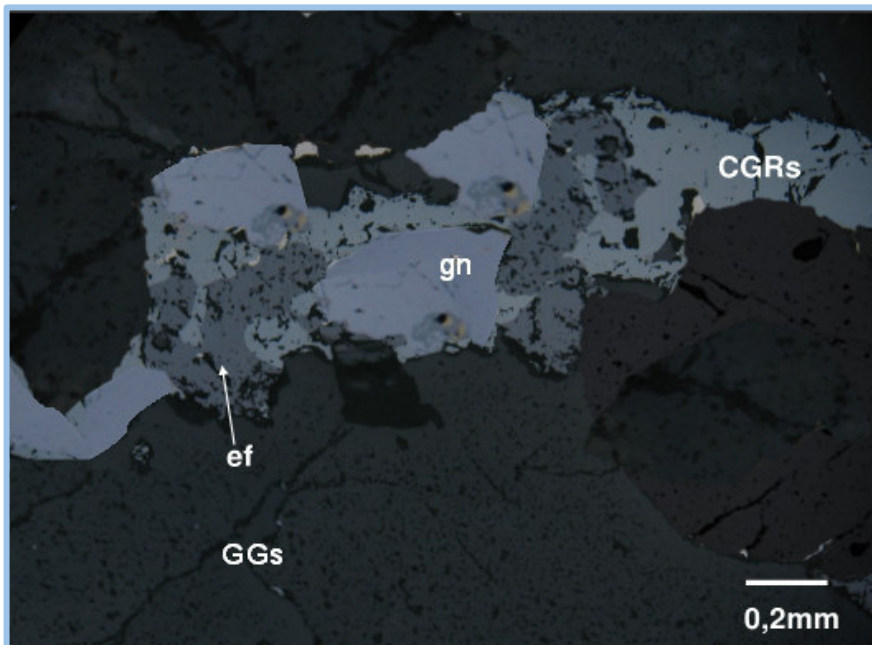
**Figura 11** Partículas de esfalerita, pirita, cobres grises y gangas.  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 12** Partículas de galena, calcopirita, cobres grises y gangas.  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 13** Partículas de plata, calcopirita, cobres grises y gangas  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 14** Partículas de esfalerita, galena, cobres grises y gangas  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

## 5.6. Distribución volumétrica y grados de liberación de la malla -400

La distribución volumétrica de las especies observadas para las partículas de tamaño menores a 37 micras en el análisis modal y los grados de liberación de las especies, se reportan en términos porcentuales, tal y como se observa en la tabla 16.

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
	-37 $\mu$	
Gangas	5.64	97.53
Plata nativa	0	0
Pirita	3.64	98.08
Calcopirita	2.57	94.74
Arsenopirita	2.07	96.67
Esfalerita	20.79	99.66
Galena	20.5	99.14
Pirrotita	0.93	92.86
Cobres grises	38.71	99.54
Sulfosales de plata	2.93	97.62
Wolframitas	0.93	96.3
Molibdenita	0	0
Bornita	0.07	66.67
Covelita	0.07	66.67

**Tabla 16** Distribución volumétrica y grados de liberación “malla -400”

**Fuente:** Gagliuffi (2022)

## 5.7. Interpretación del grado de liberación para los minerales que han intervenido en el análisis modal de la malla -400

Según lo representado en la tabla 14 para la muestra de tamaño menor a las 37 micras y rotulada como “malla -400”, los minerales que se observaron fueron plata nativa, pirita, calcopirita, arsenopirita, esfalerita, galena, pirrotita, cobres grises, sulfosales de plata, wolframitas, molibdenita, bornita, covelita y gangas.

Como especies de plata, en el concentrado bulk se pudo observar trazas de plata nativa, la cual no representa un volumen significativo, así mismo no se reporta grados de liberación.

Como especies sulfuradas de hierro, se observó a la pirita en una distribución volumétrica del 3.64 % y de las cuales el 98.68 % se encuentran como especies libres. Así mismo se observó a la pirrotita ocupando un volumen de 0.93 % con respecto a la muestra total, de las cuales el 92.86 % se encuentre libre.

La especie mineralógica de plomo que se observó fue la galena, ocupando un volumen de 20.5 % del total de la muestra, y 99.5 % de las especies de galena observadas se presentan como libres.

La especie referida al zinc que se pudo observar es la esfalerita, cuya distribución volumétrica es 20.79 %, observándose el 99.66 % como especies libres.

Las especies referidas al cobre que se pudieron observar en el análisis modal fueron la calcopirita, cobres grises, bornita y covelita. La calcopirita representa el 2.57 % del total de la muestra y el 94.74 % de estas especies se encuentran como partículas libres. Los cobres grises se encuentran como especies predominantes, representando el 38.71 % del total de la muestra, de las cuales 99.54% se encuentra libre, cabe resaltar que estas especies son las que aportan mayor contenido de contaminantes tipo arsénico y antimonio, y la inspección visual indicó especies de cobres grises tipo tetraedrita y tennantita. Otros de los sulfuros de cobre que se identificaron fueron la bornita en un porcentaje de 0.07 % y 66.67% como especie libre, así mismo la covelita representó el 0.07 % del volumen total de la muestra y el 66.67% como especie liberada.

Otra de las especies que aportan contaminantes tipo arsénico es referida a la arsenopirita, cuya especie sulfurada ocupa un volumen de 2.07 %, de las cuales el 96.67% se encuentran como partículas libres.

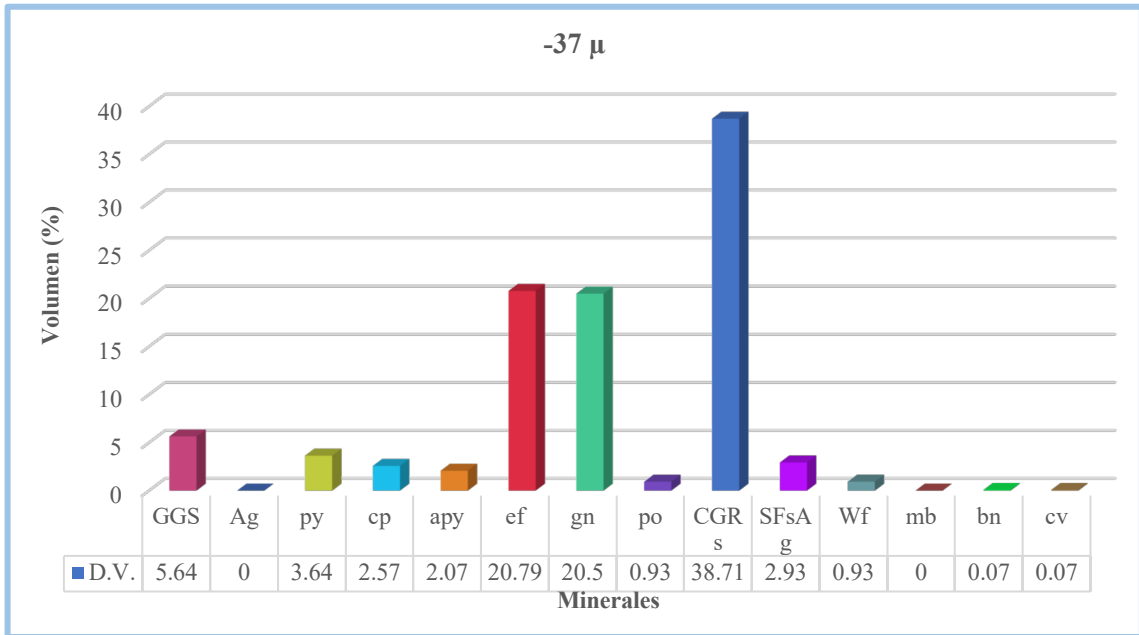
Como minerales que aportan el mayor contenido de plata en la muestra es referida a las sulfosales de plata, que a su vez aportan la mayor cantidad de antimonio y representan el 2.93 %, observándose 97.62 % de las especies como partículas libres.

La wolframita se observó ocupando el 0.93 % del volumen de la muestra, de las cuales el 96.3 % se encontraron como partículas libres.

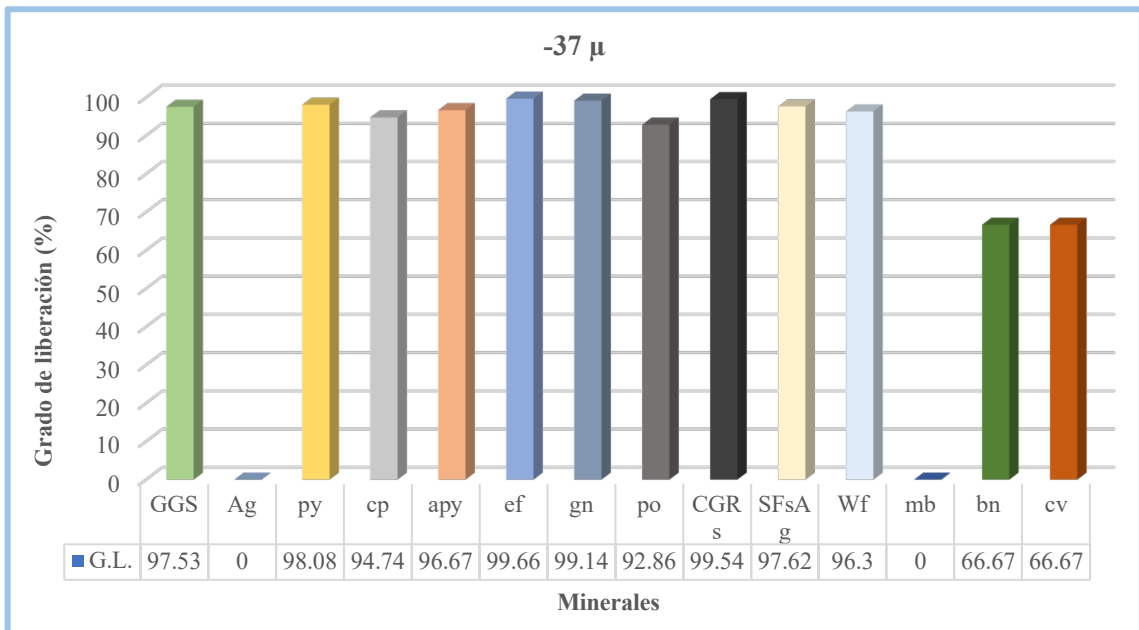
Se pudo observar trazas de molibdenita, para lo cual no se pudo reportar en términos porcentuales.

La grafica 15 representa la comparación de la distribución de las especies observadas y la gráfica 16 demuestra los grados de liberación de las partículas de minerales observados para tamaños menores a las 37 micras.

El motivo por lo cual las especies de minerales que se observaron no se encuentran totalmente libres es por los tipos de enlace que se encuentran formando, tal como se representa en la tabla 17 y la gráfica 17.



**Figura 15** Gráfico de la distribución granulométrica de los minerales presentes en la muestra a malla -400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

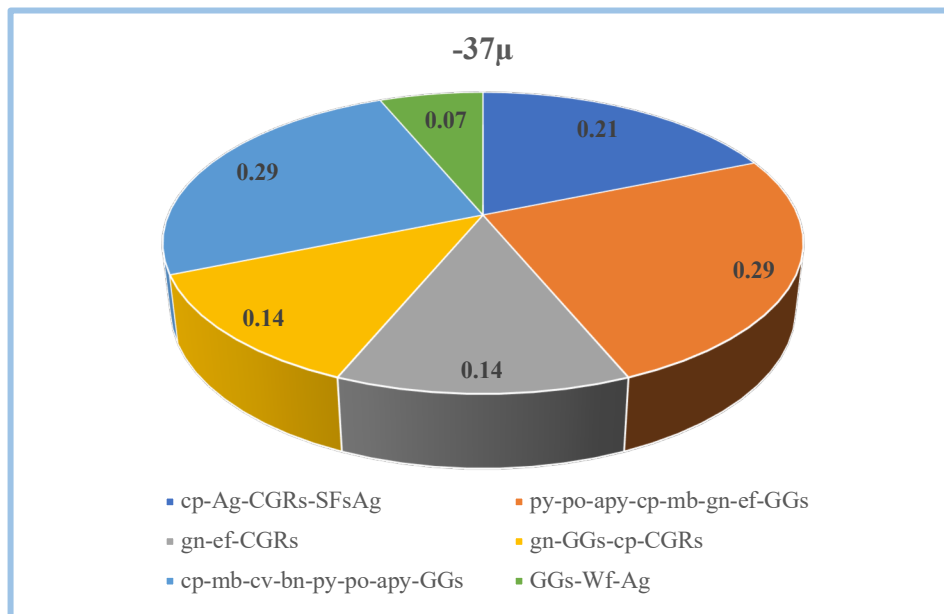


**Figura 16** Gráfico del grado de liberación de los minerales presentes en la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



Tipos de enlace a un tamaño de partícula: -37 $\mu$				
Minerales entrelazados	Tipo entr.	Num part.	Dist. Porc.	Posibilidades de liberación completa
Partículas libres		1384	98.85	
cp-Ag-CGRs-SFsAg	2cIII	1	0.16	Muy difícil a
	1cII	2	0.05	Imposible
py-po-apy-cp-mb-gn-ef-GGs	2aIV	1	0.13	Muy difícil a
	2dI	2	0.14	Muy difícil a
	4aI	1	0.02	Muy difícil
gn-ef-CGRs	4bII	1	0.06	Moderadamente
	4bII	1	0.08	Moderadamente
gn-GGs-cp-CGRs	2bIII	1	0.07	Muy difícil
	1dIV	1	0.07	Imposible
cp-mb-cv-bn-py-po-apy-GGs	2bI	2	0.18	Muy difícil
	3cII	2	0.11	Imposible
GGs-Wf-Ag	4bII	1	0.08	Moderadamente
<b>Total</b>		<b>1400</b>	<b>100</b>	

