



Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables

Carrera de Ingeniería en Minas

Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector Balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro.

Trabajo de Integración
Curricular previo a la
obtención del título de
Ingeniera en Minas

AUTORA:

Nadia Elizabeth Calderon Jaramillo

DIRECTOR:

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, PhD.

Loja – Ecuador

2023

Certificación

Loja, 30 de marzo de 2023

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector Balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro**, previo a la obtención del título de **Ingeniera en Minas**, de la autoría de la estudiante **Nadia Elizabeth Calderón Jaramillo**, con **cédula de identidad N° 1900847748**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR

Autoría

Yo, **Nadia Elizabeth Calderon Jaramillo**, declaro ser autora del presente Trabajo de Integración Curricular y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos, de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.

Firma:

Cédula de identidad: 1900847748

Fecha: 30/03/2023

Correo electrónico: nadia.calderon@unl.edu.ec

Teléfono: 0986305000

Carta de autorización del Trabajo de Integración Curricular por parte de la autora para la consulta de producción parcial o total, y publicación electrónica del texto completo.

Yo, **Nadia Elizabeth Calderón Jaramillo**, declaro ser autora del Trabajo de Integración Curricular denominado: **Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro**, como requisito para optar por el título de **Ingeniera en Minas**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional. Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

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

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los treinta días del mes de marzo de dos mil veintitrés.

Firma:

Cédula de identidad: 1900847748

Dirección: Centinela del Cóndor, Zamora Chinchipe, Ecuador.

Correo electrónico: nadia.calderon@unl.edu.ec

Teléfono: 0986305000

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Integración Curricular: Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío, PhD

Dedicatoria

Dedicado a mis padres José y Nely quienes han sido mi principal apoyo y motor en mi vida estudiantil y personal, a mis hermanos Manuel, Mayco y Jhon, a mis amigos Dayana, Kiara, Soledad, Valeria y Christopher, a mis incondicionales compañeras Doménica y Yuleysi como también a mi pareja Anderson que me ayudó y motivó en los días más complicados.

Nadia Elizabeth Calderón Jaramillo

Agradecimiento

Mención especial al Ing. Elmar Torpoco, quien fue un pilar fundamental en el desarrollo del presente Trabajo de Integración Curricular ya que con su grandioso ingenio analizamos cada detalle importante para la optimización, como también al Ing. Geovanny Zambrano que con sus conocimientos se completó los datos técnicos de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A agradeciendo también a la empresa mencionada que abrió sus puertas y con toda su disponibilidad me ayudó en gran medida.

A mi paciente director del Trabajo de Integración Curricular Ing. Michael Valarezo quien con sus conocimientos y experiencia me ayudo guiarme en cada fase de este trabajo para poder materializar mi sueño.

A los docentes de la carrera de Ingeniería en Minas en especial a cada uno que permitió forjar mis conocimientos desde mi primer ciclo académico.

A las autoridades que en su momento dedicaron su tiempo en la apertura esta carrera y me permitieron formar parte de la primera promoción que ofertaron, llevando siempre con orgullo a la querida Alma Mater UNL.

Nadia Elizabeth Calderón Jaramillo

Índice de contenidos

Portada	i
Certificación	ii
Autoría	iii
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos	vii
Índice de Tablas:	ix
Índice de Figuras:	x
Índice de Anexos:.....	xi
1. Título	1
2. Resumen	2
2.1. Abstract	4
3. Introducción	6
4. Marco teórico	8
4.1. Plantas de Tratamiento y Beneficio de minerales	8
4.2. Molienda	8
4.2.1. Molienda convencional.....	8
4.2.2. Molino a bolas	8
4.2.3. Variables tecnológicas de molienda	9
4.2.4. Análisis granulométricos	10
4.2.5. Grado óptimo de molienda	10
4.2.6. Circuitos de molienda.....	11
4.3. Flotación	11
4.3.1. Químicos de flotación.....	11
4.4. Análisis metalúrgicos.....	12
4.4.1. Elemento plata	14
4.4.2. Técnicas de muestreo.....	15
4.4.3. Propiedades mineralógicas	16
4.4.4. Propiedades petrográficas.....	17
4.4.5. Propiedades físico-mecánicas de las rocas	18
4.5. Costos de operación	18
5. Metodología	19
5.1. Área de estudio	19
5.1.1. Ubicación.....	19
5.1.2. Acceso	20
5.2. Materiales.....	21
5.3. Procedimiento	22
5.3.1. Metodología para el primer objetivo:	22
5.3.2. Metodología para el segundo objetivo.....	28
5.3.3. Metodología para el tercer objetivo.....	33
6. Resultados	38
6.1. Resultados del primer objetivo:	38
6.1.1. Descripción de la zona de estudio	38
6.2. Resultados para el segundo objetivo.....	45
6.2.1. Ubicación del Proyecto Guabisay.....	45

6.2.2.	Caracterización del mineral y roca	46
6.2.3.	Resultados para el tercer objetivo.....	53
7.	Discusión	55
8.	Conclusiones	58
9.	Recomendaciones	60
10.	Bibliografía	62
11.	Anexos	65

Índice de Tablas:

Tabla 1. Tipos de rocas.....	17
Tabla 2. Coordenadas UTM (PSDAD-56).....	20
Tabla 3. Rutas.....	21
Tabla 4. Materiales.....	21
Tabla 5. Químicos utilizados en el proceso de molienda.....	27
Tabla 6. Costos.....	37
Tabla 7. Químicos utilizados en el proceso de molienda y flotación.....	44
Tabla 8. Balance metalúrgico.....	44
Tabla 9. Acceso al proyecto Guabisay.....	45
Tabla 10. Recuperación de los elementos Au, Ag y Cu en las pruebas flotación.....	53

Índice de Figuras:

Figura 1. Tipos de molienda y molinos.....	8
Figura 2. Molino de bolas de descarga por rebose.....	9
Figura 3. Molino de bolas por parrilla o diafragma.....	9
Figura 4. Molino de bolas por parrilla o diafragma.....	11
Figura 5. Molino de bolas por parrilla o diafragma.....	13
Figura 6. Muestreo a partir de material ya extraído.....	16
Figura 7. Ubicación de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.....	19
Figura 8. a) Ruta desde Catamayo- El Cisne-Portovelo b) Ruta Machala-Portovelo.....	20
Figura 9. Ruta desde el cantón Portovelo hasta la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.....	21
Figura 10. Determinación del Work Index Operacional.....	24
Figura 11. a) Muestreo P80 Molino 1 b) Muestreo P80 Remolienda.....	26
Figura 12. Esquema de Balance de masa.....	27
Figura 13. Muestreo apertura de pilas.....	29
Figura 14. Cuarteador de dos porciones.....	29
Figura 15. Ensayo de densidad.....	31
Figura 15. Ensayo de densidad.....	31
Figura 17. a) Toma de muestra b) condicionamiento de la muestra.....	31
Figura 18. a) Cortado de muestra b) Cubos finales.....	32
Figura 19. a) Cortado de muestra b) Cubos finales.....	32
Figura 20. a) Ensayo de compresión simple b) Cubos luego del ensayo.....	33
Figura 21. a) Pesado de la muestra b) Tamizaje malla 10.....	34
Figura 21. a) Muestras codificadas b) Molino de laboratorio.....	34
Figura 23. Secado de las muestras de molienda.....	35
Figura 24. Reactivos utilizados en molienda-flotación.....	36
Figura 25. a) Prueba de flotación b) Concentrado recuperado en el proceso.....	36
Figura 26. Esquema de la pila de stock con tolva de gruesos y cinta transportadora.....	38
Figura 27. a) Piscina de tratamiento del agua. b) Relavera nueva y lago.....	39
Figura 28. a) Esquema trituración b) Segundo punto de stock.....	40
Figura 29. Molinos de bolas.....	41
Figura 30. a) Concentrador Knelson b) Hidrociclones.....	42
Figura 31. a) Celda tipo Serrano b) Celdas tipo Denver c) Dosificador de Cal.....	42
Figura 32. a) Espesador b) Filtro prensa.....	43
Figura 33. Complejo de Brechas Pipe de Cuarzo-Turmalina” con mineralización de Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu).	46
Figura 34. Geología local del proyecto Guabisay.....	47
Figura 35. Partícula entrelazada de electrum (el) con la ganga (GGs) y partículas libres de calcopirita (cp) y de gangas (GGs). 500X.....	48
Figura 36. Partículas libres de calcopirita (cp), de molibdenita (mb), de tennantita (tn) y de piritita (py); partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la hematita (hm), de calcopirita (cp) con la tennantita (tn) con la enargita (en) y con la piritita (py). 200X.....	49
Figura 37. Partículas libres de electrum (el), de piritita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de rutilo (rt) con la ganga (GGs). 200X.....	51
Figura 38. Resistencia a la compresión simple muestra 1.....	52
Figura 39. Resistencia a la compresión simple muestra 2.....	52

Índice de Anexos:

Anexo 1. Descripción del proceso molienda-flotación.....	65
Anexo 2. Topografía de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A	73
Anexo 3. Cálculo de variables tecnológicas	74
Anexo 4. Consumo energético por campos	81
Anexo 5. flujograma de la planta	82
Anexo 6. Balances de masa y metalúrgicos	83
Anexo 7. Análisis mineralógico de tres muestras de productos metalúrgicos sobre tres secciones pulidas caso de estudio proyecto Guabisay.	84
Anexo 8. Tamizaje	100
Anexo 9. Ensayos de molienda y flotación.....	105
Anexo 10. Valoración técnica-económica	107
Anexo 11. Comparación de datos de funcionamiento actual vs catalogo en los procesos de trituración y molienda.....	110
Anexo 12. Certificación de traducción del resumen	111

1. Título

Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector Balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro.

2. Resumen

El presente Trabajo de Integración Curricular denominado “Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector Balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro”, fue desarrollado mediante un estudio detallado tanto en la fase de preparación mecánica como en la fase de beneficio, donde se realizó análisis de tiempo óptimo de molienda, grado y volumen de liberación mediante el método de microscopía óptica polarizante de luz reflejada, sobre las briquetas pulidas para mineral de cabeza, concentrado y relave, pruebas de flotación donde se hizo dos etapas de acondicionamiento de la pulpa determinando cantidad de reactivos necesarios para obtener una mejor recuperación del elemento plata.

Se describió la maquinaria y equipos que intervienen en el proceso tanto trituración, molienda y flotación donde se calculó los volúmenes geométricos de tolvas, tamaños de alimentación y descarga de tres trituradoras de mandíbulas como también de dos molinos a bolas, cálculo de potencia, Energía de Bond y demás variables tecnológicas que permitieron conocer a detalle la situación actual del proyecto de estudio, todo el proceso se esquematizó gracias al levantamiento topográfico realizando mediante un vuelo de dron de 10 hectáreas y finalmente, se obtuvo el flujograma de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.

Se realizó el estudio mineralógico del material determinando que se trata de un yacimiento del tipo “Complejo de Brechas Pipe de Cuarzo-Turmalina” con mineralización de Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu), este mineral es extraído del proyecto Guabisay, que se encuentra ubicado al Suroeste del Ecuador, cantón de Pucará, provincia del Azuay, aproximadamente a 4 km del poblado Cerro Negro y al este del Rio San Martín.

Se realizaron cuatro ensayos para el cálculo de tiempo óptimo de molienda en el laboratorio de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A donde se determinó los siguientes tiempos con sus respectivas mallas pasante de -200, tiempo de 10 min con un peso de 560.9 gr un 56.09%, para un tiempo de 12 min con un peso de 611.22 gr se tiene a una malla de -200 a 61.12%, en un tiempo de 15 min con un peso de 655.5 gr se tiene a una malla de -200 a 65.5% y en el tiempo de 19 min con un peso de 819.8 gr se tiene una malla de -200 a 81.9%.

En el proceso de flotación se realizó 4 pruebas, de las cuales en la prueba M3, con un tiempo de 15 min de molienda, se liberó el material a 65.5% -200 mallas, donde se recuperó el

elemento Ag en un 72.09%, el mineral tuvo una ley de cabeza de 20.56 gr/ton, en la primera etapa de flotación se obtuvo un concentrado con 35 gr con una ley de 425.25 gr/ton, en la segunda etapa generó un concentrado medio de 27 gr con una ley de Ag 28.63 gr/ton y finalmente el relave de 938 gr con una ley de 5.32 gr/ton, este proceso se realizó en dos etapas de flotación, en la primera se controló el pH a 8 y en la segunda el 7pH a 11. Permitiendo de esta manera una mayor recuperación del elemento plata con una relación de concentración de 28.5 a 1.

Palabras Claves: Molienda-flotación, plantas de tratamiento, beneficio de minerales molinos de bolas

2.1. Abstract

The present work of Curricular Integration called "Optimization of the mineral milling-flotation process, through the metallurgical analysis of the silver element in the Ecoluxen S.A. beneficiation plant located in the Balsones sector, canton of Portovelo, province of El Oro." It developed through a detailed study both in the mechanical preparation phase and in the beneficiation phase, where analysis of optimum grinding time, degree and volume of liberation was carried out using the polarizing optical microscopy method of reflected light, on the polished briquettes for head ore, concentrate and tailings, flotation tests where two stages of conditioning of the pulp were carried out to determine the number of reagents necessary to obtain a better recovery of the silver element.

The machinery and equipment involved in the crushing, grinding, and flotation process were described, where the geometric volumes of hoppers, feed and discharge sizes of three jaw crushers as well as two ball mills were calculated, power calculation, Bond energy and other technological variables that allowed to know in detail the current situation of the study project, the entire process was schematized thanks to the topographic survey made by a drone flight of 10 hectares and finally, the flow diagram of the plant of Beneficio Ecoluxen S.A.

The mineralogical study of the material determined that it is a deposit of the type "Quartz-Tourmaline Pipe Breccia Complex" with gold (Au), silver (Ag), and copper (Cu) mineralization. This mineral is extracted from the Guabisay project, which is located in the southwest of Ecuador, in the canton of Pucará, province of Azuay, approximately 4 km from the town of Cerro Negro and east of the San Martín River.

Four tests were carried out to calculate the optimum grinding time in the laboratory of Beneficio Ecoluxen S.A plant, where the following times were determined with their respective meshes passing through -200, time of 10 min with a weight of 560.9 gr a 56.09%, for a time of 12 min with a weight of 611.22 gr, it has a mesh of -200 at 61.12%, in a time of 15 min with a weight of 655.5 gr it has a mesh of -200 at 65.5% and in the time of 19 min with a weight of 819.8 gr it has a mesh of -200 at 81.9%.

In the flotation process 4 tests were carried out, of which in the M3 test, with a grinding time of 15 min, the material was liberated at 65.5% -200 meshes, where the Ag element was recovered in 72.09%, the mineral had a head grade of 20.56 gr/ton, in the first stage of flotation a

concentrate was obtained with 35 gr with a grade of 425. 25 gr/ton, in the second stage, generated an average concentrate of 27 gr with an Ag grade of 28.63 gr/ton and finally the tailing of 938 gr with a grade of 5.32 gr/ton, this process was carried out in two stages of flotation, in the first one the pH was controlled at 8 and in the second one the 7pH at 11, allowing in this way a higher recovery of the silver element with a concentration ratio of 28.5 to 1.

Keywords: Grinding-flotation, treatment plants, mineral benefit ball mills

3. Introducción

Dentro del Procesamiento Mecánico y Beneficio de minerales se reconoce la indispensabilidad de obtener los minerales, ya que estos procesos nos permite recuperar los minerales de interés, según lo establecido por el Ser Servicio Geológico Mexicano (2017) en la naturaleza son muy escasos los metales puros o nativos por lo que ocasionalmente se hallan concentraciones y es ahí “Donde los países deben convertir estas concentraciones en riqueza minera aprovechando esta oportunidad de desarrollo” (Espinosa et al., 2016, p. 12).

En Ecuador existen 179 plantas de procesamiento de material minero, según el Ministerio de Energía, en El Oro y en Azuay hay 117 plantas que procesan material externo, la mayoría de las que están en funcionamiento en el país. (Tapia, 2022) La mayoría estas plantas trabajan con tonelajes promedio de 120 a 150 toneladas al día, con recuperación medianamente buenas, aunque se conoce que ningún proceso es eficiente al 100%, en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A tienden a acercarse a un rango alto con un procesamiento de 720 toneladas al día.

El Tratamiento y Beneficio de minerales busca recuperar la mayor cantidad posible de mineral haciendo uso de técnicas limpias que permitan un aprovechamiento sustentable, gracias ello actualmente en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. se encuentra interesada en la recuperación del elemento Plata ya que su recuperación se encuentra en un promedio de 48%.

Expuesto lo anterior, el presente trabajo de Integración Curricular sobre “Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro” permitirá aumentar la recuperación del elemento Plata considerando los procesos también de Preparación Mecánica como de Beneficio. Se analizará tiempos de moliendas, tamaños de alimentación tanto de trituradoras y molinos mediante ensayos de tamizajes, grado de liberación, cantidad de reactivos a nivel de laboratorio.

La planta de Beneficio Ecoluxen S.A cuenta con maquinaria a nivel de laboratorios como es el caso de dos trituradoras, dos cuarteadores, un pulverizador, un molino de bolas, un equipo para flotación de celdas Denver, hornos donde se realiza la copelación para cuantificar leyes de Oro y Plata, equipo de tamizaje, espectrofotómetro de absorción atómica. Todas estas facilidades permitirán analizar la variante de recuperación del elemento Plata, que será contrastado con la recuperación actual en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A

Para el desarrollo del presente trabajo, se plantearon los siguientes objetivos:

Objetivos:

Objetivo General

- Optimizar el proceso de molienda-flotación de minerales mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta Ecoluxen S.A. ubicada en el cantón Portovelo, provincia de El Oro.

Objetivos Específicos

- Analizar los procesos de conminución y beneficio de los minerales que se procesan en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A.
- Caracterizar las propiedades metalúrgicas, físico-mecánicas del elemento plata que se procesa en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A.
- Establecer la variante de recuperación del elemento plata mediante la optimización de los procesos de molienda y beneficio basado en el análisis metalúrgico.

4. Marco teórico

4.1. Plantas de Tratamiento y Beneficio de minerales

Las plantas de Tratamiento y Beneficio se caracterizan por tratar al mineral de las menas extraídas desde las labores mineras, a través de un conjunto de operaciones unitarias físico-mecánicas, que tienen como fin, mediante un proceso de separación sólido-sólido o concentración sin destruir la identidad química de los minerales (Linares Gutiérrez, 2021, p. 7). Siendo un conjunto de equipos con distintas características que acoplados permiten la conminución y beneficio de los minerales de interés.

4.2. Molienda

Según Portal Minero (2016) el proceso de molienda se da luego del chancado, se continúa reduciendo el tamaño de las partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría máxima de 180 micrones (0,18 mm), la que permite finalmente la liberación de la mayor parte de los minerales de metálicos en forma de partículas individuales recuperables por flotación. (p. 126)

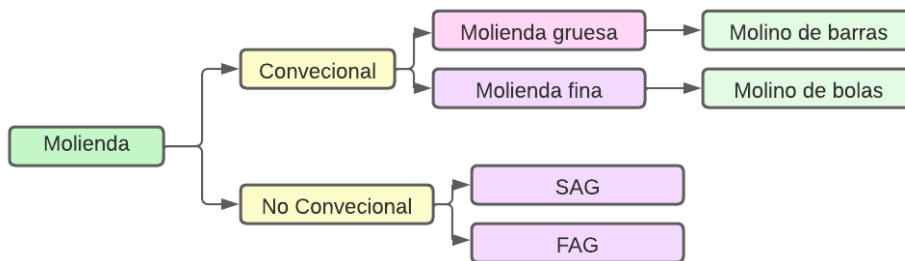


Figura 1: Tipos de molienda y molinos

Nota. Realizado por Nadia Calderón, tomado de (Blanco, 2014)

4.2.1. Molienda convencional

A pesar de su reconocida ineficiencia energética frente a lo que hoy día se conoce, los molinos de bolas, que operan en circuito cerrado con clasificadores hidráulicos, han sido la alternativa tecnológica tradicionalmente seleccionada para la molienda fina de minerales, sea en etapas únicas o múltiples, integrados con molinos de barras o molinos SAG. (Portal Minero, 2006)

4.2.2. Molino a bolas

Se conocen con este nombre porque utilizan bolas de acero como medios de molienda, puesto que ellas tienen mayor área superficial por unidad de peso y son más apropiadas para el acabado fino del producto molido. En estos molinos, la relación de longitud a diámetro es de 1,5

a 1,0 y aún menor. Se utilizan en las últimas etapas de molienda, generalmente cuando se desea obtener un producto de granulometría intermedia (P80 entre 0,5 mm y 0,075 mm) o un producto más fino (P80 < 0,075 mm) (Linares Gutiérrez, 2021).

4.2.2.1. Molinos de bolas de descarga por reboso. Aquí la pulpa conteniendo al mineral molido descarga por simple rebalse. En la boca de descarga lleva un espiral con entrada hacia adentro, el cual evita la salida de las bolas que aún conservan el tamaño mínimo de la carga de bolas (Linares Gutiérrez, 2021).

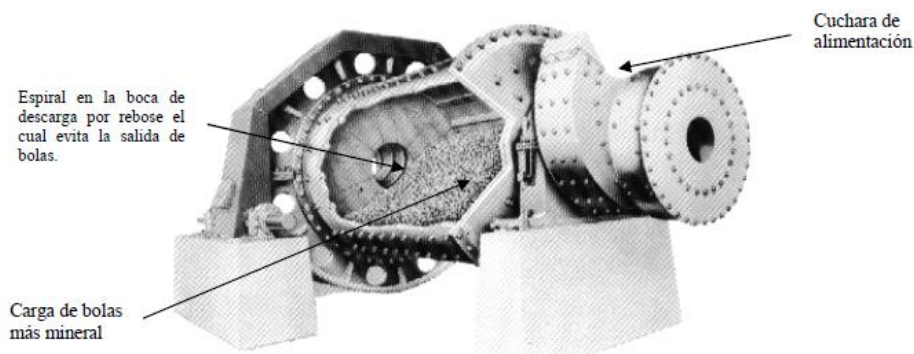


Figura 2: Molino de bolas de descarga por reboso
Nota.(Linares Gutiérrez, 2021)

4.2.2.2. Molinos de bolas de descarga por parrilla o diafragma. Estos molinos presentan una parrilla en el extremo cercano a la boca de descarga, de manera tal que el mineral molido es levantado y evacuado por este dispositivo, evitándose su sobremolienda. (Linares Gutiérrez, 2021)

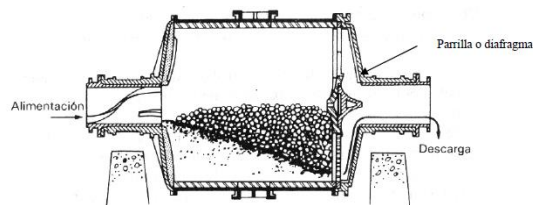


Figura 3: Molino de bolas por parrilla o diafragma
Nota.(Linares Gutiérrez, 2021)

4.2.3. Variables tecnológicas de molienda

Existen una serie de parámetros que influyen dentro del proceso de molienda de minerales, los mismos se describen a continuación:

4.2.3.1. Velocidad crítica (rpm). Es una magnitud característica de un molino, que depende exclusivamente de su diámetro interior entre forros. (Linares Gutiérrez, 2021)

4.2.3.2. Tamaño de los medios de molienda. Como resultado del desgaste, todos los molinos contienen un intervalo de tamaños de los medios al que se conoce como carga molturante. En forma regular es necesario agregar medio de reposición, del tamaño más grande en su mayoría, y la necesidad la determina la disminución del consumo de energía del molino. El tamaño del medio de reposición condiciona el tamaño medio de la carga, y este a su vez el tamaño medio de las partículas en proceso de molienda. (Blanco, 2014)

4.2.3.3. Consumo energético en molienda. El consumo de energía en molienda se cuantifica a través del índice de trabajo (Linares Gutiérrez, 2021).

- **Régimen de cascada:** A velocidades relativamente bajas, los medios de molienda tienden a rodar hacia el pie del molino y la conminución que ocurre es principalmente abrasiva conociéndose como caída en cascada, produciendo una molienda más fina.
- **Régimen de catarata:** A velocidades mayores los cuerpos de molienda son proyectados sobre la carga para describir una serie de parábolas antes de aterrizar en el “pie” de la carga, esta caída en catara produce conminución por impacto y un producto más grueso con menos desgaste del revestimiento.

4.2.4. Análisis granulométricos

El análisis granulométrico son ensayos que se basan en la utilización de tamices, caracterizándose porque el material entre dos tamices consecutivos tiene un tamaño menor a la malla superior y un tamaño mayor a la malla inferior o tamiz siguiente por lo que la muestra queda atrapada entre ellos. (Blanco, 2014, p. 226)

4.2.5. Grado óptimo de molienda

Corresponde al mayor tamaño comercial posible que permite separar los distintos componentes minerales que conforman el yacimiento. Normalmente se refiere al tamaño correspondiente para la liberación de la mena principal y en su caso de los subproductos. Este grado de liberación se puede medir por un parámetro que indica el porcentaje de la muestra que se encuentra o tiene con una ley determinada. (Blanco, 2014, p. 6)

4.2.6. Circuitos de molienda

Según Blanco (2014) los circuitos de fragmentación son combinaciones de equipos, básicamente un clasificador y un fragmentador a los que se introduce la alimentación y se descarga el producto.

4.2.6.1. Circuito Cerrado. La característica básica de estos circuitos es la existencia de un flujo de material entre el clasificador y el fragmentador, que circula a través de ellos en un circuito de ida y retorno, un sistema de circulación interno cerrado, produciendo una carga circulante entre ambos equipos. Se emplean de forma generalizada en molienda y en algunas ocasiones en trituración.(Blanco, 2014)

4.2.6.2. Circuito Abierto. Se caracterizan por una alimentación directa y una salida y están formados por un fragmentador sólo o un fragmentador y un clasificador con un funcionamiento sin recirculación. Se emplea en trituración primaria y pocas veces en secundaria (Blanco, 2014).

4.3.Flotación

Flotación se define como un proceso físico-químico mediante el cual se produce la separación de los minerales sulfurados del metal a recuperar del resto de los minerales y especies que componen la mayor parte de la roca original, contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida representa las materias a separar, la fase líquida es el medio para dichas separaciones y la fase gaseosa generalmente es aire inyectado en la pulpa en forma neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas. (Portal Minero, 2006)

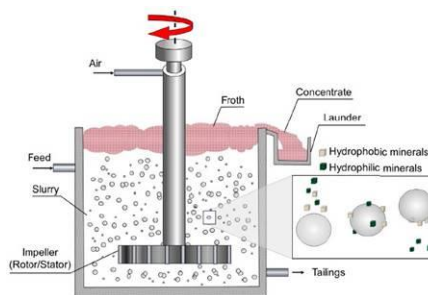


Figura 4: Molino de bolas por parrilla o diafragma

Nota. Wills (2016)

4.3.1. Químicos de flotación

El Portal Minero (2006) indica los siguientes químicos que se usa en flotación:

- **Colectores:** Son los compuestos heteropolares que se absorben en la interfase sólido/líquido y de ese modo transforman la superficie hidrofílica en una hidrofóbica: xantatos, tiocompuestos, ácidos grasos y sus sales alquil sulfatos y alfil fosfatos. Algunos agentes quelantes y aceites funcionan como colectores.
- **Espumantes:** Son reactivos activadores de la superficie que ayudan en la formación y estabilización de la espuma en la cual las partículas hidrofóbicas son colectadas.
- **Modificadores:** Son compuestos que modulan el sistema de flotación regulando la química de la solución o la dispersión o aglomeración de partículas en la pulpa de flotación. Uno de los depresores más comunes es la cal, la que generalmente se añade al circuito en la forma de hidróxido de calcio que se usa para deprimir los minerales compuestos por sulfuro de hierro, en especial para eliminar la pirita y la pirrotita.
- **Depresores:** Son compuestos que mejoran la interacción de la superficie del mineral con las moléculas de agua y por lo tanto evitan la adsorción del colector.
- **Activadores:** Son compuestos químicos agregados a la pulpa de flotación para causar la adsorción del colector sobre un mineral particular. Sales de cobre, fluoruros y iones metálicos actúan como activadores.

4.4. Análisis metalúrgicos

La Ley de Minería (2009) establece 8 fases de la actividad minera: Prospección, Exploración, Explotación, Beneficio, Fundición, Refinación, Comercialización y Cierre de Minas. Denotando a los análisis metalúrgicos dentro de la fase de Beneficio en donde la Metalúrgica consta generalmente de tres áreas: Mineralurgia, Metalurgia extractiva y Metalurgia de transformación, definiéndose de la siguiente manera según Linares Gutiérrez (2021):

- **Mineralurgia:** Este término, de reciente creación comprende al beneficio, purificación, enriquecimiento, concentración y preparación mecánica de los minerales, sin transformación substancial.
- **Metalurgia extractiva:** Es la rama de la industria Metalúrgica que consiste en extraer de los minerales en su estado natural, o previo tratamiento mineralúrgico, los metales valiosos.

- **Metalurgia de Transformación:** Comprende los procesos que se efectúan directamente sobre los metales o sus aleaciones con el fin de producir objetos o artículos diversos utilizables en otras artes.

En los análisis metalúrgicos se pueden distinguir tres tipos:

- **Análisis mineralógico:** Se analizan los minerales a partir de láminas o secciones delgadas. Según (Ingemmet, 2022) estos son análisis cualitativo y semicuantitativo de la muestra. El análisis cualitativo consiste en la relación de los minerales identificados en la muestra con su respectiva fórmula química, y el análisis semicuantitativo consta del porcentaje de dichos minerales contenidos en la muestra.
- **Análisis químicos:** Se indican los elementos nocivos para el Beneficio del mineral de interés. Dicho de otra manera, Cornelis (2001) los minerales a analizar deben consistir en una especie y estar exentos de desgaste por la acción atmosférica o por otros productos de alteración o inclusión, distinguiendo a ensayos cualitativos y cuantitativos. Mediante el análisis cualitativo se detectan o identifican todos los constituyentes de un compuesto, mientras que el análisis cuantitativo, implica la determinación de los porcentajes en peso, o composición en partes por millón (ppm), de los elementos de un compuesto.
- **Análisis metalúrgicos:** Relacionado con la forma de recuperación que se puede utilizar en Beneficio. El análisis químico metalúrgico de minerales permite caracterizar o cuantificar los parámetros diversos en minerales. Se contemplan todas las técnicas convencionales gravimétricas y volumétricas, así como técnicas instrumentales de espectroscopia de absorción molecular y absorción atómica (AMV Consultores, 2013).

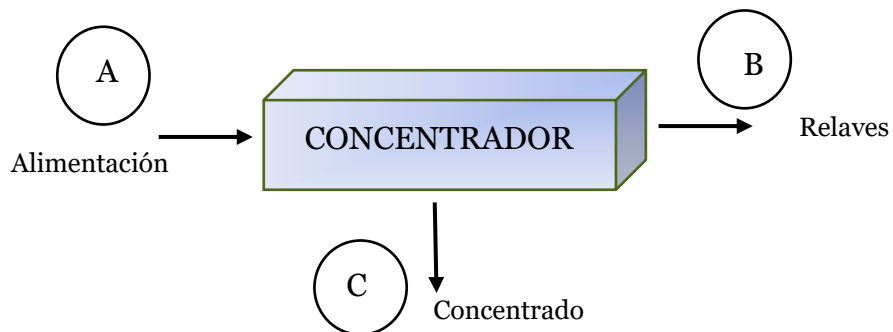


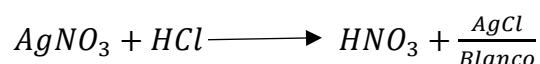
Figura 5: Molino de bolas por parrilla o diafragma
Nota. Elaborado por la autora.

4.4.1. Elemento plata

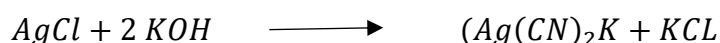
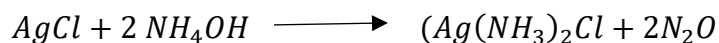
El cobre, la plata y el oro se conocen metales de acuñación o del grupo 11 en la tabla periódica, estos metales alcalinos exhiben un número de oxidación de +1. La plata se encuentra principalmente como el elemento libre y como sulfuro de plata (I), además se obtienen cantidades importantes de plata durante la extracción de plomo en sus menas y de la refinación electrolítica del cobre (Rayner Canham, 2000). En este contexto (Redmore, 1981) menciona que la plata se encuentra en el combinado como telururo (Ag_2Te) y también en pequeñas cantidades de minerales de cobre, plomo y zinc.

- **Propiedades:** La plata es un metal blanco que se caracteriza por ser más duro que el oro y más blando que el cobre, posee la propiedad muy marcada de formar complejos con el amoníaco y cianuros alcalinos de modo que todos los compuestos de la plata insolubles en el agua se disuelven.
- **Sales:** Las disoluciones acuosas de las sales de plata son incoloras, algunas sales sólidas también lo son, pero el sulfuro es negro, el yoduro amarillento, y el ferricianuro es anaranjado. Solamente el nitrato, clorato, perclorato y fluoruro son solubles en el agua muy poco solubles en acetato y sulfato, el resto de sales formadas con el elemento plata son insolubles, aunque algunos los compuestos de plata son solubles en el hidróxido amónico excepto el sulfuro, yoduro y ferricianuro. Finalmente, el disolvente más apropiado para la planta es el ácido nítrico.
- **Reacciones:** Según Gonzalez (1979) cuenta con varias reacciones que se muestran a continuación:

El ácido clorhídrico y los cloruros solubles: Precipitan al cloruro de plata blanco, gaseoso de soluciones neutras y acidas como se muestra en la siguiente ecuación.



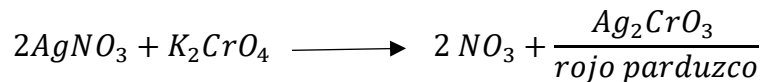
Expuesto a la luz solar el $AgCl$ se muestra de color violáceo, siendo insoluble al HCl , HNO_3 y agua regia, siendo fácilmente soluble en el hidróxido amoníaco y en cianuros alcalinos para formar complejos:



El carbonato amónico: Precipita carbonato de plata blanco, muy soluble en exceso de reactivo formándose el ion complejo argento amónico, ver las siguientes fórmulas.

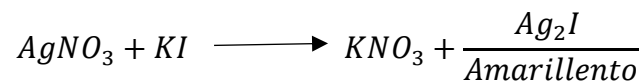


Cromato potásico: Precipita cromato de plata rojo parduzco, insoluble en exceso de reactivo, muy soluble en el hidróxido amónico y en el ácido nítrico:



Siendo una de las reacciones más sensibles para el elemento plata.

Yoduro de potasio: Precipita yoduro de plata amarillento, insoluble en exceso de reactivo, el yoduro de plata se disuelve en los cianuros alcalinos, aunque es insoluble en el hidróxido de amonio:



4.4.2. Técnicas de muestreo

Las técnicas de muestreo se pueden dividir en muchos subgrupos, empezando por los dos principales tipos: muestreo estadístico y geoestadístico.

4.4.2.1. Muestreo estadístico. Se caracteriza tener dos variables: población y muestra.

4.4.2.2. Muestreo geoestadístico. Contiene más variables que población y muestra, según Geoinnova (2019) es la rama de la estadística especializada en el análisis y la modelización de la variabilidad espacial de fenómenos que tienen una componente espacial, es decir, de los cuales pueden obtenerse datos referidos a localizaciones específicas mediante coordenadas.

Luego se tiene formas de muestreo como: Muestreo aleatorio simple, estratificado y radial indicados por Sironvalle (2002):

4.4.2.3. Muestreo Aleatorio simple. Consiste en la selección de n fragmentos o unidades del lote ML de modo que todas las muestras posibles de tamaño n tengan la misma probabilidad de ser elegidas.

- 4.4.2.4. Muestreo Aleatorio estratificado.** El lote ML se divide en partes o estratos que no se solapan entre sí. Cada estrato es muestreado posteriormente según los procedimientos anteriores.
- 4.4.2.5. Ranurado continuo.** Consiste en la excavación de un canal estrecho y continuo, bien a lo largo de la capa o vena o bien en ángulo recto al trazado, la separación o distancia entre acanaladuras depende de las irregularidades o variaciones dentro de la masa mineralizada.(Ingeoexpert, 2020)
- 4.4.2.6. Ranurado discontinuo.** Este muestreo se da en puntos distribuidos geoméricamente en la masa mineral, bien de forma lineal o bien formando una malla regular en dos dimensiones. (Ingeoexpert, 2020)
- 4.4.2.7. Muestreo a partir del material ya extraído.** Según Ingeoexpert (2020) esta técnica consiste en recoger muestras grandes a partir del material ya extraído y acumulado en los frentes o bien en las zonas de acopio, así como de las vagonetas y otros medios de transporte empleados para el movimiento del mineral. Se recogen muestras de varios kilogramos, aunque la cantidad adecuada depende del tamaño de los fragmentos grandes y de la naturaleza de la mineralización. Según Linares Gutiérrez (2021) En este método las muestras se obtienen mediante una pala u otro dispositivo, de acuerdo a un esquema fijo o aleatorio, desde la superficie del mineral (Ver figura 6).

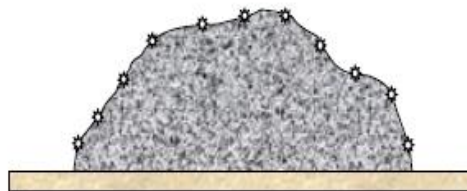


Figura 6: Muestreo a partir de material ya extraído

Nota. Linares Gutiérrez (2021)

- 4.4.2.8. Muestreo en masa.** Consiste en tomar muestras de gran volumen (frecuentemente varias toneladas y pudiendo llegar hasta las 500 toneladas o incluso más). Se utiliza en yacimientos de muy baja ley (Ingeoexpert, 2020).
- 4.4.2.9. Muestreo en sondeos.** Se basa en la recuperación de núcleos o testigos de roca desde el frente de explotación, para su posterior análisis.

4.4.3. Propiedades mineralógicas

La forma cristalina de los minerales no siempre se ve bien, y no siempre se puede identificar claramente, por ello es necesario analizar las siguientes propiedades:

- 4.4.3.1. Color:** Es una característica que rara vez permite identificar a los minerales como tal, la mayoría de minerales presentan cierta variedad de colores, es así que las tonalidades pueden variar por el calentamiento, radiación ultravioleta y radiactiva.(Schumann, 1988)
- 4.4.3.2. Raya.** Conocida también como color de raya que corresponde al color típico del mineral, presentando siempre el mismo color.(Schumann, 1988, p. 16)
- 4.4.3.3. Dureza.** Conocida también como la resistencia mecánica local del mineral a su penetración, depende del motivo estructural y de naturaleza de los enlaces estructurales. Para los minerales de enlace iónico la dureza es directamente proporcional a la densidad reticular de la red cristalina.(Paniukov, 1981)
- 4.4.3.4. Brillo.** Según Schumann (1988) el brillo es la consecuencia de la luz reflejada en su superficie, se distinguen varios tipos: brillo vítreo, sedoso, nacarado, adiamantado, graso y metálico.
- 4.4.3.5. Exfoliación y fractura.** La exfoliación es la facilidad de romperse en varias caras planas determinada por la red cristalina del mineral, distinguiéndose así por su tipo de exfoliación: muy perfecta (micas), perfecta (calcita) e imperfecta (granate). En minerales no exfoliables, la rotura, es decir la desintegración en caras irregulares se puede dividir en fractura concoidea, astillosa, fibrosa, lisa o granuda. (Schumann, 1988, p. 19)

4.4.4. *Propiedades petrográficas*

Se considera que una roca es un agregado de uno o más minerales sólidos formadas por la consolidación del magma, generando varios tipos.

- 4.4.4.1. Tipos de rocas.** A las rocas se las pueda clasificar en función a su génesis, en donde se distinguen a rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas como se muestra en la tabla 1.

Tabla 1: Tipos de rocas

<i>Clasificación geológica general de las rocas</i>		
<i>Rocas</i>	<i>Tipo</i>	<i>Ejemplos</i>
Sedimentarias	Detríticas	Cuarcita, arenisca, lutita
	Químicas	Evaporíticas, caliza
	Orgánicas	Caliza, carbón
Ígneas	Plutónicas	Granito, gabro, diorita
	Volcánicas	Basalto, andesita, riolita
Metamórficas	Masivas	Cuarcita, mármol
	Foliadas o con esquistosidad	Pizarra, filita, esquistos, gneis

Nota. Elaborado por la autora tomado de González de Vallejo (2002)

4.4.4.2. Textura. Se denomina como la constitución como cuerpo geológico, el carácter y el grado de heterogeneidad estructural determinan la textura de la roca.(Paniukov, 1981)

4.4.4.3. Estructura y microestructura. Es la constitución de la roca, considerada como un complejo simple del esqueleto mineral y del espacio intersticial. Además, el esqueleto mineral se caracteriza por las particularidades morfológicas y su interdisposición en el volumen de la roca.(Paniukov, 1981)

4.4.5. *Propiedades físico-mecánicas de las rocas*

Las propiedades físicas de las rocas son el resultado de su composición mineralógica, fábrica e historia geológica, deformacional y ambiental, incluyendo los procesos de alteración y meteorización.(González de Vallejo, 2002)

4.4.5.1. Densidad. Según Ramírez y Alejano (2004) Indican que se puede distinguir la densidad natural y la densidad seca. La denominada densidad natural o húmeda es la relación entre la masa de una muestra de roca en su estado natural, o sea, con un cierto contenido de humedad.

4.4.5.2. Peso específico. También conocido como peso unitario de la roca depende de sus componentes, y se define como el peso por unidad de volumen (González de Vallejo, 2002).

4.4.5.3. Contenido de agua. Se define la humedad de una muestra como la relación, expresada en porcentaje, entre la masa de agua contenida en la roca que se evapora a 110° de temperatura y la masa de la muestra seca (Ramírez y Alejano, 2004).

4.4.5.4. Resistencia a la compresión. La resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio. (González de Vallejo, 2002)

4.5. Costos de operación

Conocidos como costos directos de funcionamiento depende del consumo de energía eléctrica, combustibles, lubricantes, reparaciones, neumáticos o elementos de mayor desgaste y el pago de operadores (Zúñiga Arrobo y Rojas Villacís, 2020).

5. Metodología

5.1. Área de estudio

De manera general se describió el área de estudio basando primero en una ubicación seguido del acceso al área de estudio.

5.1.1. Ubicación

La planta de Beneficio Ecoluxen S.A se encuentra ubicada geográficamente en la provincia de El Oro, cantón Portovelo, sector Balsones hacienda el Tablón ver figura 7.

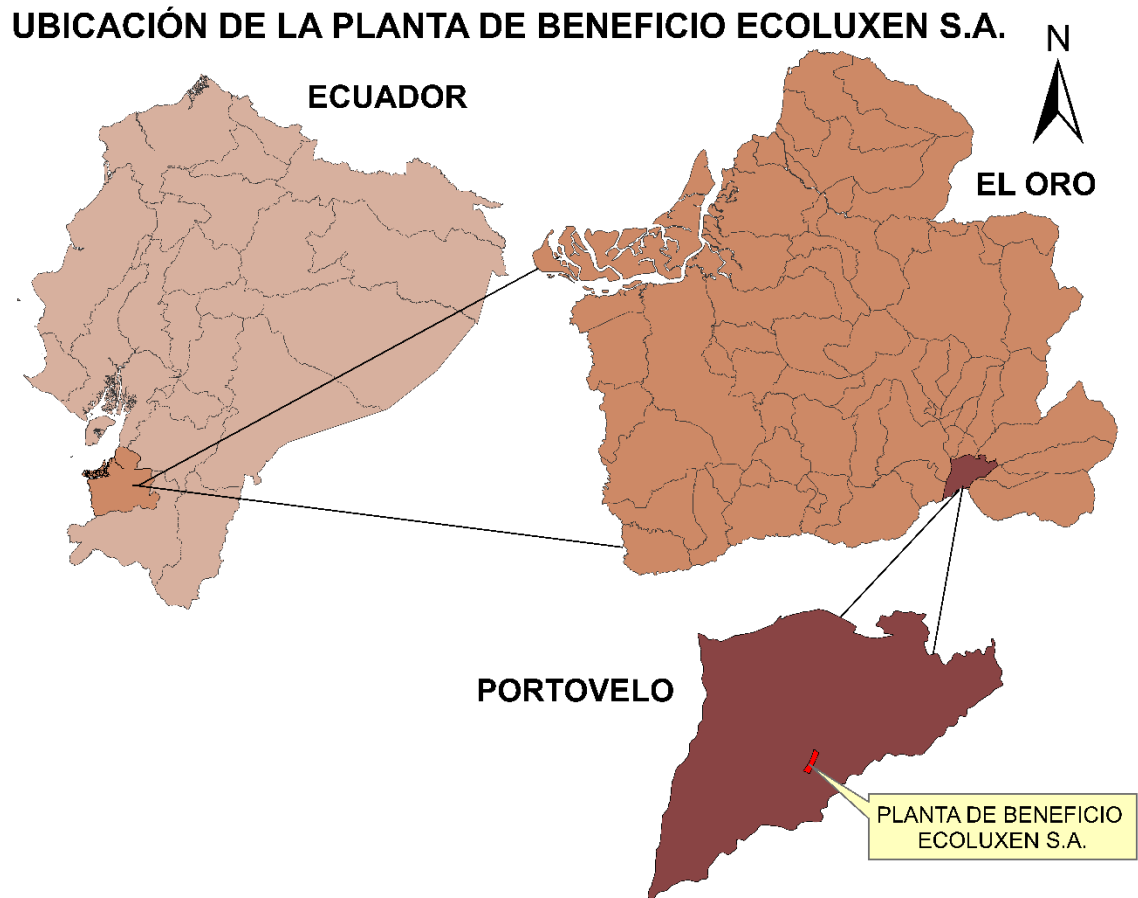


Figura 7: Ubicación de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.

Nota. Elaborado por la autora

Geográficamente la planta de Beneficio Ecoluxen S.A se encuentra limitada por las coordenadas UTM PSAD-56, Zona 17 Sur, las mismas que se detallan en la tabla 2, como su anexo las coordenadas WGS-84.

Tabla 2: Coordenadas UTM (PSDAD-56)

<i>Datum</i>	<i>PSAD-56</i>		<i>WGS84</i>	
<i>Puntos</i>	<i>X</i>	<i>Y</i>	<i>X</i>	<i>Y</i>
1	655067	9587559	654469	9586860
2	645973	9587128	654544	9586845
3	654676	9587193	654591	9586818
4	654906	9587159	654648	9586786
5	655011	9587400	654753	9587027
6	655168	9587737	654910	9587364
7	655024	9587839	654766	9587466
8	654991	9587705	654733	9587332

Nota. Elaborado por la autora

5.1.2. Acceso

En vía aérea se puede ingresar desde los aeropuertos del país hasta el cantón de Catamayo o Machala, la primera ruta indica que la vía terrestre podría seguir 3 distintas rutas; Catamayo- El Cisne-Portovelo, Catamayo-Las Chinchas-Portovelo, Catamayo-Veracruz-Zaracay-Portovelo. La segunda ruta desde el cantón Machala-Zaracay-Portovelo.

Desde Catamayo la vía es de primer orden hasta la parroquia San Pedro de la Bendita, seguido a la vía el Cisne es de tercer orden, desde este punto hasta el cantón Portovelo cuenta con una vía de tercer orden ver figura (8a).

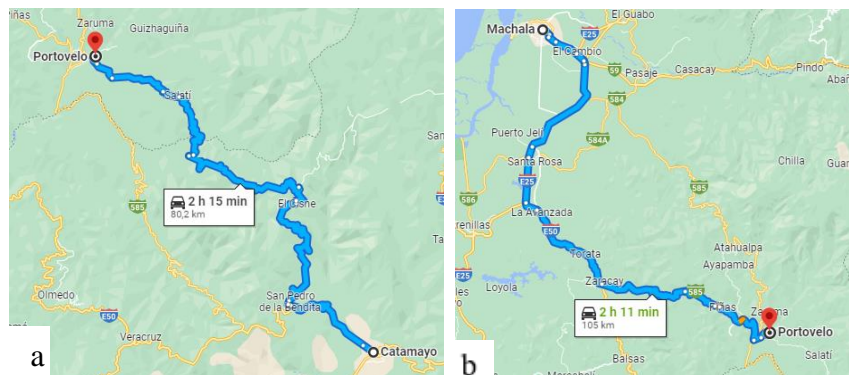


Figura 8: a) Ruta desde Catamayo- El Cisne-Portovelo b) Ruta Machala-Portovelo
Nota. Google Maps (2022)

Otra ruta desde Catamayo la vía es de primer orden hasta el sector Las Chinchas cambiando a una vía de tercer orden hasta llegar a Portovelo. Otra opción de ruta desde la ciudad de Machala en vías de primer orden hasta el sector Salatí cambiando a una vía de

segundo orden hasta el cantón Portovelo ver figura (8b), además en la tabla 3 se describe la distancia comprendida de las distintas rutas.

Tabla 3: Rutas

Rutas	Distancia
Guayaquil-Catamayo	370 Km.
Quito-Catamayo	705 Km.
Catamayo-El Cisne-Portovelo	80.2 Km.
Catamayo-Las Chinchas-Portovelo	90 Km.
Machala-Zaracay-Portovelo	105 Km.
Portovelo-Ecoluxen	3.2Km.

Nota. Elaborado por la autora

Desde el cantón Portovelo hasta la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. la vía de segundo orden hasta la entrada al relleno sanitario del cantón, seguido de una vía de tercer orden hasta llegar la planta como se observa en la figura 9.

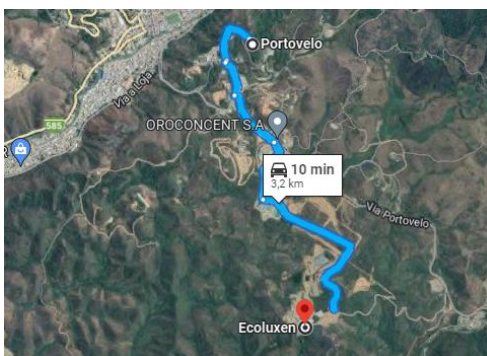


Figura 9: Ruta desde el cantón Portovelo hasta la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.

Nota. Google Maps (2022)

5.2. Materiales

Los distintos materiales que se usaron en el presente proyecto se describen en la siguiente tabla.

Tabla 4: Materiales

Materiales de campo	Materiales de laboratorio	Materiales de oficina
Libreta de campo	Trituradora	Computadora
Bolsas de muestrear	Cuarteador	Software Excel
Pala	Tamices	Microsof Word
Bolsas grandes	Molino a bolas	Escritorio
	Celdas de flotación tipo Denver	Impresora
	Trituradora	Computadora

<i>Materiales de campo</i>	<i>Materiales de laboratorio</i>	<i>Materiales de oficina</i>
	Picnómetro	Software ModSim
	Bandeja	Software MimProSim
	Bandas Ph	Microsof Visio
	Balanza	

Nota. Elaborado por la autora

5.3.Procedimiento

El presente proyecto se basó en el método cuantitativo el mismo contiene distintas fases una fase de campo, laboratorio y oficina, a continuación, se describió brevemente las actividades a realizar por fase.

- Fase de campo: Esta fase comprende la descripción de la zona de estudio como también los equipos y maquinaria que contiene la planta, además, la toma de muestras en la zona de stock, descripción del equipo de la planta como molinos, celdas de flotación y demás equipos que intervinieron en el proceso.
- Fase de laboratorio: Los análisis de laboratorio para control de leyes, ensayos de tiempo de molienda y flotación.
- Fase de oficina: En esta fase se registró, tabuló y analizó todos los datos obtenidos donde se generó el documento final de investigación.

5.3.1. Metodología para el primer objetivo:

“Analizar los procesos de conminución y beneficio de los minerales que se procesan en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A. enfocado al elemento plata”.

En el área de estudio se realiza los procesos de trituración, molienda, centrifugación gravimétrica y flotación, a continuación, se plantó metodología para las actividades mencionadas.

5.3.1.1. Descripción de la zona estudio: Esta descripción se basó principalmente en una planimetría a detalle mediante un vuelo de dron de las 10 hectáreas de concesión que fue otorgado por la planta de Beneficio Ecoluxen S.A a cargo del ing. Mario Torpoco, además, se realizó un diagrama general del funcionamiento de la planta describiendo así cada etapa del procesamiento mineral.

5.3.1.2. Proceso de conminución: La planta de Beneficio cuenta con un proceso de trituración y molienda, estos procesos fueron descritos a detalle según el Anexo 1, se

tomó en cuenta a las variables tecnológicas que permitieron analizar el tiempo y grado óptimo de molienda.

- **Trituración:** Este proceso se mide el grado o razón de reducción que viene dado por la siguiente relación:

$$i = \frac{F80}{P80}$$

Donde:

I=Grado de reducción del mineral

P80= Diámetro de salida

F80=Diámetro de alimentación

Como también el consumo energético que según Bond (1950), considera que toda la energía consumida en la molienda se aprovecha en la formación de nuevas superficies, en (1960) Bond expone:

$$EB = \frac{10 * wi}{\sqrt{P80}} - \frac{10 * wi}{\sqrt{F80}}; kw. h/ton$$

Donde:

Wi= Índice de trabajo (Work Index)

P80= Diámetro de salida

F80=Diámetro de alimentación

Wi es un parámetro que depende del material y del equipo que se emplea para la conminución el mismo que fue obtenido con el uso del programa MimProSim a escala de Work Index Operacional.

Figura 10: Determinación del Work Index Operacional

Nota. Elaborado por la autora

Continuando el cálculo con la potencia esta es una relación en donde la energía de Bond y el tonelaje permiten expresar la potencia empleada.

$$P = EB * Q; kw$$

Donde:

EB= Energía de Bond

Q= Tonelaje diario

Finalizando los cálculos en trituración con el de potencia real, se consideró un coeficiente 2 para trituradoras de mandíbulas.

$$N_{real} = P * 2; kw$$

- **Molienda:** Para la estimación de este proceso se requirió el cálculo del volumen geométrico de los dos molinos a bolas con los que cuenta la empresa, para ello se utilizó la siguiente ecuación:

$$V_g = \pi * r^2 * h; m^3$$

Donde:

Vg= Volumen geométrico

r = Radio del molino

h = Altura del molino

Con estos datos obtenidos, se calculará el volumen real, de la siguiente manera.

$$V_r = V_g * J; m^3$$

Donde

V_g = Volumen geométrico

J = Grado de llenado (%)

El grado de llenado es el porcentaje que se llena al molino para empezar el proceso usualmente este valor es un 35 a 45%, su cálculo se lo realizó con la sucesiva ecuación.

$$J = 1.13 - 1.23 \frac{H}{D}$$

Donde:

J = Nivel o grado de llenado del molino

H = Distancia desde el centro del tambor del molino hasta la superficie de las bolas

D = Diámetro del molino de bolas.

Luego, se calculó la velocidad de rotación de los molinos, con el uso de la siguiente ecuación.

$$V_r = \frac{42.3}{\sqrt{D}}; m$$

Donde:

D = Es una relación entre el diámetro interior del molino y el diámetro del medio molidorante, su ecuación para el cálculo es la siguiente:

$$D = D_n - 2Ef - \frac{d'}{2}; m$$

Donde

D_n = Diámetro interior del molino.

d' = Diámetro del medio molidorante (bolas de acero).

Ef = Espesor de los foros del molino.

Con la velocidad crítica obtenida se tomó un porcentaje de ella entre 65 a 75% para la velocidad de operación en revoluciones por minuto. La siguiente variable tecnológica es el cálculo energético para el proceso de molienda, se lo realizó con la misma ecuación que en

el proceso de trituración. Además, se calculó potencia real, el desglose de las ecuaciones que se usó está a continuación.

$$N_{real} = N_{carga} * N_{nocarga}; kw$$

Donde

N_{carga} = Potencia utilizada solo para el proceso de moler.

$N_{nocarga}$ = Potencia utilizada para el arranque (encendido) del molino considerado para molinos a bolas a razón de 1.3.

Potencia utilizada solo para el proceso de moler se la calcula mediante la aplicación de la siguiente ecuación.

$$N_{carga} = EB * Q; kw$$

Siendo Q el tonelaje a procesar en un periodo de tiempo.

- **Análisis granulométricos:** Tanto el P80 y F80 de los dos molinos son necesarios para el cálculo de la Energía de Bond y demás cálculos, debido a ello se muestreó en 4 puntos distintos, ya que existen dos molinos se tomó dos muestras por molino, en el primer molino se tomó en la su entrada y salida ver figura 11a. Para el segundo molino se tomó a la entrada del mismo luego del proceso que realizan los hidrociclones y de la misma manera en su salida como se muestra en la figura 11b.

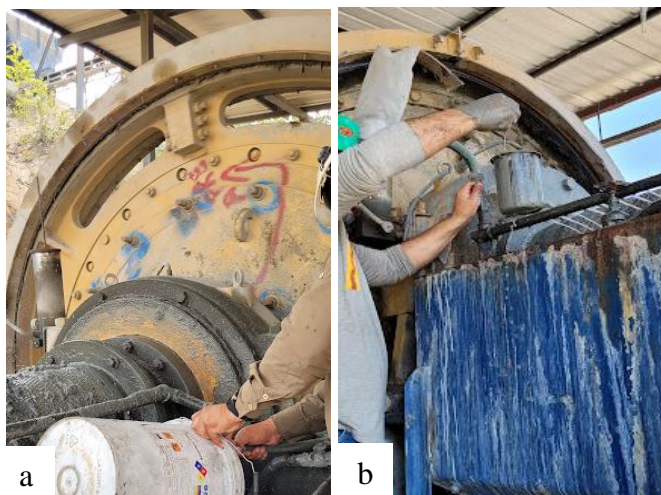


Figura 11: a) Muestreo P80 Molino 1 b) Muestreo P80 Remolienda

Nota. Elaborado por la autora

El proceso de tamizaje fue el mismo para los cuatro distintos puntos, los pasos que se siguieron están descritos a continuación.

- Muestreo en los puntos mencionados

- Secado de la muestra con el uso de una estufa
- Tamizaje en el equipo Retsch
- Pesado del pasante en cada tamiz

Finalmente se obtiene los respectivos datos de los tamizajes que se muestran en el anexo 8 de los tamaños de alimentación y producto de cada molino.

El tamaño máximo de alimentación se lo calculó mediante la siguiente fórmula de Allis Chalmers, sabiendo que W_i , se trata del índice de trabajo mencionado en el cálculo del consumo energético.

$$D_{80} = 4000 * \sqrt{\frac{13}{W_i}}; \text{micrones}$$

Es importante describir los químicos que se añaden en el proceso de molienda, por ello como base metodológica se usó la tabla 5.

Tabla 5: *Químicos utilizados en el proceso de molienda*

Químicos utilizados en el proceso			
<i>Función</i>	<i>Nombre del reactivo</i>	<i>Cantidad</i>	<i>Características</i>

Nota. Elaboración propia

- **Proceso de flotación:** Se describió los procedimientos del mineral que viene de molienda hasta su beneficio por el proceso de flotación. Se conoce que el proceso de molienda cuenta con Celdas Serranos y Celdas Denver, al igual que en molienda se usó la tabla 5 para describir los químicos y cantidad que se emplea.

Las siguientes fórmulas indican la dosis o consumo de reactivos en flotación, en términos de gramos por tonelada corta de mineral tratado.

- **Balance de masa:** En casa proceso se puede realizar un balance de masa, que se distingue por el metalúrgico ya que el balance de masa no toma en cuenta tenores o leyes ver figura 12.