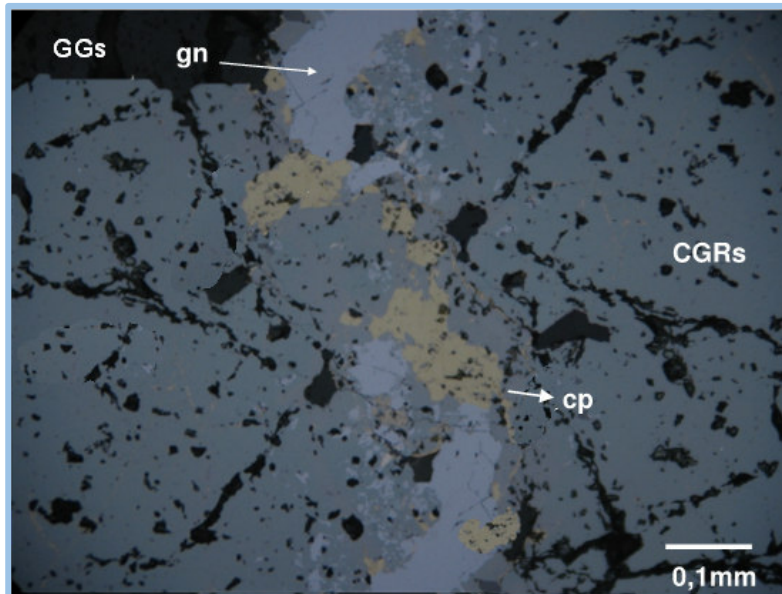
**Tabla 17** Tipos geométricos de entrelazamientos de los minerales y sus posibilidades de liberación completa de la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



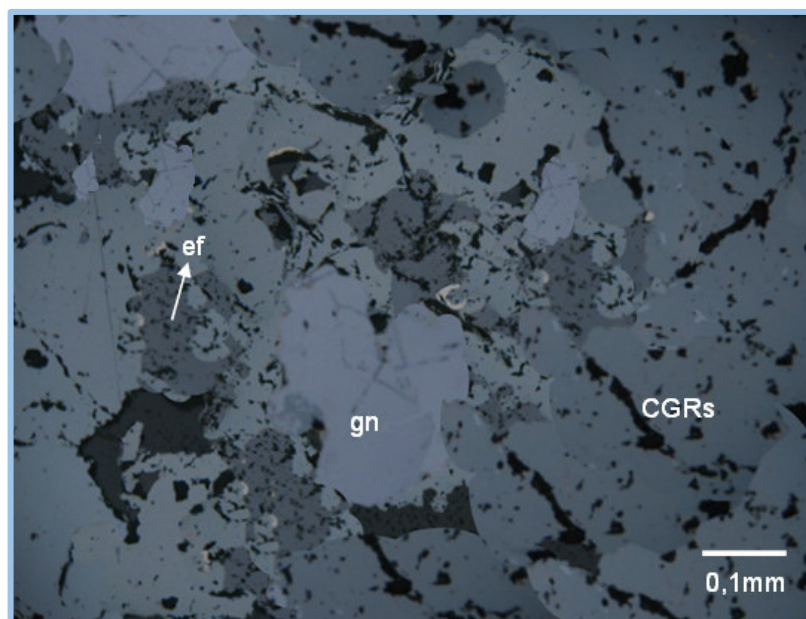
**Figura 17** Gráfico de tipos de intercrecimientos en la muestra a malla +400  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)

## 5.8. Micrografías de la muestra malla -400

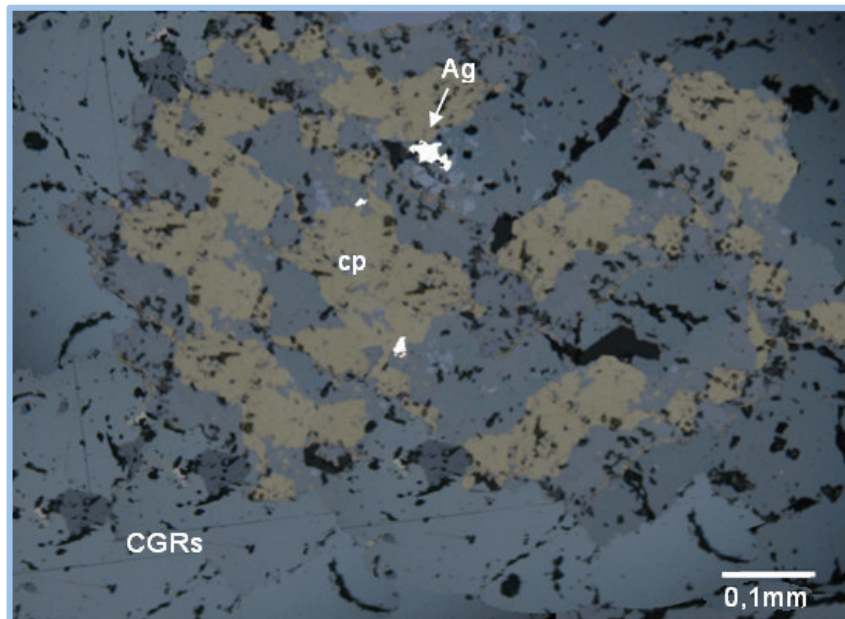
Las figuras 18, 19, 20 y 21 representan algunas las principales imágenes de las especies de minerales observadas en el microscopio óptico de luz polarizante para tamaños inferiores a las -37 micras.



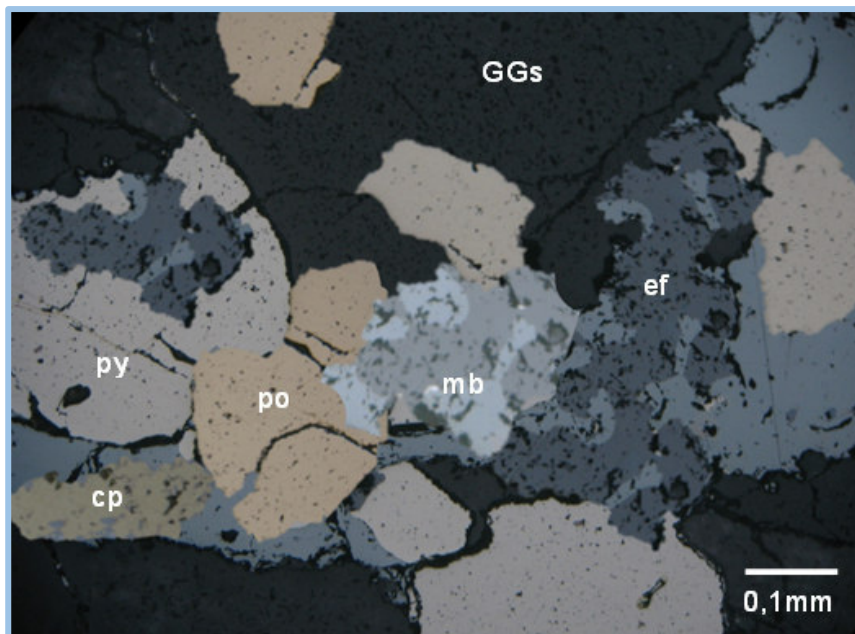
**Figura 18** Partículas de galena, calcopirita, cobres grises y gangas  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 19** Partículas de esfalerita, galena y cobres grises  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 20** Partículas de plata, calcopirita y cobres grises  
**Fuente:** Gagliuffi (2022)



**Figura 21** Partículas de pirrotita, pirita, calcopirita, molibdenita, esfalerita y gangas

**Fuente:** Gagliuffi (2022)

## 5.9. Análisis químico del concentrado polimetálico

Se muestreo aproximadamente 500 gramos de concentrado bulk mediante cuarteos sucesivos para los ensayos químicos correspondientes, tal y como se muestra en la tabla 18.

Cu (%)	Ag	Au oz/TC	As %	Sb %	Bi %	Pb %	Zn %
22.85 %	74.3	0.006	7.25 %	6.33 %	0.57 %	20.78 %	10.50 %

**Tabla 18** Ensayos químicos del concentrado bulk  
Fuente: Laboratorio H&F (2022)

## 5.10. Pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura del proceso

Como resultado de la caracterización se planificó una serie de pruebas hidrometalúrgicas de lixiviación del concentrado, para lo cual se proyectó como punto de partida evaluar los resultados del proceso a las temperaturas de 25°C, 50°C, 75°C y 100°C con agitación constante de 300 rpm en un tiempo de 120 minutos, dosificando 16.5 Kg/TM de NaOH y 58,90 Kg/TM de Na<sub>2</sub>S. Las condiciones de operación de las pruebas se detallan en la tabla 19 y los resultados de la lixiviación en la tabla 20.

<b>Peso de concentrado</b>	300.00 gr
<b>Ph</b>	11
<b>Agitación</b>	300 rpm
<b>Relación L/S</b>	2/1
<b>Temperatura</b>	25 50, 75 y 100°C
<b>P80</b>	82.48 μ
<b>Sulfuro de sodio</b>	58,90 Kg/TM
<b>Hidróxido de sodio</b>	16.5 Kg/TM
<b>Tiempo de proceso</b>	120 minutos

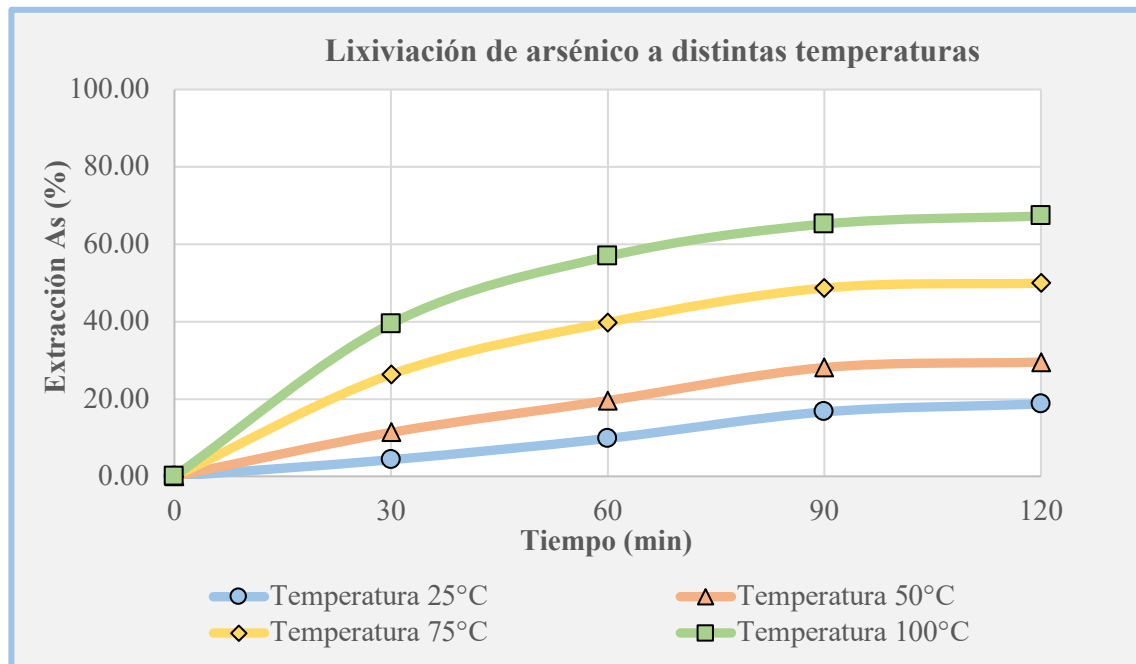
**Tabla 19** Condiciones de operación de lixiviación alcalina para evaluar la temperatura

Tiempo (min)	Temperatura (°C)	Leyes del concentrado bulk (%)		Extracción (%)	
		As	Sb	As	Sb
30	25	6.94	6.04	4.29	4.55
	50	6.43	5.66	11.34	10.60
	75	5.34	4.54	26.33	28.31
	100	4.39	3.86	39.44	38.96
60	25	6.54	5.73	9.79	9.45
	50	5.83	5.06	19.58	20.13
	75	4.37	3.81	39.77	39.88
	100	3.13	2.87	56.85	54.67
90	25	6.04	5.25	16.64	17.10
	50	5.21	4.57	28.11	27.86
	75	3.72	3.29	48.68	47.96
	100	2.52	2.30	65.22	63.61
120	25	5.89	5.22	18.70	17.48
	50	5.11	4.52	29.52	28.59
	75	3.63	3.24	49.93	48.81
	100	2.37	1.93	67.31	69.52

**Tabla 20** Resultados de la lixiviación alcalina en función de la temperatura

### 5.11. Cinética de lixiviación de arsénico a distintas temperaturas

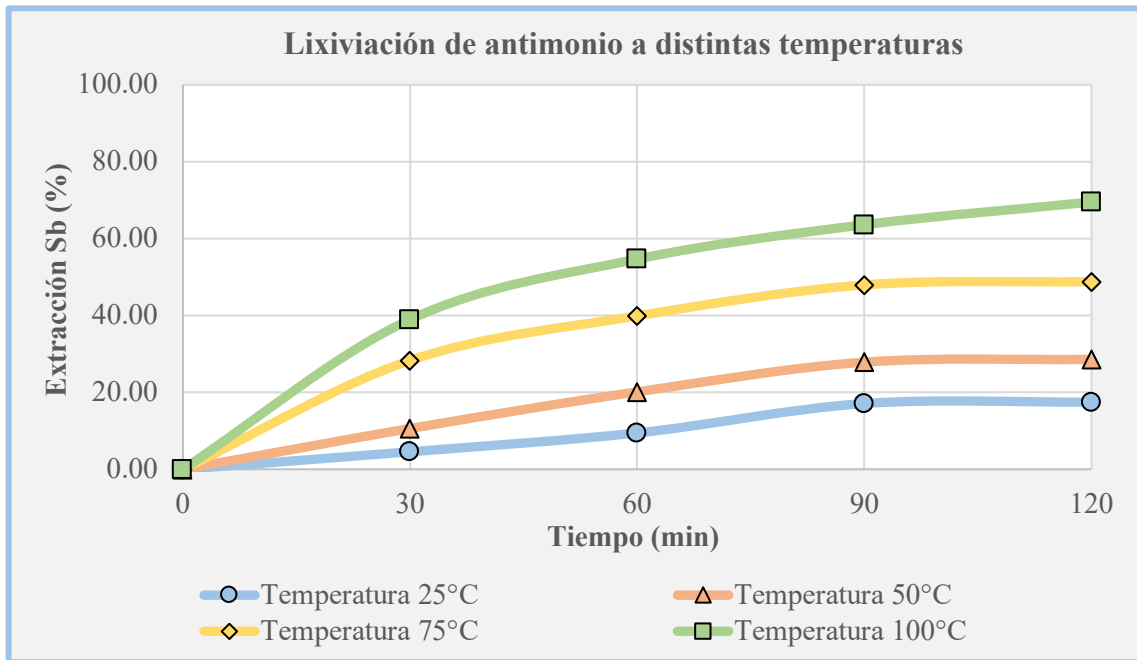
La velocidad de disolución del arsénico aumenta con respecto a la temperatura de trabajo, y alcanza un máximo para los 100°C en un tiempo de 120 minutos, alcanzando a solubilizar 67.31% de arsénico, lo que corrobora la teoría de cinética de procesos hidrometalúrgicos, la cual sostiene que al elevar la temperatura del proceso la velocidad de disolución de las especies aumenta por el desorden de las molecular. Los resultados de la solubilidad para el arsénico para las distintas temperaturas se representan en la figura 22.