Figura 12: *Esquema de Balance de masa*

Nota. (Linares Gutiérrez, 2021)

En balance de masa corresponde a un análisis basado en materia que ingresa al proceso y salen como producto colas (relaves) y concentrado, los pesos de cada uno de los productos se representan con mayúscula, mientras que los tenores conocida como leyes con letras minúsculas, se la siguiente manera.

$$A_{ta} = C_{tc} + T_{tc}$$

Donde:

A_{ta} = Peso del mineral desde el alimento con su tenor

C_{tc} = Peso del concentrado con su tenor

T_{tc} = Peso del relave con su tenor

Clasificación de los índices metalúrgicos

- **Recuperación (R):** La recuperación es la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de mineral de la alimentación:

$$R = \frac{C_{tc}}{A_{ta}}$$

Donde:

C_{tc} = Peso del concentrado con su ley

A_{ta} = Peso del mineral en alimento con su ley

- **Razón de enriquecimiento (RE):** Se hace referencia al tenor o ley del mineral útil en el concentrado (tc), respecto al tenor del mineral de alimentación (ta)

$$R = \frac{tc}{ta}$$

5.3.2. Metodología para el segundo objetivo

“Caracterizar las propiedades metalúrgicas, físico-mecánicas del elemento plata que se procesa en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A.”

El mineral caso de estudio, corresponde del proyecto Guabisay que se localiza en el cantón de Pucará, provincia del Azuay, aproximadamente a 4 km del poblado Cerro Negro. Los análisis metalúrgicos se enviaron a realizar en un laboratorio particular GEOEXINPESAC de Lima- Perú, ya que en nuestro país Ecuador no se cuenta con la tecnología adecuada para la realización de estos ensayos, para ello se empleó la siguiente metodología de muestreo.

5.3.2.1. Muestreo: El muestreo se lo realizó en la cancha o zona de stock, para ello se siguió la metodología de un muestreo en pilas de Meza et al. (2016):

Donde se distingue al muestro en pilas, el mismo se realizó mediante trincheras que atraviesan la pila de lado a lado, o bien mediante pozos que llegan hasta el piso natural. El material extraído siempre debe fue clasificado por tamaño (clases granulométricas) pesando cada clase para analizarla por separado.



Figura 13: Muestreo apertura de pilas
Nota. Elaborado por la autora

- **Cantidad de muestra:** La cantidad de muestra extraída por trincheras estuvo en función al número de canales de muestreo. Si es necesario homogenizar la muestra extraída en canchas y/o reducir el tamaño de los fragmentos con una chancadora a $\frac{3}{4}$ de pulgada.
- **Cuartear:** La muestra hasta llegar a unos 6.0 kg (coincide con la capacidad de nuestra bolsa de muestreo). Se cuarteó con un equipo de muestras de dos porciones, ver figura 14.



Figura 14: Cuarteador de dos porciones
Nota. Elaborado por la autora

- Etiquetó la muestra y luego proceder a sellarla.
- Registró los datos: nombre de la mina, nivel, labor, trincheras de la cancha, fecha.

- Envío al laboratorio de preparación de muestra utilizando el reporte de muestreo

Según (UNC, 2013) se debe tomar en cuenta los siguientes aspectos:

- La segregación de los tamaños de partículas.
- Existe una mayor susceptibilidad a la oxidación en la superficie que en el interior de la masa.
- La humedad tiende a ser mayor hacia el interior de la masa.

5.3.2.2. Análisis físicos-mecánicos: Estos análisis permitieron conocer características básicas de mineral que se procesa en la planta Ecoluxen, tales son humedad, peso específico, compresión simple de rocas.

Para el cálculo de la humedad del material, se procedió a recolectar una muestra de roca en campo, llevarlas al laboratorio, pesar en una balanza digital, registrando el primer dato de peso inicial al igual que del peso del recipiente, utilizando la siguiente fórmula

$$\text{Mineral humedo} = P_{\text{recipiente+muestra}} - P_{\text{bandeja}}$$

Luego de ello, se debe colocar el recipiente con la muestra en la estufa a una temperatura de 110° durante 24 horas, luego de este tiempo se pesó obteniendo el contenido de humedad mediante la siguiente fórmula:

$$w = \frac{P_{\text{muestra humedad}} - P_{\text{muestra seca}}}{P_{\text{muestra humeda}}} * 100; \%$$

- **Densidad:** Mediante el método del picnómetro se realizó el ensayo para conocer la densidad del mineral con el que trabajan en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. Se realizaron 2 muestras, primero con la ayuda de un porrón se pulverizó las rocas a un tamaño menor a 200 micras ver figura 15, se utilizó 2 picnómetros de 100.05 ml de volumen.



Figura 15: Ensayo de densidad

Nota. Elaborado por la autora

Finalmente, mediante se extrajo todas las burbujas del picnómetro y se pesó el picnómetro con el agua y la muestra como se muestra en la figura 16.



Figura 16: Ensayo de densidad

Nota. Elaborado por la autora

- **Ensayos de compresión simple:** En base la zona o pila de stock (figura 17a) se muestreó de varios puntos, rocas de un tamaño considerable, en laboratorio se condicionó, midió y preparó la muestra la muestra para el corte.



Figura 17: a) Toma de muestra b) condicionamiento de la muestra

Nota. Elaborado por la autora

Luego se preparó la muestra con la ayuda de un pulidor que basados en la norma ASTM D 4543 de pulido de forma de cubos a las muestras dejándolas a un tamaño de 5*5*5 cm, el proceso de muestra en la figura 18.

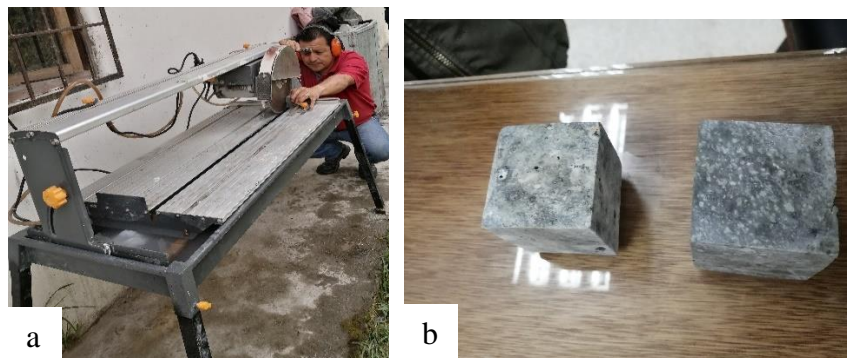


Figura 18: a) Cortado de muestra b) Cubos finales

Nota. Elaborado por la autora

De esta manera, con los cubos ya obtenidos se procedió a realizar el ensayo de compresión simple, para ello se usó dos placas de madera estas permitieron homogeneizar la carga como se puede visualizar en la figura 19.



Figura 19: a) Cortado de muestra b) Cubos finales

Nota. Elaborado por la autora

Se realizaron 3 ensayos de compresión simple con las muestras de roca 1 con el fin de ser un ensayo de muestra y los otros 2 para determinar su resistencia, de esta manera en la figura 20 se muestra a los cubos luego de su ensayo.

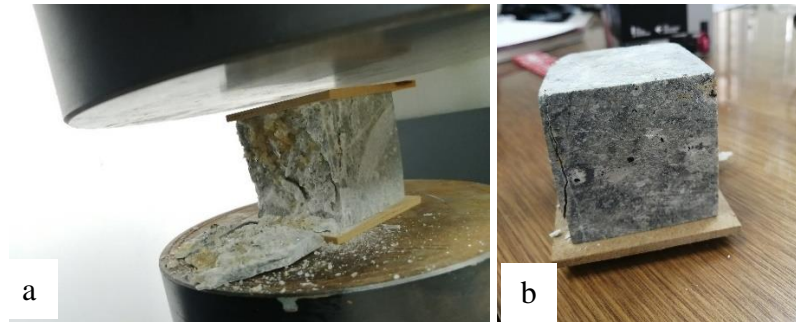


Figura 20: a) Ensayo de compresión simple b) Cubos luego del ensayo

Nota. Elaborado por la autora

Se anotó la forma de rotura y se tomó una fotografía. La carga máxima registrada en Newtons (o en sus múltiplos) se utilizó la siguiente expresión:

$$\sigma_C = \frac{Ft}{A} = \frac{\text{Fuerza de tracción aplicada}}{\text{Área-sección de la probeta}} \text{ [MPa]}$$

5.3.3. Metodología para el tercer objetivo

“Establecer la variante de recuperación mediante la optimización de los procesos de molienda y beneficio basado en el análisis metalúrgico”

La variante de recuperación se la analizó con ensayos de laboratorio y con los resultados de los análisis metalúrgicos, por ello el primer paso se calculó el tiempo medio de residencia del elemento plata en el molino.

5.3.3.1. Tiempo medio de residencia: Es la relación entre el volumen del molino y su flujo, en la siguiente fórmula se muestra su cálculo.

$$t_r = \frac{\text{Volumen}}{\text{Flujo}}; \text{horas}$$

Calculando el flujo del molino de la siguiente manera

$$\text{Flujo} = \frac{Q}{\rho}; m^3/h$$

Donde:

Q = Tonelaje procesado por hora

ρ = Densidad del mineral; ton/ m^3

5.3.3.2. Validación de los resultados con ensayos de laboratorio: La planta Ecoluxen cuenta con equipos que permitieron realizar simulaciones en laboratorio de molienda y flotación, basándose en los resultados de los análisis metalúrgicos se realizaron las

pruebas suficientes en laboratorio que permita establecer una variante de recuperación.

- **Análisis de laboratorio:** Con la muestra tomada, se procedió a utilizar el cuarteador posteriormente obtuvo cuatro muestras de 1 kg cada muestra ver figura 21a, dentro de las características estándar de muestreo de para ensayos metalúrgicos la muestra debe pasar el tamiz 10 es decir malla 2 mm en función de la norma ASTM C 136 – 01 de finos y gruesos, se separó dos fundas del pasante y el retenido y con el retenido se redujo su tamaño con un molino de impactos hasta que toda la muestra sea un material pasante como se muestra en la figura 21b.

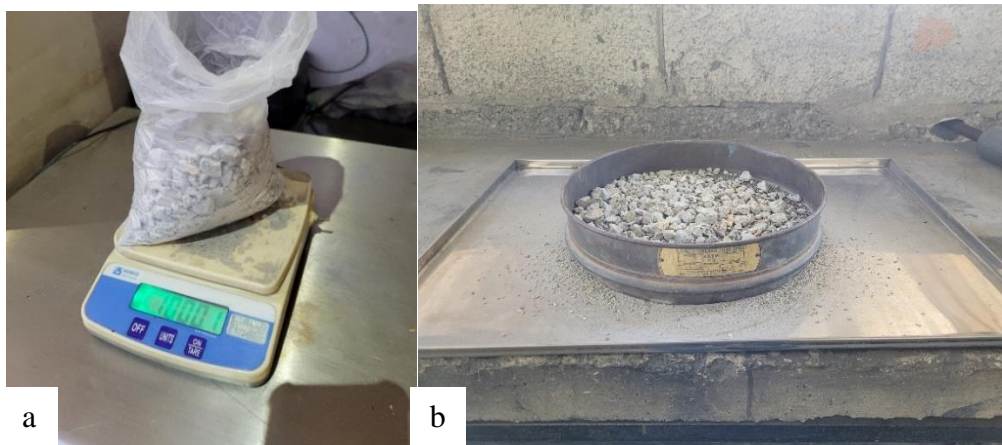


Figura 21: a) Pesado de la muestra b) Tamizaje malla 10

Nota. Elaborado por la autora

Luego, se procedió a codificar cada muestra otorgándole tiempos respectivos basados en la experiencia de los técnicos ver figura 22a, de esta manera se logró reducir el tamaño mediante un molino experimental de laboratorio (figura 22b).



Figura 22: a) Muestras codificadas b) Molino de laboratorio

Nota. Elaborado por la autora

- **Molienda:** Inicialmente en el proceso de molienda, se contabilizó y pesó la carga molturante, a continuación, se detallan los parámetros utilizados.
 - 1000 gramos de muestra
 - 1000 ml de agua
 - Medio molturante: 86 bolas de acero
 - Peso del medio molturante: 7.24 kg
 - Velocidad crítica: 40 rpm

El primer paso fue una limpieza del equipo con la finalidad de limpiar posibles materiales que se hayan quedado adheridos y puedan contaminar alterando los resultados. Luego, se colocó el medio molturante, como también la muestra y el agua. Se cerró el molino, y se indicó los distintos tiempos considerados al equipo que al cumplir los determinados tiempos de manera autónoma apaga el equipo. Cuando la etapa de molienda terminó, se colocó en un balde la muestra y se lavó las parades del molino como también el medio molturante recuperando toda la muestra. Con ayuda de 100 gramos de floculante se sedimentó la muestra, retirando el exceso de agua luego de la sedimentación.

El resultado es una cola que se tamizó con el tamiz 75 micras y se separó muestra pasante y muestra retenido, para quitar el agua de la cola se sometieron las muestras a un proceso de calor con el uso de una estufa como se muestra en la figura 23 y se procedió a pesar cada una de los retenidos y por concepto la diferencia es el peso de cada pasante en sus distintos tiempos.



Figura 23: Secado de las muestras de molienda
Nota. Elaborado por la autora

- **Flotación:** Para el procedimiento se usó una celda de flotación de laboratorio D12 Denver de Metso, el mismo cuenta con tanques y agitadores de acero inoxidable, además de una unidad de velocidad digital para un fácil control de rpm, es un equipo estándar de 220

voltios, 60/50 Hz, 1 o 3 fases, transformador con elevación de voltaje de convertidor opcional para una funcionalidad a 110 voltios.

Procedimiento: Como antecedente, en molienda se acondiciona con el Promotor 404 y Depresor 1ml de Complejo y 5.2 gr de Cal.

- Se tomó 500 gr de mineral de cada muestra.
- Se pesó los reactivos necesarios como me muestra en la figura 24.

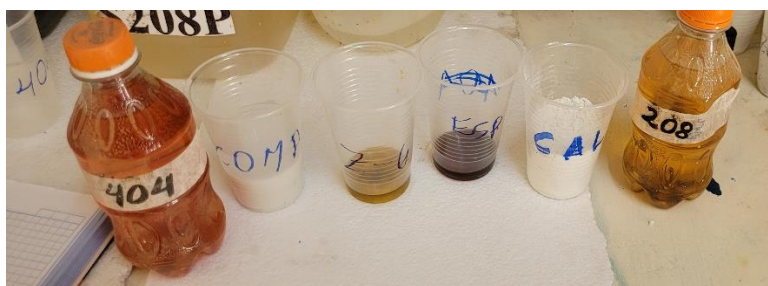


Figura 24: Reactivos utilizados en molienda-flotación

Nota. Elaborado por la autora

- Se diluyó algunos reactivos de acuerdo a la dosificación utilizada.
- Se añadió en la celda de flotación la muestra de mineral más los reactivos, 1 litro de agua con poca cantidad de Cal para que no se deprima el Oro en un pH de 8 donde se obtuvo el primer concentrado con una duración de 4.5 min.
- Luego en la segunda etapa o también llamada limpieza se añada 2.45 gr de Cal, aumentando el pH a 11, se disminuyó las revoluciones 34.5 rpm, este proceso duró 3.5 min



Figura 25: a) Prueba de flotación b) Concentrado recuperado en el proceso

Nota. Elaborado por la autora

- Finalmente, en bandejas se separó tanto el concentrado, concentrado medio y relave, estos productos se secaron, pesaron y se analizaron su ley para los minerales de oro y plata mediante copelación y la ley de cobre mediante un espectrofotómetro de absorción atómica en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A

5.3.3.3. Valoración técnico-económica: Se tomó en cuenta la inversión que se necesitó para recuperar más el elemento plata. Esta valoración estuvo enfocada en la optimización del proceso, los materiales, insumos, análisis que se emplearon en el proceso y si se justificó con respecto a la recuperación esperada.

Costo de producción: Los costos de producción se definen como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de la operación, pudiéndose subdividir en dos categorías: costos directos y costos indirectos.

- **Costo directo:** Los costos directos o variables son considerados como los costos primarios de una operación y consisten, básicamente, en las aportaciones del personal y de materiales que generan la producción, a continuación, se detallaron las tablas a emplear en la cuantificación de los costos.

Se tomó de referencia la tabla 6 para el cálculo de los costos personal, maquinaria, combustible y suplementos.

Tabla 6: Costos

<i>Costos</i>			
<i>Cantidad</i>	<i>Cargo</i>	<i>Días laborados</i>	<i>Total a pagar (USD)</i>

Nota. Elaborado por la autora

- **Costo indirecto:** Los costos indirectos son gastos que se consideran independientes de la producción y pueden variar con la producción proyectada, pero no directamente con la obtenida, tales son: Costo de administración, seguridad, alimentación, servicios básicos, útiles de oficina, impuestos, regalías e informes técnicos, estos fueron cálculos basándose en la tabla 6.

Finalmente se realizará un resumen de costos de producción en donde se indicarán todos los aspectos mencionados anteriormente.

6. Resultados

El presente proyecto de Integración Curricular divide a los resultados en función a cada objetivo realizado, estos se describen a continuación.

6.1.Resultados del primer objetivo:

“Analizar los procesos de conminución y beneficio de los minerales que se procesan en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A. enfocado a la plata”.

6.1.1. Descripción de la zona de estudio

La planta de Beneficio de minerales Ecoluxen S.A cuenta con un conjunto de procesos y equipos, siendo el primer proceso el apilado en la cancha o zona de stock la misma que cuenta con una capacidad de hasta 20000 toneladas, donde volquetas que vienen desde la mina Mincosmo proyecto Guabisay, cantón de Pucará, provincia del Azuay, aproximadamente a 4 km del poblado Cerro Negro, descargan el mineral, con ayuda de una pala cargadora se dirige el material hasta la una tolva de gruesos contando con una capacidad de 45.65 m³ siendo 67.89 toneladas secas, el material por efecto de gravedad cae a una correa transportadora ubica al material en la primera trituradora de mandíbulas 26.



Figura 26: Esquema de la pila de stock con tolva de gruesos y cinta transportadora.

Nota. Elaborado por la autora

La zona de estudio comprende 10 hectáreas de concesión, la misma cuenta con dos relaveras una nueva y una antigua que han sido permeabilizadas con geomembrana textil, además de un lago donde reposa el agua producto de la sedimentación de los relaves. Esta agua se mantiene en el lago hasta ser bombeada una piscina donde se reparte el agua a los procesos productivos como molienda, flotación y laboratorio ver figura 27.

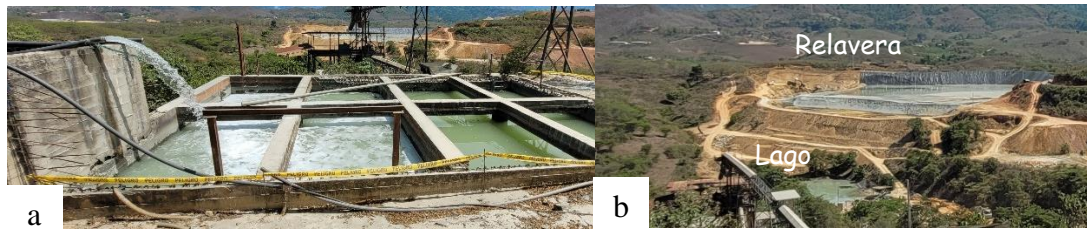


Figura 27: a) Piscina de tratamiento del agua. b) Relavera nueva y lago.
Nota. Elaborado por la autora

Todos los cálculos tanto de volúmenes como de variables tecnológicas se adjuntaron en el anexo 1, además, se obtuvo mediante el vuelo de un dron, una topografía a detalle de la concesión minera donde se detalla las curvas de nivel mayores y menores, concesión como también principales infraestructuras ver anexo 2.

6.1.1.1. Proceso de conminución: La planta de Beneficio cuenta con un proceso de trituración y molienda, estos procesos fueron descritos a detalle según el anexo 1, se tomó en cuenta a las variables tecnológicas que permitieron analizar el tiempo y grado óptimo de molienda.

Trituración: Se distinguen tres fases de trituración, la trituración primaria tiene un grado de 2.95 veces, donde se tomó en cuenta su alimentación 267.2 mm y su producto 90.55 mm, usando la fórmula de tonelaje según Taggart en este equipo se procesa 85.04 *tph* este valor se ajusta con respecto a su longitud de 1100 mm, boca de entrada 900 mm y su tamaño de salida máximo se obtuvo un tonelaje real de 79.56 *tph*.

Luego de la primera trituración se segrega con una zaranda a gruesos y finos en una malla de 32 mm hacia la segunda etapa, los finos caen directamente a una banda transportadora mientras que los gruesos a la segunda trituradora, la misma presenta un grado de reducción de 3.61 veces al material triturado donde ingresa una alimentación de 104.63 mm y su producto de salida es de 28.98 mm permitiendo de esta manera un tonelaje real 17.74 *tph*.

De la misma manera en la segunda etapa de trituración se cuenta con una zaranda a malla 32 mm segregando a finos de gruesos, los finos caen a la banda transportadora mientras que los gruesos ingresan a la tercera y última etapa de conminución. El grado de reducción en la trituración terciaria es de 1.69 veces, la misma presenta un tamaño de alimentación de

38.32 mm y 22.63mm de producto, con estos datos mencionados la trituradora procesa 12.8 tph este valor es un valor ajustado a sus características tales son: boca de entrada 250mm y largo 1200mm. Finalmente sale el material de la tercera trituración se transporta mediante una banda a 50 metros hasta un segundo punto de stock.



Figura 28: a) Esquema trituración b) Segundo punto de stock.
Nota. Autoría (2022)

En la zona de almacenamiento 2 el material cae y por gravedad se da el efecto de segregación semejante a una pila, de esta manera se cuenta con una capacidad de $183.26 m^3$, es decir 486.74 toneladas. Desde el segundo punto de stock una pala cargadora envía periódicamente el material hasta una tolva de finos, la misma lo distribuye mediante una banda transportadora a una tolva de capacidad de $104.82 m^3$ o 206 toneladas secas.

Molienda: El material de interés se transporta hasta el primer molino de bolas (7*12 ft) donde empieza el proceso de molienda, las variables de este molino son las siguientes: el volumen $121.93 m^3$, el grado de llenado 34.67%, volumen real $42.38 m^3$, la velocidad de giro de 30.61 rpm aunque se consideró una fracción de su propia velocidad del 75% obteniendo 22.96 rpm, procesando 720 ton con una potencia de carga 3456 kW y una potencia real de 4492.8 kW, energía de Bond 4.8kW.h/ton considerando el Work Index Operacional obtenido con el programa MinProSim de 16.54. El tamaño máximo de alimentación mediante la formula Allis Chalmers es 3546.21 micras, aunque en pruebas de tamizaje se obtuvo una alimentación de 21468 μm y 778 μm de producto.

Luego de un periodo de tiempo la pulpa es dirigida a un primer hidrociclón que mediante fuerzas centrífuga maneja a los finos enviándolos a las celdas de flotación; mientras que los gruesos fluyen hasta un segundo molino de bolas de menor dimensión (6*10 ft) considerado para remolienda ver figura 27, este molino permite un volumen de $68.96 m^3$ a un

grado de llenado de 45.34% siendo un volumen real el $31.27 m^3$, como también la velocidad crítica de rotación a $32.73 rpm$ tomando una fracción de la velocidad de rotación del 75% se tiene una velocidad crítica de $24.55 rpm$. El tamaño de alimentación mediante tamizaje es $609 \mu m$ y su producto de $305 \mu m$, el índice de trabajabilidad es de 15.49 con estos valores se obtuvo la energía de Bond siendo $2.59 kWh/ton$ como también mediante la fórmula de Allis Chalmers se obtiene el tamaño máximo de alimentación $3664.43 \mu m$ procesando así 30 ton/h.



Figura 29: Molinos de bolas

Nota. Elaborado por la autora

Esta segunda pulpa con una densidad aparente de $1540 kg/m^3$, se conduce a un segundo hidrociclón que clasifica nuevamente de gruesos y finos ver figura 30a. Las características hidrociclón 1 que recibe la pulpa del molino 1 son: ápex comprendido en un rango de 48-50mm y vortex 50 mm, el segundo hidrociclón tiene la cualidad de ser más pequeño en relación al primero y sus características son: ápex 23-26 mm y vortex de 50 mm.

Beneficio: Con el flujo de producto de los hidrociclones, se envían hacia un concentrado centrífugo Knelson modelo KC-XD20 (figura 30b) con una capacidad de 80 ton/h de sólidos, tamaño máximo de alimentación es de 6mm donde por su propia accionar clasifica obteniendo un resultado catalogado como Oro grueso. La pulpa se procede a enviarse hasta las respectivas celdas de flotación. Este proceso inicia en la celda de flotación tipo Serrano, donde se puede obtener el primer concentrado, seguido la pulpa menos concentrada de minerales se envía hasta la continua celda de flotación tipo Serrano de donde también se obtiene un segundo concentrado.

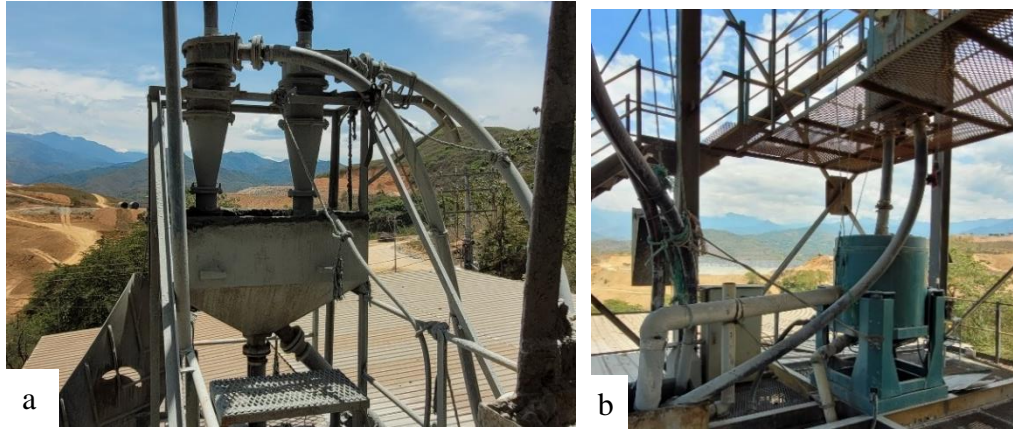


Figura 30: a) Concentrador Knelson b) Hidrociclones.

Nota. Elaborado por la autora

La pulpa aun con minerales restante de la segunda celda Serrano es enviada a la 3 celda de flotación tipo Denver cumpliendo la función de Rouger, su concentrado es enviado hasta la celda tipo Denver 2, luego para hacia la 1 (Cliners) teniendo como resultado el tercer concentrado. El concentrado que no se recupera en la celda 3 tipo Denver, es enviada hacia la celda 4 (Rouger) de ahí a las celdas 5,6,7 y 8 (Scavenger); teniendo dos productos. El primero es un relave o colas que son enviados hasta la relavera nueva, y el segundo es un concentrado menor que se dirige hasta la celda tipo Denver 3 que realiza el proceso mencionado anteriormente. En cada etapa de flotación existe una dosificación tanto de cal como de químicos que permiten acondicionar la pulpa para la recuperación de un concentrado ver figura 31.

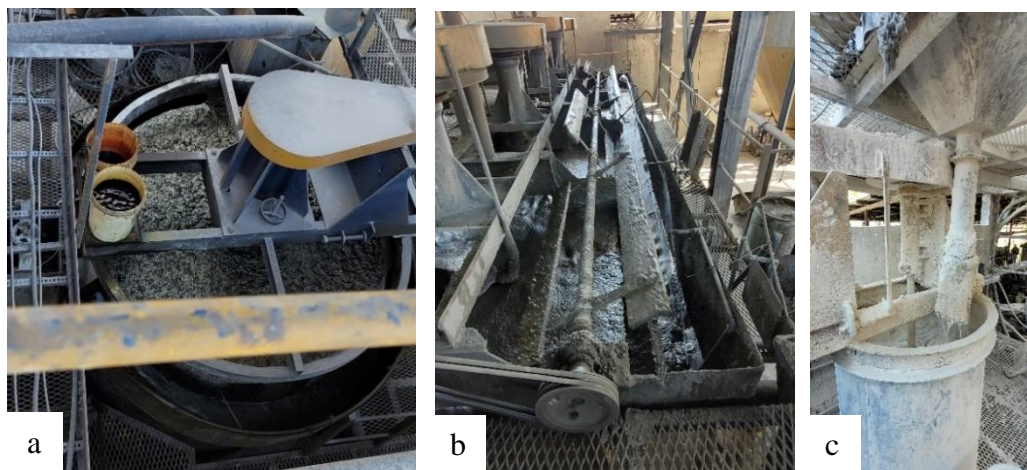


Figura 31: a) Celda tipo Serrano b) Celdas tipo Denver c) Dosificador de Cal.

Nota. Elaborado por la autora

Los tres concentrados finales son enviados hasta un espesador (ver figura 32a) manejando un volumen de 76.49 ton/h en flotación, por rebose agua más finos son enviados a una piscina que medianamente permite obtener una cantidad de concentrado baja, el agua de este proceso es enviada hasta un lago, que posteriormente es bombeada hasta una piscina de recirculación y tratamiento del agua. El concentrado se evacua desde la parte inferior del espesador, el mismo es sometido a un filtro prensa (ver figura 32b) con la función de bajar su humedad para reservarlo en bolsas denominadas Big Bag.

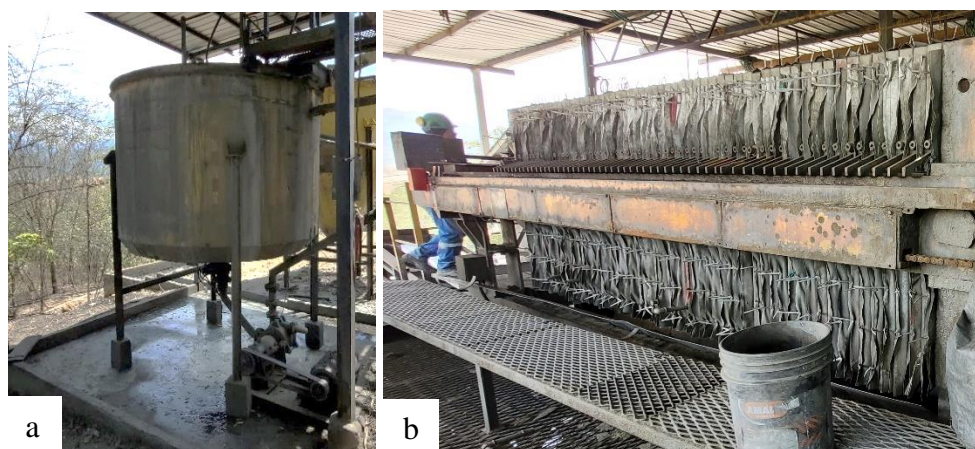


Figura 32: a) Espesador b) Filtro prensa

Nota. Elaborado por la autora

- **Consumo energético:** Se cuenta con un consumo energético promedio de 223754.92 kWh mensual, lo cual representa \$19162.12 de planilla, siendo trituración 4.61% considerando que se tritura en horarios de la noche de 10pm hasta las 8 am con un valor de \$ 0.0501 USD/kWh, molienda 54.98%, flotación 32.33% y servicios generales 8.08%. Obteniendo un coste por tonelada procesada de \$1.65 USD, con una demanda 0.9 kW/TMD y un consumo 22 kWh/ton.

En el anexo 5 se presente el flujograma de funcionamiento de la planta de tratamiento detallando las fases tanto de trituración, molienda y beneficio.

A continuación, en la tabla 7 se describen los químicos que se usan en el proceso de molienda – flotación.

Tabla 7: Químicos utilizados en el proceso de molienda y flotación

Químicos utilizados en el proceso de molienda y flotación			
Nomenclatura	Nombre del reactivo	Cantidad (gr)	Características
404	Aero 404 Ditioposfato	0.026	Solución acuosa de un colector de dos componentes, para la flotación de sulfuros de cobre, plomo, níquel y zinc, cobre metálico y de los sulfuros de hierro en circuito ácido.
208	Promotor Aerofloato	0.023	Es una solución acuosa alcalina de una mezcla de Ditioposfatos. En medio ácido se transforma en los correspondientes ácidos ditioposfóricos, insoluble en agua.
Z6	Xantato amílico de potasio	0.0036 (0.87) gr/día	Se emplea como colector primario, usado generalmente en circuitos de acción rápida y sobre todo en el tratamiento de minerales de Zinc marmatíticos. Es usado también en circuitos de flotación con una acidez moderada.
TM-250	Espumante DOWFROTH	0.027	Son sustancias tensoactivas heteropolares que pueden absorberse en la superficie de separación agua-aire (burbujas). Es un agente de flotación de baja viscosidad, también es muy selectivo otorgando una alta recuperación de mineral.
Cal	Oxido de Calcio	5.2	Regulador del Ph
Complejo	Cianuro con Sulfato de Zinc	1 ml	Incrementan la selectividad de la flotación volviendo hidrofílicos a ciertos minerales para evitar su flotación.

Fuente: Elaborado por la autora.

Mencionado que los valores en gramos de cada reactivo, tiene relación a un 1 kilogramo de material procesado.

- **Balance de masa y metalúrgico:** Se tomó los valores de tonelaje promedio procesado en 24 horas, con respecto a un tonelaje total y su recuperación, en la siguiente tabla se presenta un balance promedio de 1 día de labores.

Tabla 8: Balance metalúrgico

BALANCE METALÚRGICO ECOLUXEN S.A												
	Tonelaje	LEYES			CONTENIDO			RECUPERACIÓN				
		Au	Ag	%Cu	Au	Ag	%Cu	Au	Ag	%Cu		
Cabeza	9817	0.23	27.5	0.54	2257.9	269967.5	5301.2	100.0	100.0	100.0	RATIO	
Concentrado	223.325	7.23	361.73	21.16	1614.64	80783.4	4725.6	80.8	48.8	89.1		43.958
Relave	9593.68	0.04	8.84	0.06	383.75	84808.090	575.6	17.0	31.4	10.9		
					1998.4	165591.45	5301.2					

Nota. Ecoluxen S.A (2022)

El balance presenta leyes desde enero 2022 donde se obtuvo un promedio en cada una de las leyes de los elementos recuperados, siendo el promedio del oro 80.80%, cobre 89.14% y de plata de 48.78% en el anexo 6 se describe a detalle cada calculo presentado sobre balances metalúrgicos.

Clasificación de los índices metalúrgicos

- **Recuperación (R):** El balance presenta leyes desde enero 2022 donde se obtuvo un promedio en cada una de las leyes de los elementos recuperados, siendo el promedio del oro 80.80%, cobre 89.14% y de plata de 48.78%
- **Razón de enriquecimiento (RE):** El concentrado se vende a razón del cobre por ello su ratio es con respecto a este elemento concentrado 39.18 veces a 1.

6.2.Resultados para el segundo objetivo

“Caracterizar las propiedades metalúrgicas, físico-mecánicas del elemento plata que se procesa en la Planta de Beneficio Ecoluxen S.A.”

El mineral que se procesa en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A proviene del proyecto Guabisay, el mismo se encuentra ubicado al Suroeste del Ecuador, cantón de Pucará, provincia del Azuay, aproximadamente a 4 km del poblado Cerro Negro y al este del Rio San Martín, constituido por 1 concesión minera, que cuenta con un área de 420 hectáreas en total. Las coordenadas UTM centrales del área del proyecto son: Este 66000E, norte 9647000 N (Datum: WGS 84, zona 17s). Siendo la altitud promedio de 2300 m.s.n.m. y se localiza en la hoja topográfica denominada Ushcurrumi (Escala: 1/50000).

6.2.1. Ubicación del Proyecto Guabisay

Desde la ciudad de Quito, por vía terrestre, son 11 horas de viaje, el siguiente cuadro muestra la ruta, distancias, tipo de acceso y tiempo requerido para acceder a la zona del proyecto ver tabla 9.

Tabla 9: Acceso al proyecto Guabisay

Acceso del proyecto Guabisay			
<i>Ruta</i>	<i>Kilómetros</i>	<i>Vía</i>	<i>Horas</i>
Quito-Pasaje	509	Asfaltada	7 h 50 min
Pasaje-Puente Tendales	35	Asfaltada	2 h 00 min
Puente Tendales- Cerro Negro	21	Asfaltada	1 h 00 min
Cerro Negro-Proyecto	3.5	Afirmada	0 h 10 min
Total	747		11 h 00 min

Nota. Elaborado por la Autora

6.2.2. Caracterización del mineral y roca

Por las características descritas de la geología local, litología, el estilo de alteración hidrotermal, mineralización, así como el contexto geológico regional y metalogénico distrital del proyecto Guabisay, puede definirse como un yacimiento del tipo “Complejo de Brechas Pipe de Cuarzo-Turmalina” con mineralización de Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu). La edad más próxima que se le puede asignar al proyecto Guabisay, puede venir del yacimiento Tres Chorreras que se encuentra a 6.5 km al Este, este depósito se presenta en forma de conducto de brecha, cuya mineralización se manifiesta en 2 tipos, una polimetálica y la otra de Oro (Au) epitermal (Melling et al. 2007) como se muestra en la figura 33.

Según Rios (2022) la alteración hidrotermal dominándote es seritización de los fragmentos acompañada de turmalina o dumortierita y en menor medida cloritización y silicificación. La ganga y menas están bien cristalizadas e introducidas después y probablemente durante la fragmentación. La mineralización está perfectamente ubicada en el margen de la chimenea, brechas con mayores redondeamientos de fragmentos se presenta harina de roca por la atrición y molienda entre fragmentos, consecuente existen dos tipos extremos que van desde brechas con oquedades a brechas con matriz de harina de roca con todos los estados intermedios posibles, considerándoles como brechas monolitológicas.

La datación asignada mediante Re-Os (Renio-Osmio), va desde 12.75 ± 0.06 a 12.9 ± 0.05 millones de años (Schutte et al, 2012), es decir del Mioceno.

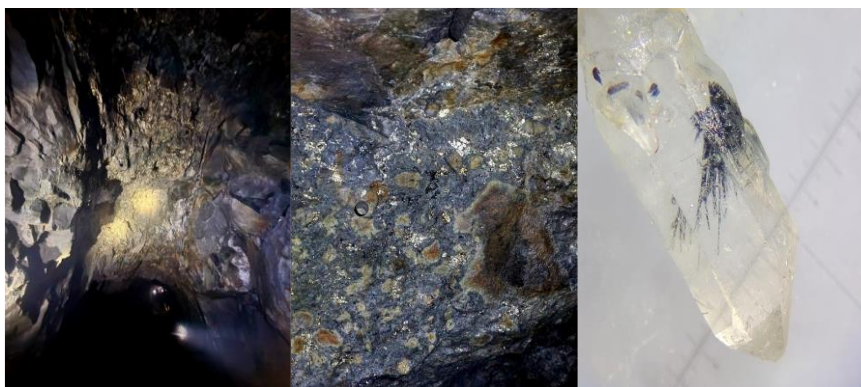


Figura 33: Complejo de Brechas Pipe de Cuarzo-Turmalina” con mineralización de Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu).

Nota. Proyecto Guabisay (2022)

En la siguiente figura, se presenta la geología local, vetas, fallas y labores que se encuentran realizando en el proyecto Guabisay.

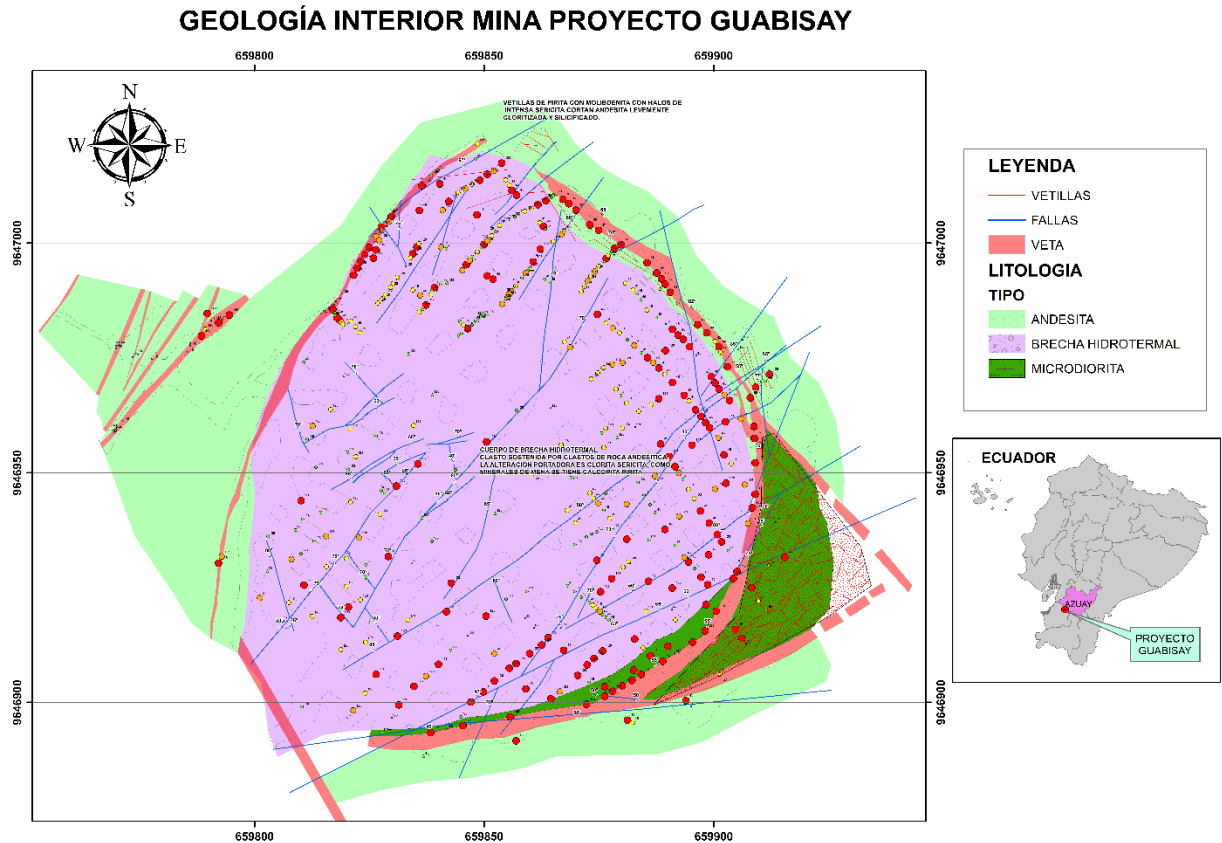


Figura 34: Geología local del proyecto Guabisay
 Nota. Proyecto Guabisay (2022)

Del muestreo tanto en pilas como de concentrado y relave se envió 40 kilos de muestras a analizar en la empresa GeoExinpesac, las muestras productos metalúrgicos fueron analizadas mediante el método de microscopía óptica polarizante de luz reflejada, sobre las briquetas pulidas, en las cuales se han podido determinar sus componentes mineralógicos, se han hecho el análisis modal determinando sus distribuciones volumétricas porcentuales, sus grados de liberación, a continuación, se describió el resultado de cada una de las muestras analizadas detallando su volumen, grado de liberación e imágenes en el anexo 7.

6.2.2.1. Cabeza: El electrum ocupa el 4.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la calcopirita ocupa el 4.36% del volumen total de la muestra, de este volumen el 97.09% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 2.91% restante, la tennantita ocupa el 0.26% del volumen total de la muestra, de este volumen el 44.94% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 55.06% restante, la enargita ocupa el 0.04% del volumen

total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la bornita ocupa el 0.01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante.

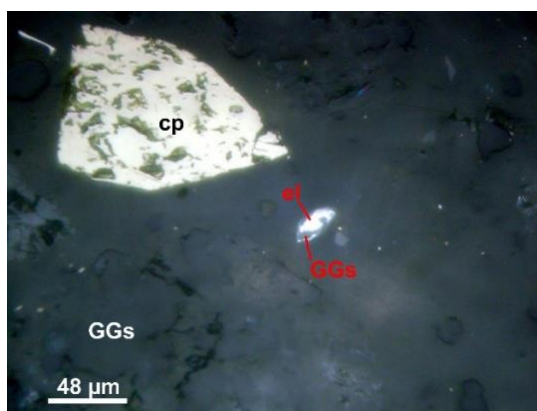


Figura 35: Partícula entrelazada de electrum (el) con la ganga (GGs) y partículas libres de calcopirita (cp) y de gangas (GGs). 500X.

Nota. GeoExinpesac (2022)

La calcocita ocupa el 0.01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la esfalerita ocupa el 0.06% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, la pirita ocupa el 19.30% del volumen total de la muestra, de este volumen el 99.74% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 0.26% restante, la marcasita ocupa el 0.01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante.

La molibdenita ocupa el 0.06% del volumen total de la muestra, de este volumen el 90.91% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 9.09% restante, la magnetita ocupa el 0.49% del volumen total de la muestra, de este volumen el 59.88% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 40.12% restante, la hematita ocupa el 0.12% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00%.

El rutilo ocupa el 0.01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la goethita ocupa el 0.15% del volumen total de la muestra, de este volumen el 80.00% se encuentra libre, la ganga ocupa el 75.09% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98.22% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 1.78% restante.

6.2.2.2. Concentrado: La calcopirita ocupa el 86.45% del volumen total de la muestra, de este volumen el 97.68% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 2.32% restante, la tennantita ocupa el 3.49% del volumen total de la muestra, de este volumen el 67.57% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 32.43% restante, la enargita ocupa el 1.21% del volumen total de la muestra, de este volumen el 54.47% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 45.53% restante, la bornita ocupa el 0.22% del volumen total de la muestra, de este volumen el 42.55% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 57.45% restante, la calcocita ocupa el 0.20% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre.

La covelita ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, la esfalerita ocupa el 0.25% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, la galena ocupa el 0.20% del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.24% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 4.76% restante, la molibdenita ocupa el 0.60% del volumen total de la muestra, de este volumen el 94.49% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 5.51% restante, la pirita ocupa el 5.81% del volumen total de la muestra, de este volumen el 95.78% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 4.22% restante, la arsenopirita ocupa el 0.19% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se encuentra libre.

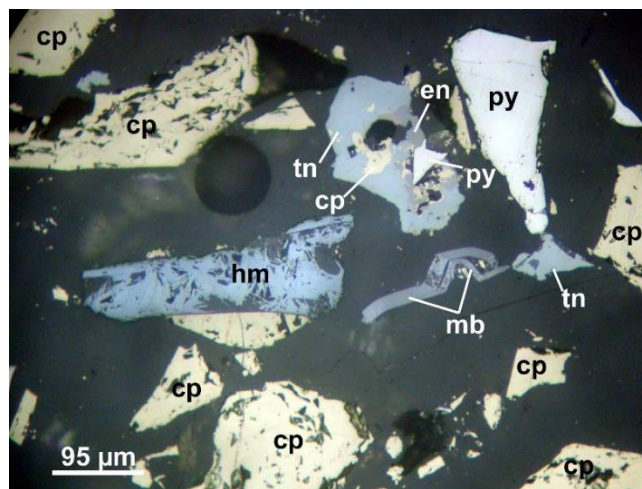


Figura 36: Partículas libres de calcopirita (cp), de molibdenita (mb), de tennantita (tn) y de pirita (py); partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la hematita (hm), de calcopirita (cp) con la tennantita (tn) con la enargita (en) y con la pirita (py). 200X.

Nota. GeoExinpesac (2022)

La magnetita ocupa el 0.02% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, la hematita ocupa el 0.29% del volumen total de la muestra, de este volumen el 32.26% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 67.74% restante, la goethita ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la ganga ocupa el 1.00% del volumen total de la muestra, de este volumen el 56.60% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 43.40% restante.

6.2.2.3. Relave: El electrum ocupa el 4.24% del volumen total de la muestra, de este volumen el 81.08% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 18.92% restante, la calcopirita ocupa el 1.39% del volumen total de la muestra, de este volumen el 80.19% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 19.81% restante, la tennantita ocupa el 0.12% del volumen total de la muestra, de este volumen el 55.56% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 44.44% restante, la enargita ocupa el 0.12% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante.

La bornita ocupa el 0.05% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la calcocita ocupa el 0.11% del volumen total de la muestra, de este volumen el 58.82% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 41.18% restante, la covelita ocupa el 0.07% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se encuentra libre, el cobre nativo ocupa el 0.03% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la cuprita ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante.

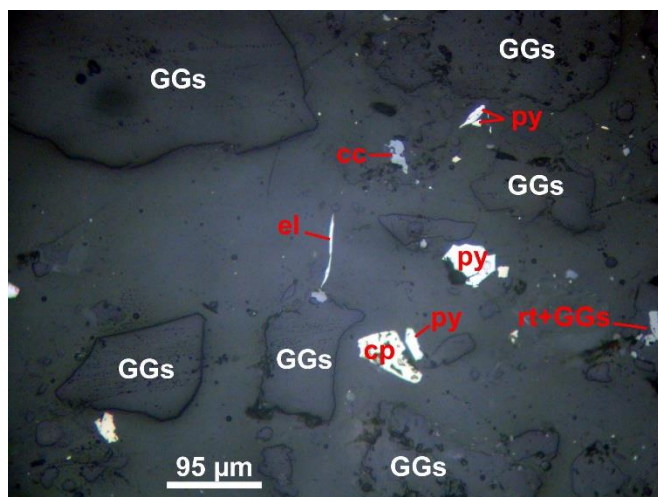


Figura 37: Partículas libres de electrum (*el*), de pirita (*py*) y de gangas (*GGs*); partícula entrelazada de rutilo (*rt*) con la ganga (*GGs*). 200X.

Nota. GeoExinpesac (2022)

La esfalerita ocupa el 0.06% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la galena ocupa el 0.07% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se encuentra libre, la molibdenita ocupa el 0.01% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la pirita ocupa el 23.58% del volumen total de la muestra, de este volumen el 99.33% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 0.67% restante, la arsenopirita ocupa el 0.10% del volumen total de la muestra, de este volumen el 62.50% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 37.50% restante, la pirrotita ocupa el 0.07% del volumen total de la muestra, de este volumen el 100.00% se encuentra libre.

La marcasita ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la magnetita ocupa el 0.04% del volumen total de la muestra, de este volumen el 0.00% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 100.00% restante, la hematita ocupa el 0.75% del volumen total de la muestra, de este volumen el 87.64% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 12.36% restante, el rutilo ocupa el 0.11% del volumen total de la muestra, de este volumen el 59.88% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 40.12% restante, la goethita ocupa el 0.73% del volumen total de la muestra, de este volumen el 99.10% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 0.90% restante, la ganga ocupa

el 71.44% del volumen total de la muestra, de este volumen el 98.56% se encuentra libre, permaneciendo aun entrelazada el 1.44% restante.

6.2.2.4. Análisis físico-mecánicos: Estos análisis realizados en el laboratorio de la Universidad Nacional de Loja fueron: densidad y resistencia a la compresión simple.

- *Densidad:* Resultado del promedio de dos ensayos se cuenta con una densidad de la muestra de 2.656 gr/cm^3 .
- *Compresión:* La Muestra 1 representó una resistencia a la compresión simple de 103.54 MPa, con una fuerza aplicada de 293.3 KN en un tiempo de 600 segundos como se muestra en la figura 36.



Figura 38: Resistencia a la compresión simple muestra 1

Nota. Elaborado por la autora

La Muestra 2 representó una resistencia a la compresión simple de 66.78 MPa, con una fuerza aplicada de 167 KN en un tiempo de 350 segundos, ver la siguiente figura.



Figura 39: Resistencia a la compresión simple muestra 2

Nota. Elaborado por la autora

6.2.3. Resultados para el tercer objetivo

“Establecer la variante de recuperación mediante la optimización de los procesos de molienda y beneficio basado en el análisis metalúrgico”

La variante de recuperación se la analizó con ensayos de laboratorio y con los resultados de los análisis metalúrgicos, por ello el primer paso se calculó el tiempo medio de residencia del elemento plata en el molino.

6.2.3.1. Tiempo medio de residencia: En el molino primario de dimensiones 7*12 ft el tiempo medio de residencia del mineral es de 0.26 horas es decir 15.6 minutos. En el segundo molino considerado para remolienda, se cuenta con un tiempo medio de residencia de 10 minutos.

6.2.3.2. Validación de los resultados con ensayos de laboratorio: Se basó en el cálculo, tamizaje y pruebas de flotación, las mismas se muestran a continuación.

- **Tiempo de molienda:** De los ensayos realizados con 4 distintas muestras en tiempos diferentes se obtuvieron que para la M1 en un tiempo de 10 min con un peso de 560.9 gr se tiene una malla de -200 a 56.09%, en la M2 en un tiempo de 12 min con un peso de 611.22 gr se tiene a una malla de -200 a 61.12%, en la M3 en un tiempo de 15 min con un peso de 655.5 gr se tiene a una malla de -200 a 65.5% y en la M4 tiempo de 19 min con un peso de 819.8 gr se tiene una malla de -200 a 81.9%.
- **Flotación:** Se realizaron 4 pruebas de flotación con las muestras M1, M2, M3 y M4 donde se obtuvo para cada muestra leyes de cabeza, concentrado, concentrado medio y relave como se muestra en el anexo 9 con sus respectivos balances metalúrgicos. La recuperación del elemento plata en M1 fue de 45.91 gr/ton, en M2 53.09 gr/ton, M3 72.09 gr/ton y M4 68.78 gr/ton, Además, en la tabla 10 se presenta la recuperación de los 3 elementos analizados correlacionados con su tiempo de molienda.

Tabla 10: Recuperación de los elementos Au, Ag y Cu en las pruebas flotación.

<i>Tiempo</i>	Recuperación		
	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	<i>Cu</i>
10	84.32	45.91	90.36
12	80.48	53.09	86.64
15	77.13	72.09	92.87
19	73.06	68.78	90.7

Nota. Elaborado por la autora

6.2.3.3. Valoración técnico-económica: Se presenta los costos directos e indirectos que fueron analizados para la determinación de la optimización detallados en el anexo 10

- **Costos directos:** Se incluyó costo del personal, reactivos e insumos y mantenimiento de equipos dando un resultado de \$2054.20 dólares.
- **Costos indirectos:** Se consideró costos de administración, seguridad, alimentación, servicios básicos, útiles de aseo, impuestos e informes, útiles de oficina dando un total de \$ 4141.58 dólares.

Según Kitco (2023) el precio en la fecha 19/01/2023 es de 0,77765 US dólar por 1 gramo de plata. Según (Bolsa de Metales de Londres, 2022) el último precio del cobre del año 2022 fue en el mes de noviembre con un precio de 8049.86 US dólar, aunque hasta la fecha actual (19/01/2023) el precio es de \$ 9435 USD/ton al 100% según la condición de calidad del concentrado, actualmente se propone una calidad desde 18-22% lo cual corresponde al 80%.

De esta manera se permite analizar una aproximada optimización de 63.52 gr/ton de concentrado más, es decir \$49.40 USD/ton de concentrado, normalmente en cada campaña se vende entre 250 a 300 ton de concentrado de Cu. Otra manera de analizar es según la calidad del concentrado actualmente que se encuentra en un 70% que tiene un precio aproximado de \$6604.5 USD/ton de concentrado en comparación a la propuesta de una mayor calidad al 80% equivaldría a \$7548 USD/ton de concentrado generando \$ 943.5 USD/ton concentrado.

7. Discusión

En Ecuador existen 179 plantas de procesamiento de material minero, según el Ministerio de Energía, en El Oro y en Azuay hay 117 plantas que procesan material externo, la mayoría de las que están en funcionamiento en el país (Tapia, 2022). La mayoría estas plantas trabajan con tonelajes promedio de 120 a 150 toneladas al día, con recuperación medianamente buenas, aunque se conoce que ningún proceso es eficiente al 100%, en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A tienden a acercarse a un rango alto con un procesamiento de 720 toneladas al día.

En mención a lo anterior se analizó el proceso de conminución a detalle de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A, donde se obtuvo los siguientes datos:

- La trituradora primaria modelo PE-900*1100 actualmente su tamaño de alimentación es de 267.2 en comparación a su tamaño útil de 870 mm, como también su tamaño de salida en 90.55 en contraste su rango de 170-270 mm. Esta trituradora tiene una capacidad de procesar 180 hasta 360 ton/h aunque se encuentra procesando 79.56 ton/h, en cuanto a la potencia del motor es de 110 kW estando dentro de sus límites establecidos de 90-110 kW.
- La trituradora secundaria modelo PEX-300*1300mm inicialmente podría presentar un tamaño de alimentación máximo de 250 mm ubicándose en 104.63 mm como también el rango de descarga podría llegar desde 20-90 mm, pero se encuentra regulada en 28.98 mm, procesando actualmente 17.74 ton/h estando en la capacidad de 25-95 ton/h. La potencia de su motor nominal se encuentra en el rango de 55-75 kW permaneciendo dentro del límite en 75 kW.
- La trituradora terciaria modelo PEX-250*1200 mm nominalmente cuenta con un tamaño de alimentación máximo de 210 mm estando regulada actualmente para recibir material de tamaño máximo 38.32 mm, el rango de descarga es 25-60 mm, aunque se encuentra regulado en 28.98 mm. Actualmente se procesa 12.8 ton/h estando en la capacidad de procesar entre 20-62 ton/h, trabajando con una potencia de su motor en su máximo de 45 kW siendo el rango nominal entre 37-45 kW.
- El molino 1 de dimensiones 7*12ft (2100*3600 mm) nominalmente debería encontrarse operando a 23 rpm en su velocidad de giro, aunque se encuentra girando a 20.5 rpm, la cantidad de medio molturante usado es de 18.39 ton en comparación a su

máximo peso de 19 ton, además, el tamaño máximo de alimentación debería ser menor o igual a 25 mm estando actualmente en 21.46 mm, como el de su descarga que se encuentra en 0.77 mm comprendido en el catálogo entre 0.074-0.4 mm de esta manera produce 30 ton/h ya que nominalmente se encuentra en el rango de 10 a 36 ton/h. Cuenta con un motor de 200 kW a diferencia que podría trabajar con un motor hasta de 210 kW, el peso en toneladas de este equipo se encuentra en 46.

- El molino 1 cuenta con un lifter o también llamado levantador que permite que con menores revoluciones el material que se procesa más el medio molturante caigan sobre el al momento del giro, evitando un desgaste en forros. Por ello las revoluciones con las que actualmente cuenta este molino, permite un adecuado funcionamiento y estas revoluciones son ajustadas cada que existe desgaste de forros y bolas de acero.
- El molino 2 considerado para el proceso de remolienda modelo 1830*3000 es decir 6x10 ft cuenta nominalmente con una velocidad de giro de 25 rpm rotando actualmente 19.75 rpm, con una cantidad de medio molturante de 5.6 ton estando en la posibilidad de llegar a 11 ton. El tamaño de alimentación máximo permitido en su catálogo es menor o igual a 25 mm, estando en 0.609 mm, como también el tamaño de descarga se encuentra en 0.305 mm y su rango permitido es de 0.074 hasta 0.4 mm, de esta manera produce 25 ton/h aunque su rango nominalmente sea 4 a 10 ton/h, cuenta con un motor de 110 kW en contraste a su catálogo que le permite hasta 130 kW, efectuando un peso del equipo en 28 toneladas.

Según Jara (2019) en su estudio llamado “*Optimización del tiempo de molienda donde que permitirá el incremento de la recuperación por flotación de los minerales*” procesados en la planta de Beneficio Fayuma de la provincia el Oro, cantón Portovelo, sector el Pache la granulometría con la cual se desarrolló diferentes pruebas de flotación fue del 62.08% ($D_{80}= 124\mu\text{m}$); 67.82% ($D_{80}= 108\mu\text{m}$) y 73.2% ($D_{80}= 96\mu\text{m}$), del pasante de la malla #200, encontrando a estos valores dentro de los rangos óptimos para optimizar la recuperación del mineral de interés. Donde la granulometría de mayor recuperación en este trabajo de integración curricular es de 65.5% ($D_{80}=114.96\mu\text{m}$) para el elemento plata en un tiempo de molienda de 15 min.