**Figura 22** Cinética de lixiviación de arsénico en función de la temperatura

### 5.12. Cinética de lixiviación de antimonio a distintas temperaturas

La disolución de antimonio en el tiempo para las distintas temperaturas de trabajo alcanzó un máximo de 69.52% para un tiempo de 120 minutos y su comportamiento corrobora el aumento de la solubilidad de los iones con el aumento de la temperatura. La figura 23 representa la solubilidad del antimonio a las temperaturas y condiciones anteriormente descritas.



**Figura 23** Cinética de lixiviación de antimonio en función de la temperatura

### 5.13. Pruebas de lixiviación alcalina variando la concentración del agente lixivante y tiempo de lixiviación

Habiendo definido la temperatura de trabajo en 100 °C, se procedió a proyectar pruebas de lixiviación para evaluar la concentración de los reactivos lixivantes para periodos de lixiviación de 2, 4, 6 y 8 horas de proceso, teniendo en cuenta la reacción estequiométrica de los reactivos en la solución. Las condiciones de operación para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas se describen en la tabla 21 y los resultados en la tabla 22.

<b>Peso de concentrado</b>	300.00 gr
<b>pH</b>	11
<b>Agitación</b>	300 rpm
<b>Relación L/S</b>	2/1
<b>Temperatura</b>	25°C
<b>P80</b>	82.48 μ
<b>Sulfuro de sodio</b>	13.0; 58.90 Kg/TM

<b>Hidróxido de sodio</b>	16.5; 48.0 Kg/TM
<b>Tiempo de proceso</b>	2, 4, 6 y 8 horas

**Tabla 21** Condiciones de operación de lixiviación alcalina para diferentes concentraciones de agente lixivante y tiempo de lixiviación

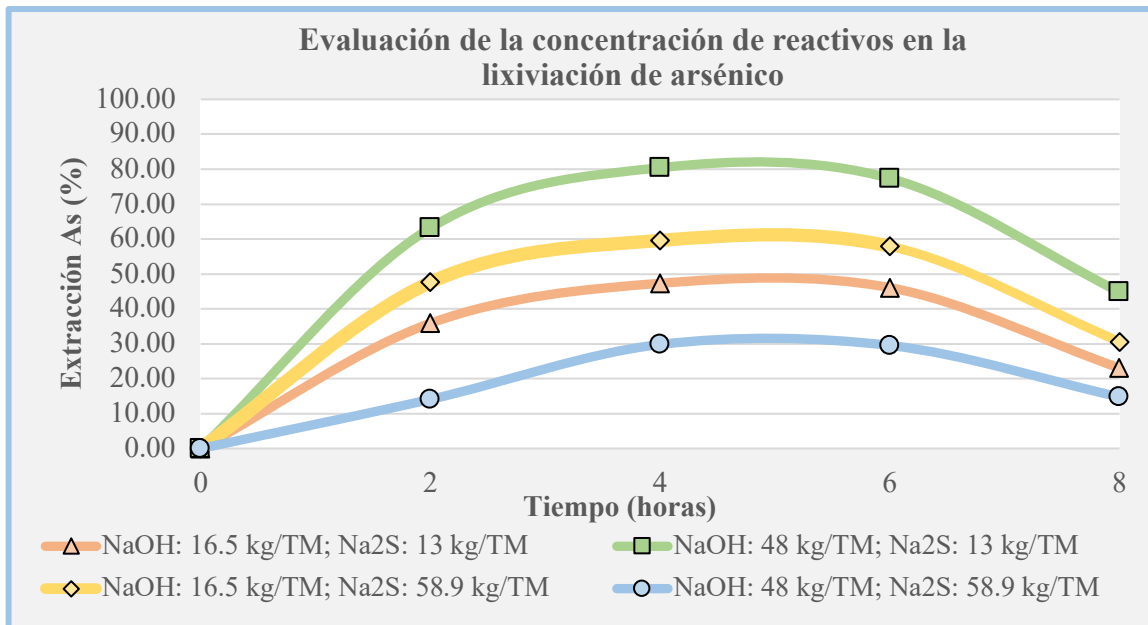
Tiempo (horas)	Concentración	Ley		Extracción	
		%As	%Sb	%As	%Sb
2	NaOH: 16.5 kg/TM Na <sub>2</sub> S: 13 kg/TM	4.35	5.11	40	19.27
4		3.02	3.93	58.34	37.91
6		3.51	3.32	51.59	47.55
8		5.78	2.28	20.28	63.98
2	NaOH: 48 kg/TM Na <sub>2</sub> S: 13 kg/TM	2.67	2.12	63.13	66.52
4		1.42	1.38	80.37	78.18
6		1.64	1.15	77.41	81.82
8		5	0.79	31.01	87.52
2	NaOH: 16.5 kg/TM Na <sub>2</sub> S: 58.9 kg/TM	3.8	4.21	47.59	33.49
4		2.43	2.64	66.48	58.29
6		3.05	2.02	57.93	68.09
8		5.43	1.65	25.1	73.93
2	NaOH: 48 kg/TM Na <sub>2</sub> S: 58.9 kg/TM	6.23	5.83	14.07	7.9
4		5.09	4.91	29.79	22.43
6		5.11	4.09	29.52	35.39
8		6.18	3.41	14.76	46.13

**Tabla 22** Resultados de evaluación de concentración de reactivos y tiempo de lixiviación

#### 5.14. Cinética de lixiviación de arsénico variando la concentración del agente lixivante y tiempo de proceso

La solubilidad del arsénico alcanzó un máximo de 80.37 % en un tiempo de lixiviación de 4 horas con dosificaciones de 13 Kg/TM de Na<sub>2</sub>S y 48 Kg/TM de NaOH, observándose que después de este tiempo ocurre una reacción inversa por lo que se puede notar que en el periodo de 8 horas tan solo el 31.01 % de arsénico se solubilizó, tal y como se muestra en la figura 24.

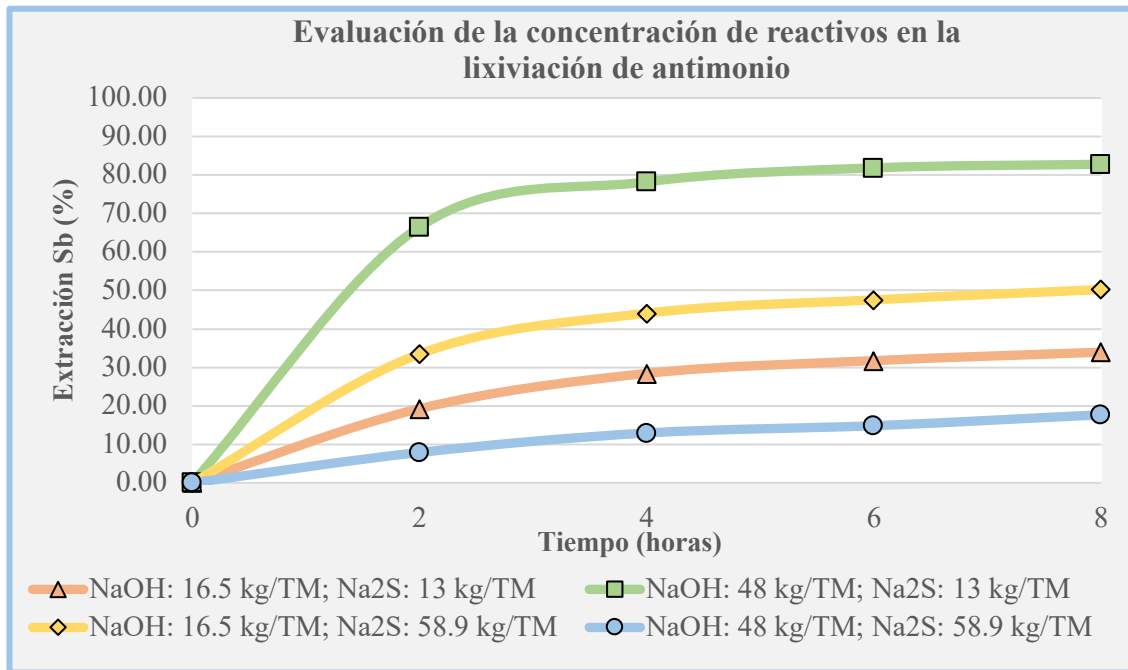




**Figura 24** Cinética de lixiviación de arsénico en función de la concentración de reactivos

### 5.15. Cinética de lixiviación de antimonio variando la concentración del agente lixivante y tiempo de proceso

La solubilidad del antimonio en el proceso de lixiviación alcalina presentó un máximo de 87.52% para una concentración de 13 Kg/TM de Na<sub>2</sub>S y 48 Kg/TM de NaOH remoción para un tiempo de 8 horas, y presenta un aumento en la solubilidad con respecto al tiempo de proceso. La figura 25 demuestra la cinética de disolución del antimonio a distintas concentraciones de reactivos lixiviantes y tiempos de proceso.



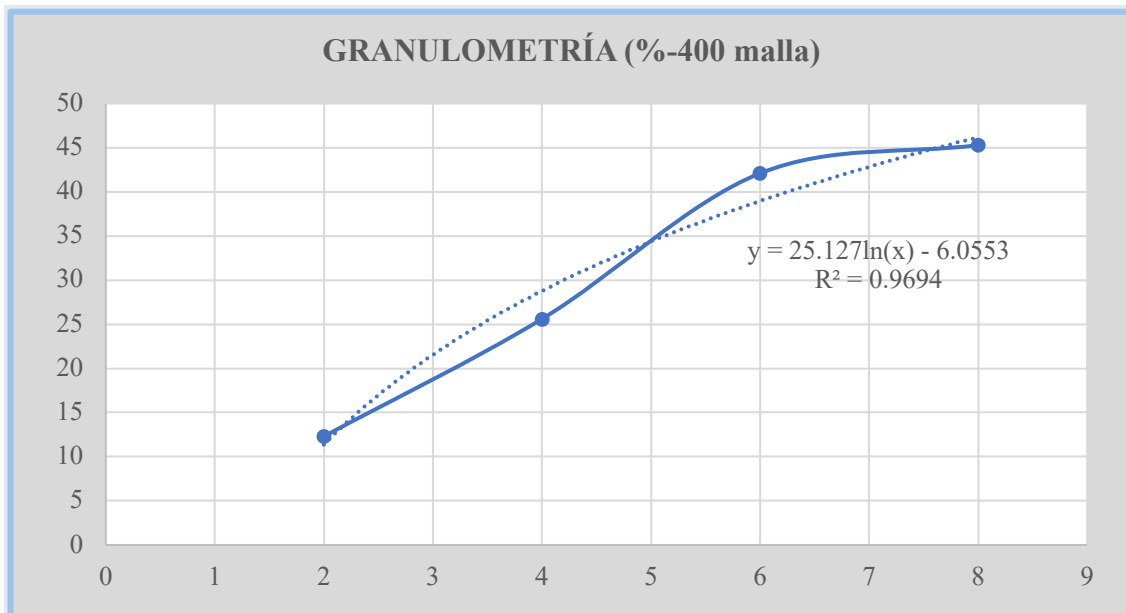
**Figura 25** Cinética de lixiviación de antimonio en función de la concentración de reactivos

### 5.16. Pruebas de lixiviación alcalina variando la granulometría del concentrado bulk

Estas pruebas de lixiviación alcalina se realizaron con la finalidad de mejorar la disolución de arsénico y antimonio que se obtuvieron en el desarrollo de las anteriores pruebas hidrometalúrgicas, para lo cual se realizaron pruebas de remolienda del concentrado bulk, obteniendo los tiempos necesarios para liberar las partículas a diferentes tamaños. Las pruebas de remolienda del concentrado bulk se describen en la tabla 23 y la curva de moliendabilidad en la figura 26.

Tiempo	Granulometría (%-400 malla)
2	12.3
4	25.6
6	42.1
8	45.3

**Tabla 23** Resultados de granulometría de remolienda



**Figura 26** Gráfica de moliendabilidad

Conociendo la curva de moliendabilidad del concentrado bulk, se prepararon mecánicamente las muestras hasta obtener una granulometría de 10%, 20%, 30% y 40% - 400 malla para realizar pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina, cuyas condiciones de operación se describen en la tabla 24 y los resultados de las pruebas en la tabla 25.

<b>Peso de concentrado</b>	300.00 gr
<b>pH</b>	11
<b>Agitación</b>	300 rpm
<b>Relación L/S</b>	2/1
<b>Temperatura</b>	100°C
<b>Granulometría</b>	10%, 20%, 30% y 40% - 400 malla
<b>Sulfuro de sodio</b>	13 kg/TM
<b>Hidróxido de sodio</b>	48 kg/TM
<b>Tiempo de proceso</b>	4 horas

**Tabla 24** Condiciones de operación de lixiviación alcalina a distintas granulometrías

Tiempo (horas)	Granulometría	Ley			Extracción	
		%Cu	%As	%Sb	%As	%Sb
2	10% - 37 $\mu$	22.91	3.22	2.73	55.59	56.87
	20% - 37 $\mu$	22.89	3.47	3.26	52.14	48.50
	30% - 37 $\mu$	22.86	4.01	3.59	44.69	43.29
	40% - 37 $\mu$	22.85	4.38	3.90	39.59	38.39
4	10% - 37 $\mu$	23.60	0.45	0.24	93.79	96.21
	20% - 37 $\mu$	22.92	1.51	1.28	79.17	79.78
	30% - 37 $\mu$	22.87	2.89	1.95	60.14	69.19
	40% - 37 $\mu$	22.85	4.07	2.73	43.86	56.87
6	10% - 37 $\mu$	23.26	2.04	0.23	71.86	96.37
	20% - 37 $\mu$	22.95	2.73	1.16	62.34	81.67
	30% - 37 $\mu$	22.88	3.98	1.65	45.10	73.93
	40% - 37 $\mu$	22.88	5.06	2.69	30.21	57.50
8	10% - 37 $\mu$	23.05	4.11	0.22	43.31	96.52
	20% - 37 $\mu$	22.99	4.67	1.04	35.59	83.57
	30% - 37 $\mu$	22.93	5.09	1.59	29.79	74.88
	40% - 37 $\mu$	22.90	5.54	2.65	23.59	58.14

**Tabla 25** Resultados de la lixiviación alcalina en función de la granulometría del bulk

### 5.17. Cinética de lixiviación de arsénico variando la granulometría del bulk

La disolución de arsénico para este tipo de concentrado bulk mediante el proceso de lixiviación alcalina, presenta valores máximos para sólidos con una granulometría de 10% - 37  $\mu$ , alcanzando valores máximos de 93.79% para un tiempo de 4 horas, y por encima de este tiempo empieza una reacción reversible, como a las 8 horas de lixiviación alcanza una disolución de 43.31%. La figura 27 representa la cinética de lixiviación de arsénico en función de la granulometría.