Las muestras de productos metalúrgicos que fueron analizadas mediante el método de microscopía óptica polarizante de luz reflejada, sobre las briquetas pulidas reflejan que el

relave ocupa un volumen de 0.24% en la muestra, obteniendo un grado de liberación del 81.08% demostrando que se podría recuperar más en el proceso de flotación ya que se encuentra liberado el elemento.

Según Palomino y Ramos (2008) luego de una serie de ensayos realizados logran obtener variantes de mayor recuperación para dos elementos oro y plata donde realizaron una etapa de preconcentración utilizando el concentrador centrífugo Falcon para este tipo de minerales, seguido de la flotación de su relave a una granulometría de 66% -200 mallas, se logran obtener resultados metalúrgicos satisfactorios en cuanto a recuperación solo para el Au. Así se llegaron a una recuperación de 92.69%, pero presentando resultados no óptimos para la Ag, pues presentaron bajas recuperaciones similares a las obtenidas en el proceso de flotación convencional. Denotando que a pesar de obtener el 66% -200 mallas el elemento Ag se deprime en el proceso de flotación.

Por ello se menciona que es importante que en el primer concentrado se obtenga un pH de 8 donde exista mayor recuperación del elemento Ag como es el caso de este estudio donde se obtuvo 425.25 gr/ton, mientras que en el concentrado medio del proceso de limpieza el pH se aumenta a 11 recuperando 28.63 gr/ton de Ag.

8. Conclusiones

- La planta de Beneficio Ecoluxen S.A. legalmente puede procesar 1000 toneladas de mineral por día, contando con una capacidad instalada de 750 ton/día, permaneciendo con una capacidad operativa de 720 ton/día, mediante el balance metalúrgico se determinó que en la planta se obtiene un concentrado de cobre (Cu) en un promedio de 17%, recuperando el elemento plata (Ag) en un 48% con ley de 20.11 gr/ton, leyes obtenidas mediante ensayos de copelación y espectrofotometría.
- Actualmente el proceso Minero metalúrgico que se realiza en la planta Ecoluxen S.A es el proceso de conminución y beneficio, refiriendo a una fase de trituración que cuenta con un grado de reducción de 8.25 veces admitiendo tamaños desde 267.2 hasta 22.63mm, una fase de molienda, constando en el molino primario un grado de reducción es de 27 veces desde, en el molino de remolienda 2 veces. Para un tercer momento se realiza una concentración gravimétrica mediante el equipo Knelson el mismo centrifuga gravimétricamente 25 ton/h, mientras que en la flotación se obtiene tres concentrados, dos concentrados en las celdas Serrano y uno en las celdas Denver.
- La mena utilizada para la presente investigación caracteriza un yacimiento del tipo “Complejo de Brechas Pipe de Cuarzo-Turmalina” con concentración de mineralización de Oro (Au), Plata (Ag) y Cobre (Cu) del proyecto Minero Guabisay de titularidad de la empresa, ubicado al Suroeste del Ecuador, cantón de Pucará, provincia del Azuay, aproximadamente a 4 km del poblado Cerro Negro y al este del Rio San Martín.
- El elemento de interés plata (Ag) es caracterizado con muy difícil a imposible su recuperación mediante los ensayos de microscopía óptica polarizante de luz reflejada, sobre las briquetas pulidas, determinando al elemento según los tipos geométricos de intercrecimientos entre minerales de tipo 2cIV caracterizado como concéntrico en la aleación del Electrum. En la muestra de cabeza, el Electrum ocupa el 4.04% en volumen con ningún grado de liberación mientras que en la muestra relave ocupa un volumen de 0.24% obteniendo un grado de liberación del 81.08% en el relave.
- Se tomó en cuenta para el desgaste de forros y del medio molturante en la fase de conminución a las propiedades físico-mecánicas del material en estudio, las cuales son densidad cuyo valor es de 2.656 gr/cm³, contenido de humedad 15.24%, resistencia a la compresión simple promedio

de 85.16 MPa, clasificándose entre una roca dura, la misma que necesita más de un golpe para romperla según ISRM (1981), indicando un alto grado de desgaste influyendo en el costos operativos y pureza del mineral.

- Se realizaron cuatro ensayos de molienda a nivel de laboratorio a distintos tiempos, tales fueron 10, 12, 15 y 19 min, donde se determinó el tiempo óptimo de molienda siendo el ensayo de 15 min a -200 mallas el pasante correspondiente a 65.5%.
- En el proceso de flotación se realizó 4 pruebas, mencionando que en la muestra M3 con un tiempo de 15 min se obtuvo la mayor recuperación del elemento plata en una proporción del 72.09%. En su primera etapa de flotación presentó un concentrado con 35 gr con una ley de Ag de 425.25 gr/ton controlando un pH de 8 empleando un tiempo de 4.5 min, en la segunda etapa se generó un concentrado medio de 27 gr con una ley de Ag 28.63 gr/ton incrementando su pH a 11 tomando un tiempo de 3.5 min y finalmente el relave de 938 gr con una ley de 5.32 gr/ton, realizando dos etapas de flotación.
- La optimización se refleja de acuerdo a una mayor recuperación del elemento plata (Ag) equivalente a 63.52 gr/ton de concentrado más, representando aproximadamente \$49.40 USD por tonelada de concentrado adicionales, considerando que en la planta se vende entre 250 a 300 toneladas proyectando un promedio de \$13585 dólares de la optimización por campaña.
- Se optimizó la velocidad del molino de remolienda, disminuyendo su velocidad de giro de 23 a 19.75 rpm, ya que no se requiere el efecto catarata para este fin, con ello se disminuyó de 95 kW a 65 kW el consumo energético representando \$1987.2 USD de ahorro al mes, reduciendo el consumo energético en un 9.39%.

9. Recomendaciones

- En el proceso de trituración se evidencia una pala cargadora que se usa para proporcionar material tanto en la tolva de gruesos y finos, por ello es importante adquirir un Feeder de alimentación continua que se instale en el punto donde caen los finos por gravedad y se distribuya el material hacia la tolva de finos de manera constante. Además, se considera que el volumen de la tolva si bien es alto, se necesita otra tolva de la misma capacidad que satisfaga la capacidad demandada. Adicional, si en mina implementan una malla de perforación que permita menores tamaños de roca, se reduciría la etapa de trituración de tres a dos trituradoras generando
- Las tres trituradoras que intervienen en el proceso de conminución tienen mayor capacidad de procesamiento, por ende, permitirán una mayor producción en la etapa de trituración, siendo recomendable maximizar el trabajo de cada uno de los equipos y maquinaria. Como también en el molino 7*12 ft que podría trabajar en un mayor rango.
- La mineralogía es muy cambiante debido que se trata de un cuerpo brechoso y el material que rodea al cuerpo tiene características de leyes que se consideran mediamente rentables, de esta manera es vital analizar en cada cambio litológico, el grado de liberación, minerales presentes y metalurgia de las muestras, donde se pueda establecer variantes de recuperación por cada litología. Sabiendo que el proceso de beneficio es exclusivo y la cantidad de reactivos a utilizar dependerá directamente del material a procesar como también de los minerales que se pretenden recuperar.
- Para material con leyes considerables de plata se recomienda condicionar su pH en las etapas de flotación ya que al no tomar en cuenta esta condición gran parte de este elemento se deprime, encontrándose en el relave. Además, es importante probar con nuevos reactivos del mercado.
- Investigar la opción de emplear bombas de agua usando gravedad, trabajando dentro de su curva de mayor eficiencia.
- Para evitar alto costo en energía eléctrica se debe analizar los precios de la misma en el día, noche, horas pico y feriados, ya que una excelente alternativa que se implementa en esta planta es realizar la mayor trituración posible en la noche porque el costo es inferior, optimizando en costo por tonelada procesada.

- Se procesan 720 ton/día con respecto al consumo energético se tiene una relación con referencia al año 2018 el costo de procesamiento por tonelada fue de \$ 3.93, en el 2019 de \$2.91, 2020 entre \$1.98, en el 2021 de \$1.81 y 2022 de \$1.65 dólares presentando actualmente una favorable relación costo beneficio, aunque la recuperación del elemento plata corresponda al 48% con ley de 20.11 gr/ton. Debido a estos antecedentes se reconoce el gran trabajo se realizan los técnicos y se recomienda a otras plantas de Beneficio que aprovechen de manera sustentable los recursos, tanto energéticos como los minerales priorizando una máxima recuperación en cada uno de ellos.
- Impulsar dentro de las universidades que se realicen más estudios en temas metalúrgicos, como también llegar a implementar esta carrera en nuestro país ya que el Ecuador tiene un alto potencial minero, por ende, es necesario la formación de profesionales en este oficio.

10. Bibliografía

- AMV Consultores. (2013). *Análisis Químico Metalúrgico de Minerales*.
<https://amvconsultoresperu.com/analisis-quimico-metalurgico-de-minerales/>
- Blanco, E. A. (2014). *Introducción a la Mineralúrgia*.
- Bolsa de Metales de Londres. (2022). *Precio del cobre*. Precio Del Cobre.
<https://datosmacro.expansion.com/materias-primas/cobre>
- Cornelis, K. (2001). *Técnicas químicas analíticas*. Manual de Mineralogía.
<https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Minerales/Tecnicas-quimicas-analiticas.html>
- Geoinnova. (2019). *¿Qué es la geoestadística y cuáles son los principales análisis geoestadísticos?* <https://geoinnova.org/blog-territorio/que-es-la-geoestadistica-analisis-geoestadisticos/>
- González de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica*.
- Gonzalez, M. (1979). *Análisis cualitativo*.
- Ingemmet. (2022). *Análisis Mineralógico*.
https://portal.ingemmet.gob.pe/web/lab/mineralogico_rx
- Ingeoexpert. (2020, November 14). *Tipos de muestreo en minería*. Tipos de Muestreo En Minería. <https://ingeoexpert.com/articulo/tipos-muestreo-mineria/>
- Jara, J. (2019). *OPTIMIZACIÓN DEL TIEMPO DE MOLIENDA QUE PERMITIRÁ EL INCREMENTO DE LA RECUPERACIÓN POR FLOTACIÓN DE LOS MINERALES PROCESADOS EN LA PLANTA DE BENEFICIO FAYUMA CÓD.30000421 DE LA PROVINCIA EL ORO, CANTÓN PORTOVELO, SECTOR EL PACHE. ECUADOR*.
- Kitco. (2023). *Kitco*. Precio Del Gramo de Plata. <https://www.kitco.com/gbl/es/index.html>
- Linares Gutiérrez, N. (2021). *Procesamiento de Minerales- Mineralurgia*.
www.losmetalurgistas.blogspot.com
- Meza, J., Peña, A., & Barzola, J. (2016). *MANUAL DE GEOLOGÍA N° MG-01*.

- Palomino, Á., & Ramos, O. (2008). *EVALUACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DEL ORO Y PLATA A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS EN UNA MATRIZ DE CUARZO MINERA KORICOLQUI*.
- Paniukov, P. (1981). *Geología Aplicada a la Ingeniería* (MIR).
- Portal Minero. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. V.1(Cap. 2), pp.-126.
- Ramírez, P., & Alejano, L. (2004). *Mecánica Rocas: Fundamentos de Ingeniería de taludes*.
- Rayner Canham, G. (2000). *Química inorgánica descriptiva* (2da. edición, Vol. V1). Pearson Educación.
- Redmore, F. H. (1981). *Fundamentos de química*.
- Rios, A. (n.d.). *Proyecto Guabisay*.
- Schumann, W. (1988). *Rocas y minerales* (A. Álvarez, Ed.; 3ra.). Ediciones Omega S.A.
- Servicio Geológico Mexicano. (2017). *Beneficio y transformación de minerales*. Beneficio y Transformación de Minerales.
https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Beneficio-y-transformacion--minerales.html
- Sironvalle, A. (2002). *Introducción al Muestreo Minero*. <http://www.iimch.cl>
- Tapia, E. (2022, December 6). *57 plantas de material minero funcionan sin permiso ambiental*. 57 Plantas de Material Minero Funcionan Sin Permiso Ambiental Para Hacer Uso de Este Contenido Cite La Fuente y Haga Un Enlace a La Nota Original En Primicias.Ec:
<https://www.primicias.ec/noticias/economia/plantas-procesamiento-permiso-ambiental/>
<https://www.primicias.ec/noticias/economia/plantas-procesamiento-permiso-ambiental/>
- UNC. (2013). *Toma de muestras*. Univeridad Nacional de Colombia.
<https://docplayer.es/63407075-Instructivo-para-toma-y-manejo-de-muestras-laboratorio-de-carbones-solicitud-142.html>
- Wills, B. (2016). *Mineral Processing Technology*. Elsevier. <https://doi.org/10.1016/C2013-0-06084-7>

Zúñiga Arrobo, C., & Rojas Villacís, C. (2020). Análisis de costos operativos en Pequeña Minería y Minería Artesanal en Nambija. *FIGEMPA: Investigación y Desarrollo*, 1(2), 50–60. <https://doi.org/10.29166/revfig.v1i2.2568>

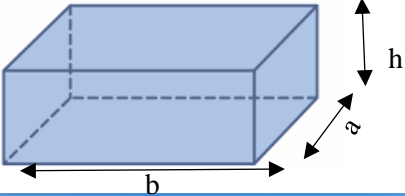



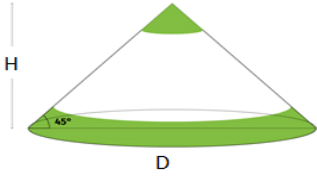

11. Anexos

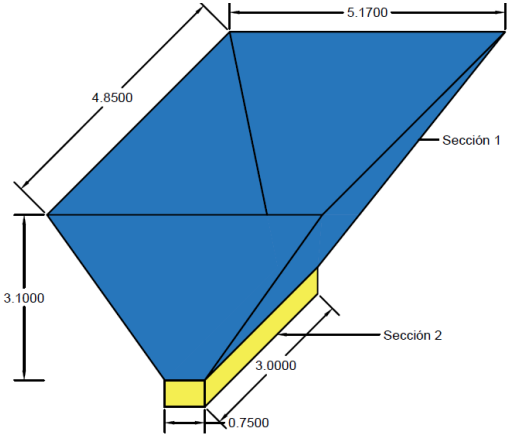

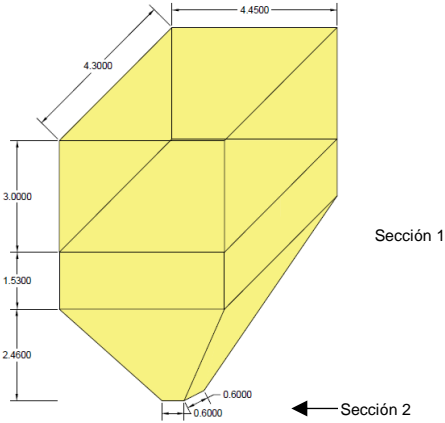
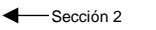
Anexo 1: Descripción del proceso molienda-flotación

Área de almacenamiento: StockPile.

Procesamiento Mecánico (Conminución).

Este proceso inicia con la zona de acopia del mineral que viene desde la mina Mincosmo, donde se tomó cálculos estimativos en base a stockpile

<p style="text-align: center;">Zona de almacenamiento 1</p>    	<p>1. Cálculo del volumen (m^3):</p> $V = b * h * a$ <p>Donde $h=0.72$ $b=55$ $a=45$ $\delta m = 2.656 \text{ ton}/m^3$ $V = 55m * 0.72m * 45m$ $V = 1782m * 2.656 \text{ ton}/m^3$ $Ton = 4733ton$</p> <p>Se ha llegado a apilar hasta 20000 ton.</p> <p>Area Zona stock 1 1968.097 Area Zona stock 2 1659.131 Total, de áreas= 3936.23</p>
<p style="text-align: center;">Zona de almacenamiento 2</p>  	<p>1. Cálculo del volumen (m^3):</p> $V = \frac{H}{3} * \frac{\pi}{4} * D^2$ $\text{tang}(\alpha_{\text{reposo}}) = \frac{2H}{D}$ <p>Donde $H=7m$ $D=10$ $\delta m = 2.656 \text{ ton}/m^3$ $V = \frac{7}{3} * \frac{\pi}{4} * 10^2$ $V = 183.26 * 2.656 = 486.74 \text{ ton}$</p>

<p style="text-align: center;">Tolva de gruesos</p>  	<p>Volumen sección 1</p> <p>Datos: B: 5.17 m h: 3.10 m b: 0.75 m a: 3 m</p> $V = A_b * h$ <p>Como la base es un trapecio</p> $A_b = \frac{B + b}{2} * a$ $V = \left(\frac{B + b}{2} * a \right) * h$ $V = \left(\frac{5.17 + 0.75}{2} * 3.1 \right) * 4.85$ $V = 44.50 m^3 * 2.656 = 118.2 \text{ ton}$ <p>Volumen prisma rectangular</p> $V = b * a * h$ $V = 0.75 * 3 * 0.5$ $V = 1.125 * 2.656 = 2.988 \text{ ton}$ <p>Capacidad de la tolva de gruesos</p> $V_{total} = Vol 1 + Vol 2$ $V_{Total} = 44.5 + 1.125 m^3$ $V_{Total} = 45.625 m^3$
<p>Las variables de selección de tolvas:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Capacidad de almacenamiento (m³; ton). 2. Densidad del material (ton/m³). 3. Angulo de reposo del material (β). 4. Angulo de estructura de la tolva (α). 5. Coeficiente de espacios (μ) 6. Ubicación estratégica. 7. Espesor de las paredes (e) 8. Tipo de dosificadores (descarga). 	$T = V_{tolva} * \rho c$ $\rho c = (1 - Fev) \rho m$ $\rho c = (1 - 0.4) \rho m$ $\rho c = 0.6 * 2.656 \text{ TM/m}^3$ $\rho c = 1.6 \text{ TM/m}^3$ $T = V_{tolva} * \rho c$ $T = 45.625 * 1.6 \text{ TM/m}^3$ $T = 73 \text{ TM húmedo}$ <p>Toneladas secas:</p> $T_{secas} = 73 \text{ TM húmedo} * 0.93$ $T_{secas} = 67.89 \text{ TM}$
<p style="text-align: center;">Tolva de finos</p>   <p>Datos Prisma b: 4.3m a: 4.45m h: 4.53 m</p> <p>Datos m b':0.6 a':0.6 h':2.46</p>	<p>Volumen de la sección 1 prisma rectangular</p> $V = B * a * h$ $V = 4.3 * 4.45 * 4.53$ $V = 86.68 m^3 * 2.656 = 230.23 \text{ TM}$ <p>Volumen de la sección 2</p> $V = \frac{h'}{6} [(2a + a') * b + (2a' + a) * b']$ $V = \frac{2.46}{6} [(2(4.45) + 0.6) * 4.3 + (2(0.6) + 4.45) * 0.6]$ $V = 18.14 m^3 * 2.656 = 48.18 \text{ TM}$


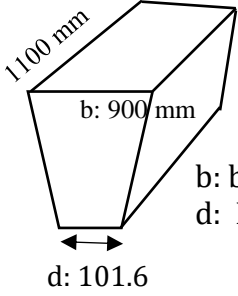



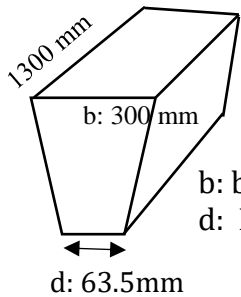

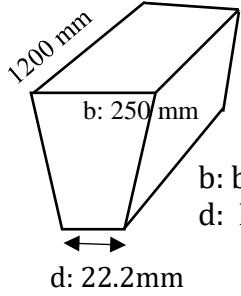

Capacidad de la tolva de finos
 $V_{total} = Vol 1 + Vol 2$
 $V_{Total} = 86.68 + 18.14m^3$
 $V_{Total} = 104.82m^3$

$T = V_{tolva} * \rho c$
 $\rho c = (1 - Fev) \rho m$
 $\rho c = (1 - 0.2) \rho m$
 $\rho c = 0.8 * 2.656 \text{ TM}/m^3$
 $\rho c = 2.12 \text{ TM}/m^3$
 $T = V_{tolva} * \rho c$
 $T = 104.82 * 2.12 \text{ TM}/m^3$
 $T = 222.2 \text{ TM húmedo}$
 Toneladas secas:
 $T_{secas} = 222.2 \text{ TM húmedo} * 0.93$
 $T_{secas} = 206.66 \text{ TM}$

Trituración

La etapa de trituración cuenta con tres trituradoras de mandíbulas que se describen a continuación

Esquema	Especificaciones
<p>Trituradoras de mandíbulas</p> 	<p>Jaw Crusher GD: Quingdao Gudao Internatinal Company Power: 160 kw Feed opening: 1250*950 mm Maxima capacidad: 760mm</p>
<p>Trituración primaria</p>  <p>b: boca entrada (cm) d: Material triturado (cm)</p>	

<p style="text-align: center;">Trituración secundaria</p>  <p>b: boca entrada (cm) d: Material triturado (cm)</p> <p>d: 63.5mm</p>	
<p style="text-align: center;">Trituración terciaria</p>  <p>b: boca entrada (cm) d: Material triturado (cm)</p> <p>d: 22.2mm</p>	

Factores a considerar en el cálculo de las variables tecnológicas en trituración

Kc: factor de Dureza (0.65-1)	Cantidad
Dolomia	1
Andesita	0.9
Granito	0.85
Cuarcita	0.80
Riolita	0.80-0.85
Basalto	0.75

Km: Factor de humedad

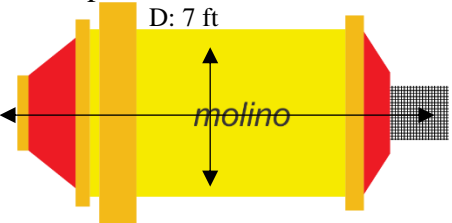
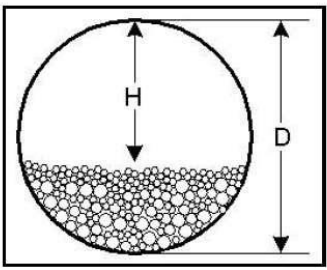

- a) En trituradora primaria afecta humedad; Km 1
- b) en trituradora secundaria No afecta la humedad; Km 0.75

Kf: factor considera arreglo alimentación

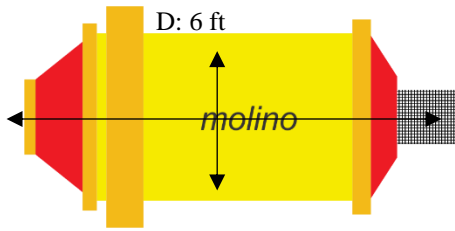
- a) Alimentación Eficiente: Tolva más feeder; Kf 0.85
- b) Alimentación por periodos: tolva más gravedad; Kf 0.75

Molienda

En este proceso se distingue a dos molinos a bolas destinados a molienda y remolienda en su orden.

Especificaciones del Molino a Bolas	Variables de calculo:
<p>Molienda primaria 7*12ft D: 7 ft</p>  <p>$D = 6.23 \text{ ft}$ considerando valor de foros $L = 12 \text{ ft}$ $Q = 25 \text{ tph}$ $H = 4 \text{ ft}$</p> $V = \frac{\pi}{4} * H * D^2, m^3$  	<p>1. Grado de llenado (J):</p> $J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{H}{D} \right), \%$ $J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{4}{6.23} \right)$ $J = 34.67\%$ <p>2. Velocidad de giro (Vc):</p> $Vc = \frac{42.3}{\sqrt{D}}, rpm$ $Vc = \frac{42.3}{\sqrt{6.23}} = 16.94 rpm$ <p>Fracción de $\varphi_c = 60 - 80\%$; 75% $N_{operación} = 16.94 * 0.75 = 12.7 rpm$</p> <p>4. Energía de Bond (EB):</p> $E_B = 10 * wi \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$ $E_B = 10 * 16.54 \left(\frac{1}{\sqrt{778}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{21468}} \right)$ $E_B = 4.8 Kwh/ton$ <p>5. Potencia absorbida y útil:</p> <p>Potencia absorbida = $EB * Q$ $Pa = 4.8 Kwh/ton * 30 ton/h$ $Pa = 144 kW$</p> <p>Considera coeficiente de seguridad para molinos a bolas 1.3 $Pa = 144 kW * 1.3 = 187.2 kW$</p> <p>6. Volumen y volumen real:</p> $V = \frac{\pi}{4} * 4 * 6.23^2 = 121.93 m^3$ $V_{real} = V * \frac{\%J}{100}$ $V_{real} = 121.93 m^3 * \frac{34.758}{100}$ $V_{real} = 42.38 m^3$

Remolienda 6*10 ft



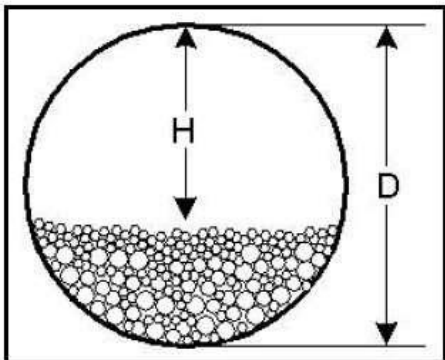
$$D = 5.41 \text{ ft}$$

$$L = 10 \text{ ft}$$

$$Q = 29.5 \text{ tph}$$

$$V = \frac{\pi}{4} * H * D, m^3$$

Diametro máximo de bolas 5 pulgadas



1. Grado de llenado (J):

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{H}{D} \right), \%$$

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{3}{5.41} \right)$$

$$J = 45.34\%$$

2. Velocidad de giro (Vc):

$$Vc = \frac{42.3}{\sqrt{D}}, rpm$$

$$Vc = \frac{42.3}{\sqrt{5.41}} = 18.18 rpm$$

$$\text{Fracción de } \varphi_c = 60 - 80\%; 75\%$$

$$N_{operación} = 18.18 * 0.75 = 13.635 rpm$$

4. Energía de Bond (EB):

$$E_B = 10 * wi \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$$E_B = 10 * 15.49 \left(\frac{1}{\sqrt{305}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{609}} \right)$$

$$E_B = 2.59 Kwh/ton$$

5. Potencia absorbida y útil:

$$\text{Potencia absorbida} = EB * Q$$

$$Pa = 2.59 Kwh/ton * 25 ton/h$$

$$Pa = 64.75 kW$$

Considera coeficiente de seguridad para molinos a bolas 1.3

$$Pa = 64.75 kW * 1.3 = 84.175 kW$$

6. Volumen y volumen real:

$$V = \frac{\pi}{4} * 3 * 5.41^2 = 68.96 m^3$$

$$V_{real} = V * \frac{\%J}{100}$$

$$V_{real} = 68.96 m^3 * \frac{45.34}{100}$$

$$V_{real} = 31.27 m^3$$

Hidrociclón

Variables de cálculo

$$H = 3Dc$$

$$Do = Dc/6$$

$$Di = Dc/5$$

$$Du = 0.7/Do$$

Variables



1. Tph
2. GS (ton/m3)
3. % de sólidos (%)
4. Granulometría (ϕ)
5. Tamaño de corte (50%)

Se cuenta con dos hidrociclones, el primero tiene las siguientes características:

Apex: 50-48 mm

Vortex: 50mm

Hidrociclón 2

Apex: 23-26mm

Vortex: 50mm

Cada 15 días se cambian los apex

Datos

Serie:

$\phi_c = 30 - 40 \mu m$


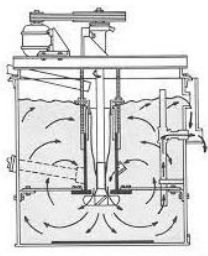
Prototipo Q= 150-550 m³/hora

P° =50-100 kpa #6

%sólidos 30%, trabajo en circuito cerrado

Flotación

Técnica de concentración, que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga.

<p>Celdas de Flotación</p>	
<p>Se cuenta con dos celdas tipo serrano y 8 celdas tipo Denver activas.</p>	<p>Volumen celda serrano</p>
<p>Celdas serrano</p>	<p>Celdas $V = \pi * r^2 * h$</p>
<p></p>	<p>Serrano $V = \pi * 1.065^2 * 2.13$</p>
<p></p>	<p>D: 7ft $V = 18.22m^3$</p>
<p>Celdas Denver</p>	<p>H: 7ft</p>
	<p>Densidad de la pulpa 1300 con un porcentaje de 25% sólidos.</p>
	<p>Teniendo 100 m3/h</p>
	<p>Volumen en flotación</p>
	<p>Celdas serrano= $18.22m^3 * 2 = 36.44$</p>
	<p>Celdas Denver= $2.8 m^3 * 8 = 22.4$</p>
	<p>$V_{total} = Vol 1 + Vol 2$</p>
	<p>$V_{Total} = 36.44 + 22.4m^3$</p>



$V_{Total} = 58.84m^3 * 1.3 = 76.49 \text{ ton}$
 Químicos usados para el proceso de flotación cantidad en gramos por 1 kilogramos de mineral procesado.

Químico	Nombre	Cantidad gr / kg
404	Aero 404 Ditionofosfato	0.026
208	Promotor Aerofloato	0.023
Z6	xantato amílico de potasio	0.0036
Espumante		0.027
Cal	Oxido de Calcio	5.2
Complejo	Cianuro con Sulfato de Zinc	1 ml

Nota. Elaboración propia (2022)

Anexo 2: Topografía de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A

(Ubicados en el CD-R nro. 1)

Anexo 3: Cálculo de variables tecnológicas

Trituración

$$i = \frac{F80}{P80}$$

- Donde:
- I=Grado de reducción del mineral
- P80= Diámetro de salida
- F80=Diámetro de alimentación

Trituración primaria: Mediante un análisis del tamaño promedio de entrada F80 es de 267.2 mm, es decir 10.52 pulgadas.

$$i = \frac{10.52''}{3.565''}$$

$$i = 2.95 \text{ veces}$$

Es decir, el material se redujo 3 veces en trituración primaria, además se cuenta con una zaranda donde los finos bajan a una correa transportadora, mientras que los gruesos se vuelven el F80 de la segunda trituradora.

Trituración secundaria: Se tamizó el material donde se obtuvo los siguientes datos de entrada y salida con tomando en cuenta un F80

$$i = \frac{4.12''}{1.14''}$$

$$i = 3.61 \text{ veces}$$

La zaranda 2 clasifica a los gruesos y finos mediante una malla de 32 mm.

Trituración terciaria: De la misma manera mediante análisis de laboratorio de tamizaje se obtuvo los siguientes valores:

$$i = \frac{1.51''}{0.891''}$$

$$i = 1.695 \text{ veces}$$

- **Molienda:** Para la estimación de este proceso se requirió el cálculo del volumen geométrico de los dos molinos a bolas con los que cuenta la empresa, para ello se utilizó la siguiente ecuación:

$$V = \frac{\pi}{4} * H * D^2, m^3$$

Donde:

V_g = Volumen geométrico

D = Diámetro

h = Altura del molino

Volumen	
Molino a bolas (ft)	Volumen
7*12	$V = \frac{\pi}{4} * 4 * 6.23^2 = 121.93 m^3$
6*10	$V = \frac{\pi}{4} * 3 * 5.41^2 = 68.96 m^3$

Con estos datos obtenidos, se calculará el volumen real, de la siguiente manera.

$$V_r = V_g * J; m^3$$

Donde

V_g = Volumen geométrico

J = Grado de llenado (%)

Volumen real		
Molino a bolas (ft)	Grado de llenado	Volumen real
7*12	$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{4}{6.23} \right)$ $J = 34.67\%$	$V_{real} = 121.93 m^3 * \frac{34.758}{100}$ $V_{real} = 42.38m^3$
6*10	$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{3}{5.41} \right)$ $J = 45.34\%$	$V_{real} = 68.96 m^3 * \frac{45.34}{100}$ $V_{real} = 31.27m^3$

El grado de llenado es el porcentaje que se llena al molino para empezar el proceso usualmente este valor es un 35 a 45%, su cálculo se lo realizó con la sucesiva ecuación.

$$J = 1.13 - 1.23 \frac{H}{D}$$

Donde:

J = Nivel o grado de llenado del molino

H = Distancia desde el centro del tambor del molino hasta la superficie de las bolas

D = Diámetro del molino de bolas.

Grado de llenado	
<i>Molino a bolas (ft)</i>	<i>Grado de llenado</i>
7*12	$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{4}{6.23} \right)$ $J = 34.67\%$
6*10	$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{3}{5.41} \right)$ $J = 45.34\%$

Luego, se procedió a calcular la velocidad de rotación de los molinos, con el uso de la siguiente ecuación.

$$V_r = \frac{42.3}{\sqrt{D}}; m$$

Velocidad de rotación		
<i>Molino a bolas (ft)</i>	<i>D</i>	<i>Velocidad de rotación</i>
7*12	$D = 1.91m$	$V_r = \frac{42.3}{\sqrt{1.91}} = 30.61 rpm$
6*10	$D = 1.67m$	$V_r = \frac{42.3}{\sqrt{1.67}} = 32.73 rpm$

Donde:

D = Es una relación entre el diámetro interior del molino y el diámetro del medio molturante, su ecuación para el cálculo es la siguiente:

$$D = D_n - 2Ef - \frac{d'}{2}; m$$

Donde

D_n = Diámetro nominal

d' = Diámetro del medio molturante (bolas de acero)

Ef = Espesor de los foros del molino.

Relación entre el diámetro interior del molino y el diámetro del medio molidor			
<i>Molino a bolas</i> (ft)	<i>Ef</i>	<i>d'</i>	<i>D</i>
7*12	Parte Alta	5.5"	$D = 2.133 - 2(0.1016) - \frac{0.1397}{2}; m$ $= 1.86m$
	4" = 0.1016 m	= 0.1397 m	
	Parte baja		$D = 2.133 - 2(0.0508) - \frac{0.1397}{2}; m$ $D = 1.962m$
	2" = 0.0508 m		
			$D_{total} = \frac{D1 + D2}{2}$ $D_{total} = \frac{1.86+1.962}{2}$ $D_{total} = 1.91m$
6*10	Parte alta y baja	Promedio	$D = 1.83 - 2(0.0762) - \frac{0.0445}{2}; m$ $D = 1.656m$
	3" = 0.0762 m	1.75"	
	Parte media	= 0.0445 m	$D = 1.83 - 2(0.0508) - \frac{0.0445}{2}; m$ $D = 1.706$
	2" = 0.0508 m		
			$D_{total} = \frac{D1 + D2 + D3}{3}$ $D_{total} = \frac{1.656+1.706+1.656}{3}$ $D_{total} = 1.67m$

Con la velocidad crítica obtenida se tomó un porcentaje de ella entre 65 a 75% para la velocidad de operación en revoluciones por minuto. La siguiente variable tecnológica es el cálculo energético para el proceso de molienda, se lo realizó con la misma ecuación que en el proceso de trituración. Además, se requiere el cálculo de la potencia real, el desglose de las ecuaciones a utilizar está a continuación.

$$N_{real} = N_{carga} * N_{nocarga}; kw$$

Donde

N_{carga} = Potencia utilizada solo para el proceso de moler.

$N_{nocarga}$ = Potencia utilizada para el arranque (encendido) del molino considerado para molinos a bolas a razón de 1.3.

Potencia utilizada solo para el proceso de moler se la calcula mediante la aplicación de la siguiente ecuación.

$$N_{carga} = EB * Q; kw$$

Siendo Q el tonelaje a procesar en un periodo de tiempo.

Potencia real				
<i>Molino</i>	E_B (kwh/ton)	Q (ton)	N_{carga} (kW)	N_{real} (kW)
Primario	4.8	720	3456	4492.8
Remolienda	2.59	600	1554	2020.2

Energía de Bond

$$E_B = 10 * wi \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Donde

Wi = Índice de trabajo

P_{80} = Tamaño del producto en un 80%

F_{80} = Tamaño de alimentación en un 80%

Energía de Bond				
<i>Molino</i>	Wi (Kwh/ton)	P_{80} (μm)	F_{80} (μm)	E_B
Primario	16.54	778	21468	$E_B = 10 * 16.54 \left(\frac{1}{\sqrt{778}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{21468}} \right)$ $E_B = 4.8Kwh/ton$
Remolienda	15.49	305	609	$E_B = 10 * 15.49 \left(\frac{1}{\sqrt{305}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{609}} \right)$ $E_B = 2.59Kwh/ton$

El tamaño máximo de alimentación se lo calculará mediante la siguiente formula de Allis Chalmers, sabiendo que Wi , se trata del índice de trabajo mencionado en el cálculo del consumo energético.

$$D_{80} = 4000 * \sqrt{\frac{13}{Wi}}; micrones$$

Tamaño máximo de alimentación		
<i>Molino</i>	Wi (Kwh/ton)	D_{80} (μm)
Primario	16.54	3546.21
Remolienda	15.49	3664.43

Tiempo medio de residencia: Es la relación entre el volumen del molino y su flujo, en la siguiente fórmula se muestra su cálculo.

$$t_r = \frac{Volumen}{Flujo}; horas$$

Calculando el flujo del molino de la siguiente manera

$$Flujo = \frac{Q}{\rho}; m^3/h$$

Donde:

Q = Tonelaje procesado por hora

ρ = Densidad del mineral; ton/ m^3

Tiempo medio de residencia					
<i>Molino a bolas (ft)</i>	<i>Volumen</i>	<i>Tonelaje</i>	<i>Densidad</i>	<i>Flujo</i>	<i>Tiempo de residencia (h)</i>
7*12	$V = \frac{\pi}{4} * 4 * 6.23^2$ $= 121.93 m^3$	720	1,550	464.52	0.26
6*10	$V = \frac{\pi}{4} * 3 * 5.41^2$ $= 68.96 m^3$	600	1,450	413.8	0.167

Volumen celda serrano

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V = \pi * 1.065^2 * 2.13$$

$$V = 18.22m^3$$

Densidad de la pulpa 1300 con un porcentaje de 25% sólidos.

Teniendo 100 m³/h

Volumen en flotación

Celdas serrano= $18.22m^3 * 2 = 36.44$

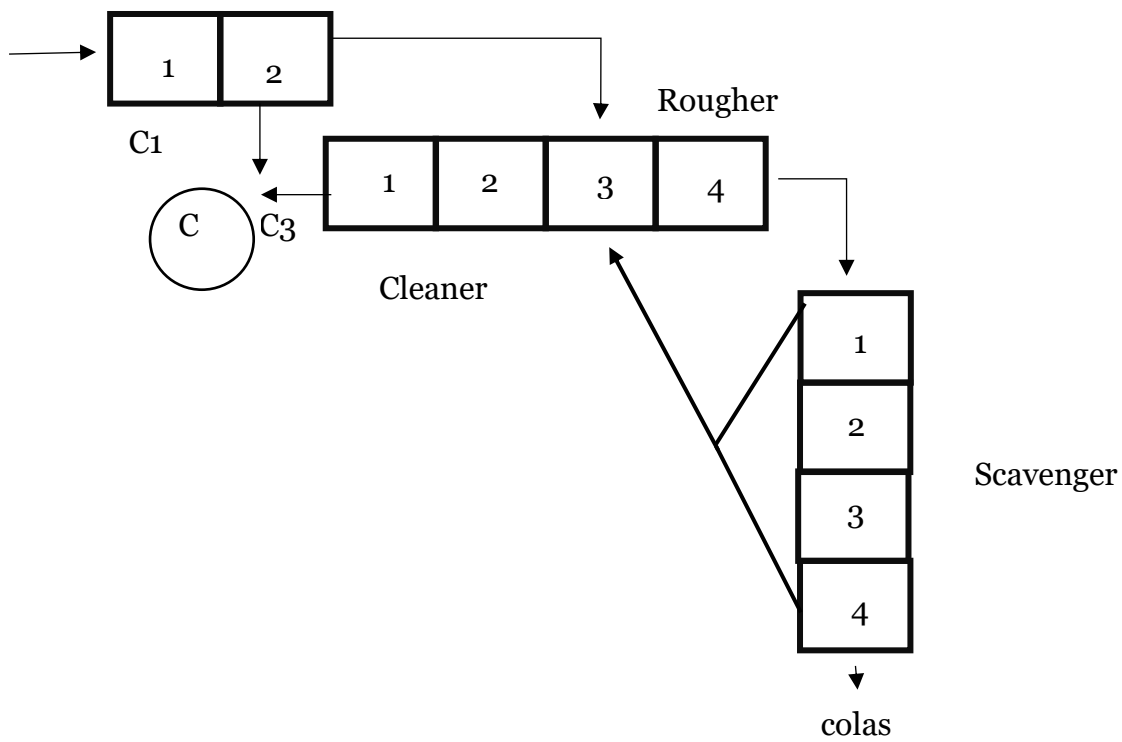
Celdas Denver= $2.8 m^3 * 8 = 22.4$

$$V_{total} = Vol 1 + Vol 2$$

$$V_{Total} = 36.44 + 22.4m^3$$

$$V_{Total} = 58.84m^3 * 1.3 = 76.49 \text{ ton}$$

Esquema de flotación



Anexo 4: Consumo energético por campos

Consumo energético	
Campos de consumo	Porcentaje %
Trituración: 3 trituradoras de mandíbulas, 3 motores, 1 tolva de gruesos y bandas transportadoras.	4.61
Molienda: Incluye molino 1 y 2, 2 bombas de pulpa de molienda, bombas de agua de recirculación y bombas de relave	54.98
Flotación: 2 Celdas Serrano, 8 celdas Denver, filtro prensa y Knelson	32.33
Servicios generales: Oficinas, taller, iluminación, aire acondicionado y laboratorios	8.08
Total	100%

Resumen del consumo energético, basando en kWh en un periodo de abril 2022 a marzo 2023, obtenido de la página oficial de la Empresa Eléctrica.



Anexo 5: flujograma de la planta

(Ubicados en el CD-R nro. 1)

Anexo 6: Balances de masa y metalúrgicos

En balance de masa corresponde a un análisis basado en materia que ingresa al proceso y salen como producto colas (relaves) y concentrado, los pesos de cada uno de los productos se representan con mayúscula, mientras que los tenores conocida como leyes con letras minúsculas, se la siguiente manera.

$$A_{ta} = C_{tc} + T_{tc}$$

Donde:

A_{ta} = Peso del mineral desde el alimento con su tenor

C_{tc} = Peso del concentrado con su tenor

T_{tc} = Peso del relave con su tenor

En razón al cobre tenemos

Clasificación de los índices metalúrgicos

- **Recuperación (R):** La recuperación es la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de mineral de la alimentación:

$$R = \frac{C_{tc}}{A_{ta}}$$

Donde:

C_{tc} = Peso del concentrado con su ley

A_{ta} = Peso del mineral en alimento con su ley

$$R = \frac{223.325 * 21.16}{9817 * 0.54}$$
$$R = \frac{4725.557}{5301.18} = 0.8914$$

Recuperación mayorada al componente cobre es de 89.14%.

- **Razón de enriquecimiento (RE):** Se hace referencia al tenor o ley del mineral útil en el concentrado (tc), respecto al tenor del mineral de alimentación (ta).

$$R_{enr} = \frac{tc}{ta}$$
$$R_{enr} = \frac{21.16 \text{ gr/ton}}{0.54 \text{ gr/ton}} = 39.19$$

Es decir, se cuenta con una ratio de concentración en Cobre de 39 a 1.

Anexo 7: Análisis mineralógico de tres muestras de productos metalúrgicos sobre tres secciones pulidas caso de estudio proyecto Guabisay.

ANALISIS MINERALÚRGICO DE TRES (03) MUESTRAS DE PRODUCTOS METALÚRGICOS SOBRE TRES SECCIONES PULIDAS (CABEZA – CONCENTRADO - RELAVE)

Las muestras productos metalúrgicos han sido analizados mediante el método de microscopía óptica polarizante de luz reflejada, sobre las briquetas pulidas, en las cuales se han podido determinar sus componentes mineralógicos, se han hecho el análisis modal determinando sus distribuciones volumétricas porcentuales, sus grados de liberación.

MUESTRA: CABEZA

En el cuadro que a continuación se exhibe, se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal:

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Electrum	(Au,Ag)	el
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	tn
Enargita	Cu ₃ AsS ₄	en
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	bn
Calcocita	Cu ₂ S	cc
Esfalerita	ZnS	ef
Pirita	FeS ₂	py
Marcasita	FeS ₂	mc
Molibdenita	MoS ₂	mb
Magnetita	Fe ₃ O ₄	mt
Hematita	Fe ₂ O ₃	hm
Rutilo	TiO ₂	rt
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

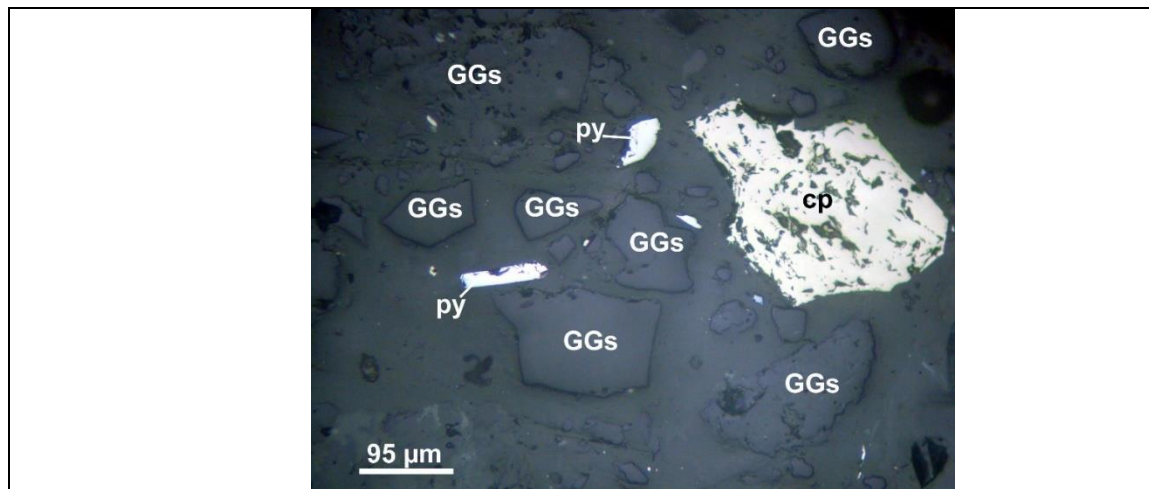
DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en el cuadro siguiente:

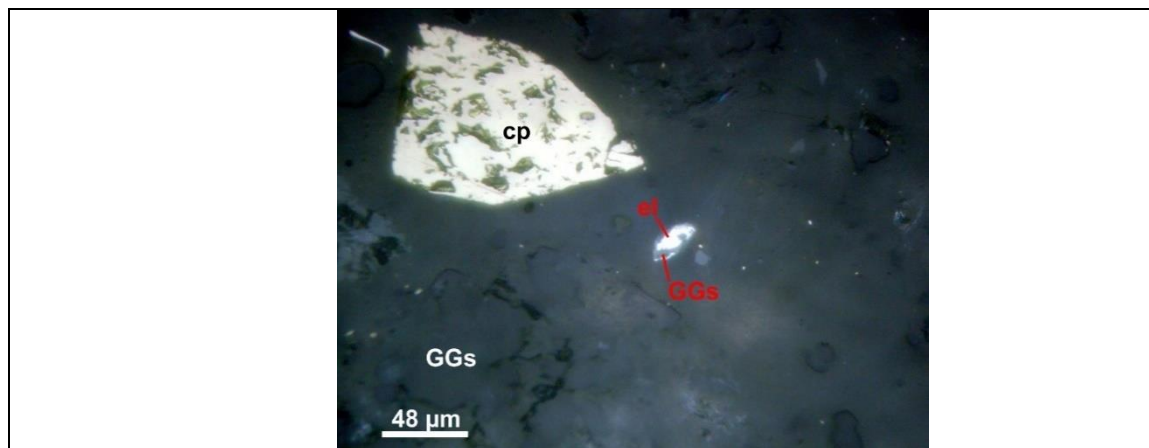
MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Electrum	4.04	0.00
Calcopirita	4.36	97.09
Tennantita	0.26	44.94

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Enargita	0.04	0.00
Bornita	0.01	0.00
Calcocita	0.01	0.00
Esfalerita	0.06	0.00
Pirita	19.30	99.74
Marcasita	0.01	0.00
Molibdenita	0.06	90.91
Magnetita	0.49	59.88
Hematita	0.12	0.00
Rutilo	0.01	0.00
Goethita	0.15	80.00
Gangas	71.09	98.22
TOTAL	100,00	

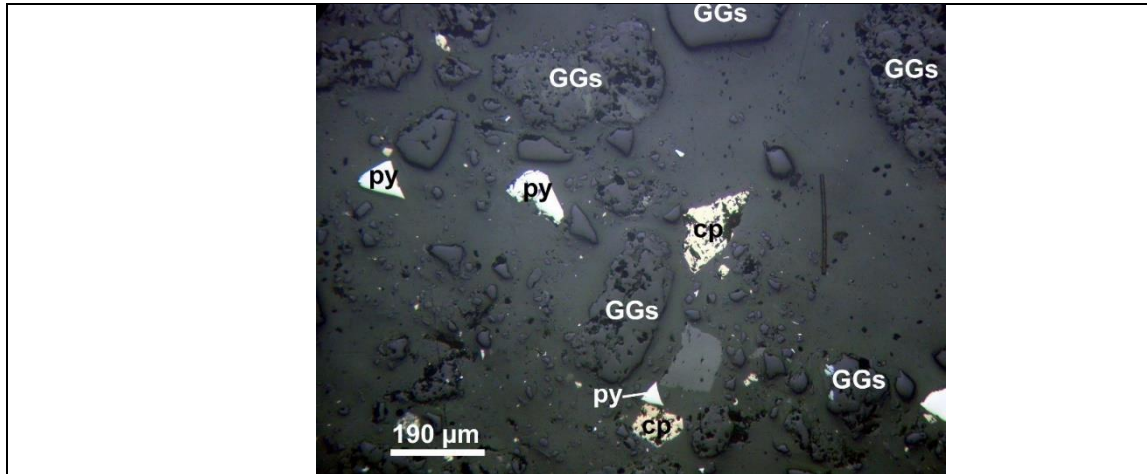
FOTOMICROGRAFIAS



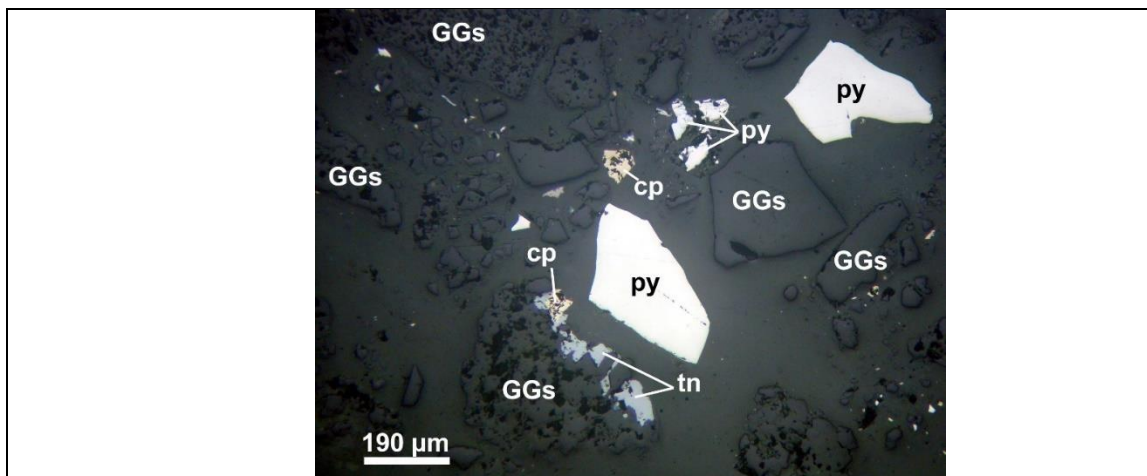
Fot. 1. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs). 200X.



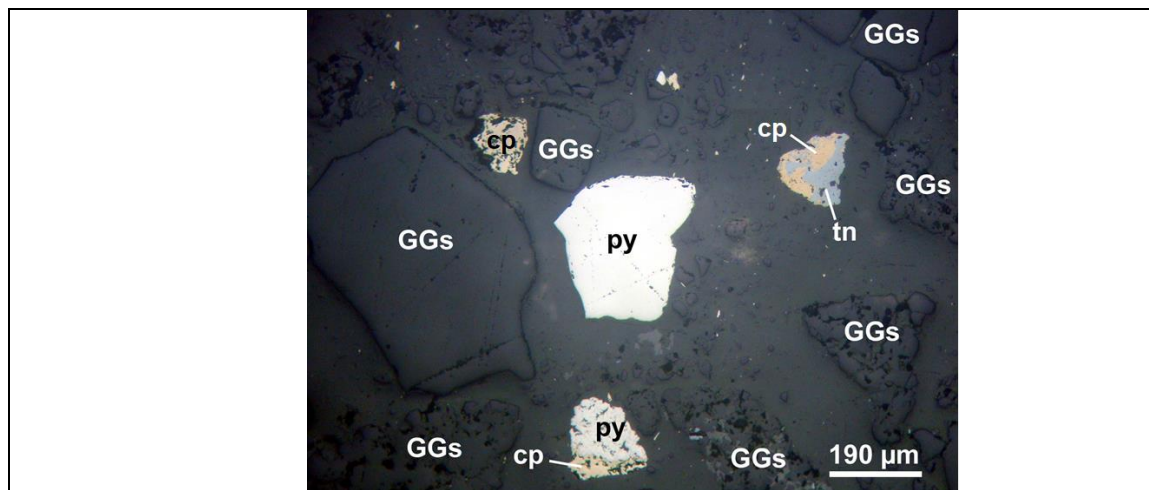
Fot. 2. Partícula entrelazada de electrum (el) con la ganga (GGs) y partículas libres de calcopirita (cp) y de gangas (GGs). 500X.



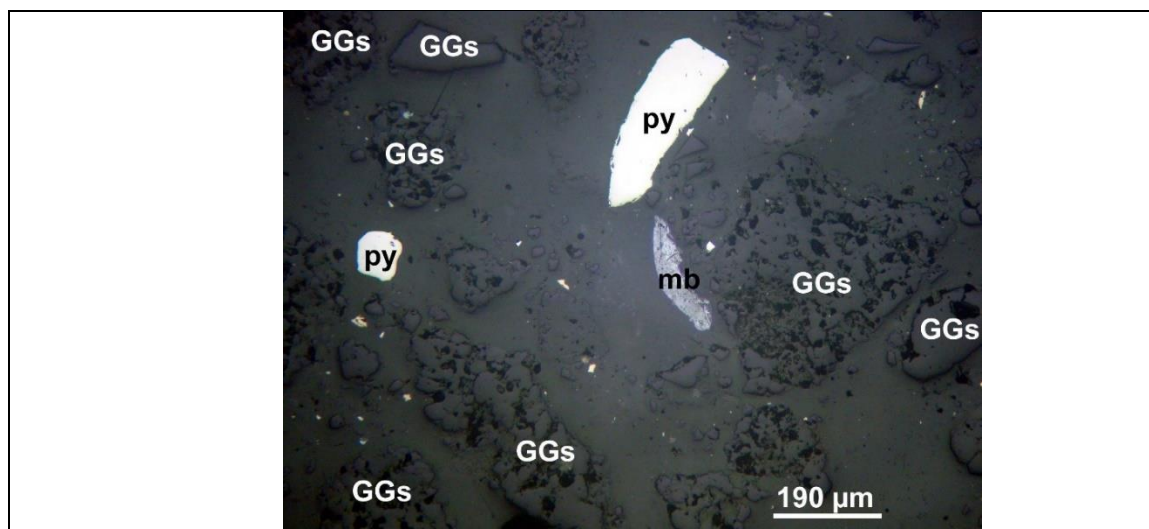
Fot. 3. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs).



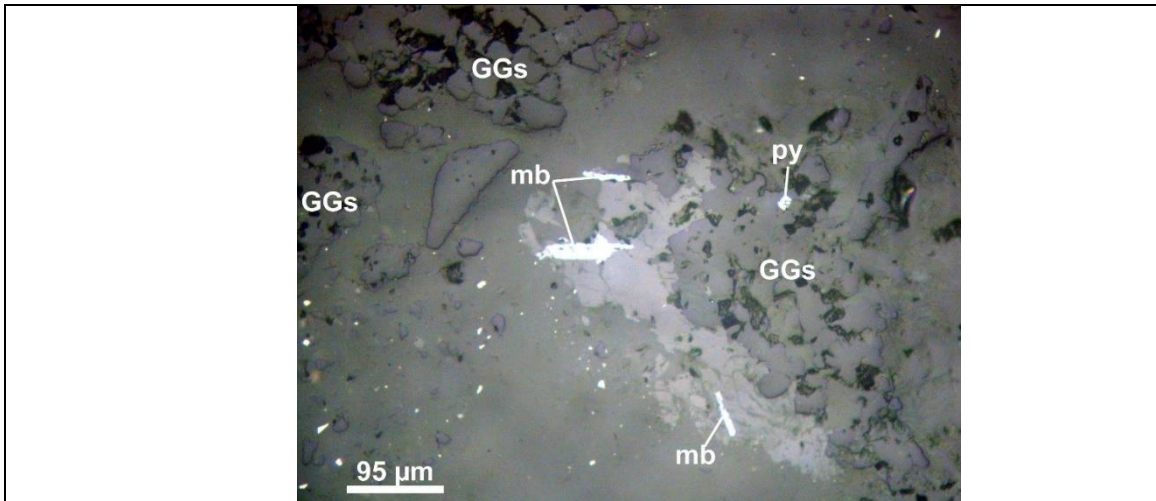
Fot. 4. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la tennantita (tn) y con la ganga (GGs). 100X.



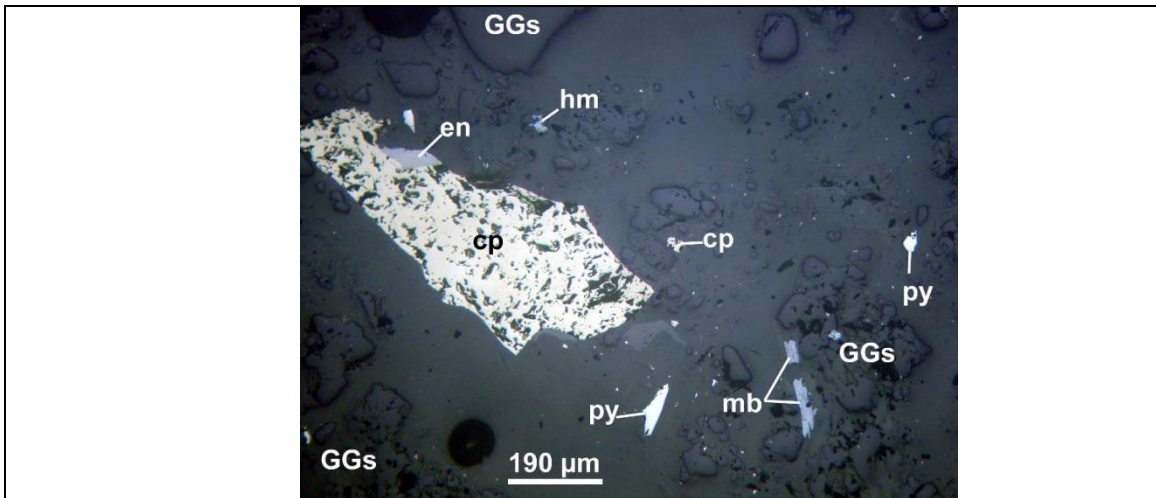
Fot. 5. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs); partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la tennantita (tn) y de calcopirita (cp) con la pirita (py).100X.