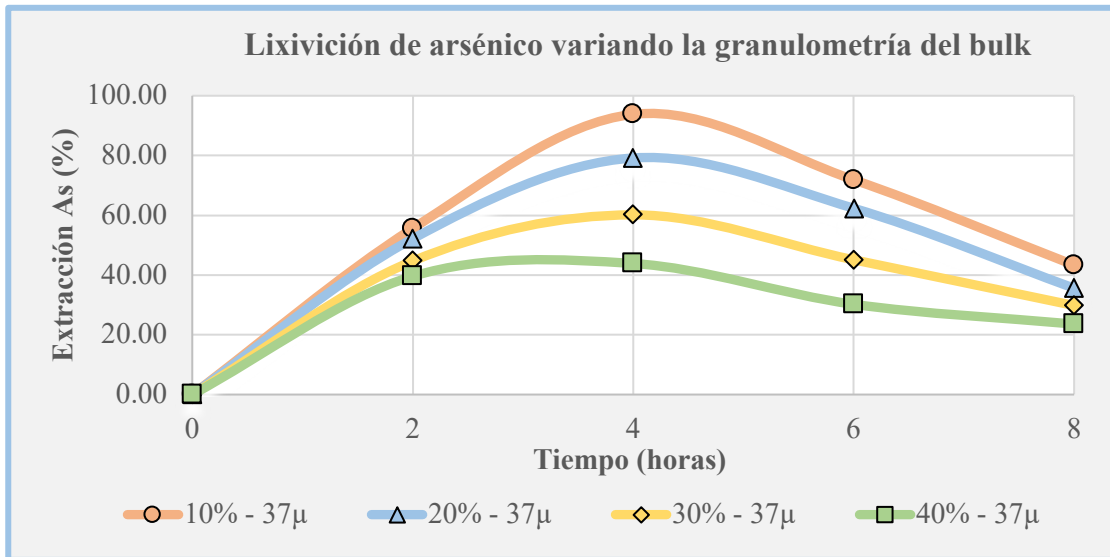


Figura 27 Cinética de eliminación de arsénico en función de la granulometría

### 5.18. Cinética de lixiviación de antimonio variando la granulometría del bulk

La velocidad de disolución del arsénico presenta una región violenta a las 4 horas de lixiviación, alcanzando a solubilizar 96.21 %, y luego de este tiempo la curva de cinética se hace casi horizontal, de tal manera que a las 8 horas de proceso disuelve el 96.52% de este contaminante, tal y como se representa en la gráfica de la figura 28.

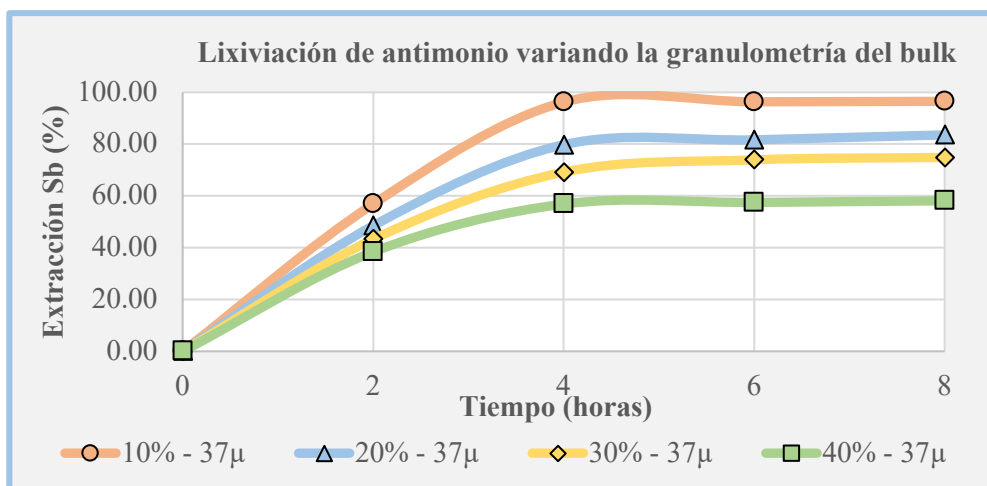


Figura 28 Cinética de eliminación de antimonio en función de la granulometría

### 5.19. Diseños experimentales factoriales para evaluar la concentración de los reactivos en la lixiviación alcalina

Se proyectó elaborar y desarrollar un diseño experimental factorial para evaluar la contribución del agente lixiviante en la disolución de arsénico y antimonio en un periodo de 4 horas a la temperatura de 100°C, y determinar una ecuación de solubilidad de las especies en el tiempo de 4 horas en función de la concentración de los reactivos. Las condiciones de operación se detallan en la tabla 26.

<b>Peso de concentrado</b>	300.00 gr
<b>pH</b>	11
<b>Agitación</b>	300 rpm
<b>Relación L/S</b>	2/1
<b>Temperatura</b>	100°C
<b>P80</b>	82.48 $\mu$
<b>Tiempo de proceso</b>	4 horas

**Tabla 26** Condiciones de operación para evaluar la concentración de los reactivos

### 5.20. Elaboración del diseño factorial

Se elaboró un diseño de experimentos factorial de 2 factores, 2 niveles y 2 réplicas, con lo cual se pretende determinar el nivel de contribución de los reactivos en las primeras 4 horas de proceso para disolver arsénico y antimonio, así mismo determinar un modelo que representa la solubilidad de estos contaminantes en ese periodo de tiempo. Los niveles de la concentración de los reactivos se detallan en la tabla 27 y el diseño factorial y las variables respuesta en la tabla 28.

Reactivo	Dosificación mínima (Kg/TM)	Dosificación máxima (Kg/TM)
Sulfuro de sodio (Na <sub>2</sub> S)	13	58.9
Hidróxido de sodio (NaOH)	16.5	48

**Tabla 27** Valores de dosificación de los reactivos en la lixiviación alcalina

OrdenEst	OrdenCorrida	PtCentral	Bloques	Na <sub>2</sub> S (Kg/TM)	NaOH (Kg/TM)
1	1	1	1	13	16.5
2	2	1	1	58.9	16.5
3	3	1	1	13	48
4	4	1	1	58.9	48
5	5	1	1	13	16.5
6	6	1	1	58.9	16.5
7	7	1	1	13	48
8	8	1	1	58.9	48

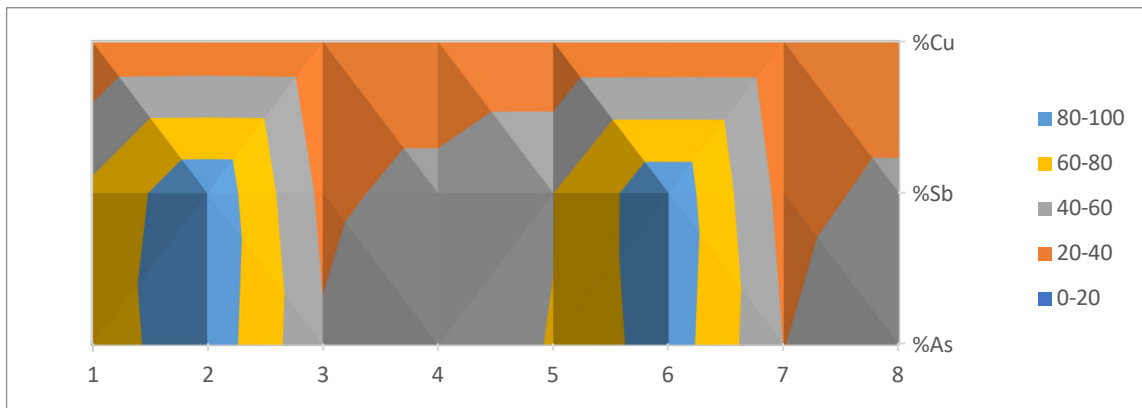
**Tabla 28** Diseño factorial para pruebas hidrometalúrgicas de lixiviación alcalina

## 5.21. Resultados del diseño factorial

El desarrollo de las pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina en base al diseño de pruebas metalúrgicas se reporta en base a el porcentaje de extracción de arsénico (%As), porcentaje de extracción de antimonio (%Sb) y porcentaje de cobre final en el concentrado, tal como lo demuestra la tabla 29.

Orden Corrida	%As	%Sb	%Cu
1	69.41	64.58	22.98
2	93.79	96.21	23.6
3	42.13	35.6	22.91
4	58.44	47.19	22.87
5	60.14	59.83	22.94
6	92.05	94.79	23.11
7	39.67	33.48	22.9
8	55.94	45.17	22.86

**Tabla 29** Diseño factorial del porcentaje de arsénico, antimonio y cobre



**Figura 29** Gráfica de Superficie del diseño factorial

### 5.22. Análisis estadístico de la lixiviación de arsénico

El análisis de varianza para la lixiviación de arsénico demuestra que la contribución del sulfuro de sodio es de 34.23% y la del hidróxido de sodio 61.58%, siendo estas variables las de mayor contribución en la disolución de este contaminante, así mismo la interacción de las 2 variables en estudio no representan efecto alguno sobre dicho proceso, tal y como se muestran en la tabla 30 y 31, en el diagrama de Pareto de la figura 29 y la gráfica normal de efectos estandarizados en la figura 30.

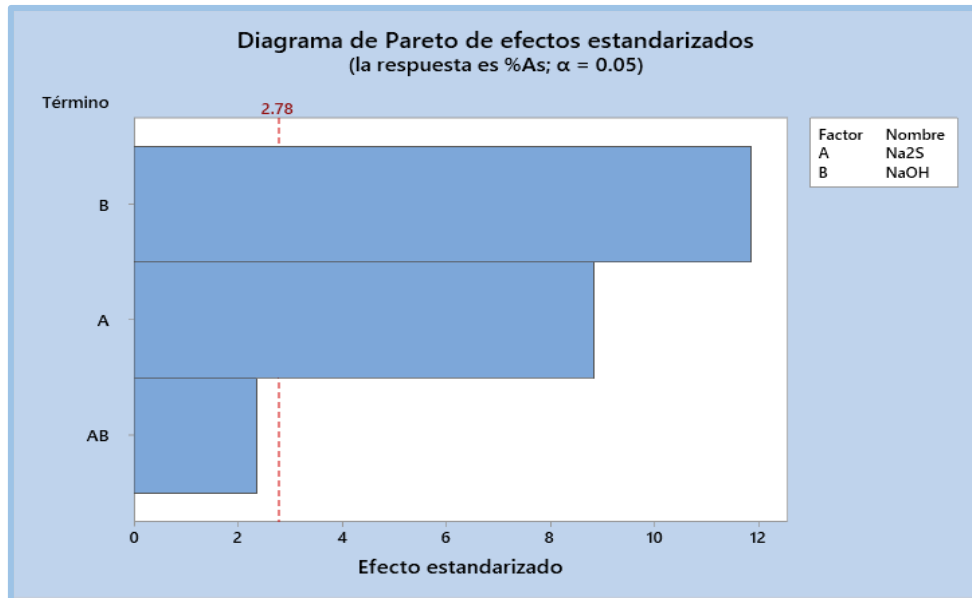
Fuente	GL	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	98.24%	2833.88	944.63	74.63	0.001
Lineal	2	95.81%	2763.61	1381.81	109.17	0.000
Na <sub>2</sub> S	1	34.23%	987.23	987.23	77.99	0.001
NaOH	1	61.58%	1776.38	1776.38	140.34	0.000
Interacciones de 2 términos	1	2.44%	70.27	70.27	5.55	0.078
Na <sub>2</sub> S*NaOH	1	2.44%	70.27	70.27	5.55	0.078
Error	4	1.76%	50.63	12.66		
<b>Total</b>	<b>7</b>	<b>100.00%</b>				

**Tabla 30** Análisis estadístico de la lixiviación de arsénico

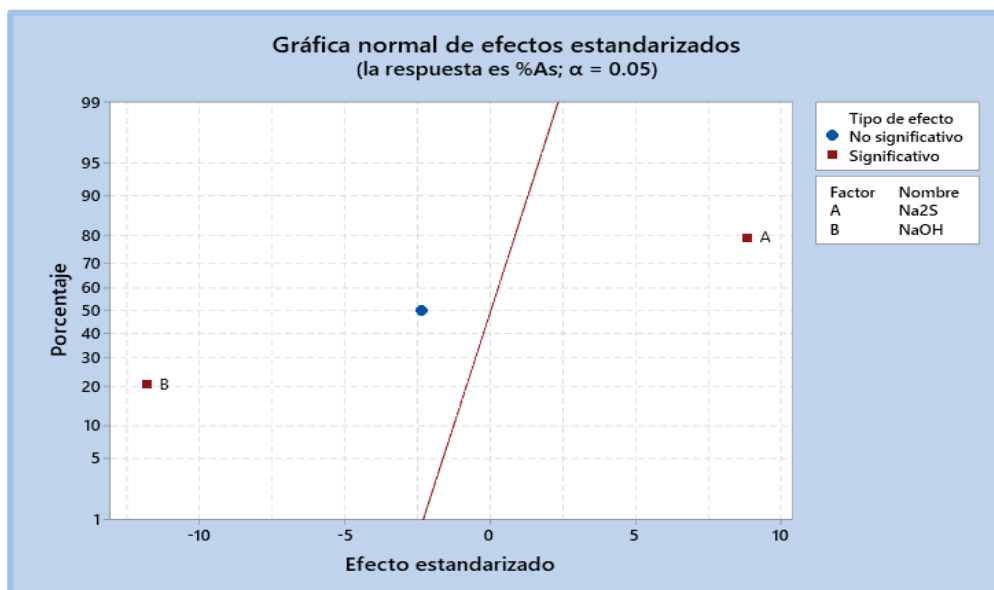


Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		63.95	1.26	50.84	0.000	
Na <sub>2</sub> S	22.22	11.11	1.26	8.83	0.001	1
NaOH	-29.8	-14.9	1.26	-11.85	0.000	1
Na <sub>2</sub> S*NaOH	-5.93	-2.96	1.26	-2.36	0.078	1

**Tabla 31** Coeficientes de codificación de la lixiviación de arsénico



**Figura 30** Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de arsénico



**Figura 31** Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de arsénico

### 5.23. Ecuación de regresión para la lixiviación de arsénico en unidades no codificadas

Se presenta un modelo matemático para la lixiviación de arsénico en función a la dosificación de sulfuro de sodio e hidróxido de sodio descrito en la ecuación 9, con un coeficiente de correlación de 98.24%, lo que demuestra la confiabilidad del modelo, tal y como se muestra en la tabla 32.