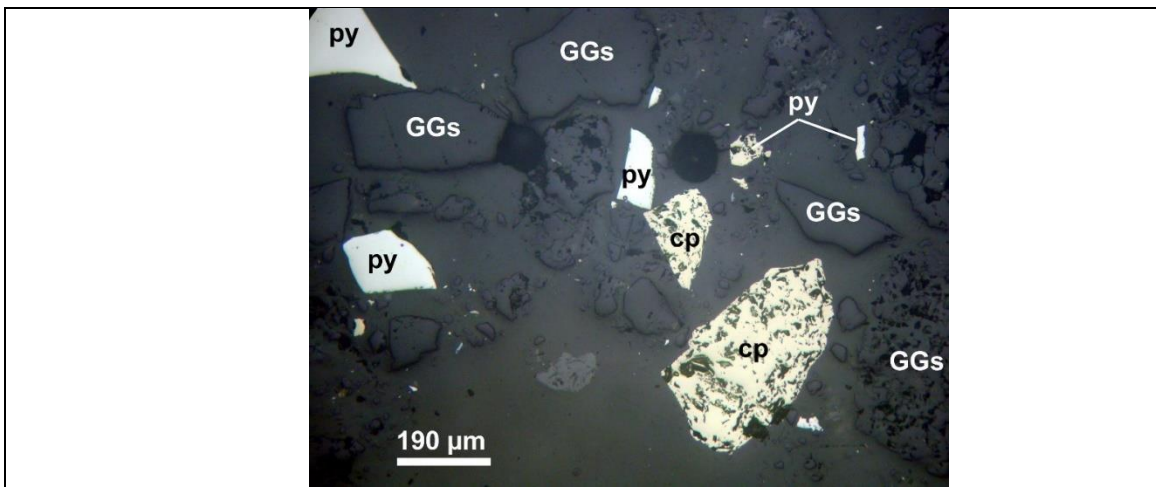
Fot. 6. Partículas libres de molibdenita (mb), de pirita (py) y de gangas (GGs). 100X.



Fot. 7. Partícula de entrelazada de molibdenita (mb) con la ganga (GGs) y partículas libres de gangas (GGs). 200X.



Fot. 8. Partículas libres de molibdenita (mb), de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la enargita (en). 100X.



Fot. 9. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs).
100X.

TABLA Nº2				
TIPOS GEOMETRICOS DE ENRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA				
Muestra No. :	CABEZA			
MINERALES ENRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		1662	97.82	
el-GGs	2cIV	1	0.06	Muy difícil a imposible
cp-tn	1aII	1	0.06	Fácil
	4bII	1	0.06	Moderadamente difícil
cp-en	1aII	1	0.06	Fácil
	1aIV	1	0.06	Fácil
cp-ef	1eI	1	0.06	Muy difícil a imposible
cp-GGs	1bII	1	0.06	Moderadamente fácil
tn-py	3cIII	1	0.06	Imposible
ef-GGs	1bIV	1	0.06	Moderadamente fácil
py-GGs	1dII	2	0.12	Imposible
	1eII	1	0.06	Muy difícil a imposible
mc-GGs	1dII	1	0.06	Imposible
mb-GGs	1eII	1	0.06	Muy difícil a imposible
mt-hm	2aII	1	0.06	Muy difícil a imposible
	2aIV	2	0.12	Muy difícil a imposible
mt-GGs	1bIV	1	0.06	Moderadamente fácil
	1dII	2	0.12	Imposible
	1eI	1	0.06	Muy difícil a imposible
	1eII	1	0.06	Muy difícil a imposible
hm-GGs	1eI	4	0.24	Muy difícil a imposible
	1eII	4	0.24	Muy difícil a imposible
rt-GGs	1eI	2	0.12	Muy difícil a imposible
gt-GGs	1cIII	1	0.06	Imposible
cp-tn-GGs	4cI	1	0.06	Muy difícil a imposible
cp-bn-GGs	1dII	1	0.06	Imposible
tn-cc-GGs	2aII	1	0.06	Muy difícil a imposible
cp-mt-hm-GGs	1dII	1	0.06	Imposible
T O T A L		1699	100.00	

MUESTRA: CONCENTRADO

En el cuadro que a continuación se exhibe, se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal:

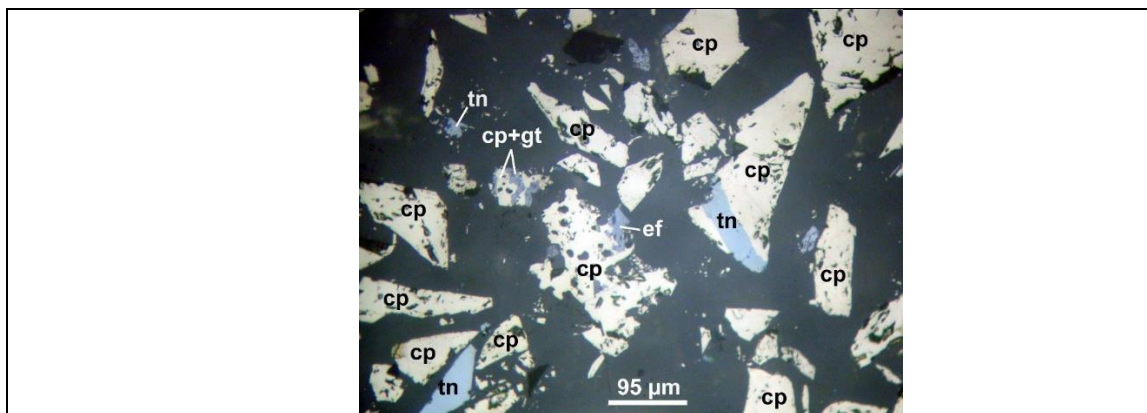
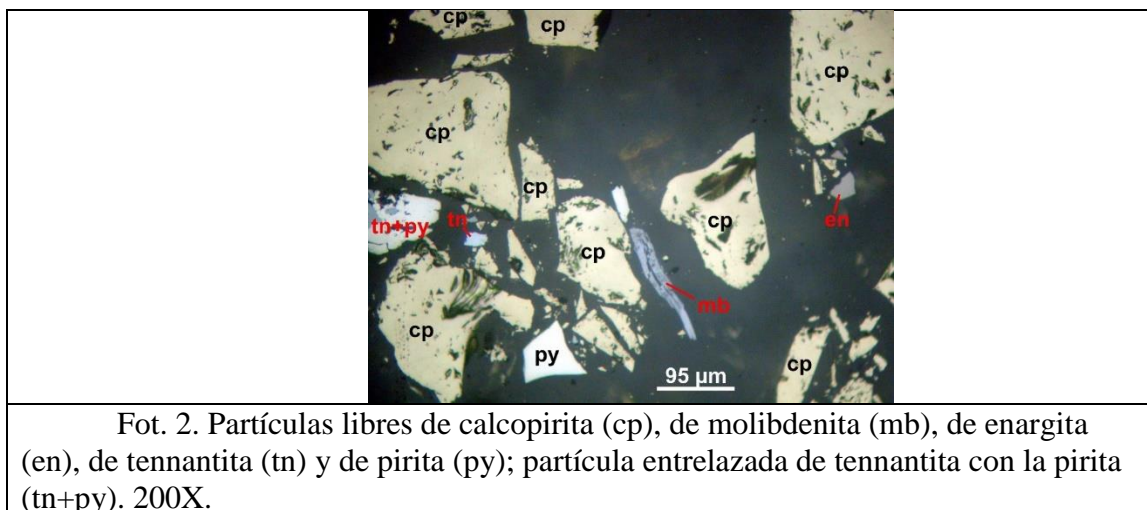
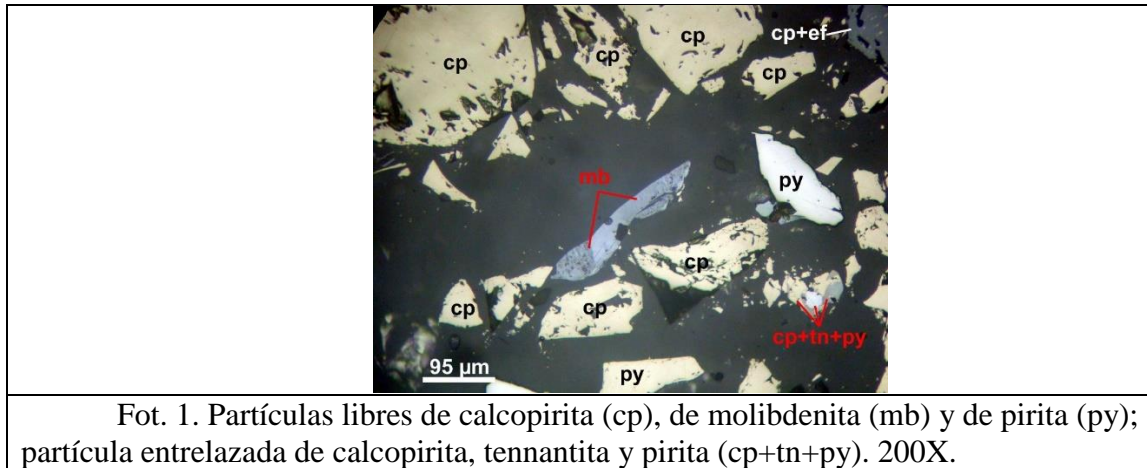
MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	tn
Enargita	Cu ₃ AsS ₄	en
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	bn
Calcocita	Cu ₂ S	cc
Covelita	CuS	cv
Esfalerita	ZnS	ef
Galena	PbS	gn
Molibdenita	MoS ₂	mb
Pirita	FeS ₂	py
Arsenopirita	FeAsS	apy
Magnetita	Fe ₃ O ₄	mt
Hematita	Fe ₂ O ₃	hm
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN

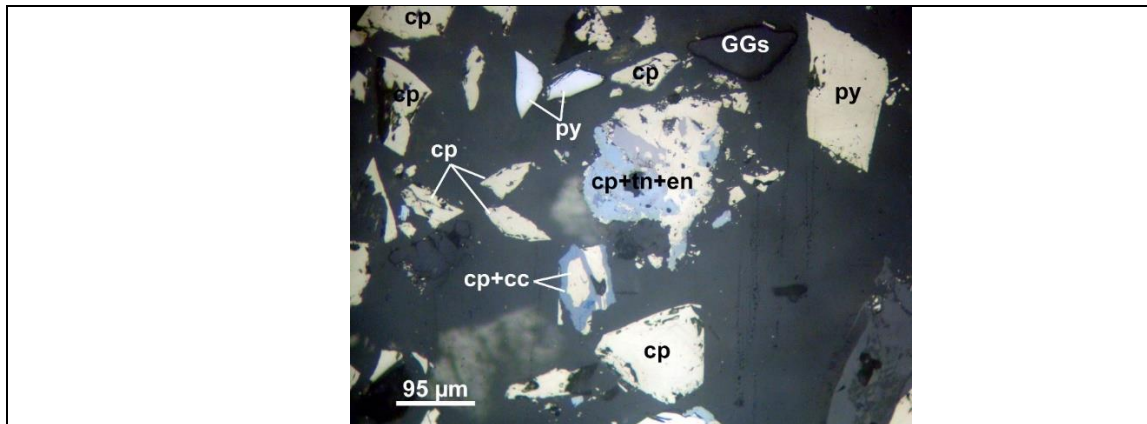
La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en el cuadro siguiente:

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Calcopirita	86.45	97.68
Tennantita	3.49	67.57
Enargita	1.21	54.47
Bornita	0.22	42.55
Calcocita	0.20	0.00
Covelita	0.04	0.00
Esfalerita	0.25	0.00
Galena	0.20	95.24
Molibdenita	0.60	94.49
Pirita	5.81	95.78
Arsenopirita	0.19	100.00
Magnetita	0.02	0.00
Hematita	0.29	32.26
Goethita	0.04	0.00
Gangas	1.00	56.60
TOTAL	100,00	

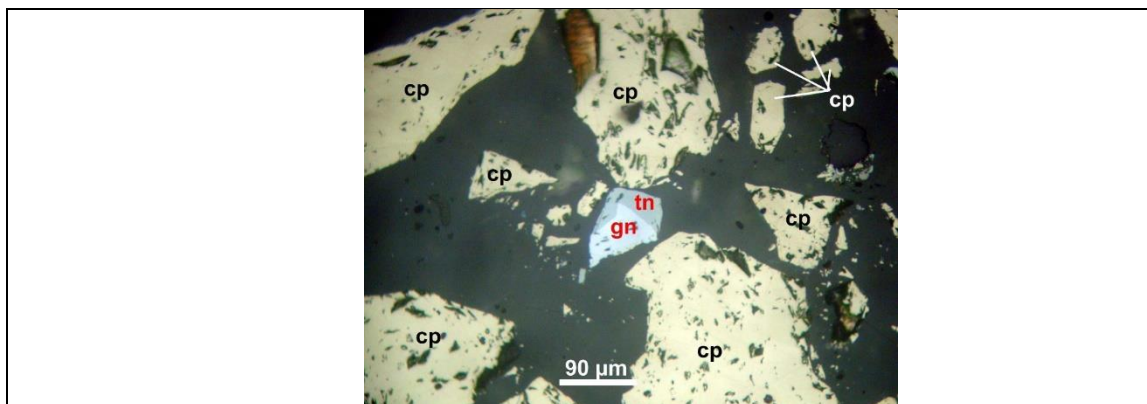
FOTOMICROGRAFIAS



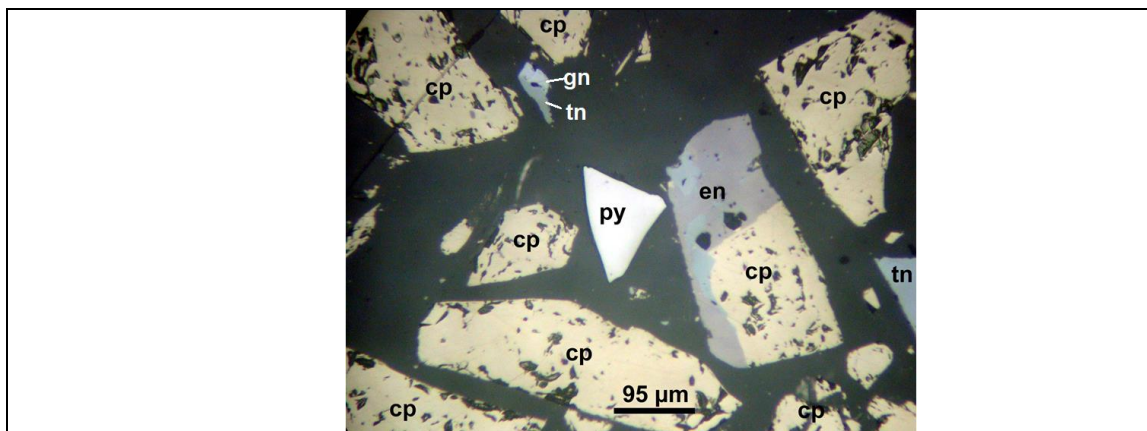
Fot. 3. Partículas libres de calcopirita (cp), de tennantita (tn) y partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la tennantita (tn), de la calcopirita (cp) con la esfalerita (ef) y de la calcopirita (cp) con la goethita (gt). 200X.



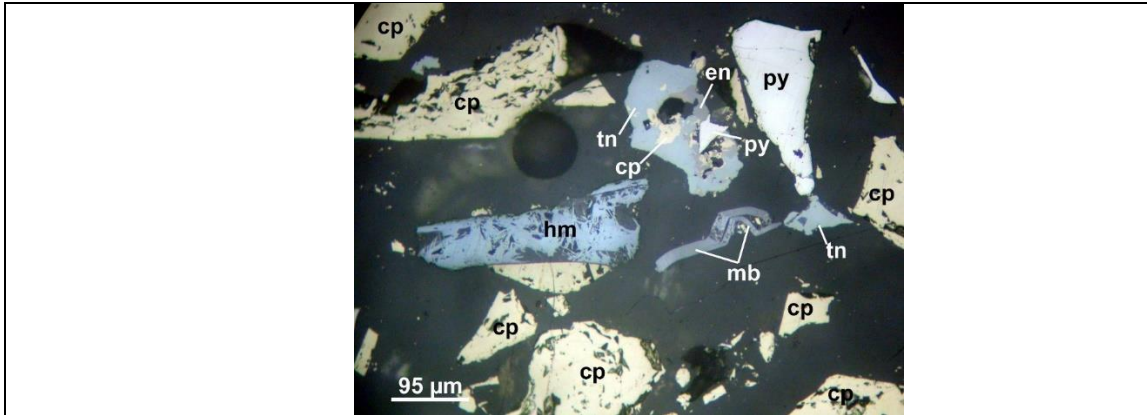
Fot. 4. Partículas libres de calcopirita (cp) y de pirita (py); partículas entrelazadas de calcopirita con la tennantita y con la enargita (cp+tn+en), y partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la calcocita (cc). 200X.



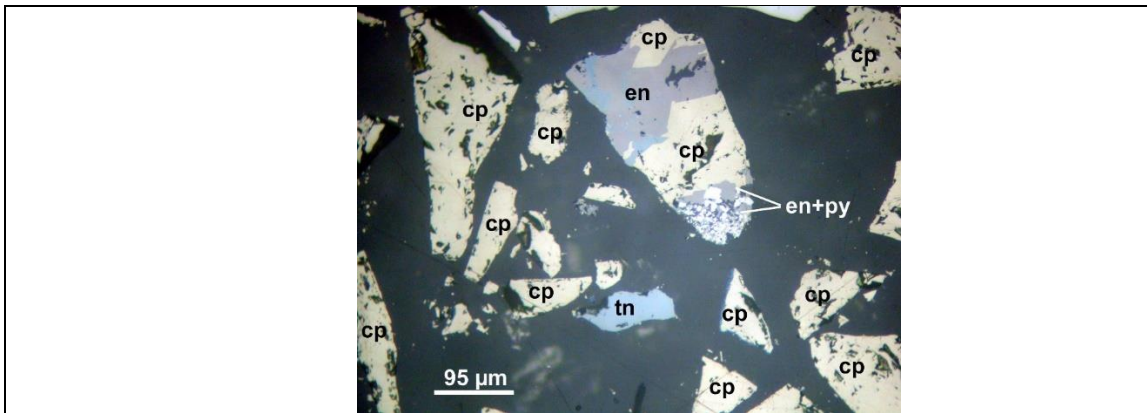
Fot. 5. Partículas libres de calcopirita (cp) y partícula entrelazada de tennantita (tn) con la galena (gn). 200X.



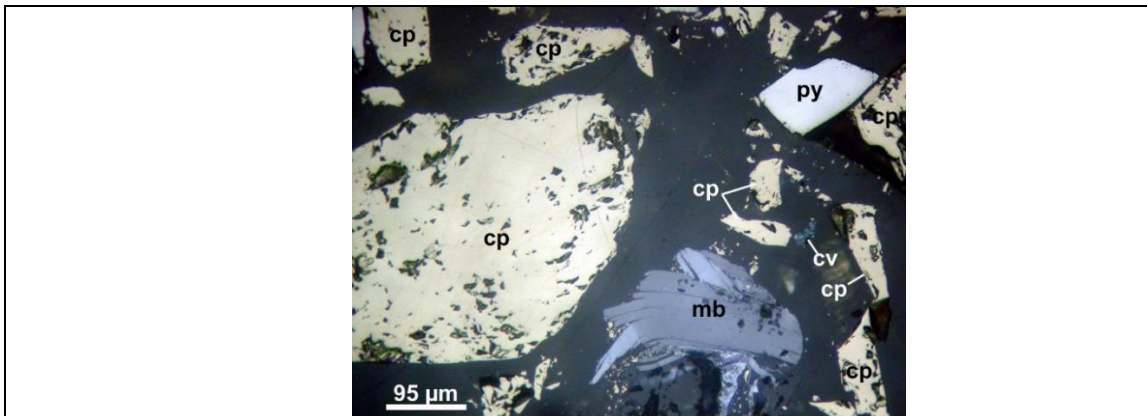
Fot. 6. Partículas libres de calcopirita (cp), de tennantita (tn) y de pirita (py); partícula entrelazada de tennantita (tn) con la galena (gn) y de calcopirita (cp) con la enargita (en). 200X.



Fot. 7. Partículas libres de calcopirita (cp), de molibdenita (mb), de tennantita (tn) y de pirita (py); partículas entrelazadas de calcopirita (cp) con la hematita (hm), de calcopirita (cp) con la tennantita (tn) con la enargita (en) y con la pirita (py). 200X.



Fot. 8. Partículas libres de calcopirita (cp), de tennantita (tn) y partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la enargita (en) y con la pirita (py). 200X.



Fot. 9. Partículas libres de calcopirita (cp), de molibdenita (mb), de pirita (py) y de covelita (cv). 200X.

TABLA N°2				
TIPOS GEOMETRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA				
Muestra No. :	CONCENTRADO			
MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		1005	94.72	
cp-tn	1aII	1	0.09	Fácil
	1aIV	2	0.19	Fácil
	1bII	1	0.09	Moderadamente fácil
	1bIV	4	0.38	Moderadamente fácil
	1dII	2	0.19	Imposible
	2aIII	1	0.09	Muy difícil a imposible
	3dI	1	0.09	Muy difícil a imposible
	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-en	1aII	1	0.09	Fácil
	1aIV	1	0.09	Fácil
	1bI	2	0.19	Moderadamente fácil
	1cIII	1	0.09	Imposible
cp-bn	1aII	1	0.09	Fácil
	1cIII	1	0.09	Imposible
cp-cc	2aI	1	0.09	Muy difícil a imposible
	2aII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-cv	2aIII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-ef	1aI	1	0.09	Fácil
	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
	1eII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-py	1aI	1	0.09	Fácil
	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-hm	1aIII	1	0.09	Fácil
	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-gt	2aIV	1	0.09	Muy difícil a imposible
	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-GGs	1aII	2	0.19	Fácil
	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
	3dI	1	0.09	Muy difícil a imposible
hm-GGs	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
tn-py	3cIII	1	0.09	Imposible
cp-tn-en	1bIV	2	0.19	Moderadamente fácil
cp-en-py	1cIII	1	0.09	Imposible
cp-en-GGs	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-tn-ef	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-tn-py	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-bn-py	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-cc-py	1cIII	1	0.09	Imposible
cp-cv-GGs	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-ef-gn	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
cp-ef-GGs	3dII	1	0.09	Muy difícil a imposible
cp-mb-GGs	1bIV	2	0.19	Moderadamente fácil
cp-mt-hm	1cI	1	0.09	Imposible
tn-bn-cc	1bIV	1	0.09	Moderadamente fácil
en-py-GGs	1bIV	2	0.19	Moderadamente fácil
tn-en-cv-py	1eII	1	0.09	Muy difícil a imposible
TOTAL		1061	100.00	

MUESTRA: RELAVE

En el cuadro que a continuación se exhibe, se insertan los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal:

MINERALES	FORMULA	ABREVIATURA
Electrum	Au,Ag	el
Calcopirita	CuFeS ₂	cp
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	tn
Enargita	Cu ₃ AsS ₄	en
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	bn
Calcocita	Cu ₂ S	cc
Covelita	CuS	cv
Cobre nativo	Cu	Cu
Cuprita	CuO ₂	cup
Esfalerita	ZnS	ef
Galena	PbS	gn
Molibdenita	MoS ₂	mb
Pirita	FeS ₂	py
Arsenopirita	FeAsS	apy
Pirrotita	Fe ₁ -XS	po
Marcasita	FeS ₂	mc
Magnetita	Fe ₃ O ₄	mt
Hematita	Fe ₂ O ₃	hm
Rutilo	TiO ₂	rt
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

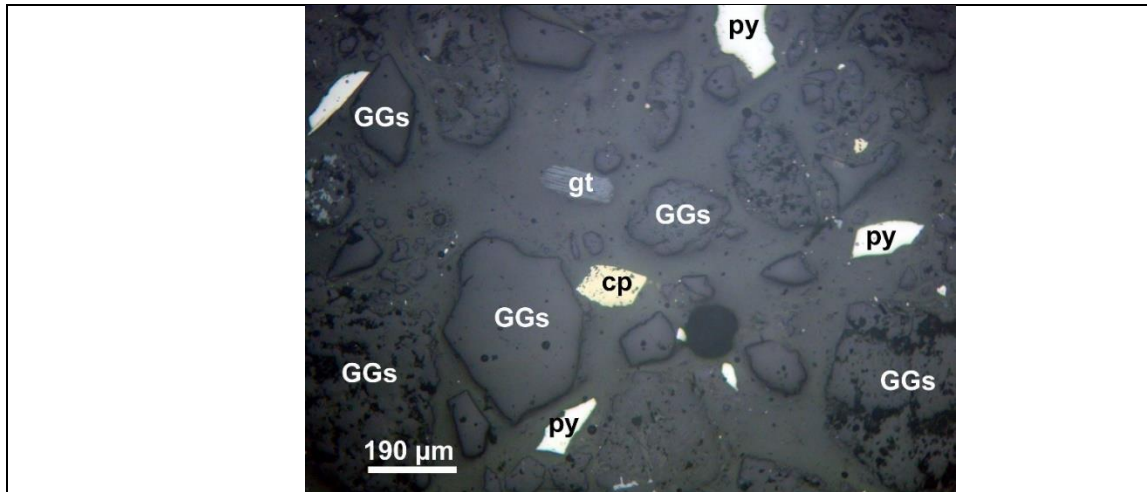
DISTRIBUCIÓN VOLUMÉTRICA Y GRADOS DE LIBERACIÓN

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación; los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en el cuadro siguiente:

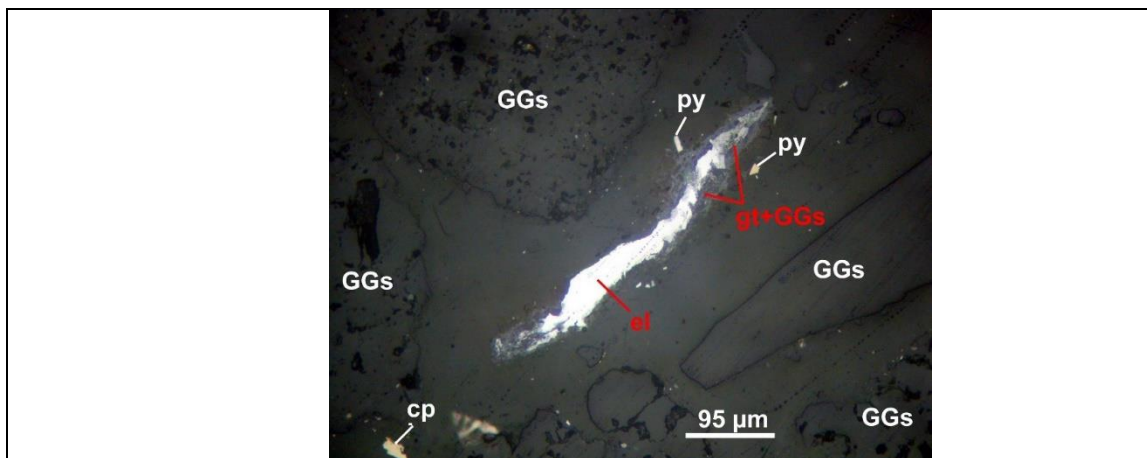
MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Electrum	0.24	81.08
Calcopirita	1.39	80.19
Tennantita	0.12	55.56
Enargita	0.12	0.00
Bornita	0.05	0.00
Calcocita	0.11	58.82
Covelita	0.07	100.00
Cobre nativo	0.03	0.00
Cuprita	0.04	0.00
Esfalerita	0.06	0.00
Galena	0.07	100.00
Molibdenita	0.01	0.00

MINERALES	VOLUMEN (%)	GRADO DE LIBERACION (%)
Pirita	23.58	99.33
Arsenopirita	0.10	62.50
Pirrotita	0.07	100.00
Marcasita	0.04	0.00
Magnetita	0.04	0.00
Hematita	0.75	87.64
Rutilo	0.11	59.88
Goethita	0.73	99.10
Gangas	71.44	98.56
TOTAL	100,00	

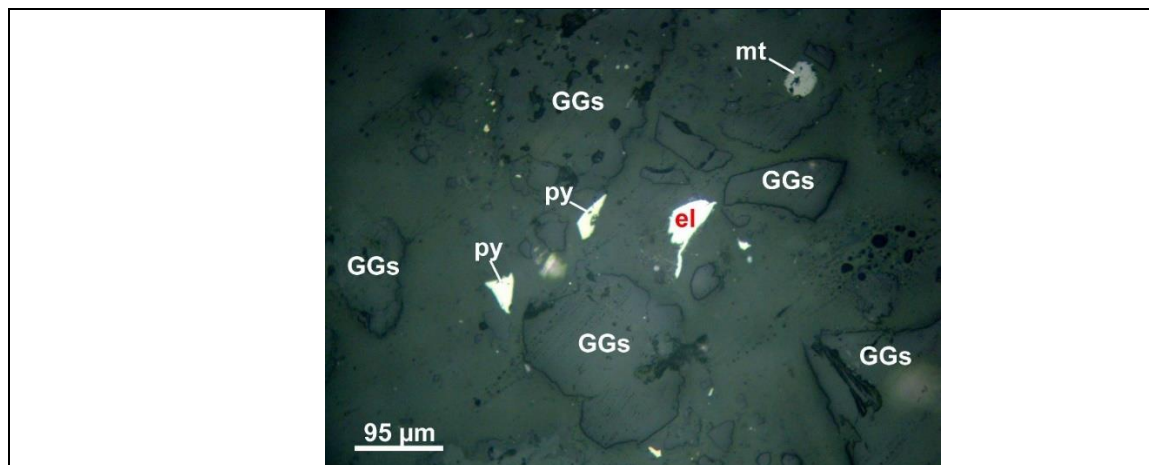
FOTOMICROGRAFIAS



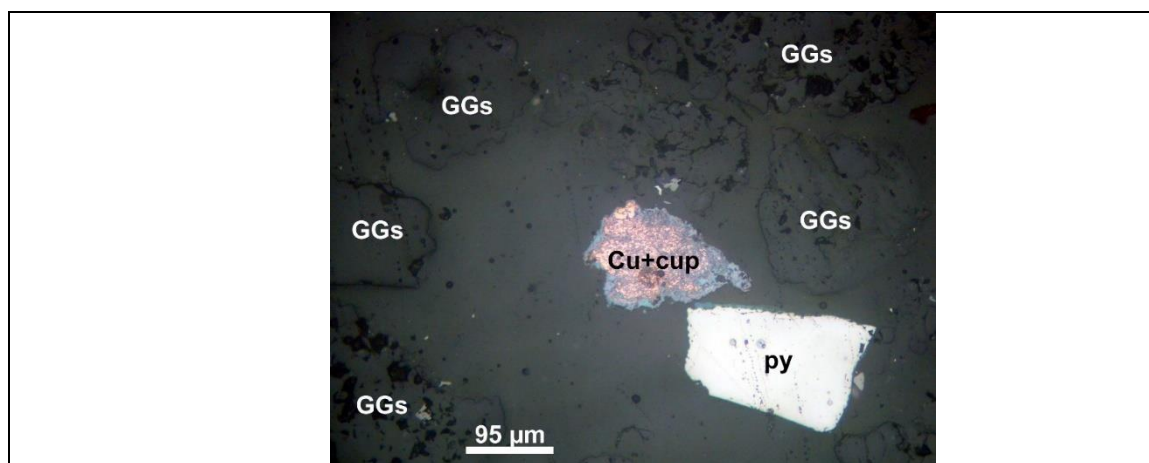
Fot. 1. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py), de goethita (gt) y de gangas (GGs). 100X.



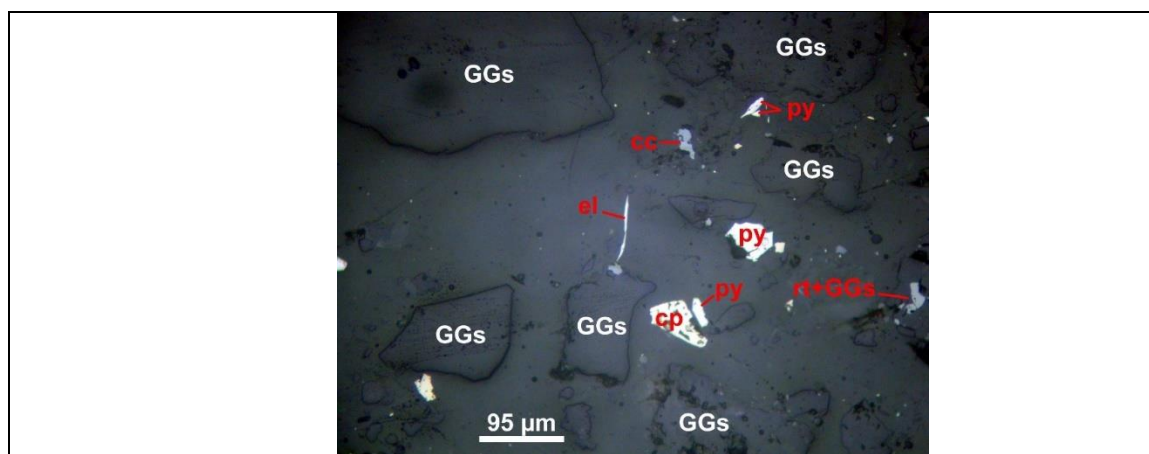
Fot. 2. Partícula entrelazada de electrum (el) con la goethita (gt) y con la ganga (GGs); partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs). 200X.



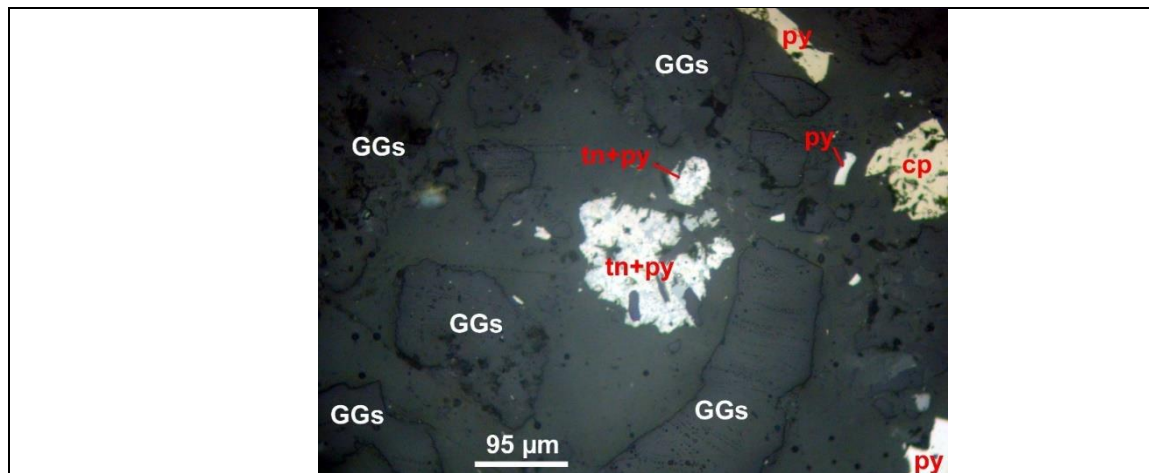
Fot. 3. Partículas libres de electrum (el), de pirita (py), de magnetita (mt) y de gangas (GGs). 200X..



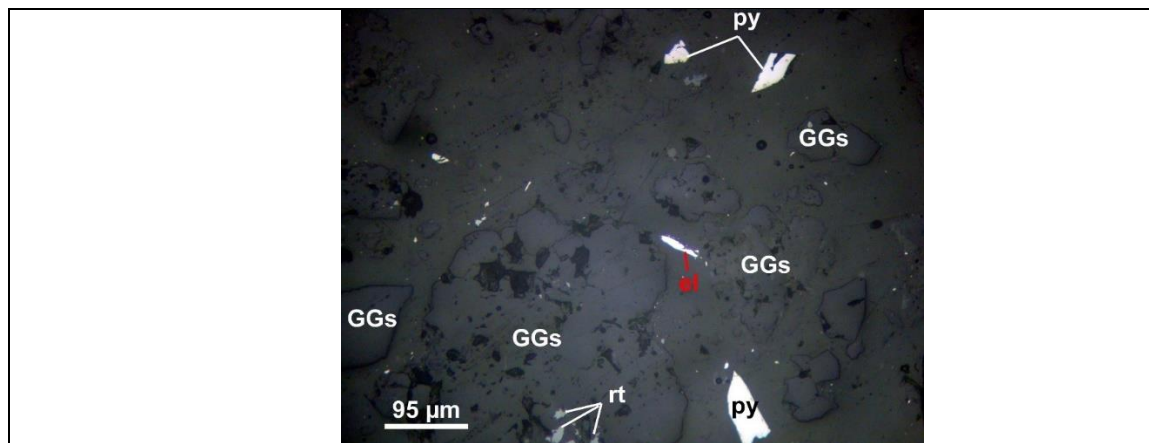
Fot. 4. Partícula entrelazada de cobre nativo con la cuprita (Cu+cup) y partículas libres de pirita (py) y de gangas (GGs). 200X.



Fot. 5. Partículas libres de electrum (el), de calcopirita (cp) de calcocita (cc), de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de rutilo con la ganga (rt+GGs). 200X.



Fot. 6. Partículas libres de calcopirita (cp), de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de tennantita con la pirita (tn+py). 200X.



Fot. 7. Partículas libres de electrum (el), de pirita (py) y de gangas (GGs); partícula entrelazada de rutilo (rt) con la ganga (GGs). 200X.

TABLA Nº2				
TIPOS GEOMETRICOS DE ENTRELAZAMIENTOS DE LOS MINERALES Y SUS POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA				
Muestra No. :	RELAVE			
MINERALES ENTRELAZADOS	TIPO ENTR.	NUM. PART.	DIST. PORC.	POSIBILIDADES DE LIBERACION COMPLETA
Partículas Libres		1490	97.77	
cp-en	3dl	1	0.07	Muy difícil a imposible
cp-cc	1aIV	1	0.07	Fácil
	2aIII	1	0.07	Muy difícil a imposible
cp-ef	1dII	1	0.07	Imposible
cp-GGs	1bIV	1	0.07	Moderadamente fácil
	1dII	1	0.07	Imposible
en-apy	3cIII	1	0.07	Imposible
cp-py	2aII	1	0.07	Muy difícil a imposible
	2aIII	1	0.07	Muy difícil a imposible
Cu-cup	1cl	1	0.07	Imposible
bn-cc	2bl	1	0.07	Muy difícil
mb-GGs	1el	1	0.07	Muy difícil a imposible
py-mc	1cIII	1	0.07	Imposible
py-GGs	1bIV	1	0.07	Moderadamente fácil
mt-hm	1al	1	0.07	Fácil
	2bl	1	0.07	Muy difícil
hm-GGs	1aIV	1	0.07	Fácil
	1bIV	1	0.07	Moderadamente fácil
	1el	1	0.07	Muy difícil a imposible
	1eII	1	0.07	Muy difícil a imposible
	2aII	1	0.07	Muy difícil a imposible
	3bl	1	0.07	Imposible
rt-GGs	1aII	1	0.07	Fácil
	1bIV	1	0.07	Moderadamente fácil
	1dII	1	0.07	Imposible
	1el	2	0.13	Muy difícil a imposible
	1eII	2	0.13	Muy difícil a imposible
	3cII	1	0.07	Imposible
el-gt-GGs	2cIV	1	0.07	Muy difícil a imposible
cp-tn-en	1cIII	1	0.07	Imposible
cp-en-py	1cIII	1	0.07	Imposible
mt-hm-GGs	1eII	1	0.07	Muy difícil a imposible
TOTAL		1524	100.00	

Anexo 8: Tamizaje

En este anexo se describen los tamaños de alimentación y descarga de cada de los molinos de la planta de Beneficio Ecoluxen S.A.

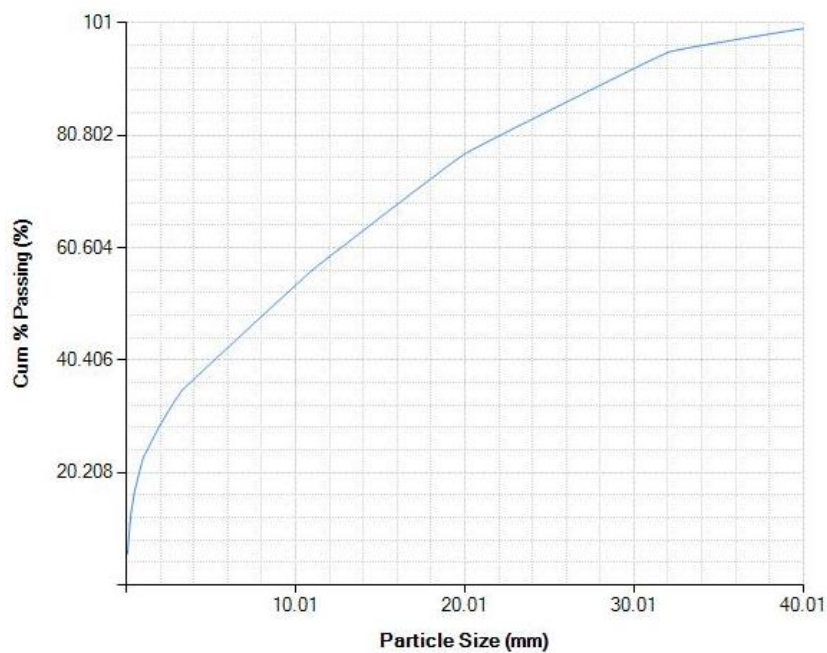
Tamizaje de molinos				
<i>Molino</i>	<i>Tamaño</i>	<i>Tamiz mm</i>	<i>Peso final</i>	
		40	0	
		32	160	
		20	680	
		11	780	
		3.35	800	
		2	240	
	F80	1	220	
		0.5	220	
		0.3	135.2	
Molino primario		0.212	88.1	
		0.15	91.4	
		0.075	108.7	
		0	208.9	
		850	208.8	
		425	332.4	
		300	147.6	
		P80	212	148.6
			150	105.3
			75	143.4
		Bandeja	204.5	
		850	99.3	
		425	276.8	
		300	158.7	
	F80	212	163.8	
		150	146.2	
		75	157.4	
Molino remolienda		Bandeja	208	
		850	2.4	
		425	76	
		300	117.5	
		P80	212	147.6
			150	172.9
			75	200.5
			Bandeja	237.3

La valoración de los respectivos tamizajes, se realizó con un base de Excel y la misma fue comprobada con el programa MimProSim, teniendo 4 respectivos análisis que se muestra a continuación.

Resultados del molino primario F80:

Tamaño de alimentación molino primario			
<i>Tamiz (mm)</i>	<i>Peso (g)</i>	<i>Tamaño Particula (mm)</i>	<i>Pasante acumulado</i>
40	0	50.596	100
32	160	35.777	95.713
20	680	25.298	77.494
11	780	14.832	56.595
3.35	800	6.07	35.161
2	240	2.588	28.73
1	220	1.414	22.836
0.5	220	0.707	16.941
0.3	135.2	0.387	13.319
0.212	88.1	0.252	10.958
0.15	91.4	0.178	8.509
0.075	108.7	0.063	5.597
0	208.9	0	0

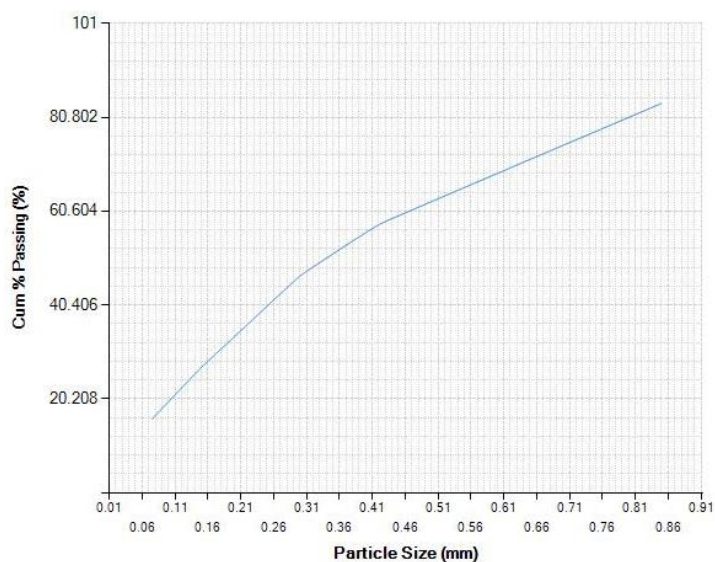
Grafica de la relación entre el porcentaje pasante acumulado vs el tamaño de la partícula, denotando un F80 de 21.468 mm es decir 21468 micras.



Resultados del molino primario P80:

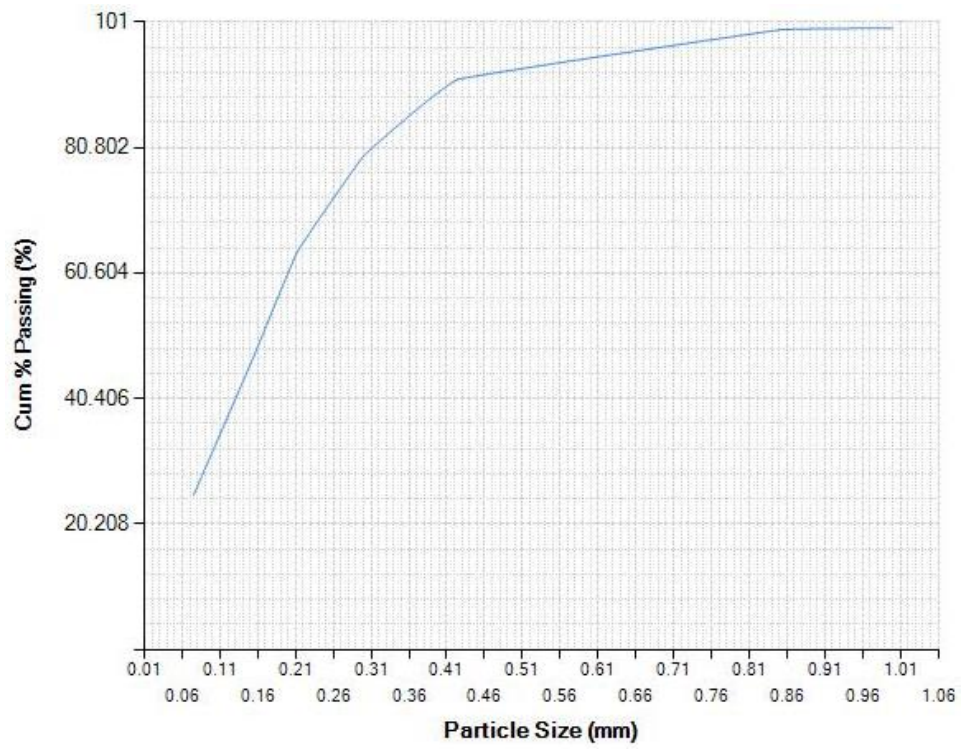
Tamaño del producto del molino primario			
<i>Tamiz (mm)</i>	<i>Peso (g)</i>	<i>Tamaño Particula (mm)</i>	<i>Pasante acumulado</i>
0.85	208.8	1.012	83.821
0.425	332.4	0.601	58.066
0.3	147.6	0.357	46.629
0.212	148.6	0.252	35.115
0.15	105.3	0.178	26.956
0.075	143.4	0.063	15.845
0	204.5	0	0

Grafica de la relación entre el porcentaje pasante acumulado vs el tamaño de la partícula, denotando un P80 de 0.778 mm es decir 778 micras.



Resultados del molino de remolienda F80:

Tamaño de alimentación de remolienda			
<i>Tamiz (mm)</i>	<i>Peso (g)</i>	<i>Tamaño Particula (mm)</i>	<i>Pasante acumulado</i>
0.85	99.3	1.012	91.795
0.425	276.8	0.601	68.922
0.3	158.7	0.357	55.809
0.212	163.8	0.252	42.274
0.15	146.2	0.178	30.193
0.075	157.4	0.063	17.187



Anexo 9: Ensayos de molienda y flotación

Ensayos de tiempo de molienda en laboratorio

Tiempo de molienda			
<i>Muestra</i>	<i>Tiempo (min)</i>	<i>Peso (gr)</i>	<i>-200 %</i>
M1	10	439.1	56.09
M2	12	388.78	61.12
M3	15	344.5	65.5
M4	19	819.8	81.89

Pruebas de flotación

Balance metalúrgico de flotación para la muestra M1, tiempo de 10 min

	gr	Leyes			Contenidos			%Recuperación			Radio
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	
Cabeza	1000	0.24	17.66	0.62	240.00	17660.00	620.00	100.00	100.00	100.00	
Conc	31.00	7.52	280.00	20.20	233.12	8680.00	626.20	84.32	45.91	90.36	32.26
Conc 1/2	27.00	0.21	56.70	0.38	5.67	1530.90	10.26	2.05	8.10	1.48	
Relave	942.00	0.04	9.23	0.06	37.68	8694.66	56.52	13.63	45.99	8.16	
					276.47	18905.56	692.98				

Balance metalúrgico de flotación para la muestra M2, tiempo de 12 min

	gr	Leyes			Contenidos			%Recuperacion			Radio
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	
Cabeza	1000	0.25	20.36	0.65	250.00	20360.00	650.00	100.00	100.00	100.00	
Conc	30.00	7.87	396.25	19.97	236.10	11887.50	599.10	80.48	53.09	86.64	33.33
Conc 1/2	25.00	0.40	55.00	0.67	10.00	1375.00	16.75	3.41	6.14	2.42	
Relave	945.00	0.05	9.66	0.08	47.25	9128.70	75.60	16.11	40.77	10.93	
					293.35	22391.20	691.45				

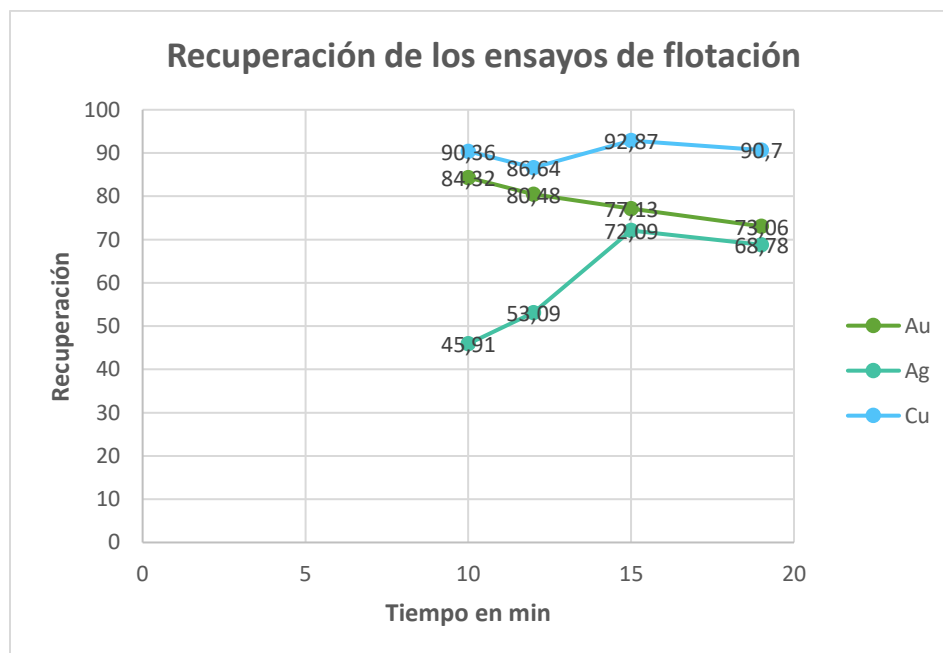
Balance metalúrgico de flotación para la muestra M3, tiempo de 15 min

	gr	Leyes			Contenidos			%Recuperacion			Radio
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	
Cabeza	1000	0.27	20.56	0.70	270.00	20560	700	100	100	100	
Conc	35.00	5.89	425.25	18.97	206.15	14883.75	663.95	77.13	72.09	92.87	28.57
Conc 1/2	27.00	0.18	28.63	0.15	4.86	773.01	4.05	1.82	3.74	0.57	
Relave	938.00	0.06	5.32	0.05	56.28	4990.16	46.90	21.06	24.17	6.56	
					267.29	20646.92	714.90				

Balance metalúrgico de flotación para la muestra M4, tiempo de 19 min

	gr	Leyes			Contenidos			%Recuperacion			Radio
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	
Cabeza	1000.00	0.31	19.74	0.66	310.00	19740.00	660.00	100.00	100.00	100.00	
Conc	35.97	6.30	374.20	16.62	226.61	13459.97	597.82	73.06	68.78	90.70	27.80
Conc 1/2	25.40	0.37	28.74	0.20	9.40	730.00	4.98	3.03	3.73	0.76	
Relave	938.63	0.08	5.73	0.06	74.15	5378.35	56.32	23.91	27.48	8.54	
					310.16	19568.32	659.12				

Grafica de relación entre las leyes obtenidas de la recuperación de los elementos Au, Ag y Cu con respecto a los distintos tiempos que se ensayó.



Anexo 10: Valoración técnica-económica

Proyección de optimización en función de los análisis de recuperación del elemento plata.

Fecha: 19/01/2022

Proyección de la optimización							
Precio del gr de Ag: \$0.77765	<i>Recuperación</i>	<i>Ley del concentrado</i>	<i>Calidad del concentrado</i>	<i>Optimización gr</i>	<i>Aproximación de la optimización ton de concentrado</i>	<i>Precio Cu (ton) al 100%</i>	<i>Precio</i>
Actual	48.8	361.73	70				\$ 6,604.5
Propuesta de optimización	79.4	425.25	80	63.52	49.40	\$ 9,435.00	\$ 7,548.0
				Campaña	\$ 12,349.08	Diferencia Precio	\$ 943.5

Costos directos

Costos del personal

PERSONAL			
<i>Cantidad</i>	<i>Cargo</i>	<i>Días Laborados</i>	<i>Total a pagar USD</i>
1	Ing. Químico	30	1200
1	Obrero	30	600
TOTAL MENSUAL			1800

Costos de reactivos químicos e insumos usados para las pruebas de molienda y flotación

REACTIVOS E INSUMOS		
<i>Cantidad</i>	<i>Descripción</i>	<i>Precio (USD)</i>
0.026	Aero 404 Ditiófosfato	43
0.023	Promotor Aerofloato	41.2
0.87	Xantato amílico de potasio	30
0.027	Espumante DOWFROTH	15
5.2	Oxido de Calcio	2
1 ml	Cianuro con Sulfato de Zinc	15
70	Bandas pH	8
TOTAL MENSUAL		154.2

Costo de mantenimiento de equipos

MANTENIMIENTO DE EQUIPOS	
<i>Descripción</i>	<i>Costo (USD)</i>
Mantenimiento de maquinaria	100
TOTAL MENSUAL	100

Costos indirectos

Costo de administración

ADMINISTRACIÓN			
<i>Cantidad</i>	<i>Cargo</i>	<i>Días Laborados</i>	<i>Total a pagar USD</i>
1	Técnico	30	1500
TOTAL MENSUAL			1500

Costo de seguridad

EPPs			
<i>Cantidad</i>	<i>Descripción</i>	<i>P. Unitario (USD)</i>	<i>Costo Total</i>
4	Botas punta de acero	30	120
4	Chalecos reflectivos	6	24
4	Guantes	3.5	14
4	Orejeras	4.5	18
4	Casco	15	60
TOTAL SEMESTRAL			236
TOTAL MENSUAL			39.33

Costo de alimentación

ALIMENTACIÓN			
<i>Cantidad</i>	<i>Descripción</i>	<i>P. Unitario (USD)</i>	<i>Costo Total</i>
4	Alimentación	8	32
TOTAL MENSUAL			960

Costo de servicios básicos

SERVICIOS BÁSICOS	
<i>Descripción</i>	<i>Costo (USD)</i>
Internet	50
Agua Potable	15
Agua bidón	30
Energía Eléctrica 220 kW	120
TOTAL MENSUAL	215

Costo de útiles de oficina

ÚTILES DE OFICINA	
<i>Descripción</i>	<i>Costo (USD)</i>
Esferos	4
Hojas Bond	4.5

Libretas	28
TOTAL MENSUAL	36.5

Costo de útiles de aseo

ÚTILES DE ASEO		
<i>Cantidad</i>	<i>Detalles</i>	<i>Costo (USD)</i>
2	Escobas	8
2	Jabón de manos	7
4	Toallas de manos	8
1	Recogedor	2.25
3	Desinfectante	5.5
TOTAL MENSUAL		30.75

Costos de impuestos, informes técnicos

IMPUESTOS, INFORMES TÉCNICOS	
<i>Descripción</i>	<i>Costo (USD)</i>
Patentes de conservación	60
Topografía	1000
Análisis Metalúrgico	500
Informe	300
TOTAL MENSUAL	1860

Resumen de costos de producción

RESUMEN DE COSTOS DE PRODUCCIÓN		
<i>Tipo</i>	<i>Descripción</i>	<i>Costo (USD)</i>
Costos directos	Costo de personal	1800
	Costo de reactivos e insumos	154.2
	Costo de mantenimiento de equipos	100
	Costo de administración	1500
	Costo de seguridad	39.33
Costos indirectos	Costo de alimentación	960
	Costo de servicios básicos	215
	Costo de útiles de aseo	30.75
	Costo de impuestos e informes	360
	Costo de útiles de oficina	36.5
TOTAL MENSUAL		\$ 6,695.78

Anexo 11: Comparación de datos de funcionamiento actual vs catalogo en los procesos de trituración y molienda.

Trituración

<i>Especificaciones</i>	CATÁLOGO			ACTUAL		
	<i>Trituradora 1</i>	<i>Trituradora 2</i>	<i>Trituradora 3</i>	<i>Trituradora 1</i>	<i>Trituradora 2</i>	<i>Trituradora 3</i>
Modelo	PE-870*1060	PEX-300*1300	PEX-250*1200	PE-900*1100	PEX-300*1300	PEX-250*1200
Tamaño de alimentación(mm)	870*1060	300*1300	250*1200	267.2*1100	104.63*1300	38.32*1200
Tamaño de alimentación máx (mm)	750	250	210	750	250	210
Tamaño del rango de descarga(mm)	170-270	20-90	25-60	90.55	28.98	22.63
Capacidad (t/h)	180-360	25-95	20-61	79.56	17.74	12.8
Potencia del motor(kw)	90-110	55-75	37-45	110	55	45
Peso (t)	31.22	12.6	8.8	31.22	12.6	8.8
Dimensión global (LxWxH)(mm)	2990×2416×2893	2026×2320×1723	1700×2132×1450	2990×2416×2893	2026×2320×1723	1700×2132×1450

Molienda

<i>Especificaciones</i>	CATÁLOGO		ACTUAL	
	<i>Molino1</i>	<i>Remolienda</i>	<i>Molino1</i>	<i>Remolienda</i>
Modelo mm	2100*3600	1830*3000	2133.6*3657.6	1828.8*3004.8
Velocidad de giro	23	25	20.49	23
Medio molturante ton	19	11	18.39	5.6
Alimentación mm	≤ 25	≤ 25	21.46	0.609
Descarga mm	0.074-0.4	0.074-0.4	0.77	0.305
Capacidad ton/h	10 a 36	4 a 10	30	25
Motor kw	210	130	200	110
Peso ton	46	28	46	28

Anexo 12: Certificación de traducción del resumen

Loja, 27 de marzo de 2023

Yo, Dayana Micaela Ochoa Guailas, con cédula de identidad 1900842145, Licenciada en Ciencias de la Educación mención inglés registro Nro. 1031-2022-2554787

CERTIFICO:

Que, he realizado la traducción al idioma inglés de él resumen del Trabajo de Integración Curricular denominado “Optimización del proceso de molienda-flotación de minerales, mediante el análisis metalúrgico del elemento plata en la planta de Beneficio Ecoluxen S.A. ubicada en el sector Balsones, parroquia y cantón Portovelo, provincia de El Oro”, elaborado por la Srta. Nadia Elizabeth Calderón Jaramillo con cédula de ciudadanía número 1900817748, egresada de la carrera de Ingeniería en Minas de la Universidad Nacional de Loja.

Lo certifico en honor a la verdad, facultando al portador del presente documento, hacer uso legal pertinente.

Atentamente:

A handwritten signature in blue ink, appearing to be 'Dayana', written in a cursive style.

Lcda. Dayana Micaela Ochoa Guailas
C.I.: 1900842145