S	R-cuad.	R-cuad.	R-cuad. (pred)
3.55777	98.24%	96.93%	92.98%

**Tabla 32** Resumen del modelo de la lixiviación de arsénico

$$\%As = 67.55 + 0.748 \text{ Na}_2\text{S} - 0.651 \text{ NaOH} - 0.00820 \text{ Na}_2\text{S} \cdot \text{NaOH} \quad (\text{Ecuación 9})$$

### 5.24. Análisis estadístico de la lixiviación de antimonio

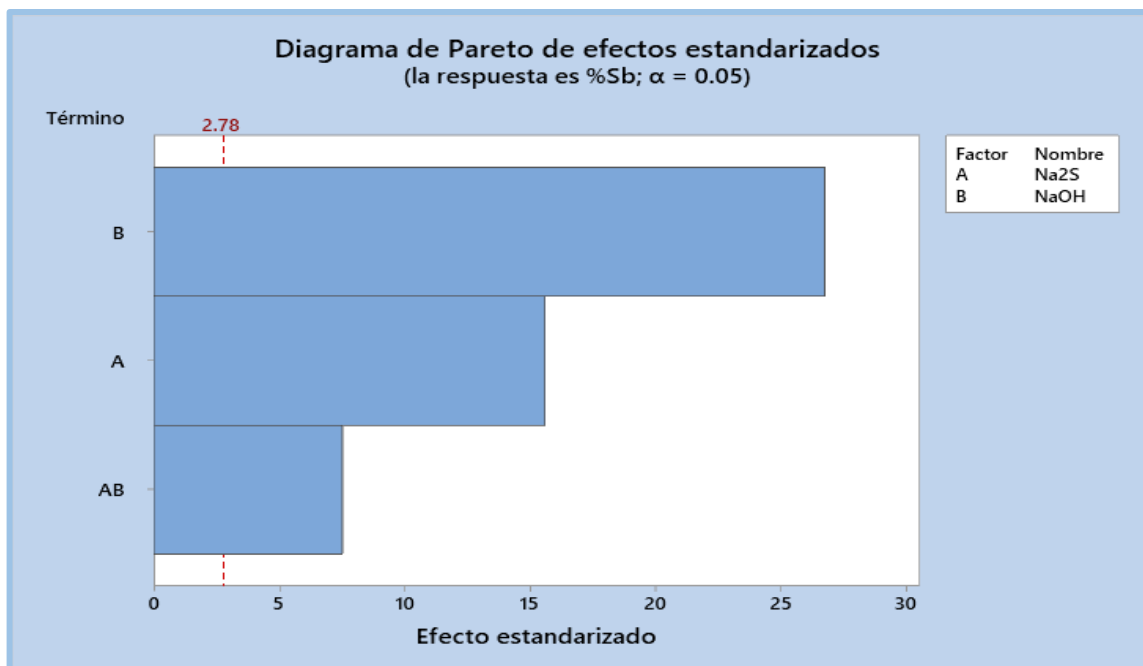
El análisis de varianza para la lixiviación de antimonio demuestra que la contribución del sulfuro de sodio es de 23.90% y la del hidróxido de sodio 70.16%, siendo estas variables las de mayor contribución en la disolución de este contaminante, así mismo la interacción de las 2 variables en estudio no representan efecto alguno sobre dicho proceso, tal y como se muestran en la tabla 33 y 34, en el diagrama de Pareto de la figura 31 y la gráfica normal de efectos estandarizados en la figura 32.

Fuente	GL	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	99.61%	4207.39	1402.46	338.42	0.000
Lineal	2	94.06%	3972.92	1986.46	479.33	0.000
Na <sub>2</sub> S	1	23.90%	1009.58	1009.58	243.61	0.000
NaOH	1	70.16%	2963.35	2963.35	715.06	0.000
Interacciones de 2 términos	1	5.55%	234.47	234.47	56.58	0.002
Na <sub>2</sub> S*NaOH	1	5.55%	234.47	234.47	56.58	0.002
Error	4	0.39%	16.58	4.14		
<b>Total</b>	<b>7</b>	<b>100.00%</b>				

**Tabla 33** Análisis estadístico de la lixiviación de antimonio

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		59.606	0.72	82.82	0.000	
Na <sub>2</sub> S	22.468	11.234	0.72	15.61	0.000	1
NaOH	-38.492	-19.246	0.72	-26.74	0.000	1
Na <sub>2</sub> S*NaOH	-10.827	-5.414	0.72	-7.52	0.002	1

**Tabla 34** Coeficientes de codificación de la lixiviación de antimonio



**Figura 32** Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de antimonio

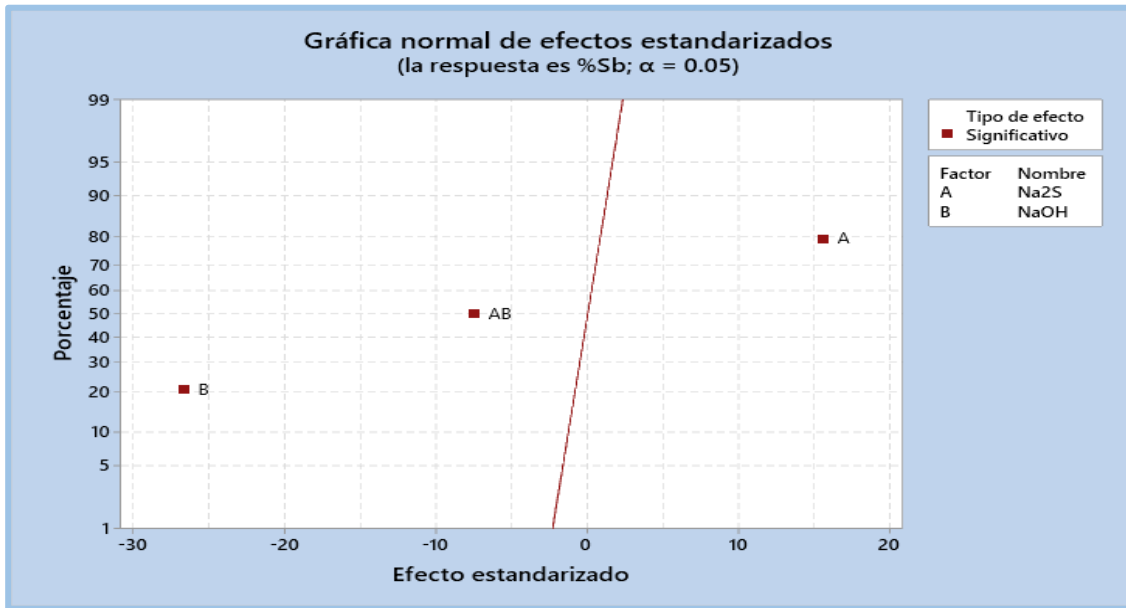


Figura 33 Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de antimonio

### 5.25. Ecuación de regresión para la lixiviación de antimonio en unidades no codificadas

Se presenta un modelo matemático para la lixiviación de antimonio en función a la dosificación de sulfuro de sodio e hidróxido de sodio descrito en la ecuación 10 con un coeficiente de correlación de 99.61%, lo que demuestra la confiabilidad del modelo, tal y como se muestra en la tabla 35.

S	R-cuad.	R-cuad.	R-cuad. (pred)
2.03573	99.61%	99.31%	98.43%

Tabla 35 Resumen del modelo de la lixiviación de antimonio

$$\%Sb = 64.05 + 0.9725 \text{ Na}_2\text{S} - 0.6835 \text{ NaOH} - 0.01498 \text{ Na}_2\text{S} \cdot \text{NaOH} \quad (\text{Ecuación 10})$$

## 5.26. Análisis estadístico de la lixiviación de cobre

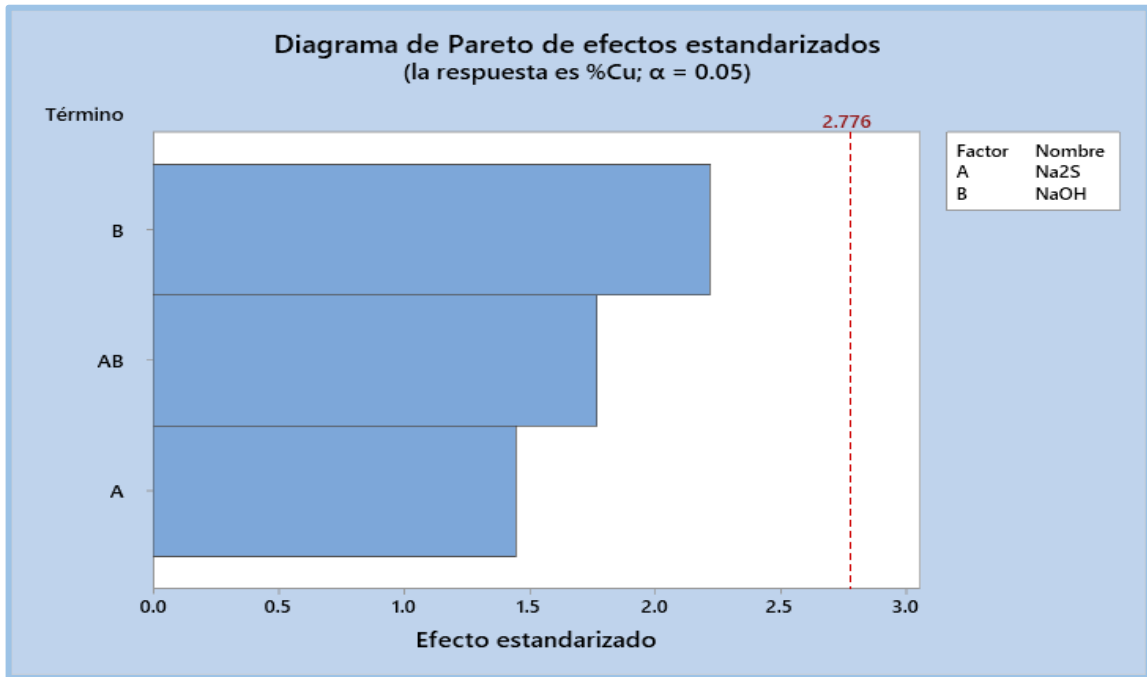
El análisis de varianza para la lixiviación de cobre demuestra que la contribución de los reactivos lixiviantes y la interacción de estas no representa un efecto significativo sobre la ley del concentrado de cobre, tal y como se muestran en la tabla 36 y 37, en el diagrama de Pareto de la figura 33 y la gráfica normal de efectos estandarizados en la figura 34.

Fuente	GL	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	3	71.68%	2833.88	944.63	74.63	0.001
Lineal	2	49.53%	2763.61	1381.81	109.17	0.000
Na <sub>2</sub> S	1	14.75%	987.23	987.23	77.99	0.001
NaOH	1	34.77%	1776.38	1776.38	140.34	0.000
Interacciones de 2 términos	1	22.15%	70.27	70.27	5.55	0.078
Na <sub>2</sub> S*NaOH	1	22.15%	70.27	70.27	5.55	0.078
Error	4	28.32%	50.63	12.66		
<b>Total</b>	<b>7</b>	<b>100.00%</b>				

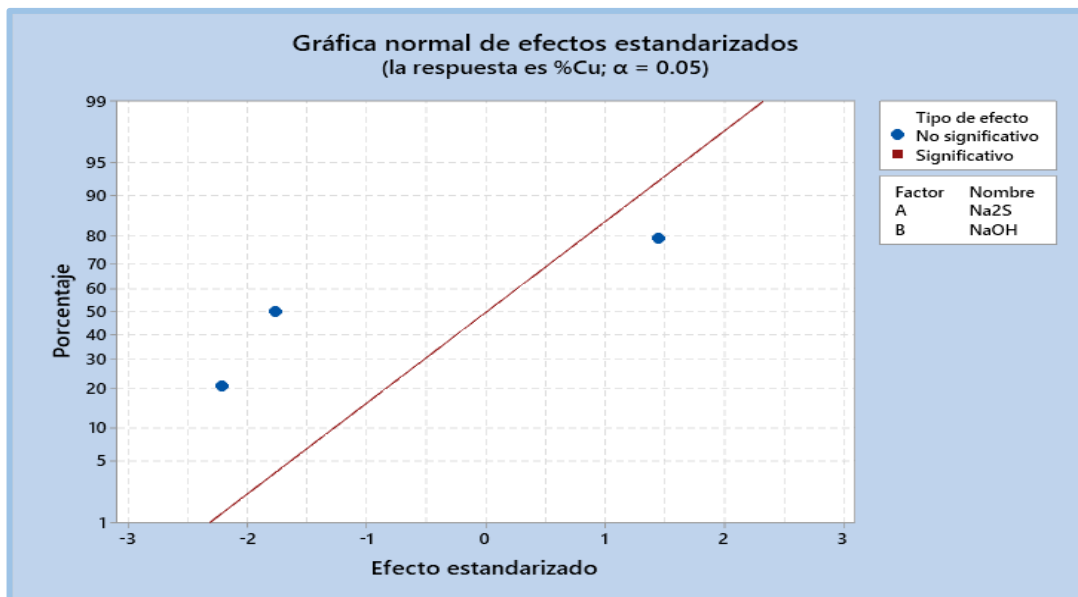
**Tabla 36** Análisis estadístico de la lixiviación de cobre

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		23.0212	0.0615	374.46	0.000	
Na <sub>2</sub> S	0.1775	0.0888	0.0615	1.44	0.222	1
NaOH	-0.2725	-0.1363	0.0615	-2.22	0.091	1
Na <sub>2</sub> S*NaOH	-0.2175	-0.1087	0.0615	-1.77	0.152	1

**Tabla 37** Coeficientes de codificación de la lixiviación de cobre



**Figura 34** Diagrama de Pareto de efectos estandarizados de la lixiviación de cobre



**Figura 35** Gráfica normal de efecto estandarizados de la lixiviación de antimonio

### 5.27. Diagrama de flujo propuesto

El concentrado bulk ingresa a una flotación diferencial, donde se concentra el bulk Pb-Zn, y el concentrado de cobre que ingresa al circuito de tratamiento para remoción de contaminantes. Este diagrama propone la inclusión de un molino de bolas que descarga la pulpa hacia una zaranda de clasificación de alta frecuencia que permite el ingreso de un tamaño de partículas ideal para el tiempo de reacción estimado en las pruebas, y el sobre tamaño forma de la carga circulante, la cual ingresa de nuevo al molino para alcanzar el tamaño deseado, tal y como se muestra en la figura 35.

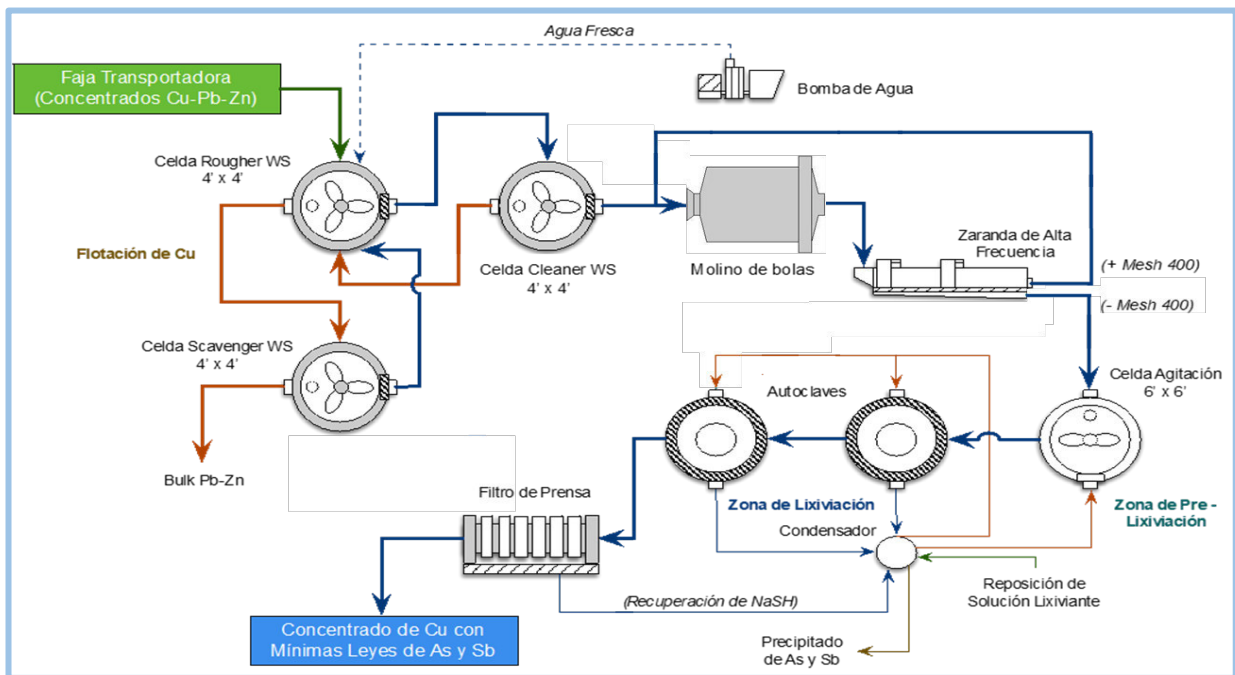


Figura 36 Diagrama de flujo propuesto

### 5.28. Costos de tratamiento

Se presenta a continuación en la tabla 38, 39, 40 y 41, la estimación de los costos de energía empleados para la flotación selectiva de los concentrados cobre, plomo y zinc, así como su tratamiento hidrometalúrgico de lixiviación

alcalina, la cual reporta un costo total de producción mensual de 125 720. 44 US\$ para procesar 960 TMH. Se asume que la planta concentradora opera solo 8 horas/ día y procesa 4 TMH/hora, empleando un molino 5x5.

Item	Especificación	\$/TM
1	Mano de obra	5.81
2	Reactivo químicos	131.4
3	Energía eléctrica	1.29
4	Agua	0.23
5	Tratamiento de pasivos	9.12
6	Mantenimiento	15
7	Seguridad	1.2
<b>Total</b>		<b>164.05</b>

**Tabla 38** Matriz de costos

Equipo	Unidades	Potencia Ins.(HP)	Potencia Ins.(Kw)	Total Kw	Fac. Uso(70 %)
Faja transportadora	1	3	2.24	2.24	1.57
Celdas circulares	3	7.5	5.6	16.79	11.75
Molino de bolas	1	40	29.83	29.83	20.88
Zaranda de alta frecuencia	1	10	7.46	7.46	5.22
Celda acondicionamiento 6x6	1	10	7.46	7.46	5.22
Autoclaves	3	0	10.8	32.4	22.68
Bomba de agua (recup. relave)	1	1.5	1.12	1.12	0.78
Filtro de presión	1	15	11.19	11.19	7.83
Bomba de agua	1	1	0.75	0.75	0.52
Iluminarias			2	2	1.4
<b>Total</b>		<b>88</b>	<b>78.45</b>	<b>111.24</b>	<b>77.85</b>
<b>Energía (US\$/mes)</b>			<b>1158.41</b>		

**Tabla 39** Costos de equipos



Insumos	Fórmula	Consumo (Kg/TM)	Costo Uni. (\$)	Costo (\$/TM)
Xantato isopropilico de sodio	Z-11	0.2	3.1	0.62
DowFroth-250	D-250	0.3	3.8	1.14
Bisulfito de sodio	Na2SO3	1.5	3.5	5.25
Sulfato de zinc	ZnSO4	1	3.5	3.5
Cianuro de sodio	NaCN	0.1	12	1.2
Cal	CaO	1	0.63	0.83
Sulfuro de sodio	NaHS	48	1.9	85.5
Hidróxido de sodio	NaOH	15	1.1	16.5
Combustible	Diesel	3.65 gal/TM	4.57	16.7
<b>Total (\$/TM)</b>				<b>131.24</b>

Tabla 40 Costos de insumos

Operación planta	N°	Sueldo	Ben. Soc.	Total(Soles)	Total (\$)
Jefe de guardia	2	3000	540	3540	1815.38
Operadores	8	1200	225	11400	2923.08
Mecánico	2	2000	1000	6000	1538.46
<b>Personal(\$/mes)</b>					<b>6276.92</b>

Tabla 41 Gasto en personal

Planta	Total (\$)
Manipuleo	500
Telefonía + internet	200
Mantenimiento planta	650
Insumos de control en planta	200
Alimentación	466.67
Agua	10.8
<b>Total(\$/mes)</b>	<b>2027.47</b>

Tabla 42 Costos operativos

<b>Administrativos – Oficina</b>	<b>\$ Total</b>
Alquiler oficina Nazca	120
Telefonía + internet	100
Servicios básicos (Luz, agua)	40
Mantenimiento oficinas	70
<b>Total(\$/mes)</b>	<b>330</b>

**Tabla 43** Costos administrativos

<b>Servicios</b>	<b>\$/TM</b>
Electricidad	1.29
Agua	0.23
Tratamiento de efluentes	9.12
Seguridad de planta	1.2

**Tabla 44** Costos de los servicios

<b>Mantenimiento y repuestos (\$/TM)</b>
15

**Tabla 45** Costos por mantenimiento y repuestos

## 5.29. Valorización de concentrados

El diagrama de flujo propuesto generará 3 productos, cuyas leyes finales de los concentrados se reportan en las tablas 46, 47 y 48 y la valorización de los lotes en la tabla 49. Se asume un 10 % de humedad en los concentrados, libre de contaminantes, y los contratos de comercialización se pueden ver en los anexos x, x. Se proyecta procesar 839.04 TMS, y los concentrados de cobre representan el 56% de la producción, los concentrados de plomo el 25% y los de zinc 19%, los cuales se asumieron para estimar la valorización de los concentrados antes mencionados. Así mismo en un mes es posible obtener un

beneficio de 2 324 910.38 US\$ por la venta de concentrados libres de contaminantes.

<b>Cu</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Ag</b>	<b>As</b>	<b>Sb</b>
31.92	15.00	5.30	70.23	0.63	0.30

**Tabla 46** Leyes del concentrado de cobre

<b>Cu</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Ag</b>	<b>As</b>	<b>Sb</b>
5.12	50.02	12.35	123.06	0.94	2.80

**Tabla 47** Leyes del concentrado de plomo

<b>Cu</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Ag</b>	<b>As</b>	<b>Sb</b>
0.64	1.86	40.96	6.29	0.12	2.77

**Tabla 48** Leyes del concentrado de zinc

<b>Valorización CC. Cu (\$/TM)</b>	3504.49
<b>Valorización CC. Pb (\$/TM)</b>	2927.18
<b>Valorización CC. Zn (\$/TM)</b>	706.44

**Tabla 49** Valorización de concentrados

### 5.30. Disposición de Relaves e Impacto Ambiental

La disposición de los relaves se realizará mediante la estabilización de las soluciones de Arsénico y Antimonio producto de la lixiviación alcalina. Los

precipitados se obtendrán por descenso controlado de la temperatura para formar los cristales de Trióxido de Arsénico y Trióxido de Antimonio.

El trióxido de Arsénico se purificará para luego ser dispuesto de manera aislada controlada con la finalidad de ser un producto comercial para las industrias agrícolas y químicas.

El trióxido de Antimonio será sometido a un proceso de extracción por solventes y electro refinación con la finalidad de obtener cátodos de antimonio de alta pureza para poder ser comercializados a la industria metalúrgica y manufactura.

Las soluciones líquidas productos del proceso de lixiviación alcalina serán sometidas a un proceso de filtrado para poder ser recirculados al circuito inicial del proceso adicionando NaOH y NaSH a las condiciones operativas.

## **CAPÍTULO V**

### **DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

En el trabajo de investigación realizado por (Ruiz, Bello, & Padilla, 2013) lograron solubilizar 94% de arsénico en un concentrado de cobre tipo enargita con 2.5% de este contaminante, a 85°C de temperatura y en un tiempo de 10 minutos de lixiviación alcalina con hidróxido y sulfuro, de sodio, para lo cual dosificó 2.5 veces más de sulfuro de sodio que el requerido estequiométricamente, demostrando que este último reactivo es determinante para la remoción del contaminante, de tal manera que empleó un exceso de este. Si bien es cierto que la investigación mencionada tiene como objetivo la remoción de arsénico desde un concentrado de cobre arsenical, difiere de nuestro trabajo, dado que el comportamiento de las especies mineralógicas a las variables de temperatura, concentración de reactivos y tiempo de lixiviación son distintas. La diferencia más notoria es la cinética violenta de la enargita para remover arsénico en un tiempo bastante corto. Por otro lado, con respecto a la concentración de reactivos, los autores emplearon mayor cantidad de sulfuro de sodio, mientras que el presente trabajo se rigió bajo los principios estequiométricos y decidió usar mayor concentración de hidróxido de sodio. Con respecto a la remoción de arsénico, al igual que el presente trabajo, lograron remover más del 90% del arsénico en el concentrado. El autor anteriormente descrito solo presentó una caracterización química mas no mineralógica.

Un trabajo de similares condiciones es el realizado por (Azañero & Gutiérrez, 2016) logrando remover 97.93% de arsénico en un concentrado de cobre tipo enargita con 5.8% de contaminante y 21.5% de cobre, mediante la lixiviación alcalina con hidróxido y sulfuro, de sodio. Los resultados descritos anteriormente los obtuvo a 86% - 37 $\mu$ , una relación molar de hidróxido/sulfuro de 3.5/1, a 90°C y en un tiempo de 4 horas. La diferencia que presenta en relación con la presente investigación es con respecto al tamaño de partícula, la cual sostiene que, para los concentrados de cobre tipo enargita, las granulometrías bastantes finas son favorables para la remoción de arsénico, así mismo el autor evidenció que el cobre también reaccionó en el proceso de lixiviación, logrando disminuir 0.13% de su ley inicial. El autor presentó solo una caracterización química.

(Awe y Sandström, 2010) investigaron la eliminación de arsénico y antimonio de un concentrado sulfuro complejo rico en cobres grises de la zona de Casapalca, cuya ley de antimonio varió entre los 5.43 y 5.78% de antimonio, y entre 1.77% a 1.87% de arsénico. La caracterización de la muestra se realizó mediante análisis Qemscan e identificaron las especies de cobre como tetraedrita con una distribución volumétrica del 30.2% y calcopirita con 13.4%, además identificaron que la galena ocupa un 19% del volumen de la muestra y la esfalerita un 20.6%. Evaluaron la remoción del arsénico y antimonio a las temperaturas de 84°C, 91°C, 98°C y 105°C, llegando a extraer 57% de antimonio y 60% de arsénico a esta última. Sostuvieron que a más de 6 horas era posible llegar a extraer la mayor cantidad de estos contaminantes, difiriendo en los resultados obtenidos en el presente artículo, ya que se demostró la reacción reversible del arsénico luego de 4 horas de lixiviación alcalina. Las evaluaciones de la concentración de los reactivos resultaron eficientes para una concentración de 1.89 M de sulfuro de sodio y 1.5 M de hidróxido de sodio, logrando solubilizar 87% de antimonio y 92% de arsénico. Así mismo la evaluación de la lixiviación de arsénico y antimonio resultaron más eficientes a granulometrías más finas, presentando también resultados diferentes en cuanto a esta variable.

El trabajo realizado por (Puga, 2014) difiere del presente trabajo, dado que dicho autor investigo una muestra con alto contenido de arsenico, cuya mineralogía indico 64% de calcopirita y 21% de cobres grises, además sostuvo que la temperatura de trabajo más eficiente fue de 90°C, realizando la mejor prueba de lixiviación alcalina con 2140 g/l de sulfuro de sodio y 71.8 g/l de hidróxido de sodio en un periodo de 10 horas, alcanzando a disolver 91.1 % de arsénico. Como se puede apreciar la remoción alcanzada por el autor mencionado es menor en un 2.69% con respecto a las pruebas más representativas que se desarrollaron, así también, la caracterización mineralógica que presentó Puga, tan solo define las distribuciones volumétricas de las principales especies que observó más no los grados de liberación y las asociaciones entre especies mineralógicas para distintos tamaños de partícula tal como se mostró en la caracterización mineralógica del presente estudio. Otra diferencia notoria es que dicho autor empleó mayor dosificación de sulfuro de sodio que hidróxido de sodio, logrando así disminuir los valores metálicos de plata en un 0.79%.

El trabajo realizado por (**Parada y otros, 2014**) presentan similares condiciones con respecto a la dosificación de los agentes lixiviantes, es decir que los autores investigaron el proceso de lixiviación alcalina con mayores dosificaciones de hidróxido de sodio que de sulfuro de sodio (3.5/1) a una temperatura casi cercana a los 100°C (95°C) logrando solubilizar casi completamente los contaminantes tipo arsénico y antimonio. Así mismo la diferencia con el trabajo mencionado radica en que el autor trabajó una muestra con alto contenido de enargita, además de eso, los autores sustentaron una solubilidad casi completa para periodos de 60 minutos, así también, evaluaron parámetros de agitación de la pulpa y densidad de la pulpa.

Los distintos autores que investigaron el tema de remoción de contaminantes mediante el proceso de lixiviación alcalina, realizaron distintas dosificaciones de agentes lixiviantes, es decir que unos usaron mayor cantidad de hidróxido que de sulfuro de sodio, y otros dosificaron mayor cantidad de sulfuro que de hidróxido, pero siempre lo necesario para cubrir la estequiometría de la reacción que demuestra que para 1 mol de sulfuro se requiere como mínimo

1 mol de hidróxido, de tal manera que para garantizar que nuestro proceso no emita gas sulfhídrico se trabajó con excesos de hidróxido de sodio. Por otro lado la mayoría de autores señalan que para partículas más finas el proceso de lixiviación alcalina se hace cada vez más eficiente, lo que no fue corroborado en esta investigación, dado que si bien es cierto mejora la remoción de contaminantes para una reducción de tamaño de 4.20% - 400 malla hasta 10% - 400 malla, para partículas de menor tamaño el proceso se hace ineficiente, de tal manera que reportaron menores remociones de arsénico y antimonio, es posible que la mineralogía de las gangas en el concentrado, que al hacerse cada vez más finas, interfieren en el proceso, de tal manera que reaccionan electroquímicamente con los agentes lixiviantes, tal y como sucede en los procesos de lixiviación con cianuro para menas auríferas.



## CAPÍTULO VI

### CONCLUSIONES

- La caracterización mineralógica del concentrado bulk fue realizado en un microscopio óptico de luz reflejada, e identificó las especies generales de cobres grises ocupando una distribución de 38.23% para una granulometría de  $[-74 \mu, + 37 \mu >$  y de 38.71% para un tamaño de  $-37\mu$ , además de otras especies arsenicales como las sulfosales de plata. Así también se identificaron especies de cobre como calcopirita, bornita y covelita, especies de plomo como galena, especies de zinc como esfalerita, y plata nativa, entre las principales especies observadas de valor comercial.
- Se determinó que para una temperatura de lixiviación alcalina de 100°C con una dosificación de hidróxido de sodio de 16.5 kg/TM, y 58.90 kg/TM de sulfuro de sodio, se logró disolver 67.31% de arsénico y 69.52% de antimonio, presentándose como la prueba más representativa con respecto a las pruebas realizadas a 25°C, 50°C y 75°C.
- Las pruebas metalúrgicas de lixiviación alcalina para evaluar el tiempo y la concentración de hidróxido de sodio y sulfuro de sodio fueron las mejores para 48 kg/TM y 13 kg/TM de los reactivos antes mencionados, para un tiempo de 4 horas de lixiviación, alcanzando a solubilizar 80.37%

de arsénico y 78.18% de antimonio. Se puede observar en las figuras 24 y 25, que después de las 4 horas de proceso, la solubilidad del arsénico decrece, posiblemente por una reacción reversible de este contaminante después de este periodo, mientras que la cinética de lixiviación de antimonio se vuelve casi constante.

- Para una granulometría de 10% menos 37 $\mu$  de un concentrado con alto contenido de cobres grises en el proceso de lixiviación alcalina, a la temperatura de 100°C, con una dosificación de 48 kg/TM de hidróxido de sodio y 13 kg/TM de sulfuro de sodio, llegaron a solubilizar 93.79% de arsénico y 96.21% de antimonio, en un tiempo de cuatro horas. Siendo esta prueba la más representativa, llegando a disminuir la ley de arsénico a 0.45%, y 0.24% de antimonio, lo que nos permite obtener un concentrado con presencia de arsénico y antimonio, dentro de los límites permisibles. Así mismo la ley de cobre en el bulk aumenta en 0.75%.
- En la remoción de arsénico, la dosificación de sulfuro de sodio contribuye en 34.23% y el hidróxido de sodio presente una influencia de 61.58%, así mismo la interacción de ambos reactivos no presenta contribución significativa, tal y como lo demuestra la tabla 30 y figura 29.
- El modelo que representa la solubilidad de arsénico en un periodo de 4 horas, para una granulometría de 10% - 400 malla, 300 rpm, relación liquido/ sólido de 2 a 1 y una temperatura de 100°C, presenta un coeficiente de correlación predictivo de 92.98% y es igual a:
 
$$\%As = 67.55 + 0.748 Na_2S - 0.651 NaOH - 0.00820 Na_2S * NaOH$$
- El análisis estadístico para la remoción de antimonio demostró que el sulfuro de sodio contribuye en un 23.90% y el hidróxido de sodio en 70.16%, así mismo la interacción de ambos reactivos no presenta algún efecto significativo, tal y como lo demuestra las tabla 33 y la figura 31.

- El modelo matemático que representa la solubilidad de antimonio bajo las condiciones anteriormente descritas presenta un coeficiente de correlación predictivo de 98.43%, y es igual a:

$$\%Sb = 64.05 + 0.9725 Na_2S - 0.6835 NaOH - 0.01498 Na_2S * NaOH$$

- El análisis de la varianza para la evaluación de la solubilidad de cobre en el proceso determinó que los agentes lixiviantes, ni la interacción de estos, presentan efecto significativo sobre este metal.

## **CAPÍTULO VII**

### **RECOMENDACIONES**

- Evaluar la contribución de las variables densidad de pulpa y velocidad de agitación en el proceso anteriormente descrito.
- Optimizar las variables del proceso de lixiviación alcalina para la remoción de arsénico y antimonio, en la unidad minera Pasto Bueno.
- Optimizar la separación de los contenidos metálicos de plomo y zinc en el bulk de cobre y determinar el desplazamiento de los contaminantes en los concentrados de plomo y zinc, mediante el proceso de flotación.
- Evaluar las alternativas de tratamientos de los licores de lixiviación con alto contenido de arsénico y antimonio.
- Replicar las pruebas de liberación del arsénico y antimonio con minerales procedentes de otras zonas del Perú.
- Realizar un estudio de microscopía electrónica para determinar con más precisión que especies de cobres grises y sulfosales de platas aportan contaminantes, así como también otros minerales que puedan aportar dichos metales, como por ejemplo la galena.
- Realizar un estudio de ingeniería de detalle para la remoción de contaminantes a partir de los concentrados metálicos, en base a las reservas del yacimiento de la unidad minera Pasto Bueno.

- Realizar estudios de lixiviación microbiana y evaluar la remoción de contaminantes para estos tipos de concentrados.
- Estudiar el proceso de flotación de separación de los valores metálicos de plomo, cobre y zinc, luego de haberse tratado mediante el proceso de lixiviación alcalina.
- En base a los resultados obtenidos se propone el desarrollo del proceso de lixiviación alcalina a escala piloto.

## CAPÍTULO VIII

### REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abed, N., & Dreisinger, D. (2002). A fundamental study of the reductive leaching of chalcopyrite using metallic iron part I: kinetic analysis. *Hydrometallurgy*, 66(1-3), 37-57. doi:[https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00079-8](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00079-8).
- Anderson, C., Twidwell, L., Robins, R., & Mills, K. (2014). Arsenic hydrometallurgy: fundamentals, technology and applications. COM MetSoc. Obtenido de [288737352\\_Arsenic\\_Hydrometallurgy\\_Fundamentals\\_Technology\\_And\\_Applications](https://www.researchgate.net/publication/288737352_Arsenic_Hydrometallurgy_Fundamentals_Technology_And_Applications).
- Awe, S. A., & Sandström, Å. (2010). Selective leaching of arsenic and antimony from a tetrahedrite rich complex sulphide concentrate using alkaline sulphide solution. *Minerals Engineering*, 23, 1227-1236. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.08.018>.
- Awe, S., & Sandström, Å. (2014). Tratamiento hidro-electrometalúrgico de un concentrado de cobre con contenido de tetraedrita. *Minería*, 439. doi:[https://www.researchgate.net/publication/261992091\\_Tratamiento\\_hidro-electrometalurgicos\\_de\\_un\\_concentrado\\_de\\_cobre\\_con\\_contenido\\_de\\_tetraedrita](https://www.researchgate.net/publication/261992091_Tratamiento_hidro-electrometalurgicos_de_un_concentrado_de_cobre_con_contenido_de_tetraedrita).

- Azañero, Á., Núñez, P., Figueroa, A., Fernández, S., Caballero, M., Chávez, X., & Valenzuela, A. (2004). Lixiviación de concentrados Pb/Ag con alto contenido de As/Sb. *Revista del Instituto de Investigación FIGMMG*, 7(14), 9-15. doi:<https://doi.org/10.15381/iigeo.v7i14.509>.
- Azañero, G., & Gutiérrez, E. (2016). Efecto de la temperatura y del tiempo de lixiviación alcalina en caliente utilizando soda cáustica (NaOH) y sulfuro de sodio (Na<sub>2</sub>S), sobre la extracción de As y el grado de concentración de Cu, Au y Ag de un concentrado de enargita (Cu<sub>3</sub>AsS<sub>4</sub>). Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo.
- Baláž, P. (2000). *Extractive Metallurgy of Activated Minerals*. Amsterdam: Elsevier.
- Baláž, P., & Achimovičová, M. (2006). Selective leaching of antimony and arsenic from mechanically activated tetrahedrite, jamesonite and enargite. *International Journal of Mineral Processing*, 81(1), 44-50. doi:<https://doi.org/10.1016/j.minpro.2006.06.004>.
- Baláž, P., Achimovičová, M., Ficeriová, J., Kammel, R., & Šepelák, V. (1998). Leaching of antimony and mercury from mechanically activated tetrahedrite Cu<sub>12</sub>Sb<sub>4</sub>S<sub>13</sub>. *Hydrometallurgy*, 47(2-3), 297-307. doi:[https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(97\)00054-6](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(97)00054-6).
- Basurco, E. (2019). Evaluación experimental de la enargita para obtener concentrados de sulfuros de cobre. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Bazan, V., Orozco, I., Brandaleze, E., & Ruarte, P. (2015). Eliminación de arsénico de concentrados de cobre. *Asociación Argentina de Materiales*, 3. Obtenido de [https://ri.conicet.gov.ar/bitstream/handle/11336/70627/CONICET\\_Digital\\_Nro.5f4e500e-6cfc-48ff-a575-a2ab5e58b933\\_A.pdf?sequence=2&isAllowed=y](https://ri.conicet.gov.ar/bitstream/handle/11336/70627/CONICET_Digital_Nro.5f4e500e-6cfc-48ff-a575-a2ab5e58b933_A.pdf?sequence=2&isAllowed=y).
- Canchaya, S. (s.f). EL MODELO GEOMETALÚRGICO STRICTO SENSU. Sociedad Geológica del Perú, Lima. Obtenido de [https://www.sgp.org.pe/wp-content/uploads/MG-11.10.17\\_Cayo-pres.pdf](https://www.sgp.org.pe/wp-content/uploads/MG-11.10.17_Cayo-pres.pdf).

- Cañola, C., Gallego, A., & Bolívar, W. (s.f.). CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA Y MINERALOGÍA DE PROCESOS APLICADA A LA MINA DE VETA "LA ESPERANZA", UBICADA EN LA VEREDA CEDEÑO PARTE ALTA DEL MUNICIPIO DE TÁMESIS, ANTIOQUIA. *Revista Colombiana de Materiales*, 54-68. Obtenido de <https://revistas.udea.edu.co/index.php/materiales/article/download/22874/18845/87138>.
- Chirif, L. (2010). *Microscopía Óptica de Minerales*. INGEMMET, Lima.
- Curreli, L., Ghiani, M., Surracco, M., & Orrù, G. (2005). Beneficiation of a gold bearing enargite ore by flotation and As leaching with Na-hypochlorite. *Minerals Engineering*, 18(8), 849-854. doi:10.1016/j.mineng.2005.01.023.
- Delfini, M., Ferrini, M., Manni, A., Massacci, P., & Piga, L. (2003). Arsenic leaching by Na<sub>2</sub>S to decontaminate tailings coming from colemanite processing. *Minerals Engineering*, 16(1), 45-50. doi:10.1016/S0892-6875(02)00262-5.
- Espinoza, L. A., Iriarte, G., Espinoza, L. O., Gutarra, R., Herrera, M., Zamalloa, J., Torres, J. (2021). Importancia de la mineralogía en la geometalurgia: aplicación en Perú. *Revista del Instituto de investigación de la Facultad de minas, metalurgia y ciencias geográficas*, 24. Obtenido de <https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/21707/17494>.
- Filippou, D., St-Germain, P., & Grammatikopoulos, T. (2007). Recovery of metal values from copper-arsenic minerals and other related resources. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 28(4), 247-298. doi:<https://doi.org/10.1080/08827500601013009>.
- Giron, L. (2007). *Yacimientos minerales de antimonio, geología, clasificación, estudio económico y aplicaciones*. Universidad Nacional Autónoma de México, México D.F.
- Habashi, F., & Toor, T. (1979). Aqueous oxidation of chalcopyrite in hydrochloric acid. *Metallurgical Transactions B*, 10, 49-56. doi:<https://doi.org/10.1007/BF02653971>.

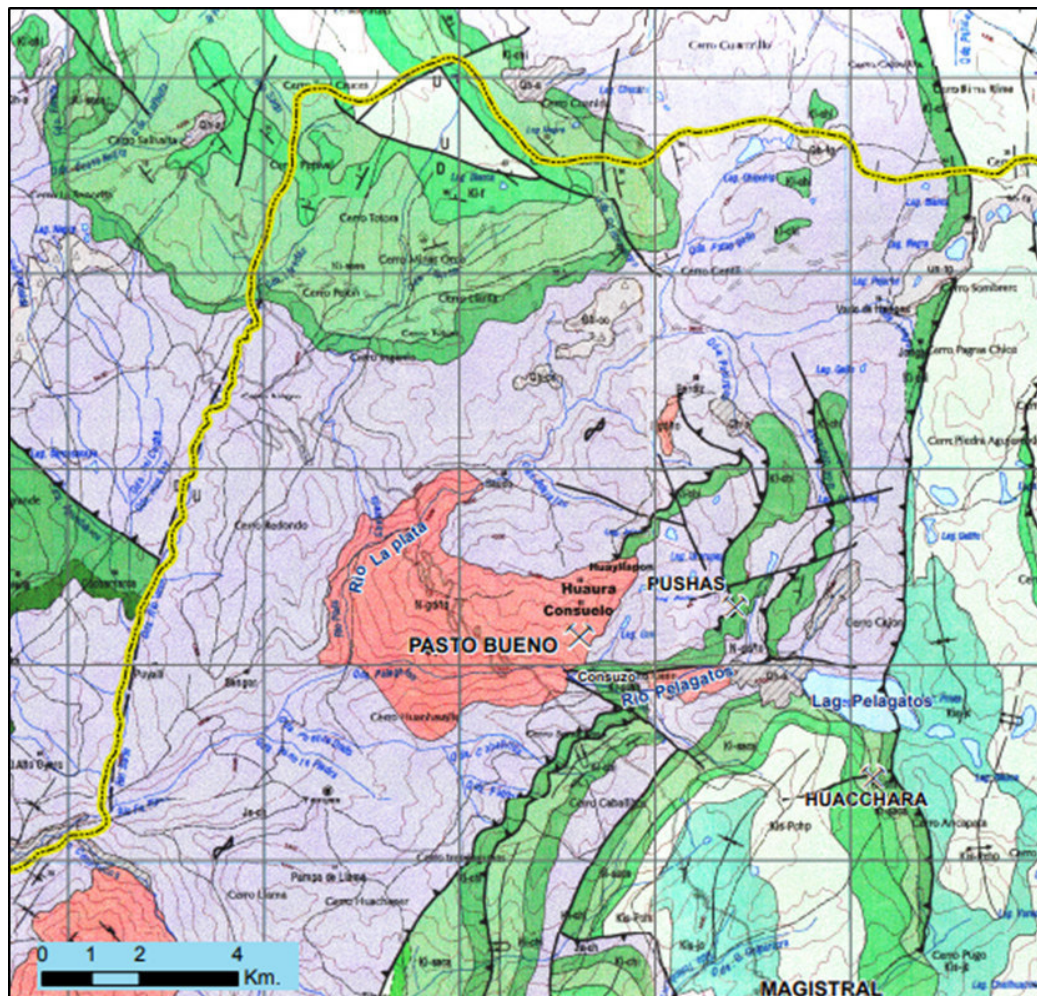


- Kapera, K., & Koleżyński, A. (2022). First-principles study of structural disorder, site preference, chemical bonding and transport properties of Mg-doped tetrahedrite. *Computational Materials Science*, 213. doi:<https://doi.org/10.1016/j.commatsci.2022.111681>.
- Landa, L. (2018). Evaluación de la flotación del mineral de cobre para reducir el contenido de arsénico en concentrados de cobre en la compañía minera Casapalca – Unidad Americana. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco.
- Lane, D., Cook, N., Grano, S., & Ehring, K. (2016). Selective leaching of penalty elements from copper concentrates: A review. *Minerals Engineering*, 98, 110-121. doi:[doi.org/10.1016/j.mineng.2016.08.006](https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.08.006).
- Lattanzi, P., Da Pelo, S., Musu, E., Atzei, D., Elsener, B., Fantauzzi, M., & Rossi, A. (2008). Enargite oxidation: A review. *Earth-Science Reviews*, 86(1-4), 62-68. doi:<https://doi.org/10.1016/j.earscirev.2007.07.006>.
- Lillo, J. (2008). Peligros geoquímicos: arsénico de origen natural en las aguas.
- Lillo, J. (2010). Peligros geoquímicos: arsénico de origen natural en las aguas. Documentos, Grupo de Estudios en Minería & Medioambiente, Almadén - La Serena - Madrid.
- Llenera, J. (2017). Eliminación de arsénico desde concentrados de cobre, en minera Nazca - Perú. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Long, G., Peng, Y. P., & Bradshaw, D. (2012). A review of copper–arsenic mineral removal from copper concentrates. *Minerals Engineering*, 23, 179-186. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.03.032>.
- Lovera, D. (1999). Investigaciones hidrometalúrgicas de tecnologías limpias. REVISTA DEL INSTITUTO DE INVESTIGACIÓN DE LA FACULTAD DE GEOLOGÍA, MINAS, METALURGIA Y CIENCIAS GEOGRAFICAS. Obtenido de [https://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v02\\_n3/investigaciones.htm](https://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v02_n3/investigaciones.htm).

- Meiner, K., Weigelt, A., Charitos, A., Stelter, M., Wrobel, M., & Hammerschmidt, J. (2022). Alkaline Sulfide Leaching and Partial Roasting for Treatment of As-rich Concentrates. *World of Metallurgy - ERZMETALL*, 75(2), 100-108.
- Mizoguchi, T., & Habashi, F. (1981). The aqueous oxidation of complex sulfide concentrates in hydrochloric acid. *International Journal of Mineral Processing*, 8(2), 177-193. doi:[https://doi.org/10.1016/0301-7516\(81\)90036-3](https://doi.org/10.1016/0301-7516(81)90036-3).
- Parada, F., Jeffrey, M., & Asselin, E. (2014). Leaching kinetics of enargite in alkaline sodium sulphide solutions. *Hydrometallurgy*, 146, 48-58. doi:[10.1016/j.hydromet.2014.03.003](https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2014.03.003).
- Puga, E. (2014). Lixiviación alcalina de arsénico contenido en el mineral cobre gris presnete en concentrados de cobre del Centro del Perú. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Callao, Callao.
- Quispe, W. (2015). Estudio Geológico y evaluación de recursos de la mineralización de tungsteno en el yacimiento de la unidad minera Pasto Bueno, provincia de Pallasca, Región Áncash. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna. Obtenido de <http://repositorio.unjbg.edu.pe/handle/UNJBG/2820>.
- Rubio, A. (2015). Estudio mecanístico de la lixiviación selectiva de arsénico en concentrados de cobre enargíticos. Tesis de licenciatura, Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Ruiz, M., Bello, R., & Padilla, R. (2013). Remoción de arsénico desde concentrados de cobre que contienen enargita. *Rev. Met. UTO*(33), 16-20. Obtenido de [http://www.revistasbolivianas.ciencia.bo/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S2078-55932013000200003&lng=es&nrm=iso](http://www.revistasbolivianas.ciencia.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2078-55932013000200003&lng=es&nrm=iso).
- Ruiz, M., Daroch, F., & Padilla, R. (2015). Digestion kinetics of arsenic removal from enargite-tennantite concentrates. *Minerals Engineering*, 79, 47-53. doi:[10.1016/j.mineng.2015.05.004](https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.05.004).

- Smedley, P., & Kinniburgh, D. (2002). A review of the source, behaviour and distribution of arsenic in natural waters. *Applied Geochemistry*, 17(5), 517-568. doi:[https://doi.org/10.1016/S0883-2927\(02\)00018-5](https://doi.org/10.1016/S0883-2927(02)00018-5).
- Tabares, L. (2020). Caracterización mineralógica y química orientada a geometalurgia de los depósitos auríferos de un sector del Distrito Minero de La Llanada – Departamento de Nariño (Colombia). Tesis de posgrado, Universidad Nacional de Colombia, Bogotá. Obtenido de file:///C:/Users/ELIZA/Desktop/caracterizacion%20de%20oro.pdf.
- Tongamp, W., Takasaki, Y., & Shibayama, A. (2009). Arsenic removal from copper ores and concentrates through alkaline leaching in NaHS media. *Hydrometallurgy*, 98, 213-218. doi:<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2009.04.020>.
- Torrise, C. (2001). Leaching of fluorine bearing minerals from lead and zinc concentrates. *Minerals Engineering*, 14(12), 1637-1648. doi:[https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(01\)00182-0](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(01)00182-0).
- Tungpalan, K., Wightman, E., Keeney, L., & Manlapig, E. (2021). A geometallurgical approach for predicting separation performance. *Minerals Engineering*, 171. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107065>.
- Xue-Yia, G., Yu, Y., Jing, S., & Qing-Hua, T. (2016). Leaching behavior of metals from high-arsenic dust by NaOH-Na<sub>2</sub>S alkaline leaching. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition)*, 26(2), 575-580. doi:[10.1016/S1003-6326\(16\)64118-3](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(16)64118-3).
- Zhao, Y., Zhao, H., Abashina, T., & Vainshtein, M. (2021). Review on arsenic removal from sulfide minerals: An emphasis on enargite and arsenopyrite. *Minerals Engineering*, 172(107133). doi:[doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107133](https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107133).
- Znamenácková, I., Dolinská, S., Hredzák, S., & Cablík, V. (2021). Effect of Microwave Pretreatment on Leaching of Tetrahedrite. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 906(1). doi:[10.1088/1755-1315/906/1/012111](https://doi.org/10.1088/1755-1315/906/1/012111).

# ANEXOS



**LEYENDA**

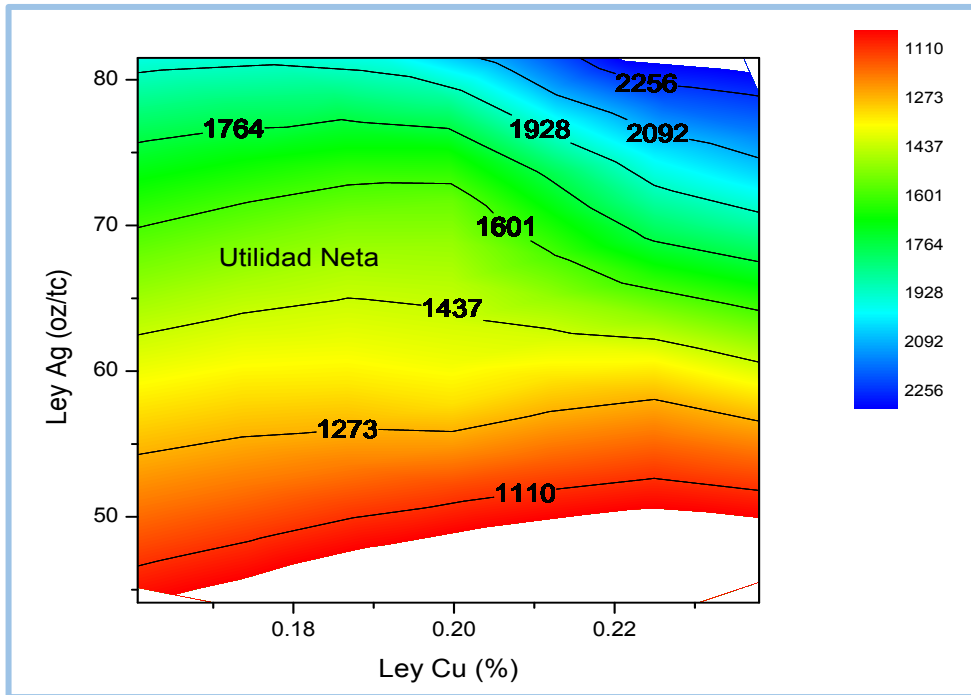
	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS	
MESOZOICA	CRETACEO	Superior	Fm. Jumasha, Celendin	
			Fm. Pariahuanca, Chulec, Parialambo	
		Inferior	Fm. Farral	
			Fm. Santa Carhuaz	
			Fm. Chimu Fm. Oyon	
JURASICO	Superior	Fm. Chicama		
TRIASICO				

	SISTEMA	SERIE	UNIDADES LITOESTRATIGRAFICAS	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depositos Fluviales	
			Depositos Aluviales	
			Depositos Coluviales	
NEOGENO		Diámito angular Granodiorita Tonalitas		
PALEOGENO		Andesita Diámito angular		

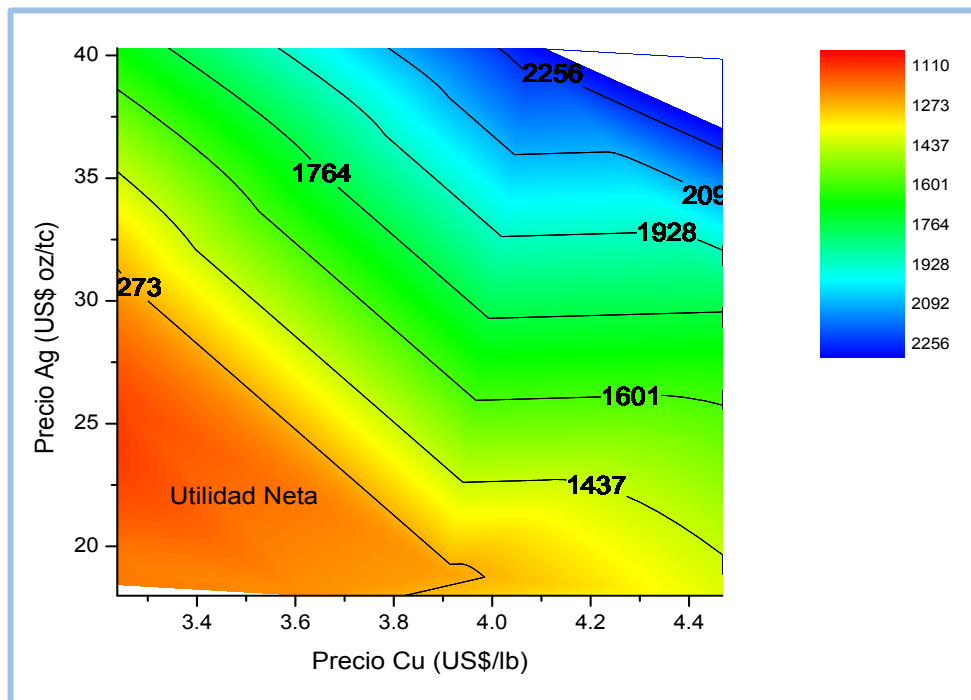
**SIMBOLOGIA**

	Rumbo y buzamiento de estratos		Eje de sinclinal
	Rumbo y buzamiento de estratos invertidos		Falla Normal
	Rumbo e inclinación de esquistocidad		Falla inferida
	Rumbo fotointerpretado de estratos con buzamiento suave		Lineamiento
	Contacto geológico		Sobrescurrimiento
	Contacto geológico inferido		Carretera asfaltada
	Eje de sinclinal acostado		Carretera afirmada
	Eje de anticlinal		Carretero carrozable

Figura 37 Plano de la unidad minera Pasto Bueno



**Figura 38** Variación de calidad de concentrado vs precio LME (2012) (Ley Au vs Cu)



**Figura 39** Variación de calidad de concentrado vs precio LME (2012) (Precio Ag vs Cu)